



UNIVERSIDAD DEL AZUAY

FACULTAD DE CIENCIA Y TECNOLOGÍA

ESCUELA DE INGENIERÍA EN MINAS

**Optimización en los parámetros de perforación y voladura
en el avance del túnel de la mina Cabo de Hornos**

Trabajo de graduación previo a la obtención del título de:

INGENIERO EN MINAS

Autor:

JUAN ANDRÉS BUELE GAONA

Director:

LUIS ENRIQUE PEÑA MOGROVEJO

CUENCA, ECUADOR

2017

DEDICATORIA

Agradezco a mi madre María Silvana Gaona infinitamente por haberme concedido la vida y ser mi apoyo incondicional en cada etapa de mi vida, su ejemplo moral y espiritual que me ha permitido superarme y formarme tanto como una buena persona y profesional, le agradezco por ser mi pilar principal para que yo, concluya con mis estudios universitarios, ya que sin el apoyo constante de mi madre no lo hubiera logrado. A mi familia por ser mi constante inspiración para que durante mi carrera universitaria sea perseverante en mis estudios y no me dé, por vencido, demostrando su interés permanente e incondicional que me ha permitido que día a día siga adelante para cumplir mis metas anheladas.

AGRADECIMIENTO

A Dios.

Sin el permiso divino de Dios no hubiera llegado hasta este momento tan importante de mi vida por eso doy gracias a nuestro señor por haberme llenado de regocijo, fortaleza y sabiduría.

A mi madre.

Por ser la persona quien me permitió seguir con mis estudios universitarios, su gran sabiduría y su apoyo constante me ha permitido terminar con mis estudios de tercer nivel.

A mi familia.

Toda mi familia fue mi fuente de inspiración para que yo no declinara frente los fracasos y me fortaleciera, de esta manera cumplir con mis objetivos deseados.

A los profesores de la carrera de ingeniería en minas.

A mis profesores que gracias a su sabiduría y enseñanzas me han permitido formarme tanto como profesional como una mejor persona para la sociedad, mi agradecimiento en especial a mi tutor por el apoyado en el desarrollo de la tesis y llegar a la culminación de la misma.

A mis compañeros de mi carrera.

Por haberme brindado su fiel amistad durante toda la trayectoria de estudio, ya que con ellos hemos compartidos grandes momentos y hemos sido un apoyo mutuo para la culminación de nuestros estudios.

A la empresa Comivariv S.A.

Gracias a todos los integrantes de la empresa por gran amabilidad y haberme permitido realizar mi proyecto de investigación y culminación del mismo.

TABLA DE CONTENIDO

DEDICATORIA	ii
AGRADECIMIENTO	iii
ÍNDICE DE TABLAS	ix
ÍNDICE DE FIGURAS.....	xi
ÍNDICE DE ANEXOS	xiv
RESUMEN	xv
ABSTRACT.....	xvi
INTRODUCCIÓN	1
CAPITULO I: DATOS GENERALES DE LA MINA CABO DE HORNOS.....	3
1.1 Objetivo.....	3
1.2 Descripción general de la mina.....	4
1.3 Ubicación Política.....	7
1.4 Acceso al área minera	8
1.5 Geología Regional	9
1.6 Geología Local.....	11
1.7 Minería.....	11
1.8 Mineralogía.....	11
1.9 Sistema de Explotación.....	12
1.10 Perforación.....	14
1.11 Carga de sustancia explosiva y voladura	17
1.12 Especificaciones técnicas de la sustancia explosiva utilizada.....	22
1.12.1 Carga de fondo.....	22
1.12.2 Carga de columna.....	23
1.12.3 Detonantes.....	24

CAPITULO II: MARCO TEÓRICO	27
2.1 Explotación por Subniveles	27
2.2 Explosivos.....	27
2.3 Explosión	28
2.4 Voladura.....	28
2.5 Secuencia de encendido	30
2.6 Distribución de taladros	31
2.6.1 Alivio	31
2.6.2 Corte.....	31
2.6.3 Arranque	31
2.6.4 Contorno	32
2.7 Propiedades físico-mecánicas del macizo rocoso	32
2.8 Peso Específico	32
2.9 Densidad	33
2.10 Resistencia de las rocas.....	33
2.11 Resistencia a la compresión simple	33
2.12 Ensayo uniaxial o de compresión simple	34
2.13 Clasificación geomecánica.....	34
2.14 Clasificación de Deere (RQD)	34
2.15 Área del frente de explotación	35
2.16 Nueva teoría para calcular el Burden	36
2.16.1 Burden nominal (B_n)	36
2.16.2 Burden ideal (B_i).....	37
2.16.3 Presión de detonación del explosivo (P_{OD})	37
2.16.4 Factor de carguío (F_C)	38
2.16.5 Acoplamiento del explosivo (A_e)	38
2.16.6 Longitud del taladro (L_{tal})	39

2.16.7 Presión de detonación del taladro $P_{0D_{tal}}$ con carga de fondo y columna	39
2.16.8 Factor de Carguío.....	41
2.16.9 Resistencia a la compresión simple de la roca o mineral (σ_r).....	42
2.16.10 Factor de seguridad (F_s).....	42
2.16.11 Desviación de perforación (S).....	43
2.16.12. Diámetro de alivio máximo (\emptyset_{max})	44
2.16.13 Diámetro de alivio mínimo (\emptyset_{min})	45
2.16.14 Número de taladros de alivio (n_a).....	45
2.16.15 Espaciamiento de taladros de alivio (e_a)	46
2.16.16 Ángulo entre taladros de alivio (α)	46

CAPITULO III: DESCRIPCIÓN DEL MACIZO ROCOSO QUE ATRAVIESA EL TÚNEL DE EXPLOTACIÓN..... 48

3.1 Determinación del RQD de la roca que atraviesa el túnel	48
3.1.1 Número de fracturas en un metro lineal de muestreo	48
3.2 Análisis en laboratorio del macizo rocoso	49
3.2.1 Resistencia a la compresión simple.....	50
3.2.2 Peso específico del macizo rocoso.....	52

CAPITULO IV: DISEÑO DE LA NUEVA MALLA DE PERFORACIÓN Y VOLADURA OPTIMIZADA CON EL MODELO MATEMÁTICO 55

4.1 Área del frente de explotación	56
4.2 Acoplamiento del explosivo.....	56
4.3 Longitud del taladro (L_{tal})	57
4.4 Longitud de carga del taladro (L_c)	57
4.5 Factor de carguío (F_c).....	58

4.6 Presión de detonación del taladro ($P_{oD_{tal}}$).....	58
4.7 Desviación de perforación (S).....	59
4.8 Taladros de corte.....	59
4.9 Taladros de alivio.....	60
4.9.1 Diámetro de alivio máximo.....	60
4.9.2 Diámetro de alivio mínimo	60
4.9.3 Número de taladros de alivio (n_a)	61
4.9.4 Espaciamiento de taladros de alivio (e_a)	61
4.9.5 Ángulo entre taladros de alivio (α)	62
4.10 Taladros de arranque.....	62
4.11 Taladros de contorno.....	63
4.12 Distribución de los taladros	65
4.13 Consumo de sustancia explosiva.....	67

CAPITULO V: APLICACIÓN DE LA NUEVA MALLA DE PERFORACIÓN Y VOLADURA EN LA MINA DE CABO DE HORNOS 71

5.1 Avance de explotación por voladura.....	72
5.2 Obtención de material fragmentado.....	73
5.2.1 Volumen de roca obtenido en un disparo.....	73
5.2.2 Toneladas métricas obtenidas en un disparo.....	73
5.3 Esquema comparativo de la malla de perforación utilizada con la propuesta optimizada.....	73
5.3.1 Comparación en la distribución de taladros	73
5.3.2 Comparación en los parámetros de perforación y voladura.....	75
5.3.3 Comparación del consumo de sustancia explosiva	75
5.4 Análisis de los resultados con la nueva malla de perforación y voladura.....	76

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES	80
SIMBOLOGÍA	82
BIBLIOGRAFÍA	84
ANEXOS	86

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1.1: Información general de la mina Cabo de Hornos	4
Tabla 1.2: Especificación de la perforadora roto-percutiva modelo YT27.....	15
Tabla 1.3: Consumo de sustancia explosiva en la mina Cabo de Hornos	20
Tabla 1.4: Medición de avance por voladura	21
Tabla 1.5: Características técnicas de Dinamita Semigelatinosa Riodin 1 1/4 x 8 in.....	22
Tabla 1.6: Características técnicas de ANFO en cartuchos de 1 1/4 x 12 in	23
Tabla 1.7: Características técnicas de mecha de seguridad.....	24
Tabla 1.8: Características técnicas de Fulminante	25
Tabla 2.1: Clasificación de las rocas según el RQD	35
Tabla 2.2: Tabla de factor de seguridad.....	42
Tabla 3.1: Valores y promedio de RQD obtenidos en la zona de estudio.....	48
Tabla 3.2: Resultados del ensayo de compresión simple	51
Tabla 3.3: Resultado del ensayo para determinar el peso específico del macizo rocoso	54
Tabla 4.1: Dimensiones del túnel en la mina Cabo de Hornos	55
Tabla 4.2: Parámetros geomecánicos del macizo rocoso en la mina Cabo de Hornos	55
Tabla 4.3: Resultados del número de taladros en la malla de perforación y voladura optimizada.....	64
Tabla 4.4: Consumo de sustancia explosiva en los taladros de corte.....	67
Tabla 4.5: Consumo de sustancia explosiva en los taladros de arranque.....	68
Tabla 4.6: Consumo de sustancia explosiva en los taladros de contorno	69
Tabla 4.7: Consumo de sustancia explosiva por voladura	70
Tabla 5.1: Medición de avance por voladura con la nueva malla de perforación y voladura en la mina Cabo de Hornos	72
Tabla 5.2: Tabla de comparación entre la malla de perforación actual y la malla de perforación optimizada	74
Tabla 5.3: Comparación entre la malla de perforación actual y la malla de perforación optimizada.....	75

Tabla 5.4: Comparación entre las dos mallas de voladura en el tema de consumo de sustancia de explosiva.....	76
Tabla 5.5: Perforación específica entre la malla de voladura utilizada por la empresa y la malla optimizada.....	77
Tabla 5.6: Consumo específico de la sustancia explosiva entre la malla utilizada en la mina cabo de hornos y la malla optimizada.....	78

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1.1: Entrada a la mina Cabo de Hornos	5
Figura 1.2: Compresor de aire a base de energía eléctrica.....	5
Figura 1.3: Polvorín de la mina subterránea Cabo de Hornos	6
Figura 1.4: Entrada a la mina subterránea Cabo de Hornos.....	6
Figura 1.5: Catastro Minero de la ubicación de la mina Cabo de Hornos	7
Figura 1.6: Mapa de ubicación del cantón Portovelo.....	8
Figura 1.7: Ruta desde el cantón Portovelo hasta la mina Cabo de Hornos	9
Figura 1.8: Mapa Geológico del cantón Portovelo	10
Figura 1.9: Dimensiones de la galería de la mina Cabo de Hornos	12
Figura 1.10: Explotación por Subniveles	13
Figura 1.11: Ciclo de actividades para la voladura del frente de explotación en la mina Cabo de Hornos.....	14
Figura 1.12: Perforadora Neumática modelo YT27.....	16
Figura 1.13: Pie de avance	16
Figura 1.14: Actual malla de perforación de la mina Cabo de Hornos.....	17
Figura 1.15: Malla de perforación y voladura actual en la mina Cabo de Hornos.....	18
Figura 1.16: Dimensionamiento de la malla de perforación y voladura actual en la mina Cabo de Hornos.....	19
Figura 1.17: Medición para determinar el avance por voladura en la actual malla de perforación.	21
Figura 1.18: Explosivo Riodin M en forma de taco.....	23
Figura 1.19: Explosivo ANFO	24
Figura 1.20: Mecha lenta o mecha de seguridad.....	25
Figura 1.21: Fulminante detonante	26
Figura 2.1: Fase de la mecánica de rotura de un taladro con cara libre	29
Figura 2.2: Secuencia de voladura en un frente de explotación.....	30
Figura 2.3: Ruptura radial como efecto de la detonación de un taladro.....	31

Figura 2.4 Área de influencia del taladro con relación al Burden y espaciamiento.....	36
Figura 2.5 Longitud de Carga	368
Figura 2.6: Representación gráfica de un taladro con carga de fondo y columna	40
Figura 2.7: Desviación de perforación con barra	43
Figura 2.8: Área de influencia del taladro con respecto a la cara libre	44
Figura 2.9: Cara libre plana a una circular.....	44
Figura 2.10: Espacio entre los taladros de alivio	46
Figura 2.11: Ángulo entre los taladros de alivio.....	47
Figura 3.1: Medición de las fracturas en un metro lineal para lograr determinar el RQD de la roca circundante del túnel.....	49
Figura 3.2: Colocación de la muestra para realizar la prueba de la compresión simple	50
Figura 3.3: Ruptura de la muestra luego de haber realizado el ensayo de la compresión simple.....	50
Figura 3.4 : Resultado obtenido luego de haber realizado el ensayo de la compresión simple.....	51
Figura 3.5: Cuatro muestras extraídas de la mina previamente secadas, para luego determinar su peso específico	52
Figura 3.6: Probeta plástica en cm^3 y balanza digital del laboratorio de la carrera de Ingeniería en Minas.....	52
Figura 3.7: Peso de las muestras	53
Figura 3.8: Colocación de las muestras dentro de la probeta para determinar su volumen ...	53
Figura 4.1: Dimensionamiento del túnel con un solo centro en la mina Cabo de Hornos	56
Figura 4.2: Ubicación de las cargas explosivas	57
Figura 4.3: Burden y espaciamiento ideal en los taladros de corte en la malla de perforación y voladura optimizada	60
Figura 4.4: Ubicación de los taladros de alivio.....	61
Figura 4.5: Ángulo entre taladros de alivio.....	62
Figura 4.6: Burden y espaciamiento ideal en los taladros de arranque.....	63
Figura 4.7: Burden y espaciamiento ideal en los taladros de contorno.....	64
Figura 4.8: Distribución y detonación de los taladros.....	65

Figura 4.9: Radios de influencia que genera cada taladro en la voladura.....	66
Figura 4.10: Amarrado de los taladros.....	66
Figura 5.1: Dimensionamiento de los talados para su ubicación en la nueva malla de perforación y voladura.....	71
Figura 5.2: Comparación entre la malla de perforación actual y la malla de perforación optimizada.....	74
Figura 5.3: Comparación del consumo de sustancia explosiva entre la malla utilizada y la óptima en Kg.....	77
Figura 5.4: Comparación de la perforacion específica entre la malla anterior y la malla optimizada.....	78
Figura 5.5: Comparación del consumo específico entre la malla utilizada y la malla optimizada	79


ÍNDICE DE ANEXOS

Anexo 1: Tabla de relación h/d de la escuela de Ingeniería Civil.....	86
Anexo 2: Dimensionamiento de los taladros en la malla optimizada	87
Anexo 3: Malla de perforación optimizada.....	88
Anexo 4: Secuencia de voladura en la mina Cabo de Hornos	89
Anexo 5: Hoja para el control en los parámetros de perforación y voladura.....	90
Anexo 6: Parámetros de la roca obtenidos de los análisis de laboratorio	90
Anexo 8: Resultados de los taladros de arranque de la malla optimizada	92
Anexo 9: Resultados de los taladros de contorno para la malla optimizada	93
Anexo 10: Oficio recibido por la compañía minera Comivariv S.A. por mejoramiento en los parámetros de perforación y voladura gracias a la nueva malla optimizada	94

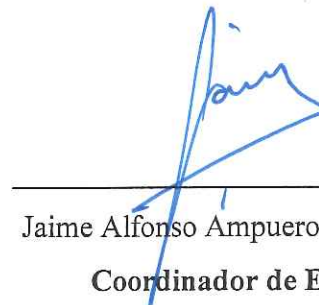
RESUMEN

La presente investigación tiene como objetivo mejorar los parámetros de perforación y voladura, de esta manera obtener una eficiente explotación en el frente del túnel de la mina subterránea Cabo de Hornos ubicada en la zona minera Portovelo. El diseño de la malla de voladura en la mina subterránea era empírico, pero a partir de investigaciones de campo y con la ayuda de un modelo matemático se obtuvo como resultado una malla de perforación tecnificada, ajustada a las características físico – geomecánicas del macizo rocoso; consiguiendo así, mejores tiempos de perforación, número adecuado de taladros y cantidades convenientes de sustancia explosiva. Con la nueva malla de perforación y voladura se constató un mejor avance en el frente de explotación con menor número de taladros de carga y menor uso de sustancia explosiva.

Palabras claves: minería subterránea, perforación, voladura, taladros, optimización.



Luis Enrique Peña Mogrovejo
Director del Trabajo de Titulación



Jaime Alfonso Ampuero Franco
Coordinador de Escuela



Juan Andrés Buele Gaona
Autor

ABSTRACT

This research aimed at improving the parameters of drilling and blasting in order to accomplish an efficient exploitation in the face of the tunnel of *Cabo de Hornos* underground mine located in the mining area of *Portovelo*. The design of the blasting mesh in the underground mine was empirical; however, after field research and the aid of a mathematical model, it was possible to obtain a technical drilling mesh adjusted to the physical-geo-mechanical characteristics of the rock massif; accomplishing in this way, better drilling times, adequate number of holes, and appropriate quantities of explosive substance. With the new drilling and blasting mesh, it was verified that a greater advance in the mine face was obtained with a smaller number of charging holes and less use of explosive substance.

Keywords: underground mining, drilling, blasting, drills, optimization.



Luis Enrique Peña Mogrovejo
Thesis Director



Jaime Alfonso Ampuero Franco
School Coordinator



Juan Andrés Buele Gaona
Author



UNIVERSIDAD DEL
AZUAY
Dpto. Idiomas



Translated by,
Lic. Lourdes Crespo

Juan Andrés Buele Gaona

Trabajo de Titulación

Ing. Luis Enrique Peña Mogrovejo

Octubre, 2017

OPTIMIZACIÓN EN LOS PARÁMETROS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA EN EL AVANCE DEL TÚNEL DE LA MINA CABO DE HORNOS

INTRODUCCIÓN

La minería es una actividad que requiere de gran inversión inicial por ello la optimización de los procesos mineros brindará un mejor aprovechamiento del recurso mineral, mejorando las maniobras mineras y reduciendo los costos. El comportamiento del macizo rocoso en una mina no es constante, con una geología discontinua que conforme aumenta la profundidad va tomando diferentes propiedades geomecánicas, estos cambios son notorios en sus características geológicas – estructurales.

En las zonas mineras de Portovelo y Zaruma, pertenecientes a la provincia de El Oro se ha realizado la extracción de minerales auríferos por varias décadas, pero su explotación se ha ejecutado de forma precaria, no tecnificada, generando grandes costos en la explotación y en el tratamiento del mineral de interés, es más, la ausencia de métodos técnicos-tecnológicos ha afectado grandes áreas con impactos ambientales críticos.

El siguiente trabajo de titulación tiene como objetivo mejorar los parámetros de perforación y voladura en la mina subterránea Cabo de Hornos que se encuentra en el cantón Portovelo. Con la optimización de la malla de perforación y voladura se pretende mejorar la actividad de voladura y perforación ya que actualmente es empírica a partir de un modelo matemático cuyo resultado será una malla de perforación tecnificada. En la mina que se realiza la investigación cuenta con políticas determinadas en el tema de carga de explosivos, por lo tanto, la investigación se enfocó en reajustar la clasificación y ubicación de los taladros de carga como los taladros de alivio.

CAPITULO I

DATOS GENERALES DE LA MINA CABO DE HORNOS

En la actualidad, la actividad minera se encuentra en la búsqueda de mejorar los métodos de explotación y, obtener maquinaria minera e insumos mineros eficientes; así obteniendo una minería responsable para el cuidado del medio ambiente y el cumplimiento de normativas. La explotación subterránea ejecutada técnicamente y con tecnologías adecuadas, generará la reducción de impactos ambientales mineros.

La “pequeña minería” está proponiendo trabajar de forma tecnificada y responsable, pero en numerosos casos lo realizan con procedimientos incorrectos por la ausencia de tecnología o métodos ingenieriles adecuados. En la mina Cabo de Hornos de la empresa Comivariv S.A. se encuentra en la fase de explotación. La mina presenta una malla de perforación precaria, por lo tanto, la presente investigación se enfoca en dar solución a este problema con el diseño de una nueva malla de perforación convenientemente tecnificada que traerá consigo la disminución de costos y, mejorar los tiempos de operación en las actividades de perforación y voladura.

1.1 Objetivo

En el presente trabajo de titulación tiene como objetivo optimizar los parámetros de perforación y voladura en el avance del túnel en la mina Cabo de Hornos, para lograr la presente investigación se identificará la geomecánica del macizo rocoso por medio de ensayos de campo, diseñar y seleccionar una malla de voladura, y por ultimo proponer al titular minero la nueva malla de voladura.

1.2 Descripción general de la mina

Para informar los datos generales de la mina subterránea Cabo de Hornos tanto en su ubicación política, superficie del área minera, coordenadas, tipo de mineral, etc. se diseñó la siguiente tabla:

Tabla 1.1: Información general de la mina Cabo de Hornos

Referencia	Descripción
Nombre del área minera	SOROCHE UNIFICADO
Código	506
Superficie del área minera en etapa de explotación.	12 Has. Mineras
Coordenadas de la concesión minera Soroche Unificado	X ₁ : 653500 Y ₁ : 9590000 X ₂ : 654000 Y ₂ : 9590000 X ₃ : 653500 Y ₃ : 9591500 X ₄ : 654000 Y ₄ : 9591500
Tipo de mineral	Metálico
Condominio minero	LOS AGAPITOS
Superficie manifestada en producción	12 Has. mineras
Ubicación política	Parroquia: Portovelo Cantón: Portovelo Provincia: El Oro

Fuente: (Sánchez, 2013)

Para el ingreso de la mina subterránea Cabo de Horno se realiza por una vía de segundo orden partiendo del cantón Portovelo hasta el sitio minero Agua Dulce en la Figura 1.1 se observa la entrada principal de la mina.



Figura 1.1: Entrada a la mina Cabo de Hornos

La mina Cabo de hornos para realizar las actividades de perforación y limpieza de gases en los frentes de explotación, se abastece por un compresor de energía eléctrica como se observa en la siguiente figura:



Figura 1.2: Compresor de aire a base de energía eléctrica

Por medida de seguridad y cumplimiento de normativas en la mina Cabo de Hornos tiene un polvorín a 50 metros del campamento; el polvorín está construido con doble muro de concreto como medida de seguridad (ver Figura 1.3).



Figura 1.3: Polvorín de la mina subterránea Cabo de Hornos



Figura 1.4: Entrada a la mina subterránea Cabo de Hornos

En la siguiente figura se puede observar el catastro minero de la mina Cabo de Hornos con el nombre de la concesión y las concesiones vecinas.



Figura 1.5: Catastro Minero de la ubicación de la mina Cabo de Hornos
Fuente: (ARCOM, 2016)

1.3 Ubicación Política

La mina Cabo de Hornos se encuentra ubicada en la parroquia Portovelo del Cantón Portovelo en la provincia de El Oro como se observa en el Figura 1.6.

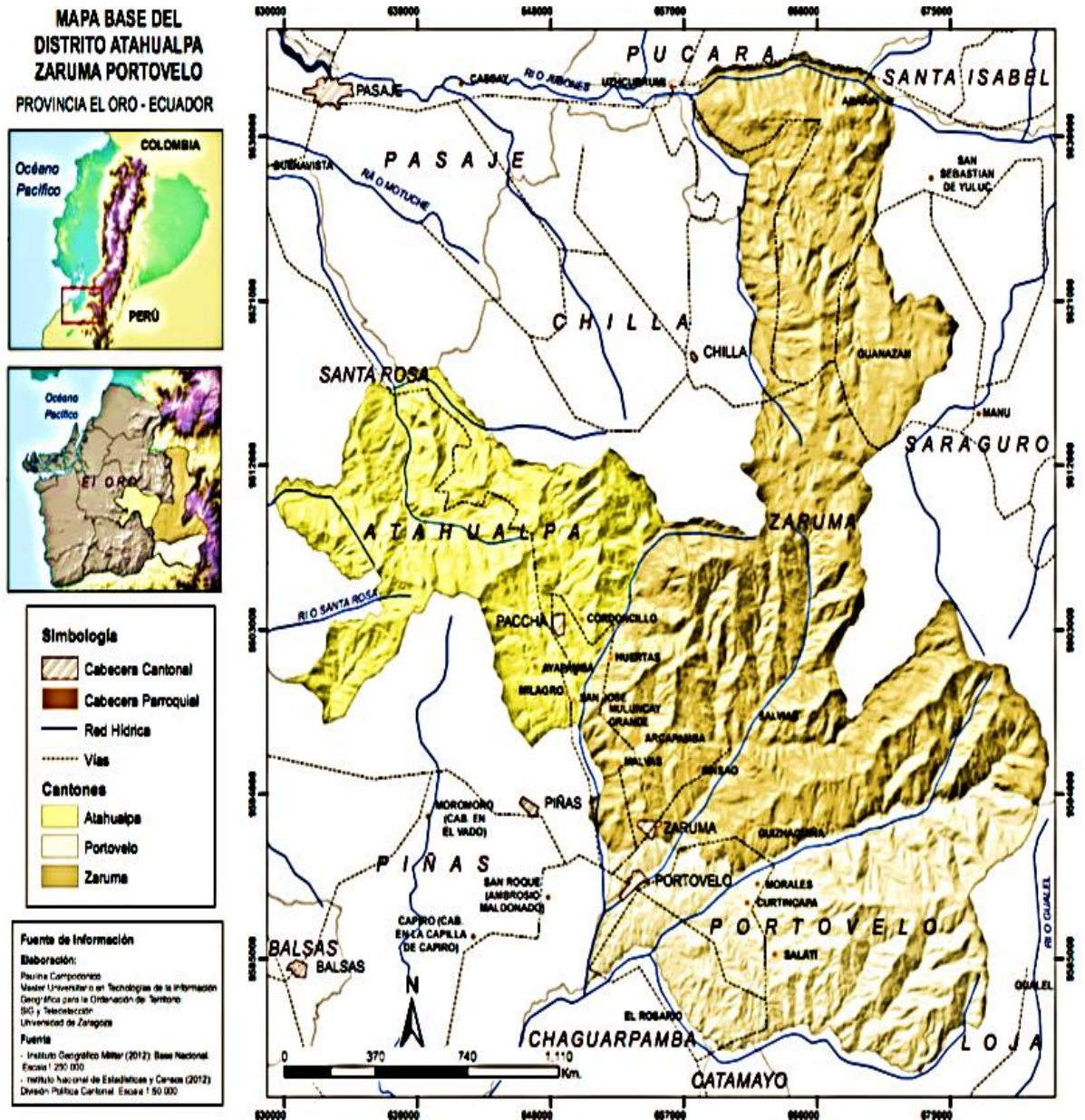


Figura 1.6: Mapa de ubicación del cantón Portovelo
Fuente: (Portovelo, 2013)

1.4 Acceso al área minera

El acceso al condominio Minero Soroche Unificado se realiza partiendo de la ciudad de Machala a 99,6 Km de recorrido hasta llegar al cantón Portovelo; luego a 1,2 Km de recorrido se dirige al área minera por una vía de segundo orden que parte desde el cantón Portovelo al sector Agua Dulce donde el proyecto se encuentra ubicado como nos muestra la Figura 1.7.

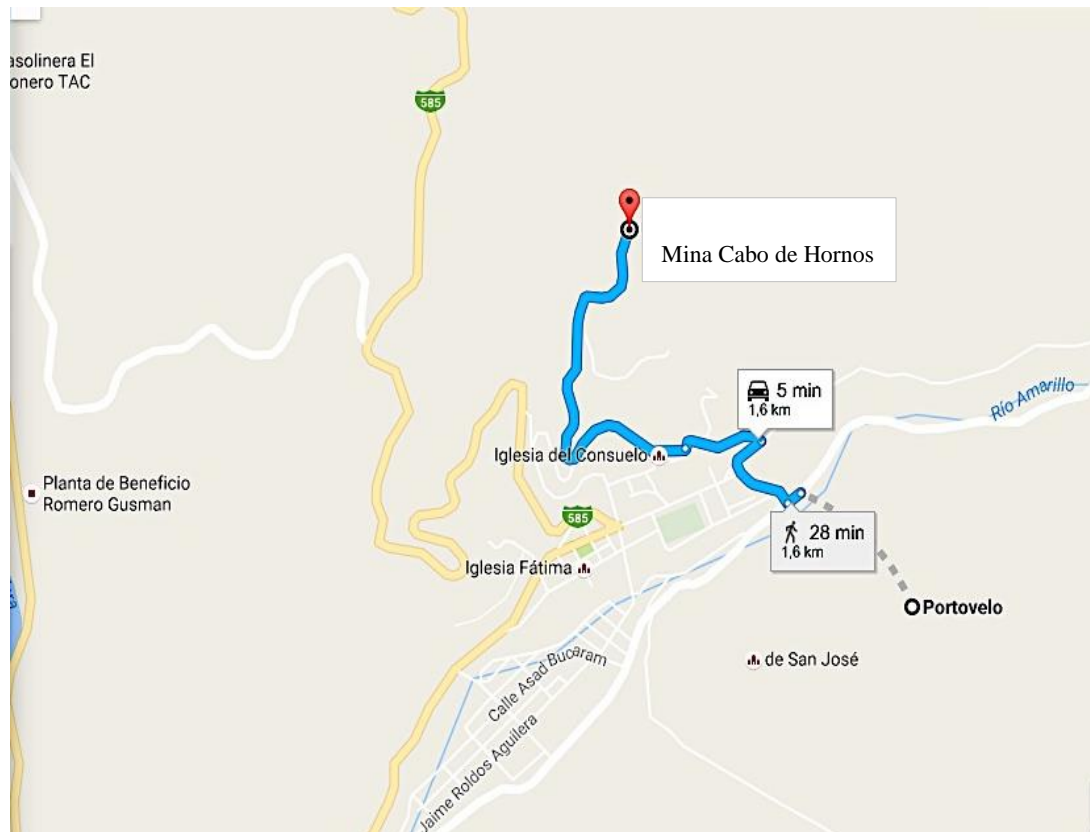


Figura 1.7: Ruta desde el cantón Portovelo hasta la mina Cabo de Hornos
Fuente: (Maps, 2016)

1.5 Geología Regional

Está conformado por el complejo metamórfico El Oro de edad paleozoica, sobre las que yacen adosadas capas de sedimentos metamorfisados, como pizarras y conglomerados con clivaje. El complejo metamórfico El Oro se encuentra formado por tres formaciones que son: la formación Célica que sobreyace discordante al complejo metamórfico El Oro, que comprende tobas andesíticas a dacíticas y andesitas, de edad Albiana; la formación Sacapalca que comprende lavas andesíticas, brechas tobáceas, conglomerados, lutitas lacustres y tobas dacíticas y por último, la formación Saraguro, conformado por tobas soldadas de composición dacítica a riolítica, lavas andesíticas, material volcánico y rocas sedimentarias. (Portovelo, 2013)

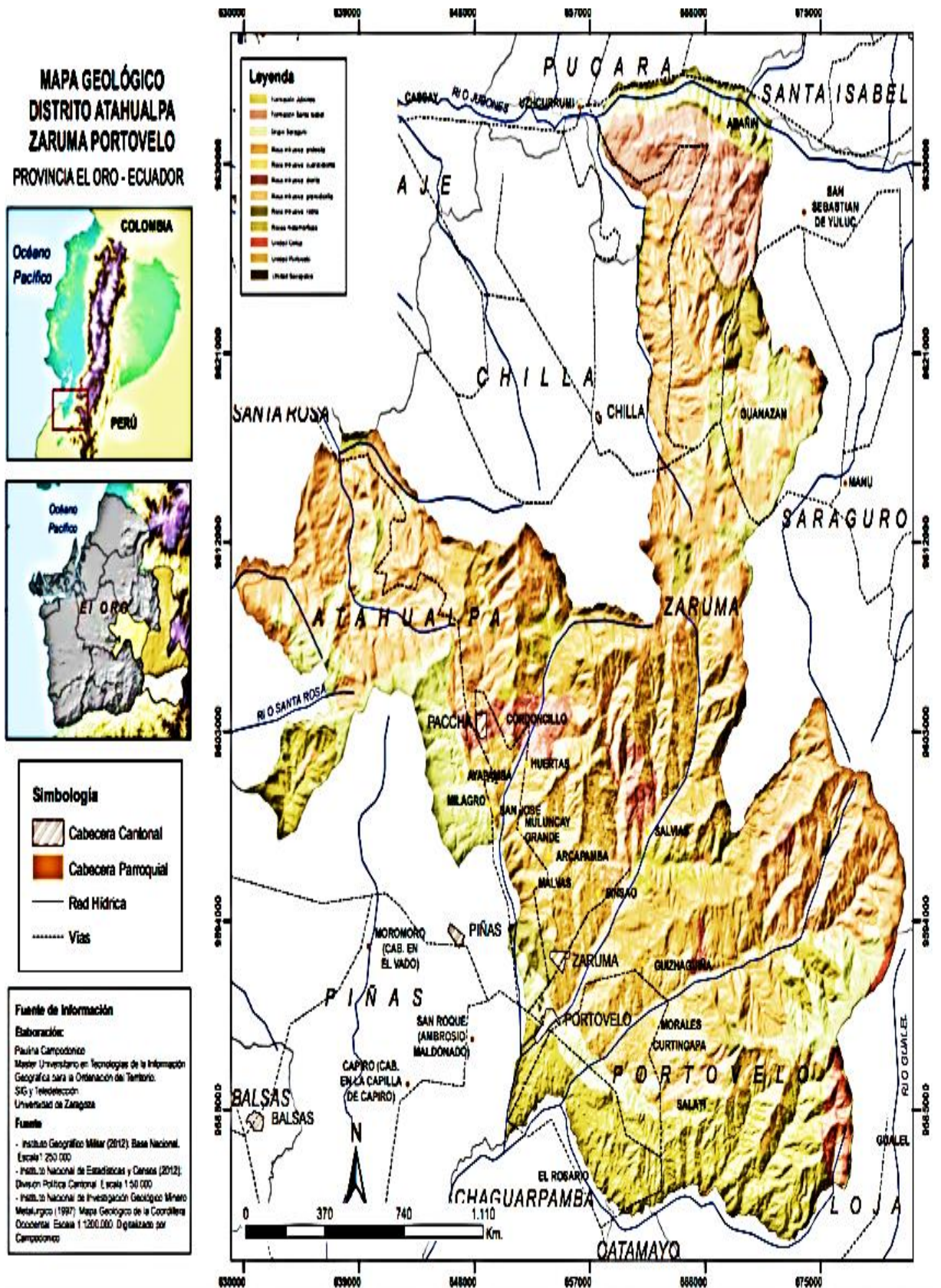


Figura 1.8: Mapa Geológico del cantón Portovelo
Fuente: (Portovelo, 2013)

1.6 Geología Local

El área se circunscribe al complejo volcánico terciario de la formación Saraguro de edad Eoceno Oligoceno, representada por andesitas porfíricas de color gris verdoso, afectadas por propilitización regional. En las rocas volcánicas andesíticas está emplazado un tren estructural de vetas, cuarzo – auríferas, meso y epitermales, el cual tiene una dirección predominante Norte – Sur, con una extensión aproximada de 15 por 2 Km de ancho de franja mineralizada y una profundidad reconocida de 1400 metros, desarrollado en un ambiente de arco de islas a continental calco-alcalino. Las vetas se presentan en forma de ramificaciones muy irregulares con cuarzo blanco lechoso con manchas oxidadas, los sulfuros presentes son pirita, calcopirita, galena esfalerita, covelina y calcosina, asociación típica de yacimientos mesotermiales. (Sánchez, 2013)

1.7 Minería

En el Condominio Minero Soroche Unificado (Cabo de Hornos), se desarrolla actividades de “pequeña minera”, el yacimiento ha sido determinado como hidrotermal de temperatura media, que tiene como minerales de mena principalmente oro, plata, cobre y como minerales de ganga, cuarzo y sulfuros (pirita, calcopirita, galena, etc.). La perspectiva socio-económica hace que la mayoría de los trabajos se los realice a “pequeña minería”; las actividades de exploración y explotación se realizan de forma simultánea utilizando compresores neumáticos, máquinas de barrenar y explosivos. (Sánchez, 2013)

1.8 Mineralogía

En el condominio Minero Soroche Unificado labor minera Cabo de Hornos, se observa una mineralización vetiforme constituida por oro, plata, sulfuros (pirita, calcopirita) y cuarzo. Se identifica un yacimiento primario de tipos filones hidrotermales depositados en zonas de cizallas. Los operadores mineros que se encuentra en producción extraen mineral, aprovechando especialmente el oro y concentrados, que permiten dar sostenibilidad económica y estabilidad de trabajo. (Sánchez, 2013)

1.9 Sistema de Explotación

El método de explotación empleado en la mina Cabo de Hornos es subterráneo. El sistema de extracción es por subniveles, sin embargo, en la práctica la explotación requiere modificar y combinar distintos métodos, ya que los depósitos minerales raramente se ajustan a las características ideales para alguno de los métodos.

En la área de estudio se realiza explotación por subniveles, subdividido la explotación en varias galerías, cabe destacar que el seguimiento es lineal a la veta como se observa en el Figura 1.10. El dimensionamiento de las galerías es de 2 m de altura con 1,40 m de ancho, el frente de explotación tiene forma de embovedado con un solo centro (ver Figura 1.9). (Sánchez, 2013)

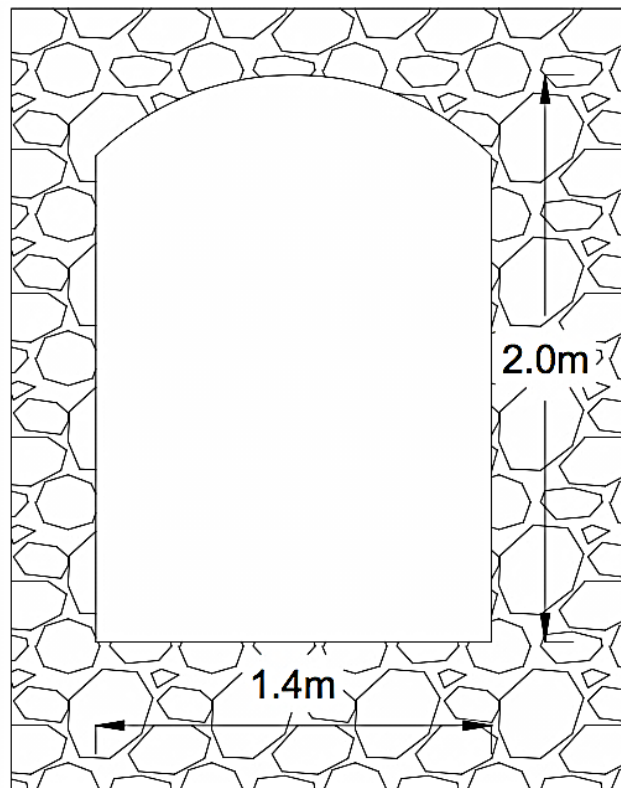


Figura 1.9: Dimensiones de la galería de la mina Cabo de Hornos

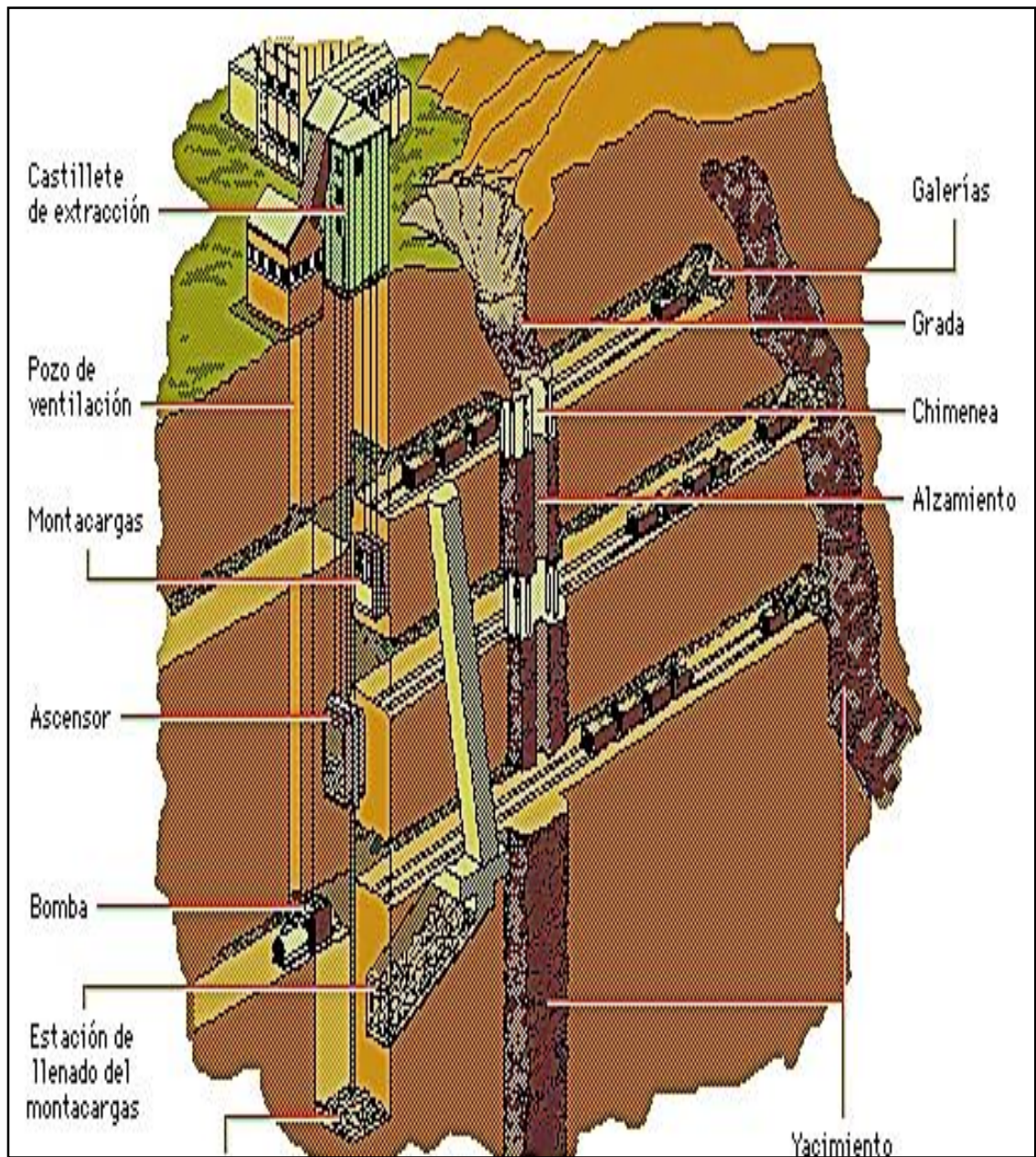


Figura 1.10: Explotación por Subniveles
Fuente: (Herbert, 2002)

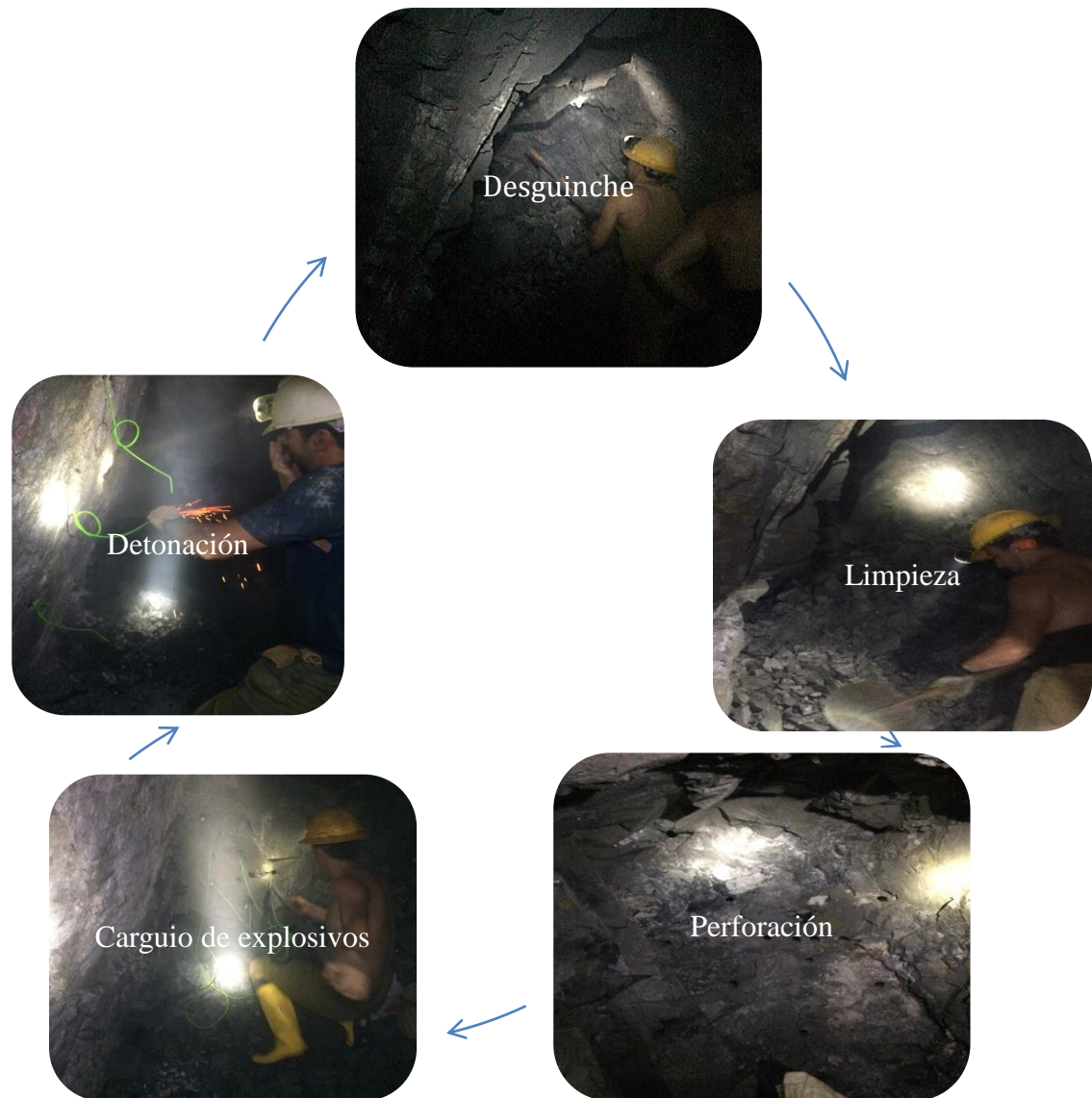


Figura 1.11: Ciclo de actividades para la voladura del frente de explotación en la mina Cabo de Hornos

1.10 Perforación

En la perforación se utiliza las perforadoras roto-percutivas neumáticas modelo YT27 (ver Tabla 1.2) por su bajo costo, rapidez, livianas y menor requerimiento de aire. La perforación se realiza siguiendo un diseño de voladura improvisado para cada frente con un solo taladro de alivio central. El número de huecos depende del frente de trabajo, pero generalmente en el frontón de estudio se realizan 25 perforaciones de carga y una perforación de alivio, la broca a utilizar tiene el mismo dimensionamiento para todos los taladros. (Sánchez, 2013)

La perforación aparente o la medida del taladro es de 1,60 m de longitud; con una medición continua en la profundidad de cada taladro, permitió determinar que la profundidad real de perforación es de 1,56 m a 1,60 m de longitud así, se obtuvo una efectividad de perforación del 98%. Gracias al pie de avance de la máquina perforadora permite mejorar la perforación y minimizar la desviación de taladro.

Tabla 1.2: Especificación de la perforadora roto-percutiva modelo YT27

Perforadora Modelo YT27	
Peso	264,6 N
Carrera de pistón	0,060 m
Energía de impacto	75,5 J
Consumo de aire	0,083 m ³ /s
Modelo de pie de avance	FT160A
Lubricador de aceite mod.	FY250B oil
Presión de aire	0,63 MPa
Presión de agua	0,30 MPa
Diámetro de broca	1,41 in (36mm)
Diámetro de taladros	0,032 – 0,036 m
Largo de taladro	1,60 m

Fuente: (Suri, 2010)



Figura 1.12: Perforadora Neumática modelo YT27
Fuente: (Suri, 2010)

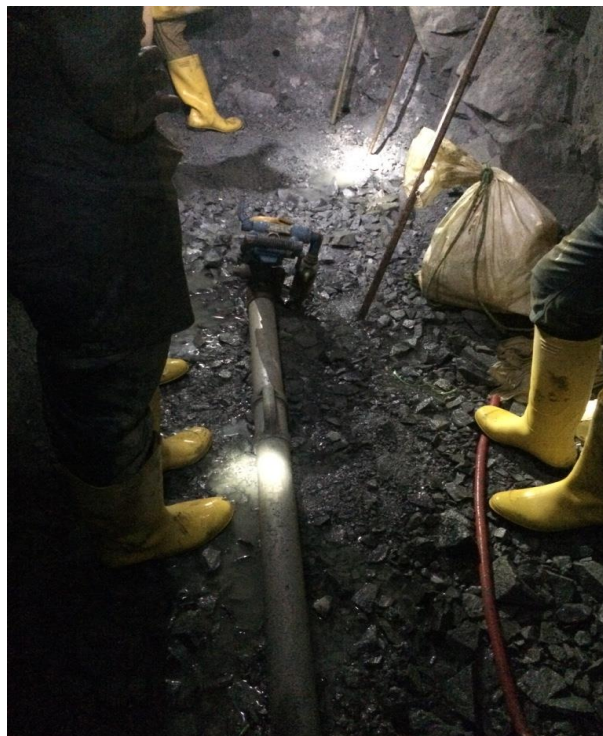


Figura 1.13: Pie de avance



Figura 1.14: Actual malla de perforación de la mina Cabo de Hornos

1.11 Carga de sustancia explosiva y voladura

Se efectúa una voladura en el día debido a la dificultad de la extracción del material hacía la superficie; luego de la perforación se realiza la limpieza de los taladros con aire comprimido, inmediatamente con un tubo se comprueba que estén destapados los taladros y se procede al carguío de los explosivos. Para ejecutar la actividad de voladura en la mina subterránea se realiza 25 taladros de carga y un taladro central de alivio (ver Figura 1.15). Todos los taladros son llenados con dos tacos de explosivo RIODIN HM 80% de $1\frac{1}{4} \times 8$ in como carga de fondo; tres tacos de explosivo ANFO de $1\frac{1}{4} \times 12$ in como carga de columna y, como iniciador un fulminante número 8 y mecha lenta aplicando el método de fuego; cabe resaltar que no se da el uso de retacado en los taladros.

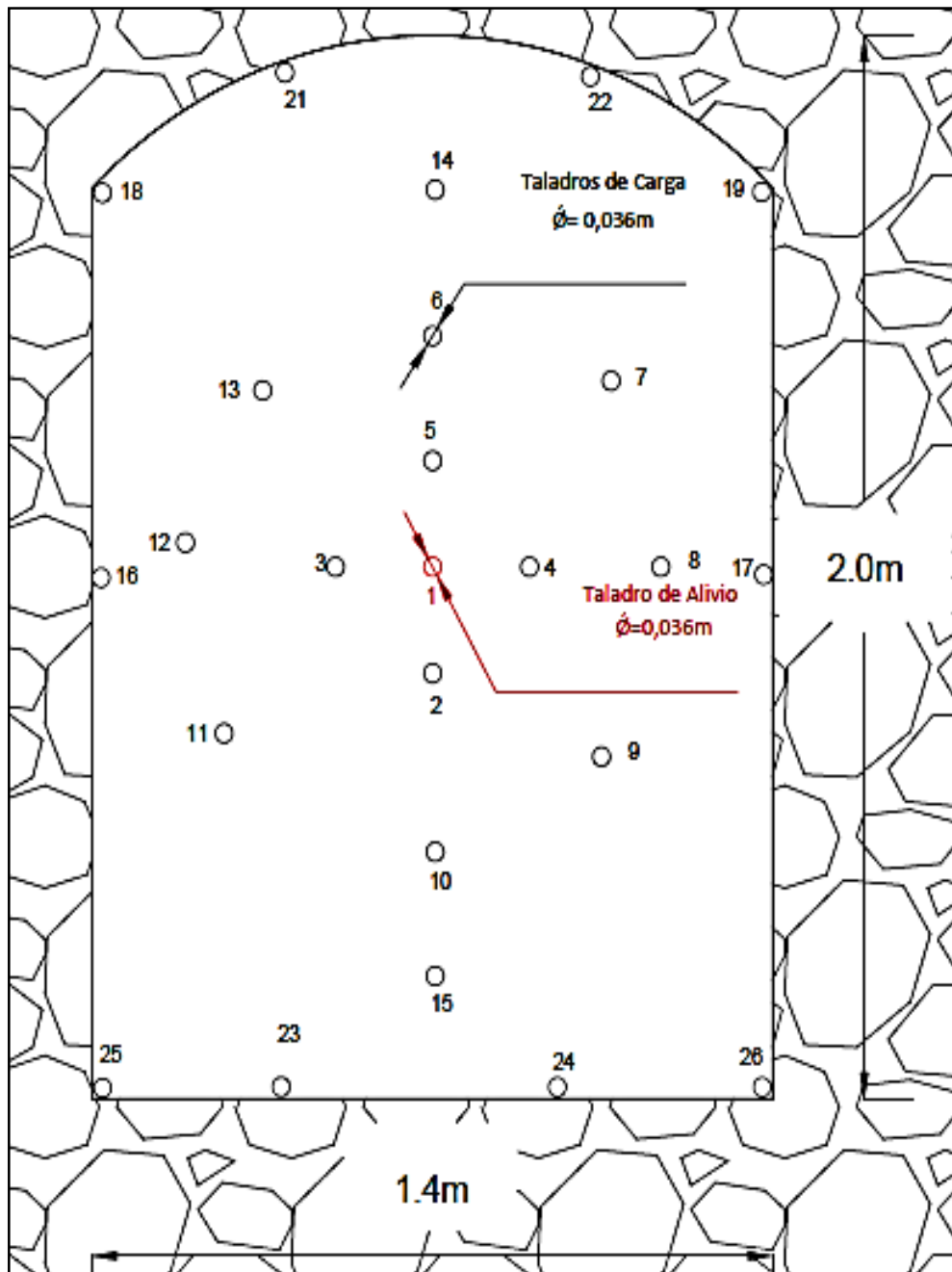


Figura 1.15: Malla de perforación y voladura actual en la mina Cabo de Hornos

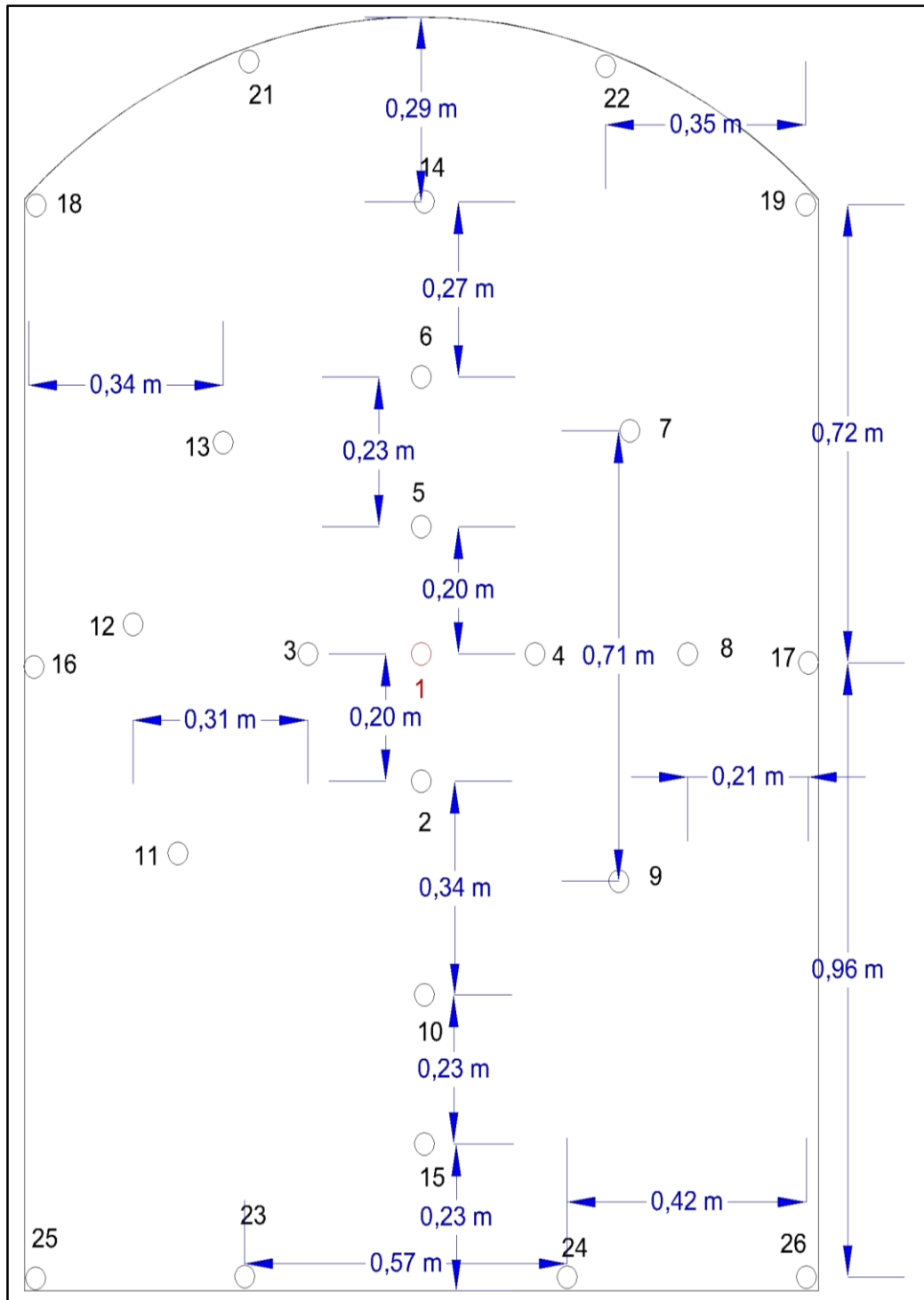


Figura 1.16: Dimensionamiento de la malla de perforación y voladura actual en la mina Cabo de Hornos

Tabla 1.3: Consumo de sustancia explosiva en la mina Cabo de Hornos

Tipo de explosivos			Consumo de explosivos por Taladro	Consumo de explosivos por Voladura (25 Taladros)
Carga de Fondo	RIODIN HM 80% de 1 1/4 x 8"	Nº Tacos	2 tacos	50 tacos
		Peso de Tacos	418,28 g	10,46 Kg
Carga de Columna	ANFO de 1 1/4 x 12"	Nº Tacos	4 tacos	100 tacos
		Peso de Tacos	772,4 g	19,21 Kg
Fulminante			1 fulminante	25 fulminantes
Mecha lenta			2 m	50 m

Cabe destacar que no existe una sincronización precisa para la detonación por el uso de mecha lenta y el amarre es aleatoria. Luego de la detonación, la zona de la voladura es purificada de gases tóxicos con la ayuda de aire comprimido; inmediatamente se realiza el desguinche de las rocas y limpieza del material detrítico; de esta manera se establece el ciclo de perforación, limpieza de taladros, carga de explosivos, detonación, ventilación, desguinche y limpieza del material detrítico (ver Figura 1.11).

En la mina Cabo de Horno no existe fortificación en el túnel, ya que, el macizo rocoso contiene una buena calidad de roca, por lo tanto no se realiza la actividad de fortificación; conforme se genera el avance del túnel se realiza un análisis sobre la estabilidad de las paredes del túnel, para determinar si es necesario la fortificación. En la galería de explotación con la asistencia de una cinta métrica se realizó una medición en el avance que genera una voladura, para determinar la efectividad de avance del túnel con la actual malla, se ejecutó la medición en 6 voladuras. La medición permitió determinar la efectividad de avance por cada una de las voladuras, con un promedio de 1,30 m de avance y una efectividad de avance de 83%, como se observa en la siguiente tabla:

Tabla 1.4: Medición de avance por voladura

Nº de Medidas	Avance/Voladura (m)
Medida 1	1,27
Medida 2	1,25
Medida 3	1,30
Medida 4	1,38
Medida 5	1,40
Medida 6	1,20
Promedio de Avance por voladura	1,30
% eficiencia de avance	83%



Figura 1.17: Medición para determinar el avance por voladura en la actual malla de perforación.

1.12 Especificaciones técnicas de la sustancia explosiva utilizada

La mina Cabo de Hornos obtiene las sustancias explosivas y detonantes de la empresa Tecnovladuras que presta el servicio de intermediario de las diferentes empresas como: Explocen, Maxan y Famesa.

1.12.1 Carga de fondo

En la siguiente tabla nos indica las características técnicas del explosivo RIODIN M 65% con un diámetro de 1¹/₄ pulgadas por 8 pulgadas de longitud:

Tabla 1.5: Características técnicas de Dinamita Semigelatinosa Riodin 1¹/₄ x 8 in

RIODIN M 65% 1¹/₄ x 8 in	
Parámetros	Especificación
Densidad	1,30 g/cm ³
Velocidad de detonación	5000 m/s
Calor de explosión	4,02 MJ/kg
Presión de detonación	12800 MPa
Volumen de gases	0,09 m ³ /N
Resistencia al agua	Buena
Categoría de humos	Primera
Peso de cartuchos	0,209 Kg

Fuente: (Maxam, 2008)



Figura 1.18: Explosivo Riodin M en forma de taco
Fuente: (Maxam, 2008)

1.12.2 Carga de columna

En la mina subterránea Cabo de Hornos como carga de columna se utiliza ANFO, esta sustancia explosiva es elaborado por personal propio de la empresa, el personal técnico realiza la composición de los tacos con ciertas cantidades de Nitrato de Amonio más Diésel en forma de taco con un diámetro 1¹/₄ pulgadas por 12 pulgadas de longitud, para determinar las características físicas del ANFO nos basamos en el catálogo de sustancias explosivas de la empresa Famesa:

Tabla 1.6: Características técnicas de ANFO en cartuchos de 1¹/₄ x 12 in

ANFO en cartuchos de 1¹/₄ x 12 in	
Parámetros	Especificación
Densidad aparente	0,80 g/cm ³
Velocidad de detonación	2250 m/s
Presión de detonación	1000 MPa
Volumen de gases	984 L/kg
Calor de explosión	922 cal/kg
Potencial	3857 KJ/kg
Peso de cartucho	0,193 Kg
Resistencia al agua	Nula
Vida útil	1 Año

Fuente: (Famesa, 2011)



Figura 1.19: Explosivo ANFO

1.12.3 Detonantes

Como iniciador se utiliza fulminante y mecha de seguridad.

1.12.4 Mecha lenta o mecha de seguridad

En la siguiente tabla presenta las características técnicas de la mecha lenta:

Tabla 1.7: Características técnicas de mecha de seguridad

Mecha Lenta o de Seguridad	
Parámetros	Especificación
Núcleo de pólvora negra	5,4 g/m
Tiempo de combustión	160 s/m
Alcance de chispa	50 mm mínimo
Diámetro externo	0,17 in (4,5 mm)
Peso por metro lineal	17,2 g/m

Fuente: (Explocen, 2012)



Figura 1.20: Mecha lenta o mecha de seguridad

1.12.3.1 Fulminante

En la siguiente tabla presenta las características técnicas del conector de la mecha iniciadora o mecha de seguridad:

Tabla 1.8: Características técnicas de Fulminante

Fulminante o Conector de mecha Lenta	
Parámetros	Especificación
Diámetro externo	0,25 in (6,3 mm)
Longitud de casquillo	1,77 in (45 mm)
Ancho de la ranura	0,09in (2,4 mm)
Carga de material pirotécnico	0,5 g
Altura de carga	0,47in (12 mm)

Fuente:(Explocen, 2012)



Figura 1.21: Fulminante detonante
Fuente: (Famesa, 2011)

CAPITULO II

MARCO TEÓRICO

2.1 Explotación por Subniveles

El método por subniveles es aplicado en vetas con alto buzamiento y gran potencia, en los cuerpos mineralizados presentan una potencia variable, pero la ley del mineral debe ser lo suficiente uniforme, debido a que la mecánica de explotación no permite la selectividad del mineral. “El método de explotación por subniveles tiene como dirección cortar la mena en diferentes niveles de altitud ya que la veta tiene gran pendiente”. (López, 1994)

2.2 Explosivos

Los explosivos son compuestos químicos, sólidos o líquidos, que por reacciones químicas, en una fracción de microsegundo de un volumen inicial se transforma en una masa gaseosa que alcanza elevadas temperaturas provocando altas presiones. Por lo general los explosivos son una composición de sustancias químicas, combustibles y oxidantes, que estimuladas debidamente, provocan una reacción exotérmica muy rápida; la detonación de los explosivos generan una gran cantidad de productos gaseosos y a la vez generan grandes volúmenes. En ocasiones la detonación de los explosivos alcanza volúmenes de 1 000 a 10 000 veces mayor que el volumen original del espacio donde se alojó el explosivo. (Exsa, 2010)

En el ámbito minero los explosivos son utilizados para la técnica de voladura, debido a la gran efectividad para romper la roca comparada al uso de maquinaria para el arranque y fragmentación de rocas, los explosivos ofrecen mayor eficacia ya que arranca y fragmenta la roca a la misma vez, generando disminución tanto en costo como tiempos de operación (Exsa, 2010).

En minería subterránea los frentes de explotación se encuentran constituidos por rocas de gran dureza, por esta razón se emplean explosivos que desprenden la roca con mayor eficiencia que la maquinaria de arranque; el transporte de explosivos a los frentes de explotación son más cómodos comparado, que en los túneles tienen espacios limitados para el acceso de maquinaria de gran tamaño. (Exsa, 2010)

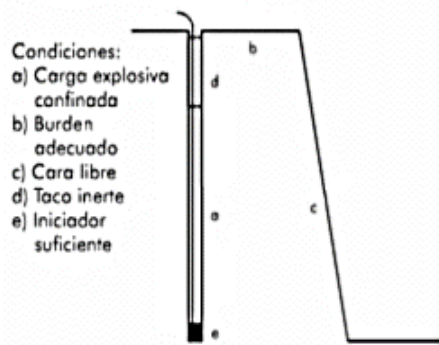
2.3 Explosión

La explosión es la liberación de energía tan rápida que se considera instantánea. En las voladuras existen varias clases de explosiones basadas en su origen, a la relación de energía liberada y “al hecho que desencadenan fuerzas capaces de causar daños materiales”. (Exsa, 2010)

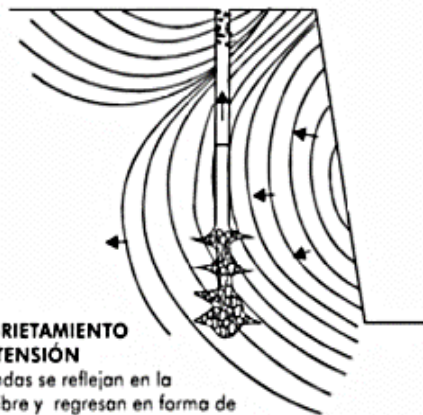
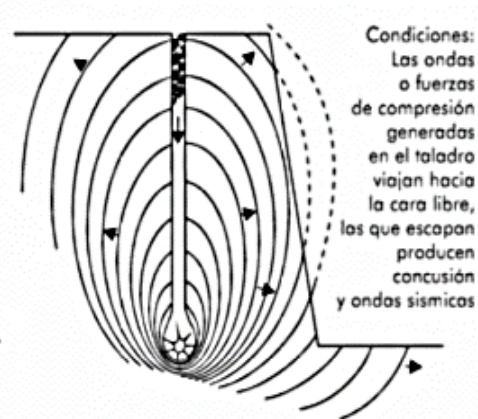
2.4 Voladura

La voladura es la fragmentación del macizo rocoso por la acción de un explosivo, implicando factores como la reflexión de las ondas de choque en la cara libre (ver Figura 2.1), cizallamiento por movimiento torsional de los taladros, la presión de gases súbitamente sobre la roca y liberación cargas, integración de micro-facturas, fisuras y fallas, etc.”. (Exsa, 2010). Las voladuras realizadas en minería subterránea son más costosas que la realizada en minería a cielo abierto, debido a su limitación en caras libre por lo que al fragmentar el macizo rocoso se utiliza mayor cantidad de sustancias explosivas. Los cálculos realizados para la voladura en la explotación subterránea es de suma importancia, ya que cada taladro ubicado en la malla de explotación juega un papel muy importante, los taladros se encuentran relacionados uno con el otro por la secuencia de encendido, es necesario que cada taladro detonado genere una cara libre, para el siguiente taladro a detonar y de esta forma obtener material detrítico con el tamaño requerido. (Exsa, 2010)

1. COLUMNA EXPLOSIVA

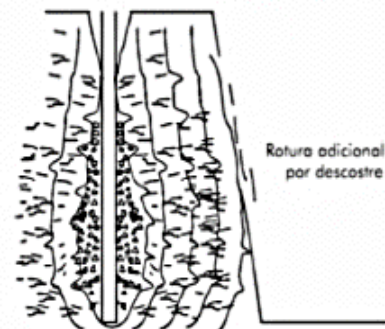


2. PROPAGACIÓN DE LA ONDA DE CHOQUE



3. AGRIETAMIENTO POR TENSIÓN

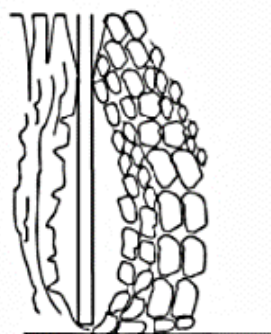
Las ondas se reflejan en la cara libre y regresan en forma de fuerzas de tensión que agrietan a la roca. Se nota ya la expansión de los gases



Rotura adicional por descoste

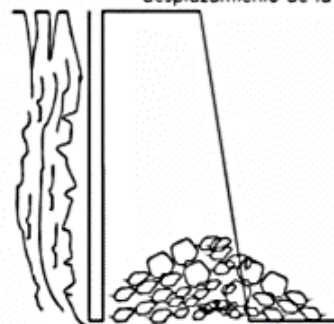
4. ROTURA DE EXPANSIÓN

Los gases a alta presión se expanden rápidamente penetrando en las grietas de tensión iniciando la rotura radial y el desplazamiento de la roca



5. EXPANSIÓN MÁXIMA (Rotura flexural)

Los gases presionan al cuerpo de roca entre el taladro y la cara libre, doblándola y creando planos de rotura horizontales adicionales



6. FASE FINAL: FORMACIÓN DE LA PILA DE ESCOMBROS

Los gases en contact con el medio ambiente pierden fuerza y el material triturado cae al pie de la nueva cara libre

Figura 2.1: Fase de la mecánica de rotura de un taladro con cara libre
 Fuente: (Exsa, 2010)

2.5 Secuencia de encendido

La secuencia de encendido es el dinamismo que genera sucesivamente caras libres, de esta forma facilita la detonación de los siguientes taladros. En minería subterránea las voladuras tiene mayor grado de confinamiento que la efectuada a cielo abierto, la secuencia de encendido y disparo seguirá un orden progresivo respecto a la posición y la carga de los taladros conformados en la malla de voladura. “Para la secuencia de encendido se inicia con los taladros de alivio, creados para generar una cara libre artificial por medio de uno o varios taladros vacíos, inmediatamente deberán iniciar los taladros de corte, después se detonan los taladros de arranque, que son lo que poseen una mayor cara libre debido al vacío generado por los taladros de alivio y de corte, inmediatamente se debe iniciarse los taladros de contorno, creados para generar la forma del túnel (ver Figura 2.2)”. (Bernaola, 2013)

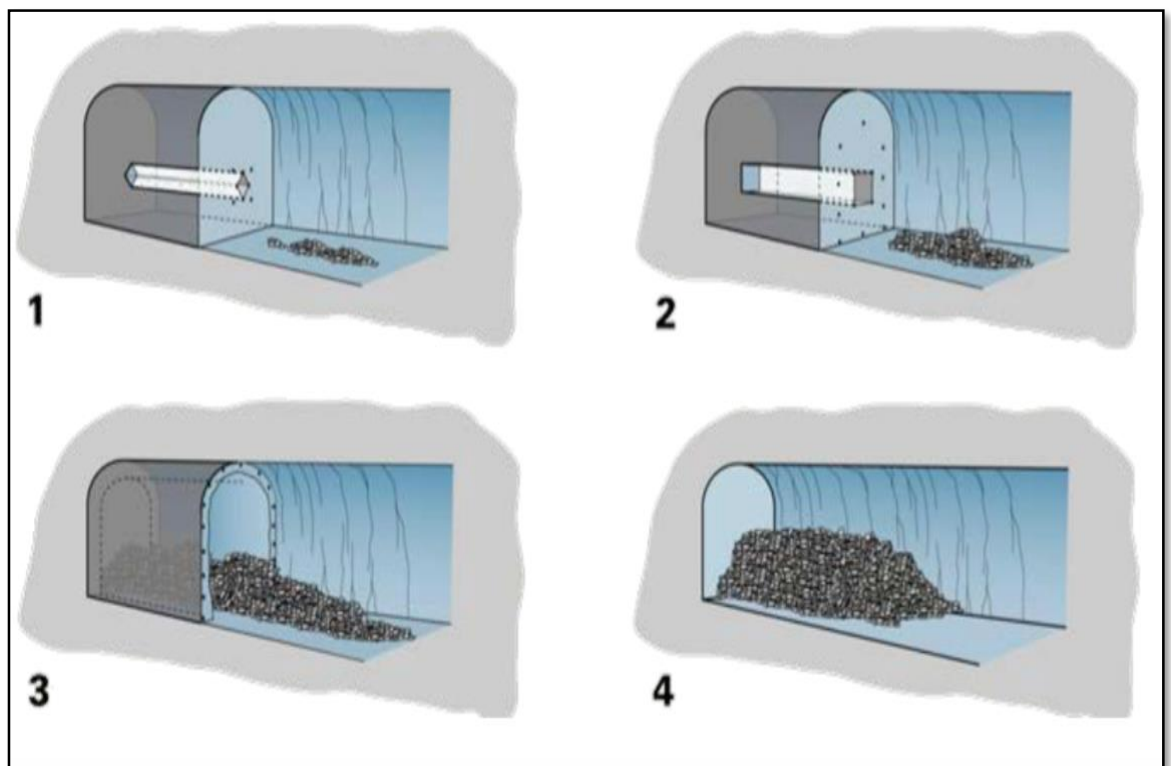


Figura 2.2: Secuencia de voladura en un frente de explotación
Fuente: (Bernaola, 2013)

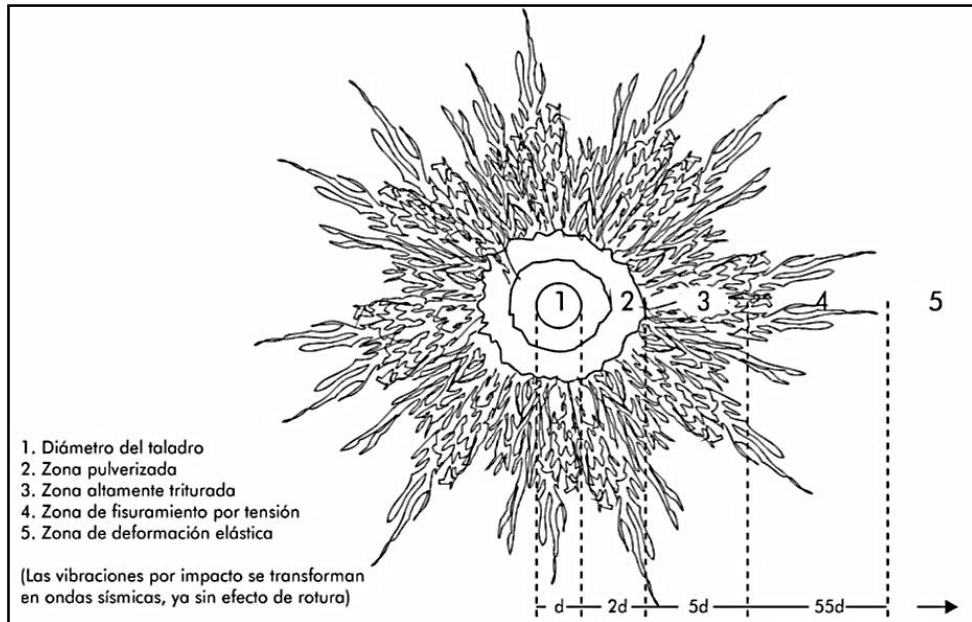


Figura 2.3: Ruptura radial como efecto de la detonación de un taladro
 Fuente: (Exsa, 2010)

2.6 Distribución de taladros

2.6.1 Alivio

Los taladros de alivio tienen como función generar una cara libre inicial, generalmente en el centro de la malla de voladura. Pueden componerse de taladros cargados, junto con uno o varios taladros de mayor diámetro que se dejan vacíos. (Bernaola, 2013)

2.6.2 Corte

Los taladros de corte son taladros cercanos a los taladros de alivio y su función es incrementar la cara libre para facilitar el desplazamiento del resto de la voladura, de esta forma asegurar la cara libre para los taladros cercanos. (Bernaola, 2013)

2.6.3 Arranque

Son los taladros que al detonar fragmentan y desplazan la roca volada hacia la cara libre generada por los taladros de alivio y corte. (Bernaola, 2013)

2.6.4 Contorno

Los taladros de contorno se encuentran situados en el perímetro de la malla de voladura, su ubicación está en función de perfilar el contorno del túnel. (Bernaola, 2013)

2.7 Propiedades físico-mecánicas del macizo rocoso

Para diseñar una malla de perforación y el cálculo de sustancia explosiva se toman en cuenta las diferentes propiedades físico-mecánicas de la masa rocosa, de esta manera efectuar una voladura eficiente, sin embargo, la presente investigación se enfocara en datos específicos para el desarrollo de la malla de perforación y voladura en el túnel (Bongiorno, 2012).

2.8 Peso Específico

Para el peso específico de la masa rocosa que atraviesa el túnel se tomó en cuenta la parte dura respecto a la unidad de volumen. La siguiente fórmula es la del peso específico de la roca.

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

Fuente: (Ojeda, 2008)

Donde:

γ : Peso específico de la roca (N/m³)

G: Peso de la parte dura de la muestra de roca (N)

V_d: Volumen de la parte dura de la muestra de roca (m³)

2.9 Densidad

La densidad está definida por la relación entre la masa que contiene la unidad de volumen. Se expresa en la siguiente fórmula:

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

Fuente: (Ojeda, 2008)

Donde:

ρ : Densidad de la roca (Kg/m³)

M: Masa de la roca (Kg)

V: Volumen de la muestra de roca (m³)

2.10 Resistencia de las rocas

La resistencia de las rocas es la capacidad que tiene un macizo para resistir esfuerzos externos sin colapsar. La resistencia de las rocas puede variar según al esfuerzo que se someta como es en el caso del estado triaxial la resistencia es superior que en un estado biaxial y este mayor que al uniaxial. (Vallejo, 2002)

2.11 Resistencia a la compresión simple

La resistencia a la compresión simple es la fuerza requerida para romper una muestra de un macizo rocos sometida a una cierta presión, dichas fuerzas son aplicadas en dos puntos. Esta resistencia puede ser determinada a partir de dos ensayos, compresión uniaxial que consiste en aplicar cargas compresivas axiales progresivas, a probetas de muestras de roca cuadráticas con sus lados regulares, y el ensayo de carga puntual que se realiza con muestras de rocas irregulares. (Vallejo, 2002)

2.12 Ensayo uniaxial o de compresión simple

Este ensayo permite determinar en el laboratorio la resistencia uniaxial o resistencia a la compresión simple, el ensayo permitirá la clasificación de la roca por su resistencia. “La relación entre los esfuerzos aplicados en el ensayo es” (Vallejo, 2002):

- Razón Largo/Ancho de la probeta debe ser 2 :1
- Extremos deben ser paralelos y pulidos, sin grietas

2.13 Clasificación geomecánica

Las características más importantes en tomar en cuenta para una voladura es la presencia del grado de discontinuidad, microfisuras, macrofisuras, cavidades, etc. presentadas en las rocas, las mismas que influyen en las propiedades físicas y mecánicas de lo macizo rocoso, por consiguiente, en los resultados de las voladuras (Bongiorno, 2012).

Estas discontinuidades se presentan de diferente manera algunas pueden estar abiertas, cerradas o rellenas con material adyacente, de esta manera la energía del explosivo afectara de diferente manera al macizo rocoso, en las fisuras de mayor grado de apertura las ondas de choque se escaparan dando como resultado menor impacto de fracturación en el macizo rocoso. Las discontinuidades en las rocas tienen gran influencia sobre el diseño y ejecución de las voladuras determinando el grado de fracturación en el macizo rocoso y el tamaño de material detrítico. (Bongiorno, 2012)

2.14 Clasificación de Deere (RQD)

“Deere introdujo un índice de calidad de la roca denominado RQD (Rock Quality Designation), cuando la información de calidad de la roca se basaba únicamente en las descripciones geológicas y porcentaje de recuperación de testigos”. (Bongiorno, 2012)

$$RQD(\%) = \frac{\sum \text{Longitud de testigos mayores a 100mm}}{\text{Longitud total del tramo analizado}} * 100$$

Este índice clasifica a la roca en cinco categorías como se muestra en la siguiente tabla:

Tabla 2.1: Clasificación de las rocas según el RQD

RQD (%)	CALIDAD DE LA ROCA
<25	Muy pobre
25 a 50	Pobre
50 a 75	Regular
75 a 90	Buena
90 a 100	Excelente

Fuente: (Bongiorno, 2012)

Cuando no se dispone de testigos de perforación para determinar el RQD se procede a estimarlo a partir de una línea de mapeo, así:

- Para determinar el RQD se cuenta el número de fracturas existentes en un metro lineal (línea de muestreo), y posteriormente aplicando la siguiente fórmula:

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

Fuente: (Bongiorno, 2012)

2.15 Área del frente de explotación

Para determinar el área de un frente de explotación con forma de embovedado con un solo centro se determina con la siguiente ecuación:

$$A = B \cdot (H + 0,11b)$$

$$R = \frac{5}{6} B$$

$$A = B \cdot (H + 0,11b)$$

Fuente: (Noguel J. O., 1998)

Donde:

A: Área de bóveda con un solo centro (m²)

H: Altura de la bóveda con un solo centro (m)

R: Radio de la bóveda con un solo centro (m)

h_o: Altura generada por el radio (m)

2.16 Nueva teoría para calcular el Burden

Para diseñar mallas de perforación y voladura se realiza a través de un modelo matemático, calculando el área de influencia por taladro y se desarrollada de la siguiente manera:

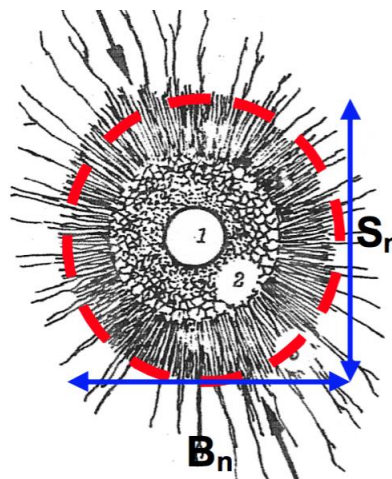


Figura 2.4 Área de influencia del taladro con relación al Burden y espaciamiento
Fuente: (Ojeda, 2008)

2.16.1 Burden nominal (B_n)

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

$$e_n = B_n$$

Fuente: (Ojeda, 2008)

Donde:

B_n = Burden nominal (m)

e_n = Espaciamiento nominal (m)

ϕ_{Tal} = Diámetro del taladro (m)

P_{oDtal} = Presión de detonación en el taladro (Pa)

RQD = Índice de calidad de la roca (%)

σ_r = Resistencia a la compresión de la roca o mineral (Pa)

F_s = Factor de seguridad

2.16.2 Burden ideal (B_i)

$$B_i = B_n - S$$

$$e_i = B_i$$

Fuente: (Ojeda, 2008)

Donde:

S: Desviación de perforación (m)

e_i : Espaciamiento ideal (m)

2.16.3 Presión de detonación del explosivo (P_{oD})

La presión de detonación varía según el tipo de explosivo a utilizarse en la voladura, varía desde los 10 Kbar en ANFO, 180 Kbar en gelatinas y hasta 240 Kbar en TNT de composiciones militares. (Exsa, 2010)

$$P_{oD} = 0,25 * 10^{-5} * \rho * V_{oD}^2$$

Fuente: (Ojeda, 2008)

Donde:

ρ = Densidad del explosivo (Kg/m^3)

V_{oD} = Velocidad de detonación (m/s)

2.16.4 Factor de carguío (Fc)

El factor de carguío está en función volumen del taladro y volumen del explosivo dentro del taladro, donde: $F_c \leq 1$

$$F_c = \frac{V_c}{V_{\text{Tal}}} = \frac{\pi * \phi_e^2 * L_e * N^{\circ} \text{cartuchos}}{\pi * \phi_{\text{Tal}}^2 * L_{\text{Tal}}}$$

Fuente: (Ojeda, 2008)

Donde:

V_c = Volumen del cartucho (m^3)

V_{Tal} = Volumen del taladro (m^3)

ϕ_e = Diámetro del explosivo (m)

L_e = Longitud del explosivo (m)

$N^{\circ} \text{cartuchos}$ = Número de cartuchos

ϕ_{Tal} = Diámetro del taladro (m)

L_{Tal} = Longitud del taladro (m)

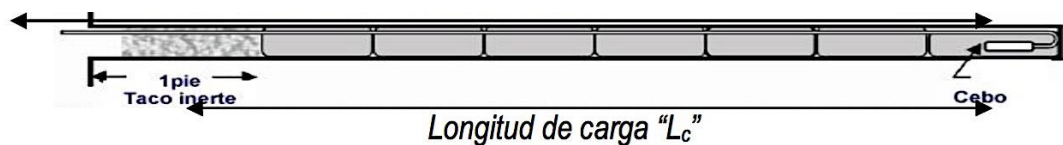


Figura 2.5: Longitud de Carga

Fuente: (Exsa, 2010)

2.16.5 Acoplamiento del explosivo (Ae)

El acoplamiento está en función al diámetro del explosivo " ϕ_e " y diámetro del taladro " ϕ_{tal} ", donde: $A_e \leq 1$

$$A_e = \frac{\phi_e}{\phi_{\text{tal}}} = (m)$$

Donde:

A_{cf} = Acoplamiento en carga de fondo (%).

A_{cc} = Acoplamiento en carga de columna (%).

Fuente: (Ojeda, 2008)

2.16.6 Longitud del taladro (L_{tal})

La longitud del taladro en perforación subterránea varía según la longitud del taladro " L_b " (m) y la eficiencia de perforación " E_p " (m).

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

Fuente: (Ojeda, 2008)

La perforación en frentes, galerías subniveles, cruceros, rampas y chimeneas, su máxima longitud del taladro es:

$$L_{tal} = \sqrt{A_s}$$

Fuente: (Ojeda, 2008)

Donde:

A_s = Área de la sección del frente (m^2).

2.16.7 Presión de detonación del taladro $P_{oD_{tal}}$ con carga de fondo y columna

Para determinar la presión detonación del taladro, se realizará haciendo un análisis de la figura:

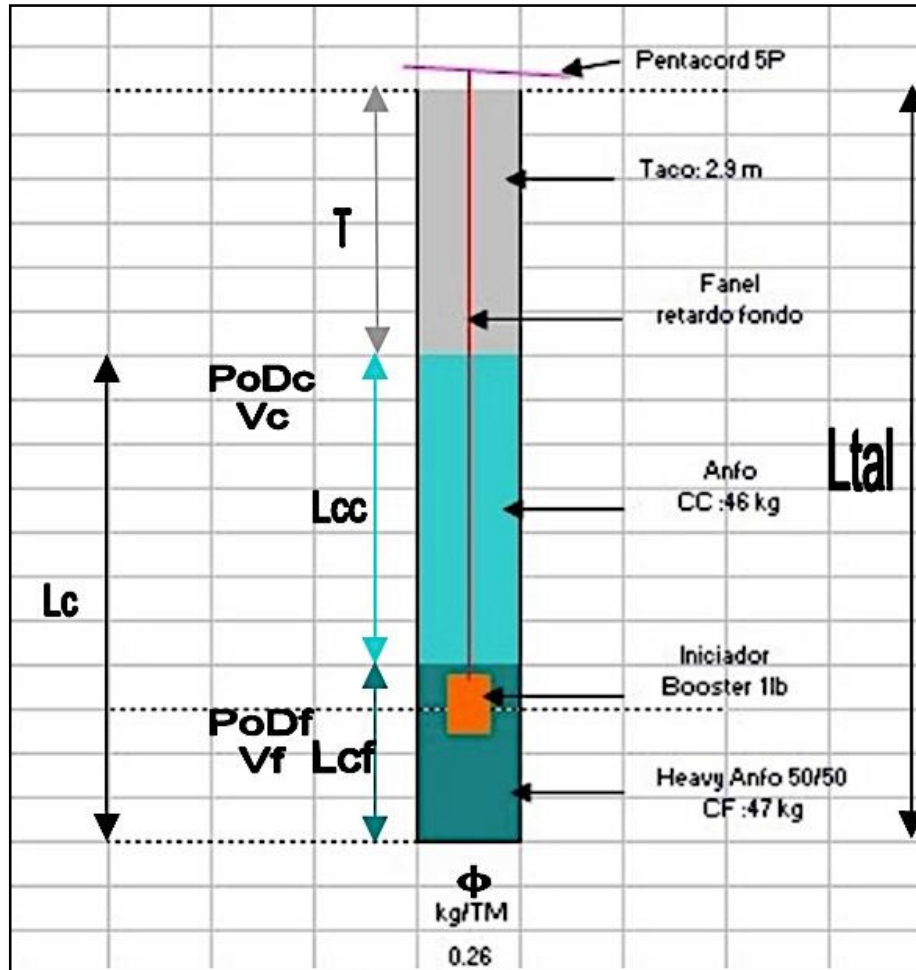


Figura 2.6: Representación gráfica de un taladro con carga de fondo y columna
 Fuente: (Ojeda, 2008)

$$L_c = L_{cc} + L_{cf}$$

$$PoD = P_{cc} + P_{cf}$$

$$P_{cc} = PoD_{cc} \cdot F_{cc}$$

$$P_{cf} = PoD_{cf} \cdot F_{cf}$$

Fuente: (Ojeda, 2008)

Donde:

T: Taco

L_c : Longitud de carga (m)

L_{cc} : Longitud de carga de columna (m)

PoD_{cc} : Presión de detonación de columna (KPa/m³)

V_{cc} : Volumen de carga de columna (m³)

\emptyset_{cc} : Diámetro de carga de columna (m)

ρ_c : Densidad de carga de columna(m)

L_{cf} : Longitud de carga de fondo (m)

PoD_{cf} : Presión de detonación de fondo (KPa)

V_{cf} : Volumen de carga de fondo (m³)

\emptyset_{cf} : Diámetro de carga de fondo (m)

ρ_{cf} : Densidad de carga de fondo (Kg/m³)

L_{tal} : Longitud de taladro (m)

2.16.8 Factor de Carguío

El factor de carguío se determina con las siguientes ecuaciones:

$$F_{cc} = \frac{V_{cc}}{V_{tal}} = \frac{\emptyset_{cc}^2 * L_{cc} * N^{\circ}_{cartuchos}}{\emptyset_{tal}^2 * L_{tal}}$$

$$F_{cf} = \frac{V_{cf}}{V_{tal}} = \frac{\emptyset_{ec}^2 * L_{cf} * N^{\circ}_{cartuchos}}{\emptyset_{tal}^2 * L_{tal}}$$

Fuente: (Ojeda, 2008)

Donde:

F_{cc} : Factor de carguío de la carga de columna

F_{cf} : Factor de carguío de la carga de fondo

2.16.9 Resistencia a la compresión simple de la roca o mineral (σ_r)

Las resistencias de los ensayos de compresión simple varían de 0,25 MPa a 250 MPa, según el tipo de roca o mineral (Ojeda, 2008).

2.16.10 Factor de seguridad (F_s)

Para determinar las constantes del factor de seguridad, se realiza pruebas de campo según su aplicación en voladura superficial y subterránea.

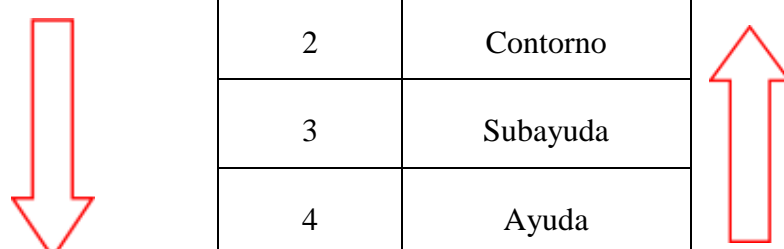
$$F_s = \frac{P_o D_{tal}}{\left(\frac{B_n}{\phi_{tal}} - 1\right) * \sigma_r * RQD}$$

Fuente: (Ojeda, 2008)

En la malla de perforación el Burden de corte es el taladro más crítico, porque es la base de la voladura subterránea. En los Burden de arranque, ayuda y contorno, los radios de influencia son correlativamente crecientes al Burden de corte, por consiguiente el factor de seguridad de cada uno de estos Burden es correlativamente decreciente al factor de seguridad del corte. (Ojeda, 2008)

Tabla 2.2: Tabla de factor de seguridad

F_s	Aplicación
2	Contorno
3	Subayuda
4	Ayuda
5	Arranque
6	Corte



Fuente: (Ojeda, 2008)

2.16.11 Desviación de perforación (S)

La desviación de perforación tiene una considerable influencia en el diseño de mallas de perforación, porque a mayor desviación el Burden se modifica, y por lo tanto la fragmentación y avance del disparo es deficiente. En la mina que se realiza la investigación las perforaciones se realizan con barra y pie de apoyo, de esta manera la desviación de perforación se determina con la siguiente ecuación:

$$S = 0,0031L_{\text{perf}}^2 + 0,0063L_{\text{perf}} + 0,007$$

Fuente: (Ojeda, 2008)

Donde:

S: Desviación de perforación con barra (m)

L_{perf} : Longitud real de perforación (m)

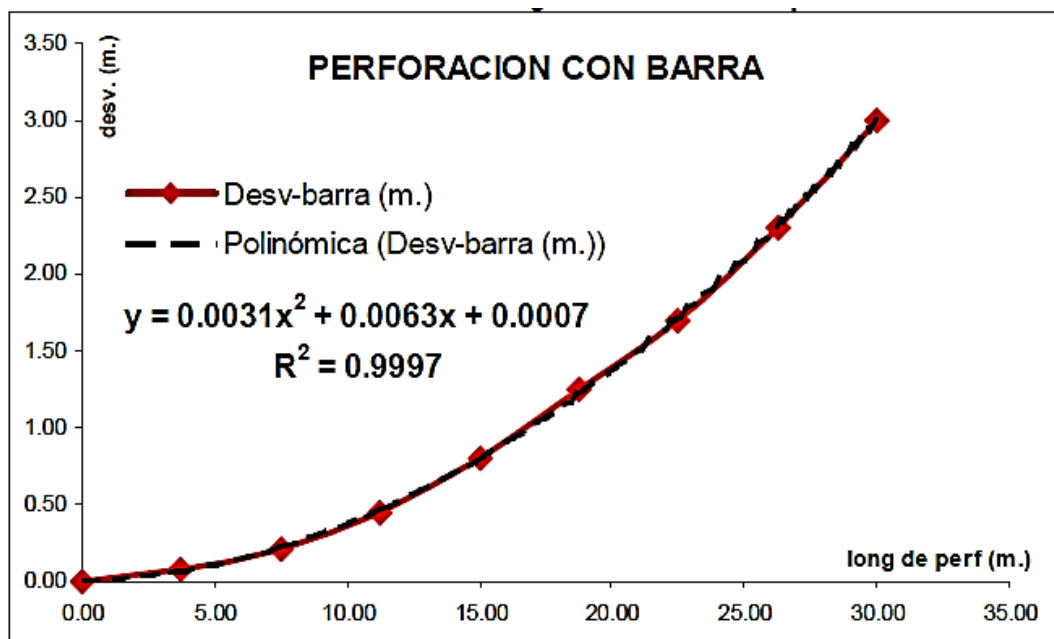


Figura 2.7: Desviación de perforación con barra

Fuente: (Copco, 2005)

2.16.12. Diámetro de alivio máximo (ϕ_{\max})

En el siguiente gráfico se observa la cara que genera la detonación de un taladro.

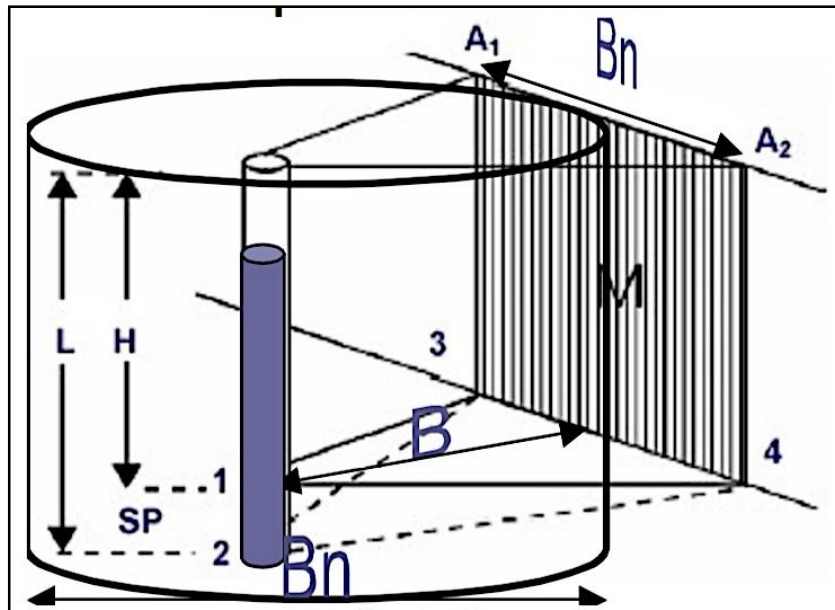


Figura 2.8: Área de influencia del taladro con respecto a la cara libre
Fuente: (Exsa, 2010)

En la siguiente figura se muestra como se determina el diámetro máximo del taladro de alivio.

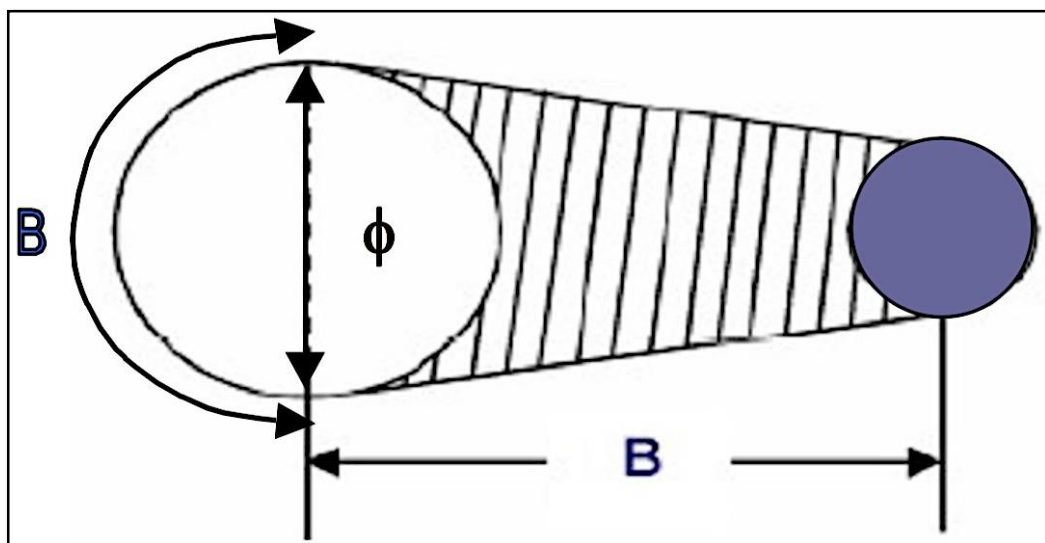


Figura 2.9: Cara libre plana a una circular
Fuente: (Ojeda, 2008)

Por longitud del arco:

$$B_n = \frac{\pi * \phi}{2} = (m)$$

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

$$Si \rightarrow B_n = 2 * B$$

$$\phi_{max} = \frac{B_n}{\pi} = (m)$$

Fuente: (Ojeda, 2008)

2.16.13 Diámetro de alivio mínimo (ϕ_{min})

Para determinar el diámetro mínimo del taladro de alivio se determina con la siguiente ecuación:

$$B_n = \phi_{tal} = \phi_{min} = (m)$$

Fuente: (Ojeda, 2008)

2.16.14 Número de taladros de alivio (n_a)

Para calcular el número de taladros de alivio se determina de la siguiente manera: el área 1 (A_1) está en función del diámetro de alivio máximo calculado y el área 2 (A_2) está en función del diámetro de alivio con que se cuenta para la perforación (Ojeda, 2008).

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

Fuente: (Ojeda, 2008)

Donde:

n_a = Número de taladros de alivio

ϕ_{max} = Diámetro máximo del barren de alivio (m)

ϕ_a = Diámetro de barrenos de alivio (m)

2.16.15 Espaciamiento de taladros de alivio (e_a)

Para determinar el espaciamiento entre los taladros de alivio se calcula con la siguiente ecuación:

$$e_a = \frac{B_n}{n_a} = (m)$$

Fuente: (Ojeda, 2008)

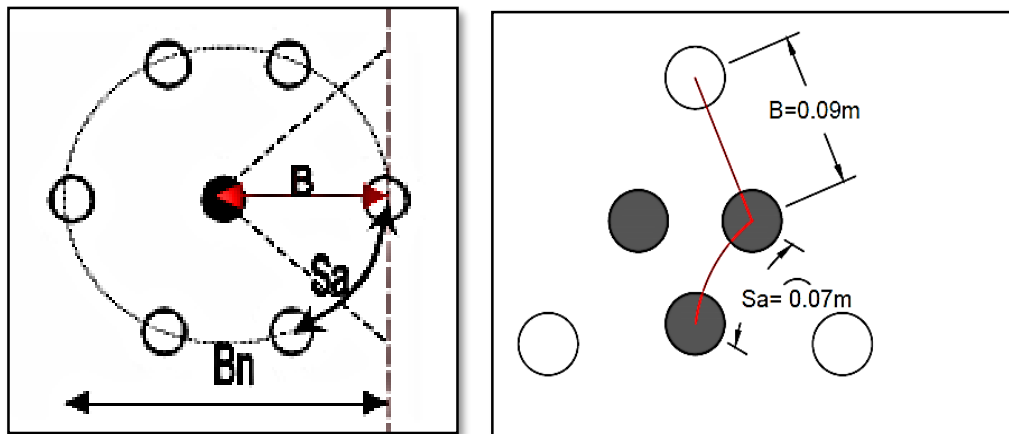


Figura 2.10: Espacio entre los taladros de alivio

2.16.16 Ángulo entre taladros de alivio (α)

$$B = \frac{B_n}{2}$$

$$e_a = \alpha \cdot \frac{B_n}{2}$$

$$\alpha = \frac{2 \cdot e_a}{B_n}$$

$$\alpha = \frac{2}{n_a} * \frac{180^\circ}{\pi} = \frac{114,59^\circ}{n_a}$$

Fuente: (Ojeda, 2008)

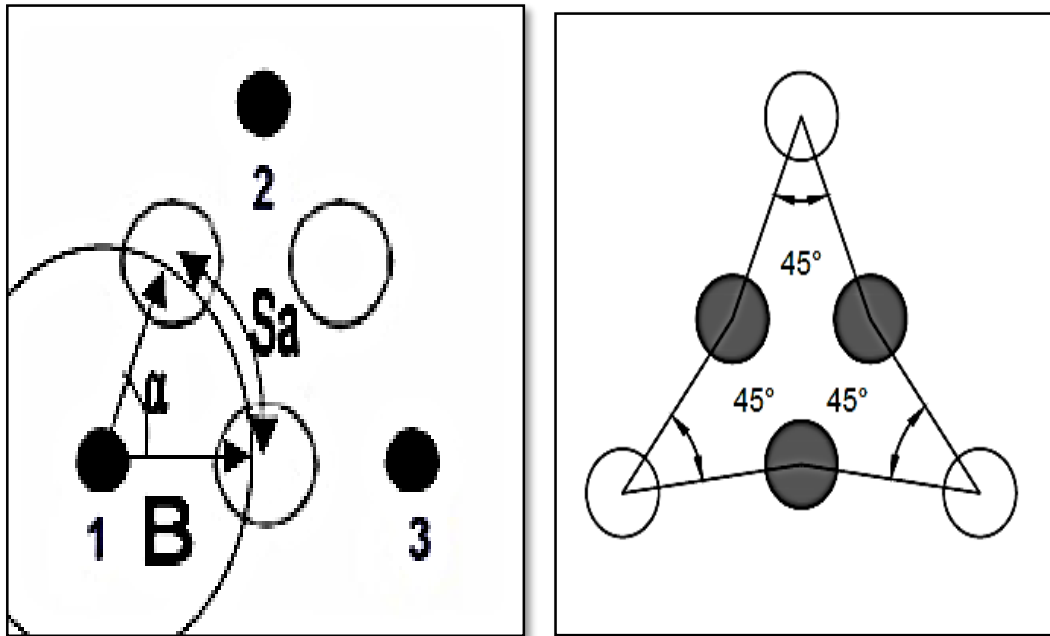


Figura 2.11: Ángulo entre los taladros de alivio

CAPITULO III

DESCRIPCIÓN DEL MACIZO ROCOSO QUE ATRAVIESA EL TÚNEL DE EXPLOTACIÓN

3.1 Determinación del RQD de la roca que atraviesa el túnel

3.1.1 Número de fracturas en un metro lineal de muestreo

Para determinar el RQD se tomó cinco puntos de muestreo a lo largo del túnel de explotación y en cada punto se hizo la medición de las familias de fracturas en un metro lineal como se observa en la Tabla 3.1.

Tabla 3.1: Valores y promedio de RQD obtenidos en la zona de estudio

Puntos de muestreo		1 m	2 m	3 m	RQD _{Promedio} (%)
		P1	N° Fracturas	3	5
	RQD _{Fractura Unitaria}	88	80	76	81
P2	N° Fracturas	2	3	4	
	RQD _{Fractura Unitaria}	92	88	84	88
P3	N° Fracturas	5	6	6	
	RQD _{Fractura Unitaria}	80	76	76	77
P4	N° Fracturas	5	4	2	
	RQD _{Fractura Unitaria}	80	84	92	85
P5	N° Fracturas	4	6	5	
	RQD _{Fractura Unitaria}	84	76	80	80
RQD _{Total}					82



Figura 3.1: Medición de las fracturas en un metro lineal para lograr determinar el RQD de la roca circundante del túnel

Para determinar el RQD en cada metro lineal de muestreo se tomó en cuenta la siguiente fórmula de Deere:

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

De los 5 puntos de muestreo se determinó un RQD total es de 82 % donde se logró establecer que la calidad de la roca es Buena.

3.2 Análisis en laboratorio del macizo rocoso

Luego del levantamiento de las muestras para los ensayos de la densidad de la roca y resistencia a la compresión simple, se trasladó las muestras a los laboratorios de la Facultad de Ciencia y Tecnología de la Universidad del Azuay, estas muestras de roca fueron sometidas a los ensayos que se describen a continuación.

3.2.1 Resistencia a la compresión simple

Para realizar el ensayo de la compresión simple se procedió con anterioridad a elaborar tres cubos de roca, los cortes de estos cubos se los realizó en el laboratorio de Ingeniería en Minas de la presente Universidad, para determinar las medidas de los cubos se basó en relación de 2:1 ($\text{Longitud}/\text{Diámetro}$) propuesto por la norma ASTM D4543 donde las medidas aproximadas fueron 9 cm de longitud y 4,5 cm de diámetro (ver Figura 3.2).



Figura 3.2: Colocación de la muestra para realizar la prueba de la compresión simple



Figura 3.3: Ruptura de la muestra luego de haber realizado el ensayo de la compresión simple



Figura 3.4 : Resultado obtenido luego de haber realizado el ensayo de la compresión simple

Inmediatamente de realizar la compresión simple en los tres cubos se obtuvo los siguientes resultados:

Tabla 3.2: Resultados del ensayo de compresión simple

Muestra	Sección	Carga	Resistencia a la Compresión Simple	
	(cm ²)	(Kg)	Kg/cm ²	MPa
M ₁	20,54	32603	1587,29	155,65
M ₂	20,72	34765	1677,84	164,63
M ₃	21,83	36654	1679,06	164,65
Resistencia a la compresión simple promedio			1648,06	161,62

Realizado todos los ensayos de la compresión simple se logró determinar un valor promedio de:

$$\sigma_c: 1648,06 \text{ Kg/cm}^2$$

$$\sigma_c: 161,62 \text{ MPa}$$

3.2.2 Peso específico del macizo rocoso

Para determinar el peso específico se seleccionó cuatro muestras del macizo rocoso y se procedió al secado de cada muestra, para luego ser llevadas al laboratorio de la escuela de minas (ver Figura 3.5). Para determinar el peso específico se utilizó una probeta graduada en cm^3 y una balanza digital (ver Figura 3.6).



Figura 3.5: Cuatro muestras extraídas de la mina, previamente secadas para luego determinar su peso específico



Figura 3.6: Probeta plástica en cm^3 y balanza digital del laboratorio de la carrera de Ingeniería en Minas

La determinación del peso específico de la roca se empezó con el peso de las cuatro muestras secas y luego se llenó la probeta con 800 cm³ de agua, inmediatamente se procedió a colocar cada una de las muestras dentro de la probeta de esta manera se logró determinar el volumen de cada muestra como se observa en la Figura 3.8.



Figura 3.7: Peso de las muestras



Figura 3.8: Colocación de las muestras dentro de la probeta para determinar su volumen

Tabla 3.3: Resultado del ensayo para determinar el peso específico del macizo rocoso

Muestra	Peso en Seco	Volumen	Peso específico	
M ₁	135 g	50 cm ³	2,7 g/cm ³	2700 Kg/m ³
M ₂	280 g	110 cm ³	2,5 g/cm ³	2500 Kg/m ³
M ₃	188 g	70 cm ³	2,7g/cm ³	2700 Kg/m ³
M ₄	159 g	65 cm ³	2,4 g/cm ³	2400 Kg/m ³
Peso Específico Promedio			2,6 g/cm ³	2600 Kg/m ³

CAPITULO IV

DISEÑO DE LA NUEVA MALLA DE PERFORACIÓN Y VOLADURA OPTIMIZADA CON EL MODELO MATEMÁTICO

En la mina que se realiza la investigación tiene determinados parámetros que la empresa ha implementado como determinada sustancia explosiva de uso sin retacado, perforación con broca y taladro de un solo diámetro. Por lo tanto nuestra investigación se enfocó en mejorar la distribución y ubicación de los diferentes taladros de arranque, ayuda y contorno, basándonos en el radio de influencia que genera cada taladro en la voladura. La distribución de los taladros de carga se lo realizó en tres grupos (corte, arranque y contorno) basados en la geología de zona, el factor de seguridad y la área de influencia que genera cada uno de los taladros.

Tabla 4.1: Dimensiones del túnel en la mina Cabo de Hornos

Galería en forma de bóveda con un solo centro	
Alto	2,0 m
Ancho	1,4 m
Distancia a una zona critica	0 m

Tabla 4.2: Parámetros geomecánicos del macizo rocoso en la mina Cabo de Hornos

Parámetros de la Roca	
Tipo	Andesita
Densidad	2,6 T/m ³
Resistencia a la compresión	161,62 MPa
RQD	82%

4.1 Área del frente de explotación

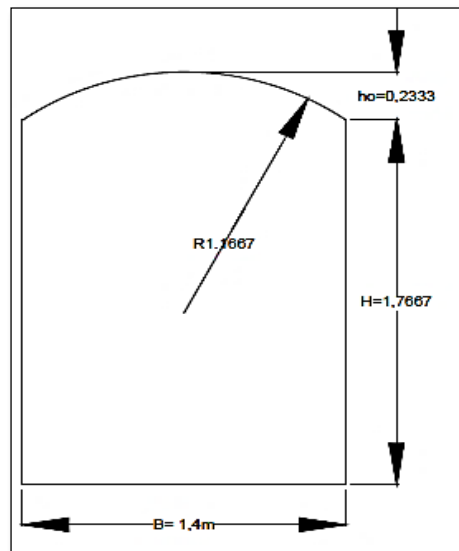


Figura 4.1: Dimensionamiento del túnel con un solo centro en la mina Cabo de Hornos

$$A = B \cdot (H + 0,11b)$$

$$R = \frac{5}{6}B$$

$$A = B \cdot (H + 0,11b)$$

$$A = 2,688\text{ m}^2 \text{ según el calculo}$$

$$A = 2,693\text{ m}^2 \text{ según el software AutoCAD}$$

4.2 Acoplamiento del explosivo

Acoplamiento en la carga de fondo

$$A_{ef} = \frac{\phi_e}{\phi_{tal}}$$

$$A_{ef} = \frac{0,032\text{ m}}{0,036\text{ m}}$$

$$A_{ef} = 88\%$$

Acoplamiento en la carga de columna

$$A_{ecc} = \frac{\phi_e}{\phi_{tal}}$$

$$A_{ecc} = \frac{0,032\text{ m}}{0,036\text{ m}}$$

$$A_{ecc} = 88\%$$

4.3 Longitud del taladro (L_{tal})

$$L_{tal} = L_b \cdot E_p$$

$$L_{tal} = 1,6 \text{ m} \cdot 98 \%$$

$$L_{tal} = 1,56 \text{ m}$$

4.4 Longitud de carga del taladro (L_c)

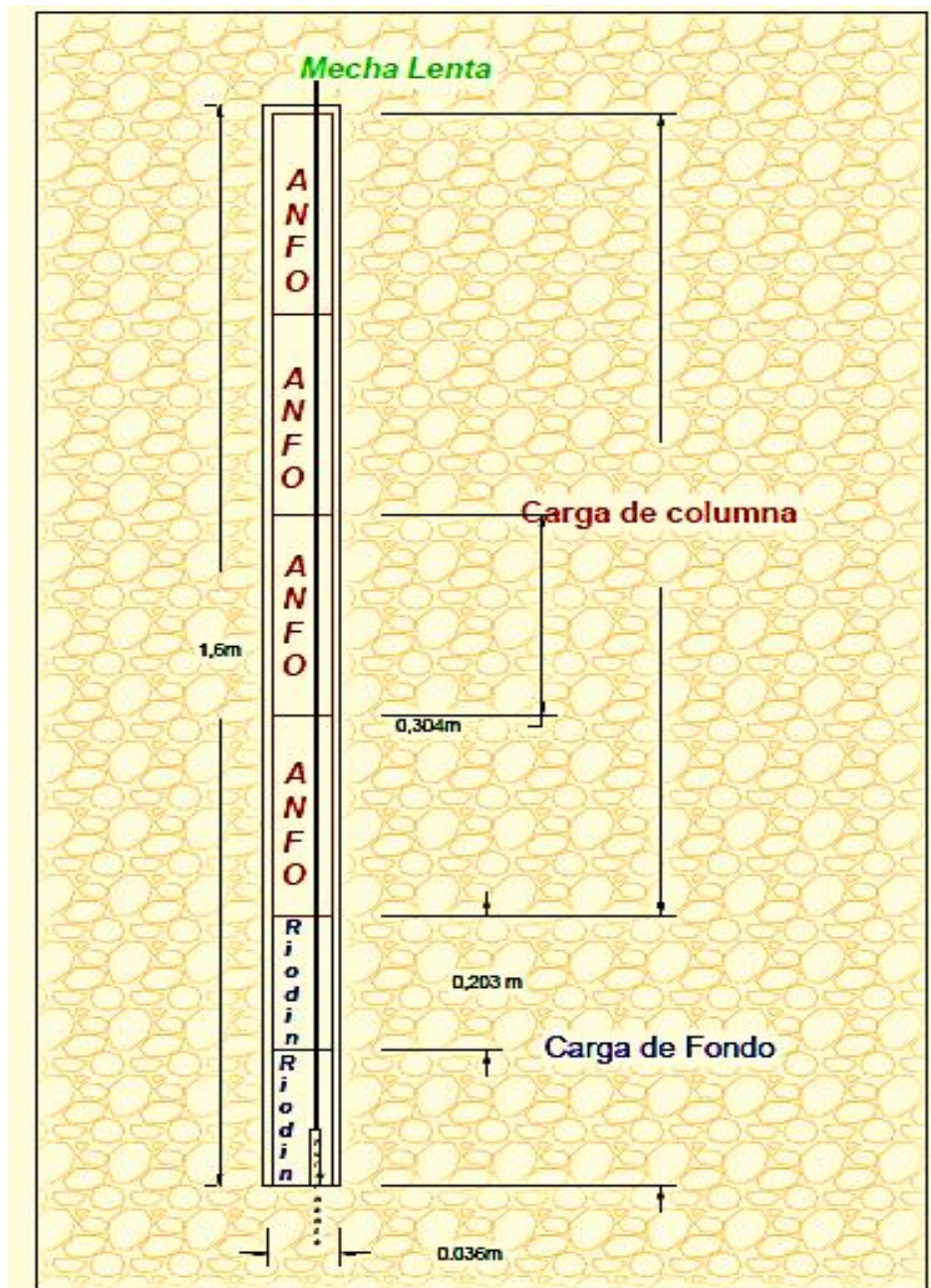


Figura 4.2: Ubicación de las cargas explosivas

$$L_c = L_{cc} + L_{cf}$$

$$L_c = 1,20 \text{ m} + 0,40 \text{ m}$$

$$L_c = 1,60 \text{ m}$$

4.5 Factor de carguío (F_c)

El factor de carguío está en función volumen del taladro y volumen del explosivo dentro del taladro, donde: $F_c \leq 1$

$$F_{cf} = \frac{\pi \cdot \phi_e^2 \cdot L_e \cdot N^{\circ} \text{ cartuchos}}{\pi \cdot \phi_{\text{Tal}}^2 \cdot L_{\text{Tal}}}$$

$$F_{cf} = \frac{\pi \cdot (0,03 \text{ m})^2 \cdot 0,20 \text{ m} \cdot 2 \text{ cartuchos}}{\pi \cdot (0,03 \text{ m})^2 \cdot 1,56 \text{ m}}$$

$$F_{cf} = 0,20$$

$$F_{cc} = \frac{\pi \cdot \phi_e^2 \cdot L_e \cdot N^{\circ} \text{ cartuchos}}{\pi \cdot \phi_{\text{Tal}}^2 \cdot L_{\text{Tal}}}$$

$$F_{cc} = \frac{\pi \cdot (0,031 \text{ m})^2 \cdot 0,30 \text{ m} \cdot 4 \text{ cartuchos}}{\pi \cdot (0,036 \text{ m})^2 \cdot 1,568 \text{ m}}$$

$$F_{cc} = 0,60$$

4.6 Presión de detonación del taladro (P_oD_{tal})

$$P_{cf} = P_oD_{cf} \cdot F_{cf}$$

$$P_{cf} = 12800 \text{ MPa} \cdot 0,20$$

$$P_{cf} = 2560 \text{ Mpa}$$

$$P_{cc} = P_oD_{cc} \cdot F_{cc}$$

$$P_{cc} = 1000 \text{ MPa} \cdot 0,60$$

$$P_{cc} = 604 \text{ MPa}$$

$$PoD = P_{cc} + P_{cf}$$

$$PoD = 604 \text{ MPa} + 2560 \text{ MPa}$$

$$PoD = 3185 \text{ MPa}$$

4.7 Desviación de perforación (S)

En la mina Cabo de Hornos se realiza la perforación con barra y estabilizador por lo tanto, se determinará la desviación de perforación con la siguiente ecuación:

$$S = 0,0031L_{\text{perf}}^2 + 0,0063L_{\text{perf}} + 0,007$$

$$S = 0,0031(1,56 \text{ m})^2 + 0,0063(1,56 \text{ m}) + 0,007$$

$$S = 0,02 \text{ m}$$

4.8 Taladros de corte

$$F_s = 6$$

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

$$B_n = 0,036 \text{ m} * \left(\frac{3185 \text{ MPa}}{6 * 161 \text{ MPa} * 82 \%} + 1 \right)$$

$$B_n = 0,18 \text{ m}$$

$$e_n = B_n$$

$$e_n = 0,18 \text{ m}$$

$$B_i = B_n - S$$

$$B_i = 0,18 \text{ m} - 0,02 \text{ m}$$

$$B_i = 0,16 \text{ m}$$

$$e_i = B_i$$

$$e_i = 0,16 \text{ m}$$

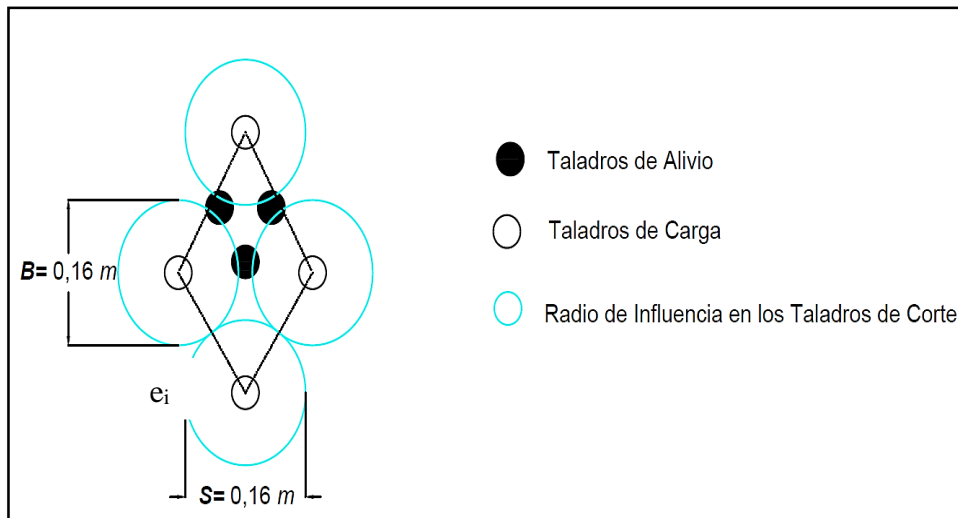


Figura 4.3: Burden y espaciamento ideal en los taladros de corte en la malla de perforación y voladura optimizada

4.9 Taladros de alivio

4.9.1 Diámetro de alivio máximo

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

$$\phi_{\max} = \frac{0,18 \text{ m}}{\pi}$$

$$\phi_{\max} = 0,057 \text{ m}$$

4.9.2 Diámetro de alivio mínimo

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

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

$$\phi_{\min} = 0,036 \text{ m}$$

4.9.3 Número de taladros de alivio (n_a)

$$n_a = \left(\frac{\varnothing_{\max}}{\varnothing_a} \right)^2$$

$$n_a = \left(\frac{0,057 \text{ m}}{0,036 \text{ m}} \right)^2$$

$$n_a = 3 \text{ taladros de alivio}$$

4.9.4 Espaciamiento de taladros de alivio (e_a)

$$e_a = \frac{B_n}{n_a}$$

$$e_a = \frac{0,18 \text{ m}}{3 \text{ taladros}}$$

$$e_a = 0,07 \text{ m}$$

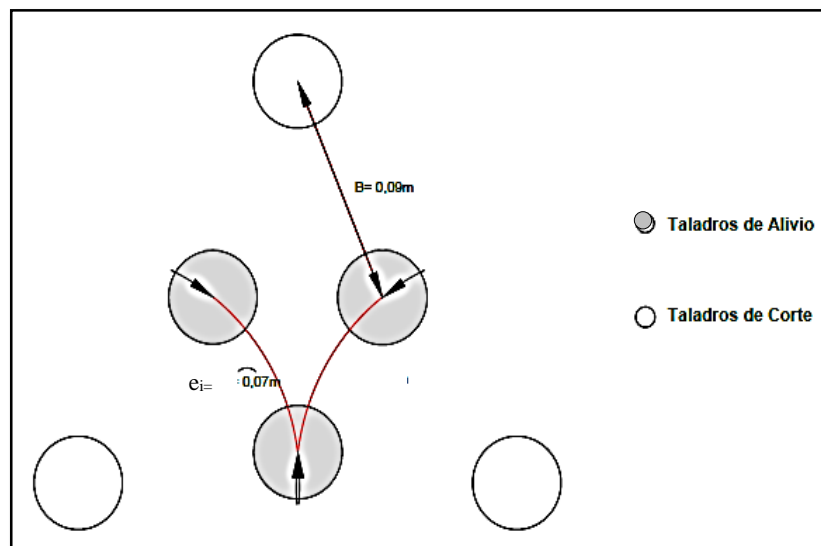


Figura 4.4: Ubicación de los taladros de alivio

4.9.5 Ángulo entre taladros de alivio (α)

$$\alpha = \frac{114,59^\circ}{n_a}$$

$$\alpha = \frac{114,59^\circ}{3}$$

$$\alpha = 45^\circ$$

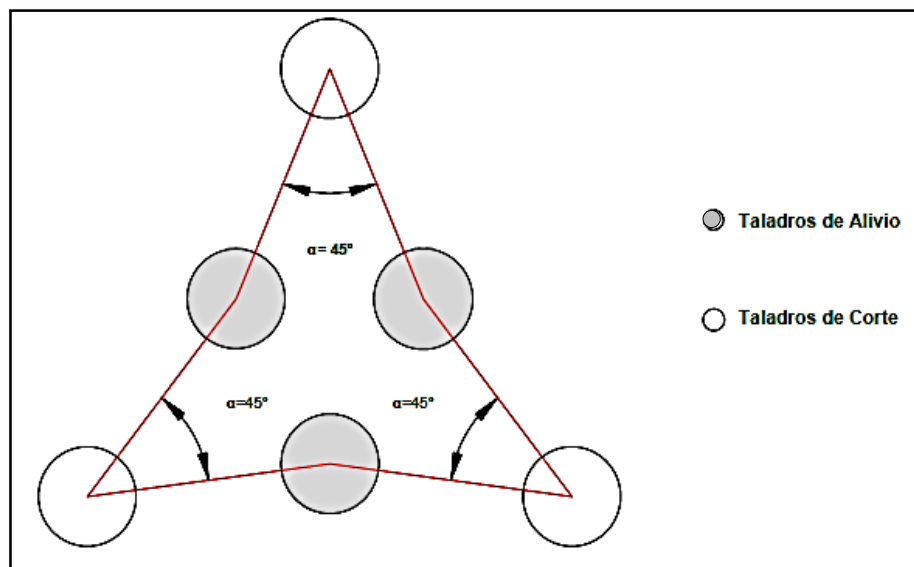


Figura 4.5: Ángulo entre taladros de alivio

4.10 Taladros de arranque

$$F_s = 5$$

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

$$B_n = 0,036 \text{ m} * \left(\frac{3185 \text{ MPa}}{5 * 161 \text{ MPa} * 82\%} + 1 \right)$$

$$B_n = 0,21 \text{ m}$$

$$e = B_n$$

$$e_n = 0,21 \text{ m}$$

$$B_i = B_n - S$$

$$B_i = 0,21 \text{ m} - 0,02 \text{ m}$$

$$B_i = 0,19 \text{ m}$$

$$e_i = B_i$$

$$e_i = 0,19 \text{ m}$$

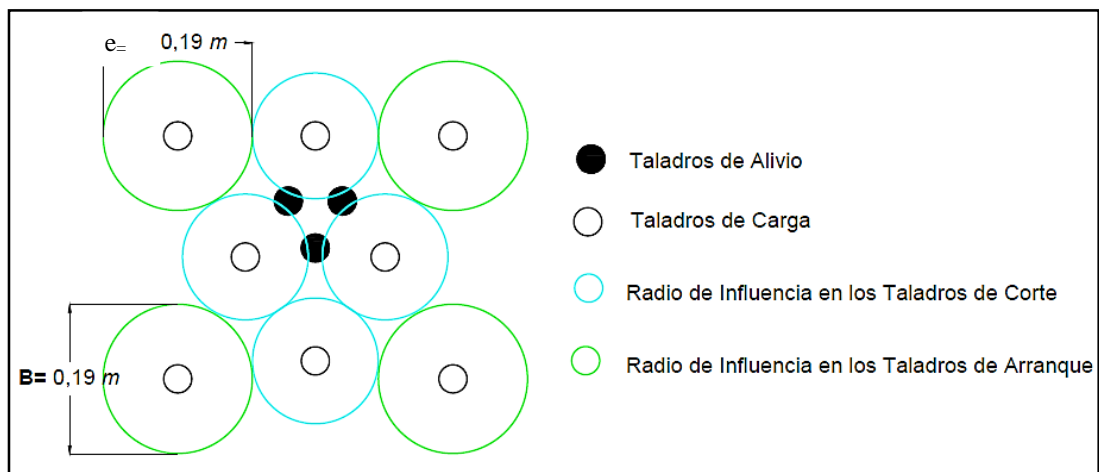


Figura 4.6: Burden y espaciamento ideal en los taladros de arranque

4.11 Taladros de contorno

$$F_S = 2$$

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

$$B_n = 0,036 \text{ m} * \left(\frac{3185 \text{ MPa}}{2 * 161 \text{ MPa} * 82 \%} + 1 \right)$$

$$B_n = 0,47 \text{ m}$$

$$e_n = B_n$$

$$e_n = 0,47 \text{ m}$$

$$B_i = B_n - S$$

$$B_i = 0,47 \text{ m} - 0,02 \text{ m}$$

$$B_i = 0,45 \text{ m}$$

$$e_i = B_i$$

$$e_i = 0,45 \text{ m}$$

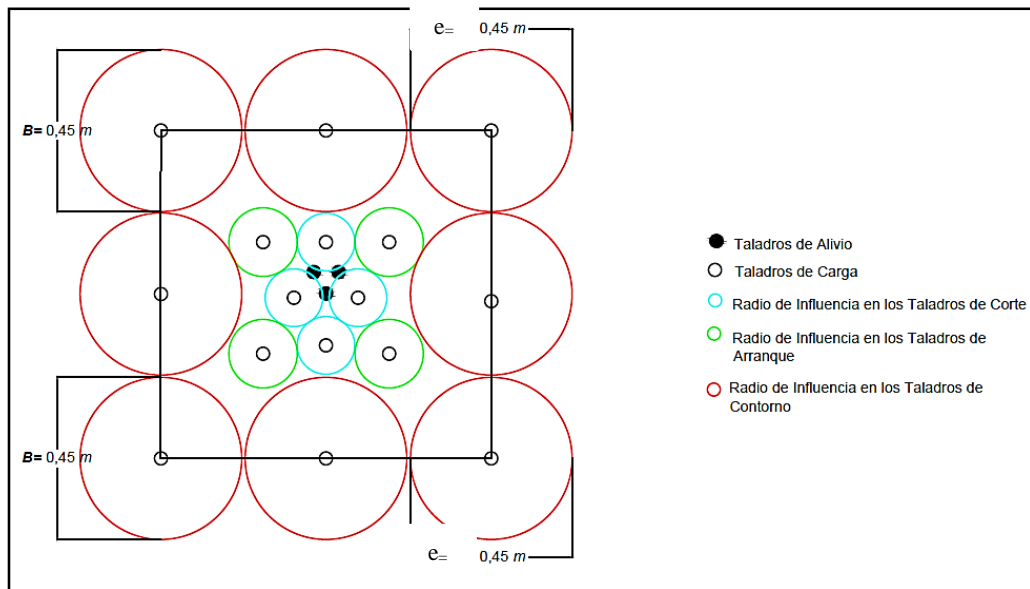


Figura 4.7: Burden y espaciamiento ideal en los taladros de contorno

Tabla 4.3: Resultados del número de taladros en la malla de perforación y voladura optimizada

	F_s	B_n	B_i	e_i	Nº Taladros
Taladros de Alivio					3
Taladros de Corte	6	0,18 m	0,16 m	0,16 m	15
Taladros de Arranque	5	0,21 m	0,19 m	0,19 m	4
Taladros de Contorno	2	0,47 m	0,45 m	0,45 m	4

4.12 Distribución de los taladros

En la ubicación de los taladros se aplicó el método gráfico, usando las áreas de influencia para cada taladro, dibujando el área de la sección para ubicar el taladro de alivio en medio y rodearlo con los taladros de corte, arranque y contorno como se observa en las siguientes figuras:

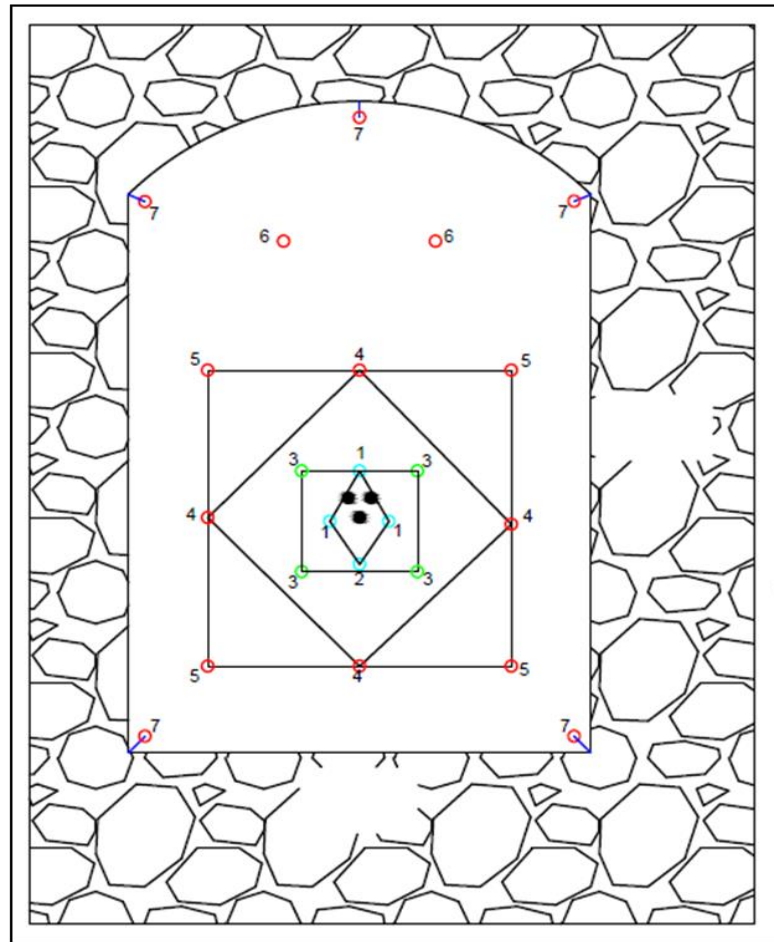


Figura 4.8: Distribución y detonación de los taladros

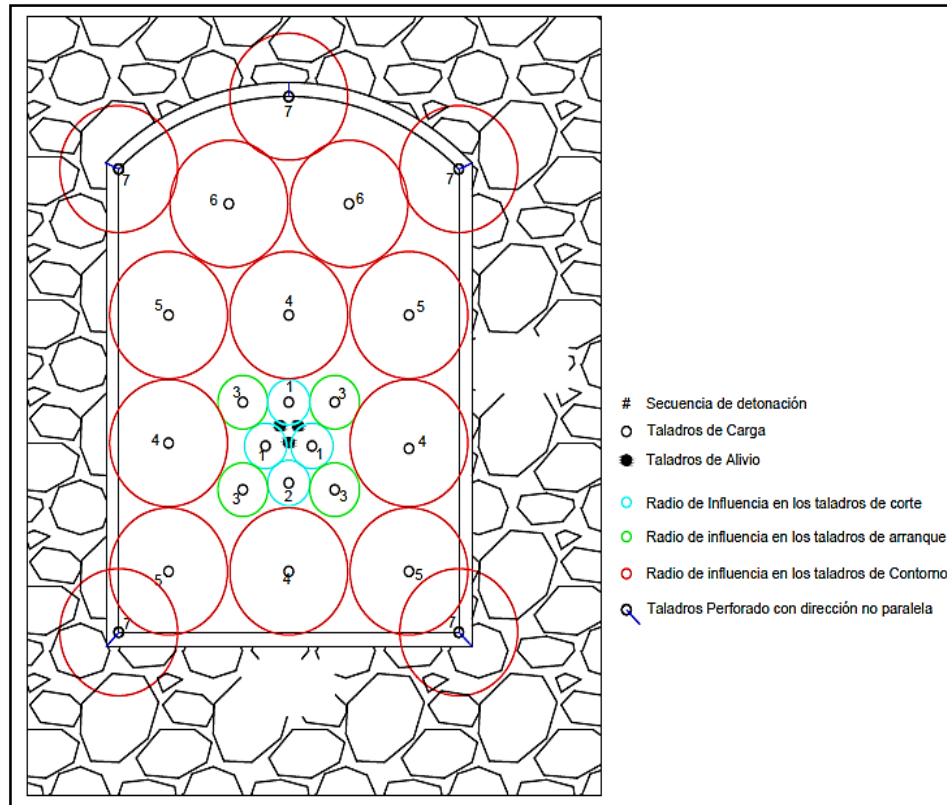


Figura 4.9: Radios de influencia que genera cada taladro en la voladura

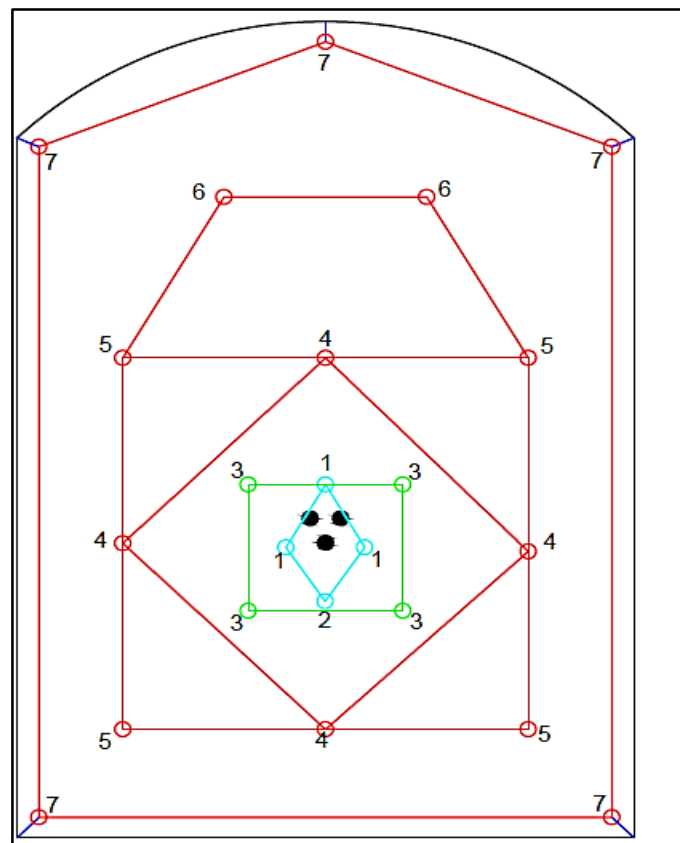


Figura 4.10: Amarrado de los taladros

4.13 Consumo de sustancia explosiva

En la mina Cabo de Hornos no se realizó las variantes en el gasto específico de la sustancia explosiva por políticas de la empresa pero, se optó por mejorar la distribución de taladros, en las siguientes tablas se indicara el consumo de la sustancia explosiva en cada voladura.

Tabla 4.4: Consumo de sustancia explosiva en los taladros de corte

Consumo de sustancia explosiva en los taladros de corte				
Tipo de explosivo			Consumo de sustancia explosiva por taladro	Consumo de sustancia explosiva por voladura (4 taladros de corte)
Carga de Fondo	RIODIN HM 80% de 1 1/4 x 8 in	Nº Tacos	2 tacos	8 tacos
		Peso de tacos	418,28 g	1,67 kg
Carga de Columna	ANFO de 1 1/4 x 12 in	Nº tacos	4 tacos	16 tacos
		Peso de tacos	772,4 g	3,08 kg
Fulminante			1 fulminante	4 fulminantes
Mecha lenta			2 m	8 m

Tabla 4.5: Consumo de sustancia explosiva en los taladros de arranque

Consumo de sustancia explosiva en los taladros de arranque				
Tipo de explosivo			Consumo de sustancia explosiva por taladro	Consumo de sustancia explosiva por voladura (4 taladros de arranque)
Carga de Fondo	RIODIN HM 80% de 1 1/4 x 8 in	Nº tacos	2 tacos	8 tacos
		Peso de tacos	418,28 g	1,67 kg
Carga de Columna	ANFO de 1 1/4 x 12 in	Nº tacos	4 tacos	16 tacos
		Peso de tacos	772,4 g	3,08 kg
Fulminante			1 fulminante	4 fulminantes
Mecha lenta			2 m	8 m

Tabla 4.6: Consumo de sustancia explosiva en los taladros de contorno

Consumo de sustancia explosiva en los taladros de contorno				
Tipo de explosivo			Consumo de sustancia explosiva por taladro	Consumo de sustancia explosiva por voladura (15 taladros de contorno)
Carga de Fondo	RIODIN HM 80% de 1 1/4 x 8 in	Nº tacos	2 tacos	30 tacos
		Peso de tacos	418,28 g	6,27 kg
Carga de Columna	ANFO de 1 1/4 x 12 in	Nº tacos	4 tacos	60 tacos
		Peso de tacos	772,4 g	11,58 kg
Fulminante			1 fulminante	15 fulminantes
Mecha lenta			2m	30 m

Tabla 4.7: Consumo de sustancia explosiva por voladura

Tipo de explosivo			Consumo de sustancia explosivos por voladura (23 taladros)			
			Taladros de corte	Taladros de arranque	Taladros de contorno	Total
Carga de Fondo	RIODIN HM 80% de 1 1/4 x 8 in	Nº tacos	8 tacos	8 tacos	30 tacos	46 tacos
		Peso de tacos	1,67 kg	1,67 kg	6,27 kg	9,61 kg
Carga de Columna	ANFO de 1 1/4 x 12 in	Nº tacos	16 tacos	16 tacos	60 tacos	92 tacos
		Peso de tacos	3,08 kg	3,08 kg	11,58 kg	17,74 kg
Fulminante			4 fulminantes	4 fulminantes	15 fulminantes	23 fulminantes
Mecha lenta			8 m	8 m	30 m	46 m

CAPITULO V

APLICACIÓN DE LA NUEVA MALLA DE PERFORACIÓN Y VOLADURA EN LA MINA DE CABO DE HORNOS

Para la aplicación de la nueva malla de perforación y voladura se realizó el dimensionamiento de los taladros en el frente de explotación, con la ayuda de pintura en spray y una cinta métrica, de esta manera el personal encargado de la perforación visualizó los puntos de perforación, para luego cargar los taladros con la sustancia explosiva y posteriormente realizar la detonación secuenciada.

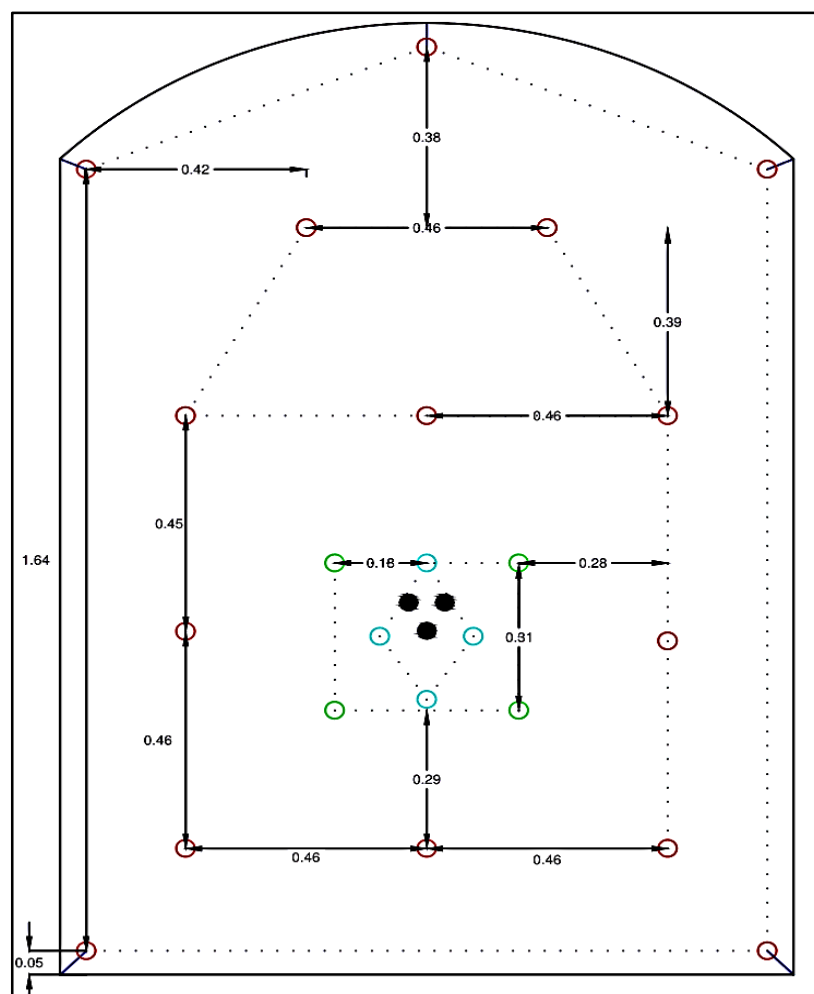


Figura 5.1: Dimensionamiento de los taladros para su ubicación en la nueva malla de perforación y voladura

Para la aplicación de la nueva malla de perforación y voladura se realizó el dimensionamiento de los taladros en el frente de explotación, con la ayuda de pintura en spray y una cinta métrica, de esta manera el personal encargado de la perforación visualizó los puntos de perforación, para luego cargar los taladros con la sustancia explosiva y posteriormente realizar la detonación secuenciada.

5.1 Avance de explotación por voladura

Para determinar la efectividad de avance por voladura con la nueva malla se realizó 6 voladuras con el nuevo diseño, en cada voladura se realizó la medición con la asistencia de una cinta métrica para establecer el avance que genera una detonación. La medición permitió determinar que la efectividad de avance por cada una de las voladuras es 1,49 m de avance por voladura y un 95% de eficiencia de avance como se observa en la siguiente tabla:

Tabla 5.1: Medición de avance por voladura con la nueva malla de perforación y voladura en la mina Cabo de Hornos

Nº de Medidas	Avance/Voladura
Medida 1	1,46
Medida 2	1,52
Medida 3	1,47
Medida 4	1,46
Medida 5	1,49
Medida 6	1,51
Promedio de avance por voladura	1,49
% eficiencia de avance	95%

5.2 Obtención de material fragmentado

5.2.1 Volumen de roca obtenido en un disparo

$$\text{Volumen} = \text{Avance}_{\text{disparo}} \cdot \text{Area}_{\text{tunel}}$$

$$V = 1,49 \text{ m} \cdot 2,69 \text{ m}^2$$

$$V = 4 \text{ m}^3/\text{disparo}$$

5.2.2 Toneladas métricas obtenidas en un disparo

$$\text{Toneladas}_{\text{metricas}} = \text{Volumen}_{\text{fragmentado}} \cdot \text{Densidad}_{\text{roca}}$$

$$T = 4 \text{ m}^3 \cdot 2,6 \text{ T}/\text{m}^3$$

$$T = 12,39$$

5.3 Esquema comparativo de la malla de perforación utilizada con la propuesta optimizada

5.3.1 Comparación en la distribución de taladros

La distribución de los taladros con la nueva malla de perforación permitió al personal técnico identificar la clase de taladros (alivio, corte, arranque y contorno) y mejorar la ubicación de los mismos, con la ayuda de medidas exactas donde se debe perforar cada taladro como se observa en la Figura 5.2.

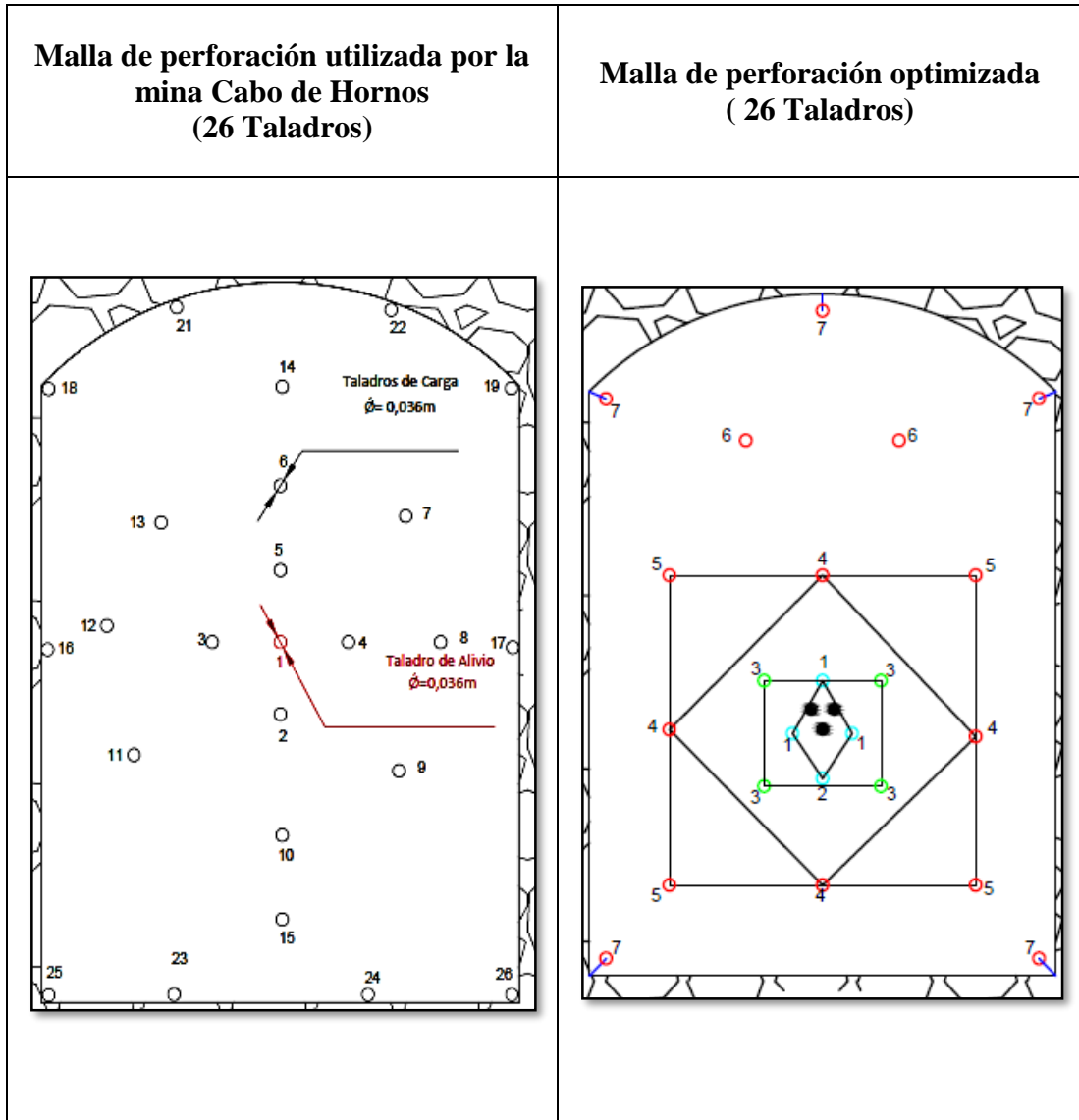


Figura 5.2: Comparación entre la malla de perforación actual y la malla de perforación optimizada

5.3.2 Comparación en los parámetros de perforación y voladura

En la siguiente tabla se observa la comparación de varias características entre las dos malla de voladura:

Tabla 5.2: Comparación entre la malla de perforación actual y la malla de perforación optimizada

	Malla Actual	Malla Optimizada
Nº Taladros de alivio	1	3
Nº Taladros de corte	25	4
Nº Taladros de arranque		4
Nº Taladros de contorno		15
Nº Taladros total	26	26
Avance por disparo	1,30 m	1,49 m
% de Eficiencia de voladura	83%	95%
Volumen de roca por disparo	3,5 m ³	4 m ³
Toneladas por disparo	9,10 T	12,39 T

5.3.3 Comparación del consumo de sustancia explosiva

En la siguiente tabla se describe el gasto de sustancia explosiva en la malla de voladura de la empresa y la nueva malla.

Tabla 5.3: Comparación entre las dos mallas de voladura en el tema de consumo de sustancia explosiva

Tipo de explosivos			Consumo de sustancia explosivos por voladura	
			Malla actual (25 taladros de carga)	Malla optimizada (23 taladros de carga)
Carga de Fondo	RIODIN HM 80% de 1 1/4 x 8 in	Nº Tacos	50 tacos	46 tacos
		Peso de Tacos	10,46 kg	9,61 kg
Carga de Columna	ANFO de 1 1/4 x 12 in	Nº Tacos	100 tacos	92 tacos
		Peso de Tacos	19,31 kg	17,74 kg
Consumo total de sustancia explosiva por voladura			29,77 kg	27,35 kg
Fulminante			25 fulminantes	23 fulminantes
Mecha lenta			50 m	46 m

5.4 Análisis de los resultados con la nueva malla de perforación y voladura

La nueva malla de perforación y voladura ha generado grandes resultados, comprobándose que existe un mayor avance de explotación por cada disparo; obteniendo mayor cantidad de material detrítico con menor consumo de sustancia explosiva. Demostrando que la nueva malla genera más beneficios que la antigua, tanto en aspectos técnicos, ambientales y económicos, así, las actividades de perforación y voladura utiliza un número adecuado de barrenos y de sustancia explosiva.

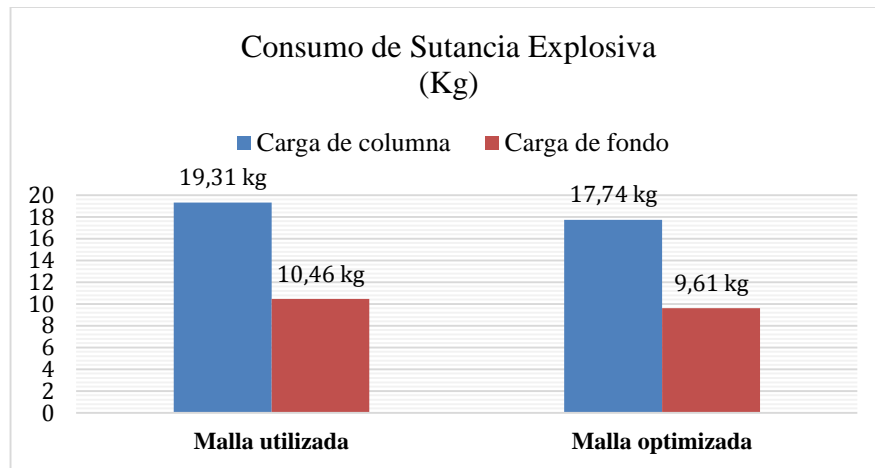


Figura 5.3: Comparación del consumo de sustancia explosiva entre la malla utilizada y la óptima en Kg

Tabla 5.4: Perforación específica entre la malla de voladura utilizada por la empresa y la malla optimizada.

Perforación Específica (perforación total/volumen)		
	Malla actual	Malla optimizada
Área	2,69 m ²	2,69 m ²
Avance	1,30 m	1,49 m
Volumen	3,50 m ³	4,01 m ³
Número de taladros	26,00	26,00
Avance aparente	1,60 m	1,60 m
Longitud total perforada	41,60 m	41,60 m
Perforación específica	11,90 m/m ³	10,38 m/m ³

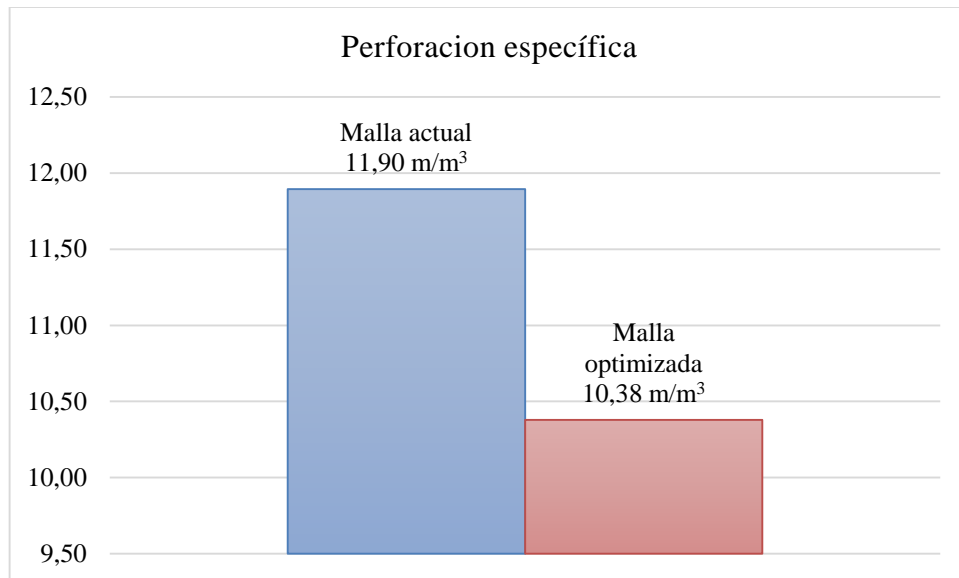


Figura 5.4: Comparación de la perforacion específica entre la malla anterior y la malla optimizada

Tabla 5.5: Consumo específico de la sustancia explosiva entre la malla utilizada en la mina cabo de hornos y la malla optimizada.

Consumo específico de explosivo (consumo explosivo/volumen)		
	Malla actual	Malla optimizada
Área	2,69 m ²	269 m ²
Avance	1,30 m	1,49 m
Volumen	3,50 m ³	4,01 m ³
Número de taladros	26,00	26,00
Avance aparente	1,60 m	1,60 m
Consumo de sust. Explosiva /Voladura	29,77 kg	27,35 kg
Consumo específico de explosivo	8,51 Kg/m ³	6,82 Kg/m ³

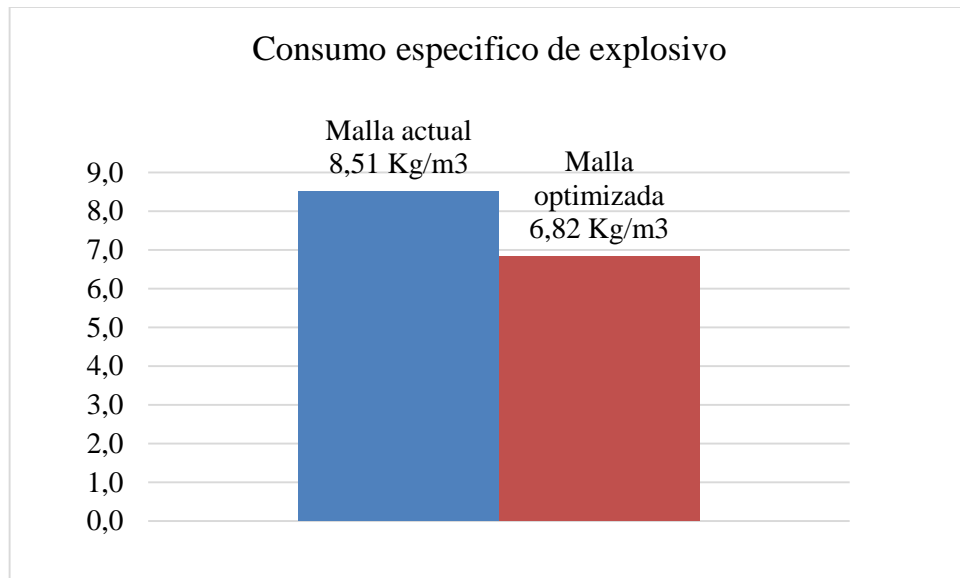


Figura 5.5: Comparación del consumo específico entre la malla utilizada y la malla optimizada

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

Conclusiones

- Al aplicar la malla de perforación y voladura optimizada en la mina Cabo de Hornos, se ha incrementado la eficiencia de avance en un 12% (del 83% al 95%). El nuevo diseño redujo el número de tacos de explosivos de 50 a 46 en las cargas de fondo y de 100 a 92 en la carga de columna. Otro aspecto en tomar en cuenta que con la misma perforación aparente se genera en la nueva malla una mejor perforación específica de $11,90 \text{ m/m}^3$ a $10,38 \text{ m/m}^3$ es decir, la relación $\frac{\text{perforación total}}{\text{volumen}}$, de la misma forma se observa en el consumo específico de sustancia explosiva $8,51$ a $6,82 \text{ kg/m}^3$ ($\frac{\text{consumo explosivo}}{\text{volumen}}$) por lo tanto, se demuestra que un mayor avance del frente no es proporcional a la cantidad de carga explosiva, sino que depende de una mejor distribución.
- Una de las variantes más importantes en el diseño optimizado es la distribución de los taladros, cuyos cálculos de ingeniería determinan tres taladros de alivio con un ángulo de 45° y espaciamiento 7 cm entre los mismos influyendo significativamente en los resultados (eficiencia) de avance del frente en comparación con la malla anterior.
- El factor de seguridad es directamente proporcional a la presión de detonación del taladro e inversamente proporcional al Burden lo cual indica que, los taladros del corte tienen menor Burden y alto factor de seguridad, obteniendo mayor eficiencia lo cual no ocurre con el diseño anterior.
- La optimización de la malla de perforación y voladura aplicada en la mina Cabo de Hornos se ha obtenido de los cálculos correspondientes a la metodología de áreas de influencia, cuya eficiencia es evidenciada en los parámetros resultantes post-operación obteniendo consecuentemente ahorro de costos y mejores tiempos de operación, lo cual no ocurre en el diseño empírico utilizado por la empresa.

Recomendaciones

- Con la nueva malla de perforación y voladura se obtuvo mejores rendimientos tanto en el avance del túnel como menor consumo de explosivos por este motivo se recomienda el uso de esta malla de voladura; tomar en cuenta la presente investigación como base para generar mejores mallas de voladura en el resto de los frentes de explotación de la mina Cabo de Hornos.
- El avance del frente de explotación es continuo, abarcando nuevas áreas de explotación, por lo tanto, el análisis de la geología debe ser constante conforme sea el avance del frente de explotación. En caso de ocurrir cambios significativos de estos parámetros, puede afectar en mayor o menor grado la eficiencia de la actual malla de perforación, por lo tanto en cambios significativos se realizará una nueva malla que se adapte a los nuevos parámetros de la roca.
- Antes de realizar cálculos de ingeniería es recomendable verificar los datos de campo evitando que los cálculos sean incorrectos así como los resultados esperados.
- Durante la perforación de los taladros siempre es recomendable utilizar guías para determinar el paralelismo de las perforaciones, ya que una mínima desviación disminuye significativamente la eficiencia de voladura.
- Se recomienda realizar simulacros constantes, así como reuniones de seguridad antes de cada operación para mantener al personal involucrado siempre al tanto de cada procedimiento; aplicando las normativas seguridad correspondientes.
- Se recomienda para una mejor voladura el uso de retacado así, se obtendrá una eficiente voladura sin pérdida de energía al momento de la explosión.

SIMBOLOGÍA

A: Área

A_e: Acoplamiento del explosivo

A_{cf}: Acoplamiento en carga de fondo

A_{cc}: Acoplamiento en carga de columna

B: Burden

B_n: Burden nominal

cm³: Centímetro cubico

Ø_{Tal}: Diámetro del taladro

e_i: Espaciamiento ideal

e_n: Espaciamiento nominal

F_s: Factor de seguridad

g: Gramo

H: altura

Has: Hectáreas

Kg: Kilogramo

L: Litro

L_{Tal}: Longitud del taladro

M: Masa de la roca

m: Metro

MJ: Mega- Joules

MPa: Mega-Pascales

mm: Milímetros

M: Masa de la roca

N: Newton

N°: Número

n_a: Número de taladros de alivio

P_{oD}: Presión de detonación del explosivo

RQD: Rock Quality Designation

V: Volumen de la muestra de roca

V_{oD}: Velocidad de detonación

V_c: Volumen del cartucho

V_{Tal}: Volumen del taladro

S: Desviación de perforación

s: Segundo

T: Toneladas métricas

in: Pulgada

%: Porcentaje

γ: Peso específico de la roca

σ_r: Resistencia a la compresión de la roca o mineral

∅_{Tal}: Diámetro del taladro

ρ: Densidad de la roca

α: Ángulo entre taladros de alivio

BIBLIOGRAFÍA

- ARCOM. (23 de 08 de 2016). Catastro Minero de ARCOM Ecuador. Recuperado el 23 de 08 de 2016, de http://geo.controlminero.gob.ec:1026/geo_visor/
- Bernaola, A. (2013). Perforación y voladura de rocas. Madrid: Copyright.
- Bongiorno, F. (2012). Clasificaciones de los masizos rocosos. España, Venezuela.
- Copco, A. (2005). Simposioun de taladros largos;. Perú.
- Explocen. (2012). manual técnico de explosivos de la compañía explocen. Ecuador.
- Exsa. (2010). Manual Practico de Boladura. En Exsa. Lima, Perú.
- Famesa. (2011). Folleto de explosivo de Famesa. Lima.
- Herbert, D. F. (2002). Fundamentos de Laboreo de Minas. Madrid.
- INAMHI. (2015). Introducción a la geología de rocas . Ecuador.
- Jimenos, L. (2003). Manual de Perfoación y Voladura de Rocas (Primera ed.). España: Agapea.
- López, V. M. (1994). Manual Para la Seleccion de Metodos de Explotación en Minas. Mexico.
- Maps, G. (2016). Google Maps Ecuador. Recuperado el 23 de 08 de 2016, de <https://www.google.com.ec/maps/@-3.7174292,-79.6252187,15z>
- Maxam. (2008). RIODIN M. Lima, Bolivia .
- Noguel, J. O. (1998). Fragmentación de las rocas con explosivos. Habana: Felix Varela.
- Ojeda, R. W. (2008). Diseño de mallas de perforación y voladura subterránea aplicando un modelo matemático de áreas de influencia. Lima, Perú.

Perú, E. m. (2000). Estudios mineros del Perú S.A. (Polo, Productor) Recuperado el 2015,de http://www.iestpoyon.edu.pe/web/documentos/Manual_de_Mineria.pdf

Portovelo, G. d. (2013). Portovelo, El Oro, Ecuador.

Sánchez, V. H. (2013). Informe Semestral de Producción Minera y Comercial de COMIVARIV S.A (Vol. 4). Zaruma, El Oro, Ecuador.

Sandoval, F. (Octubre de 2001). La Pequeña Minería en el Ecuador. (WBCSD) Recuperado el 29 de 12 de 2015, de Mining, Minerals and Sustainable Development: <http://pubs.iied.org/pdfs/G00721.pdf>

Suri, A. (2010). Manueal de perofradora YT27. Chile.

Vallejo, L. G. (2002). Ingeniría Geológica. (P. EDUCACIÓN, Ed.) Madrid, España: pearson educación .

ANEXOS

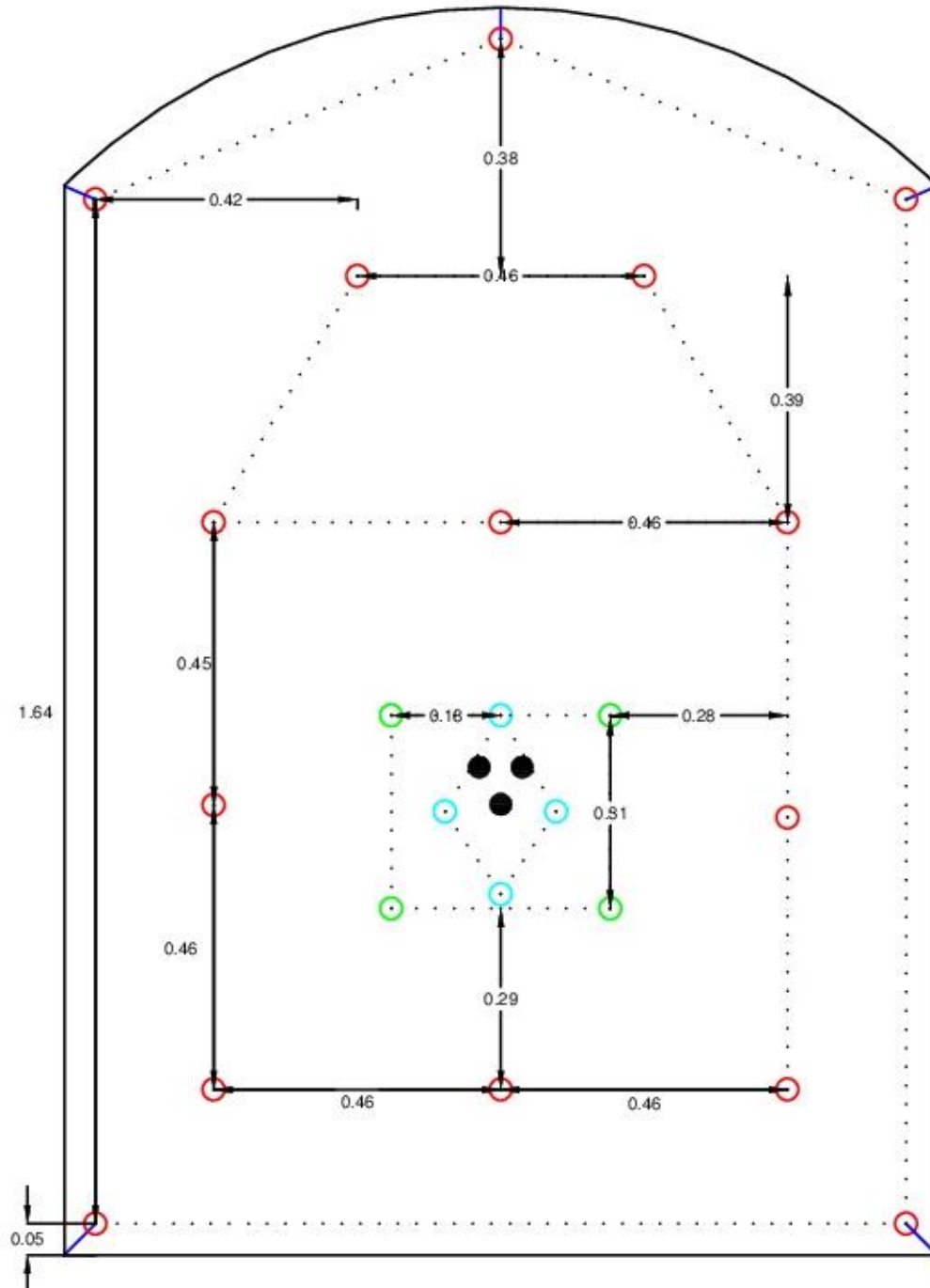
Anexo 1: Tabla de relación h/d de la escuela de Ingeniería Civil

TESTIGO

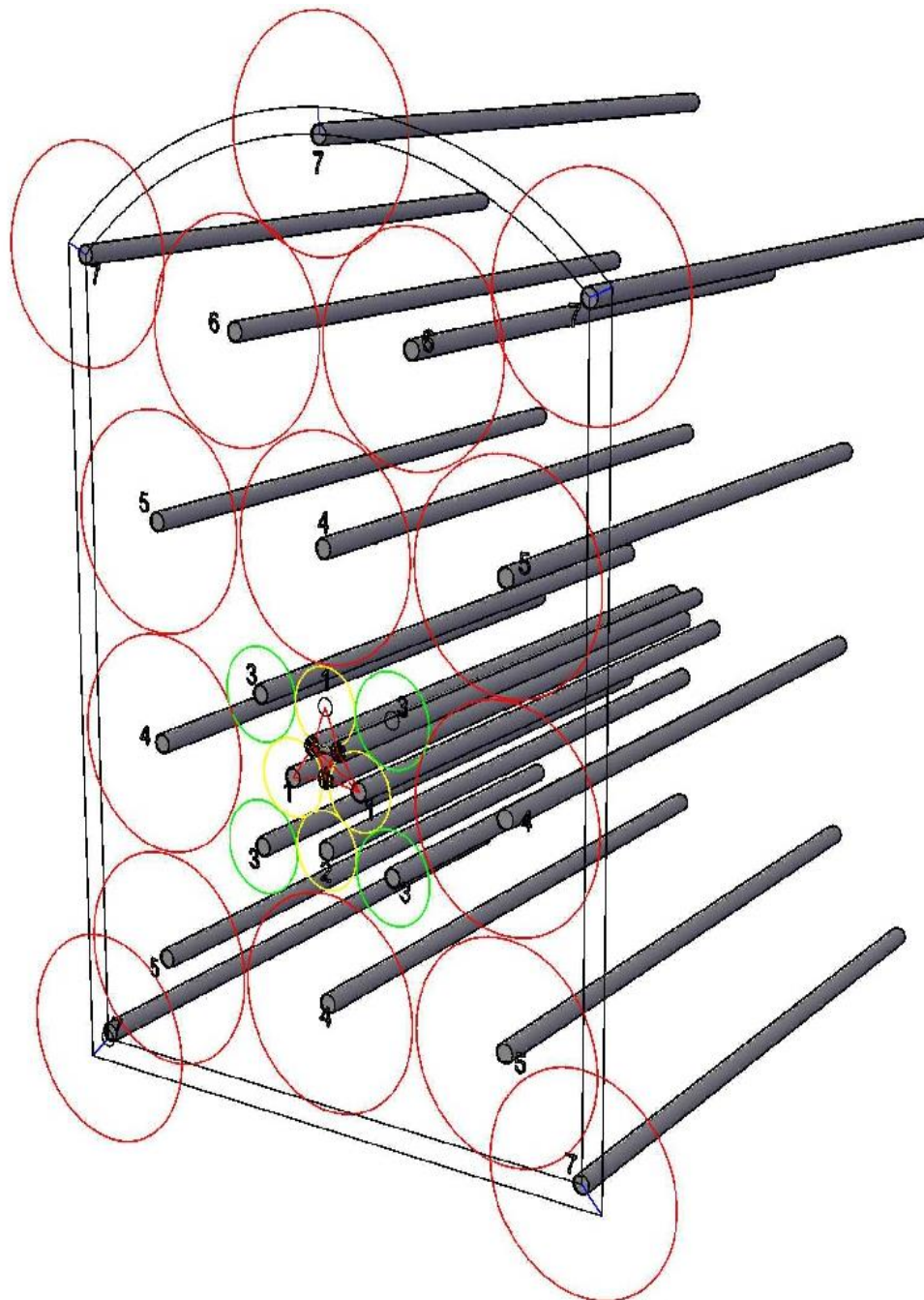
Tabla de factores standard de corrección para medir la resistencia de testigos con diferentes relaciones de altura y diámetro.

Relación Altura/Diámetro (h/d)	Factor de Corrección de la Resistencia del Cilindro			
	ASTm C42 - 68		BS 1881 - 1970	
3.00	1.07	(k)	1.08	(k)
2.75	1.05	(k)	1.06	(k)
2.50	1.03	(k)	1.04	(k)
2.25	1.01	(k)	1.02	(k)
2.00	1.00	(k)	1.00	(k)
1.75	0.99	(k)	0.98	(k)
1.50	0.97	(k)	0.96	(k)
1.25	0.94	(k)	0.94	(k)
1.00	0.91	(k)	0.92	(k)
0.75	0.89	(k)	0.90	(k)
0.50	0.88	(k)	0.88	(k)
0.25	0.86	(k)	0.86	(k)
0.00				

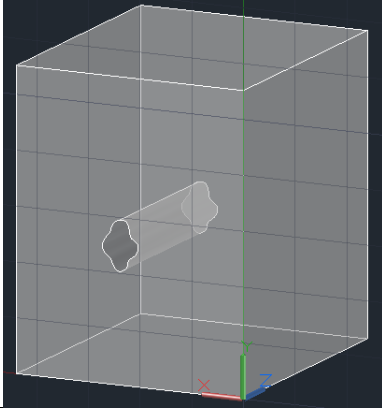
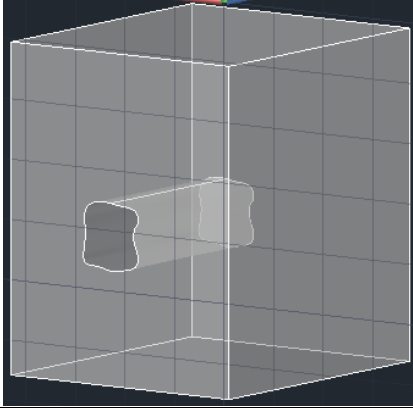
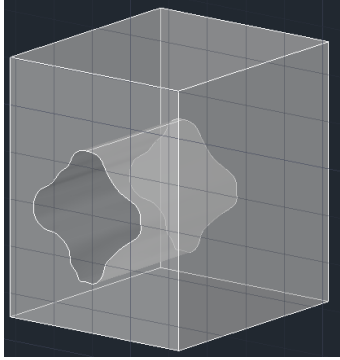
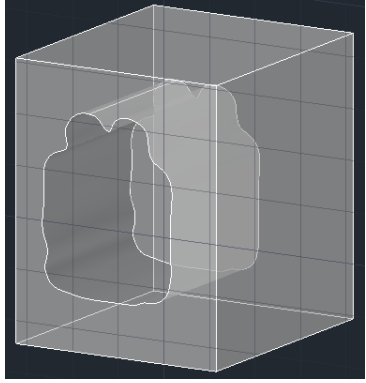
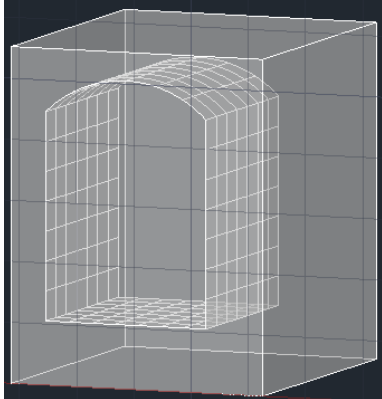
Anexo 2: Dimensionamiento de los taladros en la malla optimizada



Anexo 3: Malla de perforación optimizada



Anexo 4: Secuencia de voladura en la mina Cabo de Hornos

<p>1.- Área generado por la primera detonación</p>	<p>2.- Área generado por la segunda detonación</p>
	
<p>3.- Área generado por la tercera detonación</p>	<p>4.- Área generado por la cuarta detonación</p>
	
<p>5.- Formación del túnel con la última detonación</p>	
	

Anexo 5: Hoja para el control en los parámetros de perforación y voladura

Hoja de control en los labores de perforación y voladura en la mina Cabo de Hornos				
Ing. de turno	Jorge Vargas	Firma	Fecha:	20/ 04/2017
Capataz de turno	Pedro Salazar	Firma	Avance por voladura:	
Operador	Iban Balcazar	Firma	Cota inicial:	
T. Alivio	3		Cota final:	
T. Corte	4			
T. Arranque	4			
T. Contorno	15			
Sust. expl. de fondo	Riodin			
Tacos de fondo	46			
Sust. expl. de columna	ANFO			
Tacos de fondo	92			
Carga de Fondo utilizada	9,61 kg			
Carga de Fondo utilizada	17,74 kg			
Nº Fulminantes	23			
Mecha Lenta	46 m			
Observaciones				

Anexo 6: Parámetros de la roca obtenidos de los análisis de laboratorio

Parámetro de roca	
Tipo	Andesita
Densidad	2,6 T/m ³
Resistencia a la compresión	161 MPa
RQD	82%

Anexo 7: Cálculos matemáticos para determinar los taladros de alivio y taladros de corte

Taladros de Corte		
Nº de taladros con carga	4	Según diseño de figura
Presión de detonación de tal.	3185	MPa
Long. de tal	1,57	m
Long. cc	1,22	m
Long. cf	0,41	m
Long. carga	1,63	m
Avance por disp.	1,49	m
Volumen roto	0,16	m ³
TM rotas	0,43	T
Peso explosivo/tal	1,19	Kg
Total de explosivo	4,76	Kg
Factor de carga	11,14	Kg/T
Factor de carga	28,96	Kg/m ³
Diam. de alivio máximo	0,057	m
Diam. de alivio mínimo	0,036	m
Nº máximo de tal de alivio na	3	tal de alivio
Espaciamiento min entre tal de alivio	0,07	m
Ángulo min. entre tal de alivio	45	grados
Long del tal. máximo	1,60	m
Desviación de perf /con barra	0,02	m
Fs	6	
Bn	0,18	m
Bi	0,16	m
Si	0,16	m
Taco min	0,07	m


Anexo 8: Resultados de los taladros de arranque de la malla optimizada

Taladros de Arranque		
Nº de taladros con carga	4	Según el diseño de figura
Presión de detonación de tal.	3200	MPa
Long. de tal.	1,57	m
Long. Cc	1,219	m
Long. Cf	0,4	m
Long. Carga	1,6	m
Avance por disp.	1,49	m
Volumen roto	0,228	m ³
TM rotas	0,59	T
Peso explosivo/tal	1,191	Kg
Total de explosivo	4,76	Kg
Factor de carga	8,3	Kg/T
Factor de carga	20,87	Kg/m ³
Long. del tal máximo	1,60	m
Desviación de perf /con barra	0,02	m
Fs	5	
Bn	0,21	m
B	0,19	m
S	0,19	m
Taco min.	0,09	m

Anexo 9: Resultados de los taladros de contorno para la malla optimizada

Taladros de Contorno		
Nº de taladros con carga	15	Según diseño de figura
Presión de detonación de tal.	3200	MPa
Long. de tal	1,57	m
Long. Cc	1,219	m
Long. Cf	0,4	m
Long. Carga	1,6	m
Avance por disp.	1,49	m
Volumen roto	4,765	m ³
TM rotas	12,39	T
Peso explosivo/tal	1,191	Kg
Total de explosivo	17,86	Kg
Factor de carga	1,44	Kg/T
Factor de carga	3,75	Kg/m ³
Long. del tal máximo	1,60	m
Desviación de perf /con barra	0,02	m
Fs	2	
Bn	0,47	m
B	0,45	m
S	0,45	m
Taco min.	0,22	m

Anexo 10: Oficio recibido por la compañía minera Comivariv S.A. por mejoramiento en los parámetros de perforación y voladura gracias a la nueva malla optimizada



COMIVARIV S.A.

COMPAÑÍA MINERA VALAREZO S.A.


16/mayo/2017

El Sr. Juan Andrés Buele Gaona, con cedula N° 0706441664; Realizo su tesis de grado para la obtención del título de tercer nivel de Ingeniero de Minas, Con el Tema " Optimización en los parámetros de perforación y voladura en el avance del túnel de la mina Cabo de Horno"; sobre la investigación realizada en el rediseño de la malla de perforación como también la nueva carga de explosivos que se utilizara en la mina Cabo de Horno de la Concesión Minera Soroché Unificado Código 506, ubicado en el Cantón Portovelo Provincia del El Oro. Operada por la Compañía Minera Valarezo COMIVARIV S.A.

De las pruebas preliminares de la nueva malla y carga de explosivos, se ha podido observar una mejoría en la granulometría del mineral que ingresa a la Planta de Beneficio ya que anteriormente contenía un excesivo contenido de finos causando un alto costo en explosivos.

Como también se instruyó al personal de obreros sobre el correcto uso de explosivos y la nueva malla de perforación a utilizar,

Es cuanto lo que puedo concluir en Honor a la Verdad.


Ing. Jorge Vargas González
Súper Intendente
Empresa Minera Valarezo S.A
COMIVARIV S.A

