



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

**“Optimización de los procesos de perforación y voladura en la
Sociedad Minera Nueva Rojas, concesión Bella Rica, Camilo Ponce
Enríquez - Azuay”**

Trabajo de graduación previo a la obtención del título de:

INGENIERO EN MINAS

Autor:

BRAYAN GABRIEL GONZALEZ DOTA

Director:

ING. ERNESTO PATRICIO FEIJOO CALLE

CUENCA - ECUADOR

2022

DEDICATORIA

El trabajo está dedicado primeramente a Dios nuestro creador, quien me ha permitido tener salud y me ha guiado por el camino correcto.

A mis padres y familiares quienes han sido el pilar fundamental a lo largo de mi vida estudiantil, y me han brindado su apoyo incondicional.

A todas aquellas personas que me apoyaron y supieron compartir sus sabios conocimientos, tiempo, y buenos consejos para llegar a la meta propuesta. Esto también es para ti mi Tefa.

Brayan Gabriel González Dota

AGRADECIMIENTO

Mi eterno agradecimiento a mis padres y mi tía Luz, quienes con su apoyo incondicional me han alentado a seguir adelante lo que me ha permitido culminar mi etapa universitaria.

Mi gratitud con los catedráticos de la escuela de ingeniería en minas de la universidad del Azuay, quienes con sus sabios conocimientos, experiencias y paciencia forjaron un profesional, de manera especial al Ingeniero Patricio Feijoo tutor del presente trabajo de titulación y a los miembros de mi tribunal Ing. Leonardo Núñez e Ing. Eduardo Luna, por su ayuda y acompañamiento a lo largo de nuestra vida estudiantil y del presente trabajo de grado.

Agradezco a los administradores e ingenieros de la Sociedad Minera Nueva Rojas por abrirme las puertas y permitir que se lleve a cabo el trabajo de titulación. Por último y no menos importante dar gracias a los buenos compañeros que tuve, a mi grupo de estudio, trabajos, exposiciones etc., de manera especial a Adriana quien me ayudó hasta las últimas etapas de este trabajo de titulación.

Brayan Gabriel González Dota

ÍNDICE DE CONTENIDOS

DEDICATORIA	ii
AGRADECIMIENTO	iii
ÍNDICE DE CONTENIDOS	iv
ÍNDICE DE FIGURAS.....	viii
ÍNDICE DE TABLAS.....	x
RESUMEN.....	xi
ABSTRACT	xii
INTRODUCCIÓN.....	1
CAPÍTULO 1.....	3
CONCEPTOS GENERALES	3
1.1. Ubicación geográfica del área de estudio.....	3
1.2. Superficie y coordenadas.....	4
1.3. Accesibilidad y comunicación.....	4
1.4. Geología	6
1.4.1. Geología regional.....	6
1.4.2. Geología local	7
1.4.3. Geología estructural	8
1.5. Situación actual del área de estudio.....	8
1.5.1. Sistema de explotación utilizado.....	10
1.5.2. Labores de preparación y arranque	10
CAPÍTULO 2.....	12
MARCO TEÓRICO	12
2.1. Voladura	12
2.1.1. Voladura controlada.....	12
2.1.2. Voladura óptima.....	12
2.2. Características de las rocas.....	13

2.2.1.	Propiedades físicas	13
2.2.2.	Propiedades elásticas.....	13
2.2.3.	Condiciones geológicas.....	14
2.3.	Concepto de explosivos.....	14
2.3.1.	Parámetros de los explosivos	14
2.4.	Condiciones para la carga.....	16
2.5.	Nitrato de amonio.....	19
2.6.	Tipos de explosivos	20
2.6.1.	Explosivos primarios o iniciadores	20
2.6.2.	Explosivos secundarios	21
2.6.2.1.	Altos explosivos, sensibles al fulminante (N.º 8).	21
	Explosivos especiales	22
2.6.2.2.	Agentes de voladura, no sensibles al fulminante (N.º 8).....	23
2.6.3.	ANFO.....	24
2.7.	Sistema de carguío de explosivo para ANFO.....	25
2.8.	Sensibilidad a la iniciación del ANFO	26
2.9.	Balance de oxígeno.....	27
2.10.	Carga de fondo.....	27
2.11.	Carga de columna	28
2.12.	Retacado.....	28
2.13.	Condiciones generales para el trabajo eficiente de los explosivos	29
2.14.	Termoquímica de los explosivos	29
2.14.1.	Parámetros termoquímicos.....	30
2.15.	Proceso de fracturamiento de las rocas.....	30
2.16.	Evaluación de la voladura.....	33
2.17.	Tipos de costos.....	33
2.17.1.	Costos directos	33
2.17.2.	Costos indirectos	34
2.18.	Cálculo de costos en perforación	36
2.19.	Costo de voladura	37
CAPÍTULO 3.....	39	
METODOLOGÍA	39	

3.1.	Levantamiento de información base.....	39
3.2.	Perforación	39
3.3.	Barrenos.....	40
3.4.	Brocas	41
3.5.	Máquina perforadora Jack Leg YT 27.....	42
3.6.	Accesorios para llevar a cabo la perforación.....	42
3.7.	Voladura	43
3.7.1.	Carga de fondo	43
3.7.1.1.	Emulsen 5000x 1 1/8" X 7"	43
3.7.1.2.	Características técnicas	44
3.7.2.	Carga de columna.....	45
3.7.3.	Fulminante.....	46
3.7.4.	Mecha lenta	46
3.8.	Proceso de armado de explosivos.....	47
3.8.1.	Cebo	47
3.9.	Proceso de cargado de explosivos en las perforaciones.....	47
3.9.1.	Malla de perforación estándar en SOMINUR CIA.LTDA.	47
3.9.2.	Perforación	49
3.9.3.	Cantidad de explosivo.....	50
3.9.4.	Taqueado.....	52
3.9.5.	Encendido.....	52
3.9.6.	Avance por voladura	52
3.10.	Cálculo de eficiencia de la voladura	54
3.11.	Cálculo de consumo específico.....	54
3.12.	Masa de roca no volada	54
3.13.	Cálculo de producción por avance.....	54
3.14.	Análisis de costos para el frente de trabajo.....	55
3.14.1.	Cálculo de costos en perforación	55
3.14.2.	Resumen de los costos de perforación	57
3.14.3.	Costos de explosivos y accesorios para la voladura.....	58
3.14.4.	Resumen de los costos de la voladura.....	60
3.15.	Metodología para pruebas.....	61

3.15.1. Voladura previa.....	61
3.16. Método 1.....	63
3.16.1. Prueba 1.....	63
3.16.2. Prueba 2.....	65
3.16.3. Prueba 3.....	67
3.16.4. Prueba fallida	69
3.16.5. Principales causas identificadas	71
3.17. Método 2.....	72
3.17.1. Carguío de ANFO	72
3.17.2. Prueba fallida	73
3.17.3. Principales causas identificadas	75
3.18. Prueba 1	75
3.19. Prueba 2	77
CAPÍTULO 4.....	80
ANÁLISIS Y RESULTADOS.....	80
4.1. Resultados del método 1.....	80
4.1.1. Prueba fallida	80
4.1.2. Pruebas exitosas (Prueba1)	81
4.1.2.1. Perforación.....	81
4.2. Resultado del método 2	83
4.2.1. Prueba fallida	83
4.2.2. Método 2	84
4.2.2.1. Perforación.....	84
4.2.2.2. Volumen ocupado de ANFO:	84
4.2.3. Eficiencia de la voladura para el método 2 (prueba 1).....	85
4.3. Cuadro comparativo de costos y producción.....	87
4.3.1. Cuadro comparativo y elección del método.....	87
CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES.....	89
Conclusiones	89
Recomendaciones.....	90
REFERENCIAS BIBLIOGRAFICAS.....	91

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1.1 Mapa de Ubicación de la concesión Minera Bella Rica.	3
Figura 1.2 Vía de acceso Cuenca - Centro Cantonal Camilo Ponce Enríquez.	5
Figura 1.3 Trayecto Centro Cantonal Ponce Enríquez - mina SOMINUR Cía. Ltda.....	6
Figura 1.4 Mapa Geológico Regional del Sector Minero Camilo Ponce Enríquez.	7
Figura 1.5 Mapa geológico del sector Gaby – Bella Rica, Campo Mineral Ponce Enríquez.	8
Figura 1.6 Sistema de explotación aplicado.....	11
Figura 2.1 Esquema de carga de dinamitas.....	19
Figura 2.2 Explosivos primarios o iniciadores – fulminato de mercurio.....	20
Figura 2.3 Esquema de un barreno cargado.....	29
Figura 2.4 Vista en planta de la fase I – Ondas comprensivas.....	31
Figura 2.5 Vista en planta de la fase II – Empuje hacia adelante.	32
Figura 2.6 Vista en planta de la fase III – Fragmentación.....	32
Figura 3.1 Malla de perforación.....	40
Figura 3.2 Barras cónicas (barrenos).....	41
Figura 3.3 Broca Epiroc 36 mm.....	41
Figura 3.4 Máquina perforadora neumática yt27.....	42
Figura 3.5 Emulsen 5000x.	43
Figura 3.6 Cartuchos de nitrato de amonio.	45
Figura 3.7 Partes del fulminante Numero 8.	46
Figura 3.8 Mecha lenta.....	46
Figura 3.9 Métodos para la preparación de cebos.....	47
Figura 3.10 Malla de perforación utilizada.....	48
Figura 3.11 Secuencia de carguío de explosivo.	49
Figura 3.12 Medición del avance lineal.	53
Figura 3.13 Perfil del frente de trabajo y secuencia del carguío del explosivo.	62
Figura 3.14 Perfil del frente de trabajo post voladura.....	63
Figura 3.15 Secuencia de carguío de explosivo.	64

Figura 3.16 Perfil de avance post voladura.....	65
Figura 3.17 Secuencia de carguío de explosivo, perfil de voladura y perforaciones.....	66
Figura 3.18 Perfil de avance post voladura.....	67
Figura 3.19 Secuencia de carguío de explosivo, perfil de voladura y perforaciones.....	68
Figura 3.20 Perfil de avance post voladura.....	69
Figura 3.21 Secuencia de carguío de explosivo, perfil de voladura y perforaciones.....	70
Figura 3.22 Perfil de avance post voladura.....	71
Figura 3.23 Cargadores Tipo Pistola.....	72
Figura 3.24 Malla de perforación y secuencia de carguío de explosivo.	73
Figura 3.25 Secuencia de carguío de explosivo, perfil de voladura y perforaciones.....	74
Figura 3.26 Perfil de avance post voladura.....	75
Figura 3.27 Secuencia de explosivos.	76
Figura 3.28 Perfil de avance post voladura.....	77
Figura 3.29 Secuencia de explosivos de la Prueba 2.	78
Figura 3.30 Perfil de avance post voladura.....	79

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1.1 Coordenadas del área de la concesión Bella Rica.....	4
Tabla 2.1 Balance de oxígeno del explosivo ANFO.....	27
Tabla 2.2 Condiciones generales para el trabajo eficiente de los explosivos.	29
Tabla 2.3 Costos de la mano de obra.	37
Tabla 2.4 Costo de explosivo 5000x.....	38
Tabla 3.1 Características técnicas del EMULSEN 5000x 1 1/8 " x 6 ".....	44
Tabla 3.2 Parámetros del EMULSEN 5000x 1 1/8 " x 6 ".....	44
Tabla 3.3 Longitudes de perforación.....	50
Tabla 3.4 Cantidad de Emulsen 5000x.....	51
Tabla 3.5 Cantidad carga de columna (cartuchos de nitrato).....	51
Tabla 3.6 Longitudes roca no volada.	53
Tabla 3.7 Costos de la mano de obra.	57
Tabla 3.8 Resumen de costos de la perforación.	58
Tabla 3.9 Costo de explosivo Emulsen 5000x.	58
Tabla 3.10 Costo de la mano de obra.	60
Tabla 3.11 Resumen de los costos de la voladura.....	60
Tabla 4.1 Consumo de Emulsen 5000x.....	81
Tabla 4.2 Resultados del Método 1.....	83
Tabla 4.3 Volumen de ANFO.	85
Tabla 4.5 Resultados del Método 2.....	86
Tabla 4.6 Costos Perforación y Voladura.	87
Tabla 4.7 Resumen de costos y elección del método.....	88

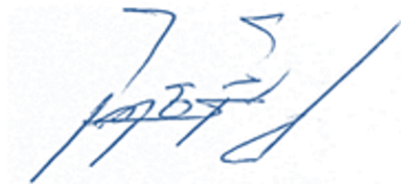
**“OPTIMIZACIÓN DE LOS PROCESOS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA
EN LA SOCIEDAD MINERA NUEVA ROJAS, CONCESIÓN BELLA RICA,
CAMILO PONCE ENRÍQUEZ – AZUAY”**

RESUMEN

El presente proyecto tuvo como objetivo desarrollar una metodología que permitió optimizar el avance de las voladuras en la Sociedad Minera Nueva Rojas, para ello se realizó el levantamiento de información de las operaciones de perforación y voladura correspondiente a una labor en preparación. Se llevaron a cabo una serie de pruebas que consistieron en modificar la secuencia de carguío de explosivos y aplicar un nuevo diseño para la carga de columna, además de corregir errores comunes de perforación y lograr establecer un proceso aplicable que permita aumentar la eficiencia de la voladura, lo que equivale a lograr un mayor avance y por ende disminuir los costos de operación.

Las pruebas llevadas a cabo se dividieron en dos métodos y al final de los ensayos se pudo establecer la secuencia y el proceso de carguío de los explosivos con lo que se logró mejorar la eficiencia de la voladura superando la actual hasta llegar a un 94%.

Palabras claves: Voladura, Fragmentación, Desplazamiento, Labores, barreno



Ing. Ernesto Patricio Feijoo Calle
Director del Trabajo de Titulación



Ing. Leonardo Aníbal Núñez Rodas
Coordinador de Escuela



Brayan Gabriel González Dota

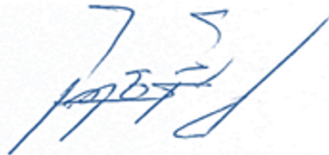
Autor

“OPTIMIZATION OF THE DRILLING AND BLASTING PROCESSES IN THE NUEVA ROJAS MINING COMPANY, BELLA RICA CONCESSION, CAMILO PONCE ENRÍQUEZ - AZUAY”

ABSTRACT

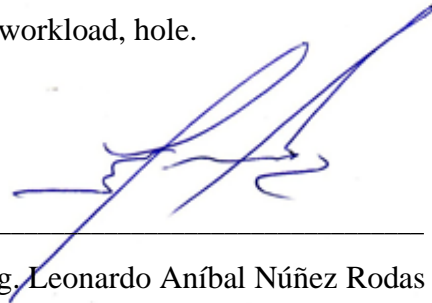
The main objective of this project was to develop a methodology to optimize the progress of blasting in the "Nueva Rojas" Mining Company. For this study, data was collected on drilling and blasting operations corresponding to work in progress. A series of tests were carried out, which consisted of modifying the explosive loading sequence and applying a new design for column loading. In addition, common drilling errors were corrected, establishing an applicable process that allows increasing blasting efficiency. These changes are equivalent to achieving better progress and therefore reducing operating costs. The tests carried out were divided into two methods; at the end of the tests, it was possible to establish the sequence and the loading process of the explosives, which improved the efficiency of the blasting, until arriving 94%.

Keywords: Blasting, fragmentation, displacement, workload, hole.



Ing. Ernesto Patricio Feijoo Calle

Director of the Degree Project



Ing. Leonardo Aníbal Núñez Rodas

Coordinator of the School



Brayan Gabriel González Dota

Author

Translated by



Brayan González

Brayan Gabriel González Dota

Trabajo de Titulación

Ing. Ernesto Patricio Feijoo Calle

Noviembre, 2022

**“OPTIMIZACIÓN DE LOS PROCESOS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA
EN LA SOCIEDAD MINERA NUEVA ROJAS, CONCESIÓN BELLA RICA,
CAMILO PONCE ENRÍQUEZ – AZUAY”**

INTRODUCCIÓN

Las actividades mineras requieren de grandes inversiones para llevar a cabo su desarrollo, pues la única forma de generar ingresos es cuando se comercializa el metal precioso. Sin embargo, las empresas mineras, al no tener control en los precios de los metales, buscan la manera de controlar los costos de las operaciones unitarias, por lo que optimizar estas operaciones se convierten básicamente en una necesidad.

La pequeña minería se caracteriza por sus métodos convencionales y sus orígenes vienen dados en la minería artesanal, este régimen permite que las etapas de exploración y explotación se desarrollen de manera simultánea, pero la falta de estudios técnicos y de planificación de las operaciones, han provocado costos operativos muy elevados, por lo que surge la necesidad de optimizar dichos procesos principalmente en las operaciones unitarias de perforación y voladura que son fundamentales en la extracción del mineral y representan un gran porcentaje en los costos operativos de la empresa minera.

La empresa minera a estudiar cuenta con mallas de perforación establecidas para las diferentes labores subterráneas, por lo que en base a esa información se buscó corregir los principales errores, además de modificar la secuencia a de carguío de explosivos, con el objetivo de aumentar la eficiencia de la voladura; lo que se traduce en lograr resultados

adecuados en función de la velocidad de detonación del explosivo, grado de confinamiento, carga de columna, carga de fondo, etc.

Este proyecto constó de una serie de pruebas que se llevaron a cabo en una labor de preparación subterránea y al final se buscó establecer una secuencia de carguío y una cantidad adecuada de explosivos que permitió superar el avance lineal que se tiene en la actualidad.

CAPÍTULO 1

CONCEPTOS GENERALES

1.1. Ubicación geográfica del área de estudio

La Sociedad Minera Nueva Rojas, SOMINUR Cía. Ltda., se localiza dentro de la Concesión Minera Bella Rica, ubicada en las estribaciones Sub-andinas de la Cordillera Occidental, en el km 48 de la vía que conduce de Guayaquil a Machala, jurisdicción del cantón Camilo Ponce Enríquez, provincia del Azuay (Reinoso, 2017).

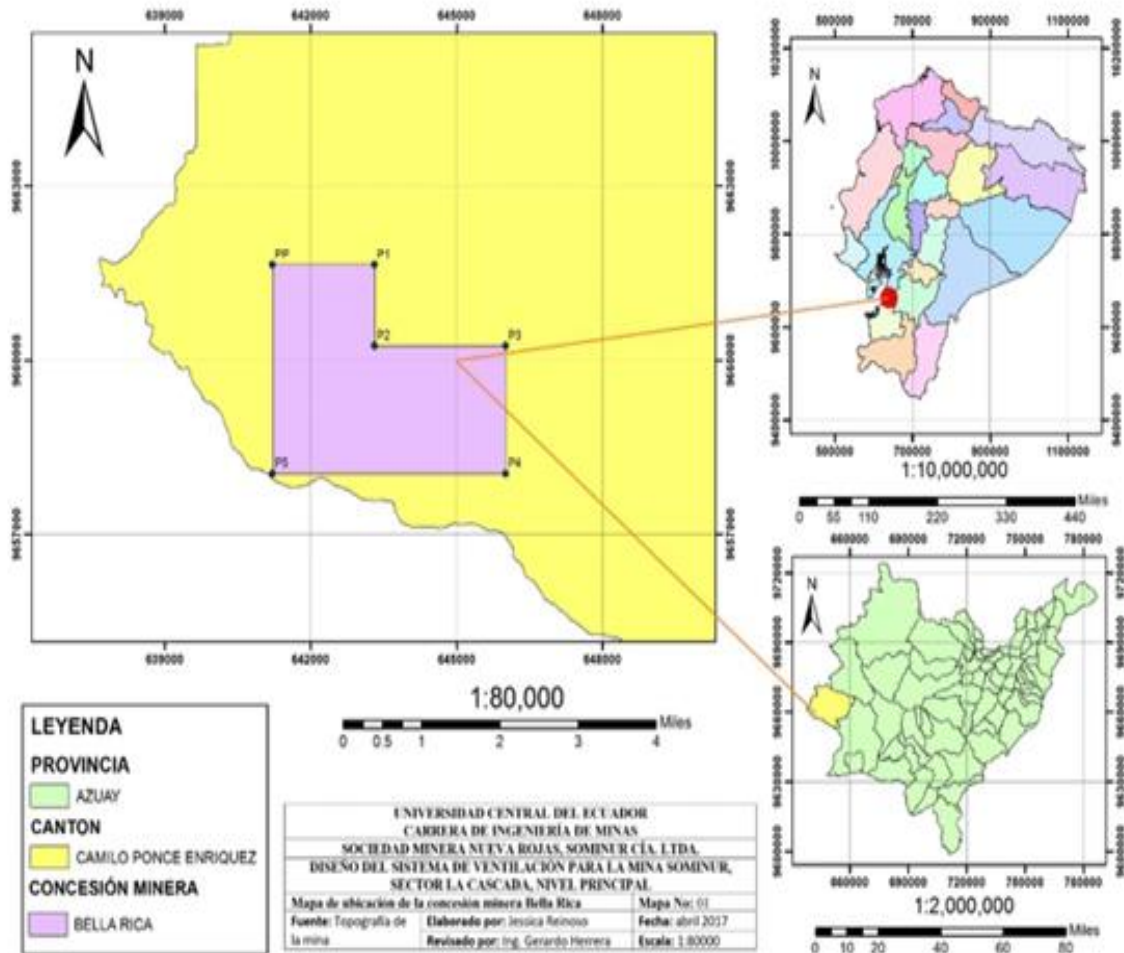


Figura 1.1 Mapa de Ubicación de la concesión Minera Bella Rica.

Fuente: (Reinoso, 2017)

1.2. Superficie y coordenadas

La concesión minera Bella Rica dentro de la cual se encuentra localizada la Sociedad Minera Nueva Rojas, SOMINUR Cía. Ltda., cubre un área de 1350 ha mineras, adjudicadas a la Cooperativa Minera Bella Rica, mediante el vigente régimen de pequeña minería, delimitada por un polígono irregular de 6 vértices, cuyas coordenadas están referenciados al DATSUN PSAD-56 y a la zona geográfica Nro. 17 S se detallan a continuación.

Tabla 1.1 Coordenadas del área de la concesión Bella Rica.

Área de la concesión Bella Rica		
Vértices	X	Y
PP	641209	9661650
P1	643309	9661650
P2	643309	9660250
P3	646009	9660250
P4	646009	9658050
P5	641209	9658050

Fuente: SOMINUR.

1.3. Accesibilidad y comunicación

El acceso a la mina SOMINUR se realiza desde Cuenca hasta el centro cantonal Camilo Ponce Enríquez, por una vía de primer orden a través de cooperativas interprovinciales, con un tiempo aproximado de 4 horas, se toma la ruta Cuenca – Santa Isabel – Pasaje, tomando un desvío que pasa por el cantón El Guabo y llega al cantón Camilo Ponce Enríquez (Figura 1.2).

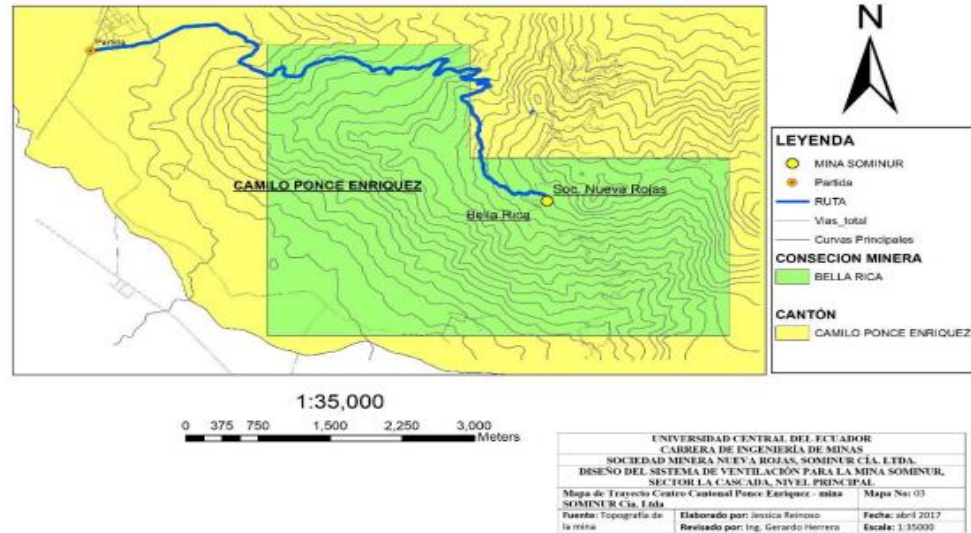


Figura 1.3 Trayecto Centro Cantonal Ponce Enríquez - mina SOMINUR Cía. Ltda.

Fuente: (Reinoso, 2017)

1.4. Geología

1.4.1. Geología regional

El Campo Mineral del cantón Camilo Ponce Enríquez se encuentra ubicado dentro del Subdistrito Machala-Naranjal, en la parte occidental del Distrito Azuay, es conocido por sus depósitos de Cu-Au-Mo en pórfidos, vetas, brechas y stockworks epi-mesotermiales desarrollados dentro de las rocas de caja volcánicas y que están relacionados con pórfidos (Dirección Nacional de Geología, 2000).

Las unidades, formaciones y grupos lito estratigráficos que enmarcan el área de estudio son:

El área de investigación se emplaza únicamente en las rocas básicas de la Unidad Pallatanga del cretácico, la cual está limitada por fallas a lo largo de las estribaciones occidentales de la Cordillera Occidental, abarca los sectores Bella Rica-Tenguelillo, San Juan de Naranjillas, Recinto Guadalupe, Campos mineros Muyuyacu y San Salvador. Una importante ventana estructural asociada a las fallas Bulubulu y La Tigrera, además La Unidad está compuesta por las turbiditas de la Unidad Yunguilla y por rocas volcánicas y volcánico-clásticas del Grupo Saraguro intruidas por dioritas y granodioritas. La zona

litoral, se encuentra cubierta por depósitos de pie de monte y potentes acumulaciones aluviales (López V. , 2017).

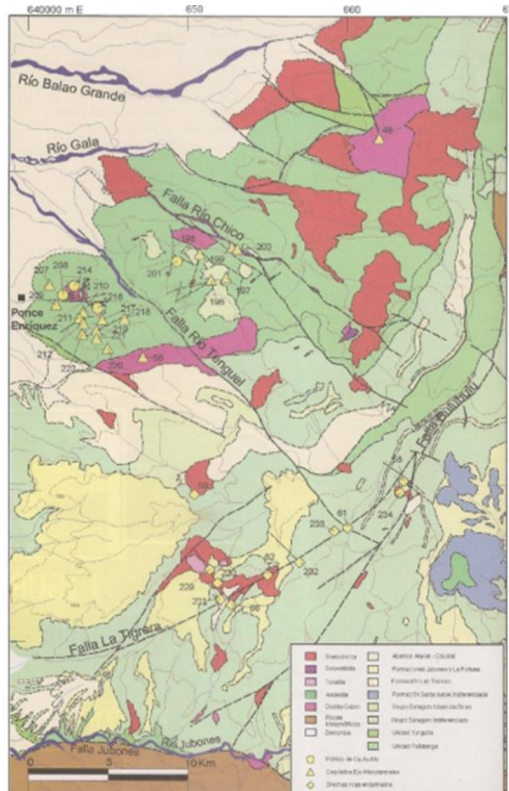


Figura 1.4 Mapa Geológico Regional del Sector Minero Camilo Ponce Enríquez.

Fuente: (INIGEMM, 2000).

1.4.2. Geología local

La mineralización y alteración hidrotermal aparece rodeada con una secuencia basáltica de la Unidad Pallatanga que tiene más de 1 km de espesor, se encuentra conformada por cuerpos de cuarzo-diorita. La pirita diseminada y stockworks de pirita, son característicos en la zona minera Camilo Ponce Enríquez (Bella Rica). En el sector Bella Rica existe una alteración con clorita, calcita, epidota y actinolita, también existen alteraciones hidrotermales locales, estructuralmente controladas, comúnmente en forma de vetillas que crean “stockworks” de epidota, actinolita, pirita, albita, cuarzo, clorita, calcita. Estas rocas con el tiempo se han endurecido y han sido descritas como silicificadas. La mineralización tiene la dirección N – S (López V. , 2017).

su contenido mineral es rico en sulfuros como la pirita, calcopirita y en ciertas partes presenta contenido de arsenopirita y pirrotina; además de oro como mineral principal de explotación.

Las vetas de la mina son estructuras epitermales emplazadas en rocas volcánicas con mineralización de Au-Ag, siguiendo la dirección SSE, con un rumbo predominante NNW y un buzamiento subvertical variable en todos los niveles, con un promedio de entre 20° y 80° E. El emplazamiento de las vetas se produjo a través de un sistema de fallas y fracturas, las cuales formaron los canales por donde circularon las soluciones causantes de la mineralización y alteración. Las rocas huéspedes son paquetes de lavas que comprenden: diabasas, andesitas, brechas y microbrechas, de color verde producto de la propilitización, con relleno (vetillas) de clorita, epidota, carbonatos y de sílice; además de sulfuros diseminados en varias zonas de las vetas. Los minerales de ganga comprenden cuarzo, calcita y sulfuros. Se puede observar que estos minerales pueden encontrarse en forma combinada o de forma individual (Reinoso, 2017).

La perforación se realiza con máquinas perforadoras neumáticas de uso manual las cuales tienen un brazo neumático que proporciona el empuje necesario para cortar la roca. La máquina perforadora comúnmente utilizada es la YT27 por las facilidades que brinda que son: peso reducido lo que facilita su traslado y potencia pues utiliza la combinación de rotación y percusión, además se utilizan barras cónicas que se los conoce también como barrenos que se combinan con una broca de insertos de carburo de tungsteno que permiten perforar la roca. La voladura es la acción complementaria a la perforación, los principales componentes de la voladura son: dinamitas, como carga de fondo y nitrato de amonio como carga de columna, fulminante número 8 como iniciador y finalmente la mecha lenta.

La remoción y extracción del material arrancado en cada voladura se realiza de forma mecánica con ayuda de una cargadora frontal y de forma manual hacia los vagones o carretillas, el material será colocado en las tolvas de almacenamiento y dependiendo del subnivel será elevado por un sistema de izaje (winches eléctricos) hasta la línea principal o nivel 0, en este punto el material será extraído en vagones y halado por una locomotora hasta la superficie. Cada vagón tiene la capacidad de transportar 1 tonelada y cada

locomotora lleva 6 vagones, por lo que cada locomotora transporta 6 toneladas de material en cada viaje logrando una producción aproximada de 90 t/día.

1.5.1. Sistema de explotación utilizado

Las vetas en esta mina subterránea se extraen mediante el sistema de explotación que corresponde a Corte y Relleno (Cut and Fill). Las vetas en general tienen características similares, son cuerpos irregulares, de contactos bien definidos, subverticales y de potencias entre 0.10 y 0.60 metros. La extracción del mineral se realiza por división del yacimiento en niveles y formando bloques o tajos para avanzar con la explotación de sur a norte y de abajo hacia arriba; es decir de forma ascendente. Se realizan perforaciones a un lado de la veta el cual será material estéril que debe ser extraído a la superficie para que las voladuras posteriores sirvan para formar el nuevo piso cuando se asciende, además este relleno servirá como sostenimiento del macizo rocoso.

1.5.2. Labores de preparación y arranque

Las labores de preparación corresponden a los trabajos que se necesitan para llegar al cuerpo mineralizado, a este tipo de trabajos también se los conoce como cruceros o corta vetas debido a que todas las voladuras se hacen en material estéril; el corta vetas principal que comienza desde la superficie es por donde sale todo el material arrancado, también se llama labor de transporte, cuando se llega al mineral de interés (veta), se franquean túneles que se realizan de forma paralela al rumbo de la veta y se los conocen como galerías; el mineral extraído de todos los bloques llega a las tolvas de almacenamiento o buzones que están situados en lugares estratégicos para facilitar la extracción.

Para formar los bancos o tajos se franquean chimeneas cada 30 metros, la inclinación depende de la veta que pueden estar en el rango de 45° a 60° estas chimeneas sirven como buzones de trasiego, la altura de cada bloque puede estar entre 50 y 70 metros. Además, se realizan labores conocidas como sobre chimeneas que sirven de ingreso a los bloques, y labores conocidas como sobrelínea que es realmente donde se comienza a explotar el bloque, ya que la distancia entre la galería y la sobrelínea se convertirá en pilar de seguridad.

Por el contrario, las labores de arranque empiezan desde la sobrelínea franqueada previamente hecha en las labores de preparación. Lo primero que se realiza es la perforación en material estéril con el objetivo de dejar descubierta la veta de mineral de interés, normalmente se realizan dos voladuras en material estéril para luego hacer una voladura en mineral; el propósito es disminuir la dilución. Para las perforaciones se ocupan barrenos de 1,60 metros y en ocasiones cuando el espacio es reducido se utilizan de 1.20 m, parte del material estéril debe ser desalojado y la otra parte emparejada, es decir que quede a un solo nivel para que de este modo sirva de piso para las demás perforaciones. Al momento de hacer la voladura en el mineral de interés se coloca en el piso del tajo un recubrimiento con sacos para evitar la pérdida y dilución del mineral, este proceso se repite de forma cíclica hasta que termine el tajo; el mineral volado es trasegado hacia las chimeneas aledañas.

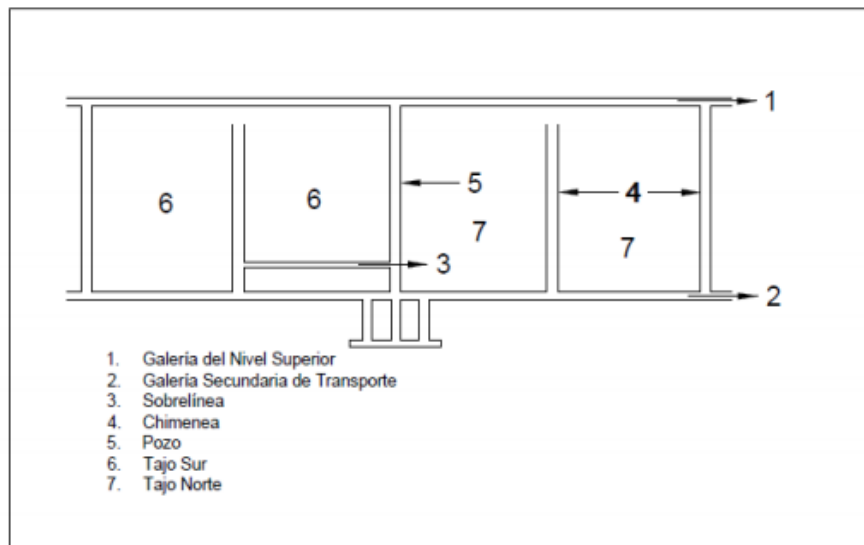


Figura 1.6 Sistema de explotación aplicado.

Fuente: (Reinoso, 2017)

CAPÍTULO 2

MARCO TEÓRICO

2.1. Voladura

Es un proceso tridimensional el cual, debido a las presiones generadas por explosivos confinados dentro de las perforaciones realizadas, dan como resultado una zona de alta concentración de energía que produce dos efectos dinámicos: fragmentación y desplazamiento. El primero hace referencia al tamaño de los fragmentos producidos, a su distribución y porcentajes por tamaños, por el contrario, el desplazamiento es el movimiento de la masa de roca triturada (EXSA S.A, 2012).

2.1.1. Voladura controlada

Para que se dé una voladura controlada, es necesario la reducción del factor de acoplamiento perimetral para limitar la sobre-rotura y costos de sostenimiento posterior al disparo, es decir, se debe eliminar la rotura radial, a favor de una rotura planar. Para ello, dos cargas cercanas se disparan simultáneamente, produciendo una grieta de tensión que determina el plano de corte, En esta grieta se infiltran los gases de explosión (Mendoza P. , 2021).

2.1.2. Voladura óptima

Una voladura se la considera óptima cuando está directamente relacionada con el consumo adecuado y balanceado de explosivos y una buena administración de los mismos, esto se consigue teniendo un criterio técnico al momento de hacer el pedido de la cantidad necesaria de explosivo, la eficiencia de la voladura considera lograr un mayor avance con la misma o menor cantidad de explosivos con la que se lleva regularmente la operación unitaria de voladura (Palomino, 2016).

2.2. Características de las rocas

2.2.1. Propiedades físicas

- **Dureza:** Hace referencia a la resistencia que presenta ante el corte de la broca y por ende a la penetración.
- **Tenacidad:** Indica la dificultad de romperse bajo el efecto de fuerza de compresión, tensión e impacto, variando entre los rangos de friable (fácil), intermedia a tenaz (difícil).
- **Densidad:** Generalmente es un indicador de la mayor o menor dificultad para volar una roca y varía entre 1.0 a 4.5 g/cm³ en promedio.

$$- \text{Densidad} = \frac{\text{Peso}}{\text{Volumen}} \left(\frac{\text{g}}{\text{cm}^3} \right) \quad (1)$$

- **Textura:** Modo de construcción de la roca; conjunto de relaciones espaciales intergranulares (forma de amarre de sus cristales, grado de cohesión) y de características morfológicas (tamaño y forma).
- **Porosidad:** Proporción de poros y su capacidad de captar agua.
- **Variabilidad:** Las rocas no son homogéneas en su composición y textura, tiene un alto índice de anisotropía o heterogeneidad.
- **Grado de alteración:** Deterioro producido por efecto del intemperismo y aguas freáticas, además de fenómenos geológicos que las modifican o transforman.

2.2.2. Propiedades elásticas

- **Módulo de Young:** Resistencia elástica que tiene la roca a la deformación.
- **Radio de Poisson:** Radio de concentración transversal o extensión longitudinal de material bajo tensión corresponde a la fragilidad de la roca.

- **Frecuencia sísmica:** Velocidad con la que atraviesan las ondas de tensión en las rocas.
- **Impedancia:** Relación de la velocidad sísmica y densidad de la roca versus la velocidad de detonación y la densidad del explosivo. Usualmente las rocas con altas frecuencias sísmicas requieren explosivos de alta velocidad de detonación.

2.2.3. Condiciones geológicas

- **Estructura:** Es la forma de presentación de las rocas y está en relación con su origen y formación (macizo, estratos, etc.)
- **Grado de fisuramiento:** Indica la intensidad y amplitud del fracturamiento natural de las rocas. Son importantes para la orientación (rumbo y buzamiento) de los sistemas de fisuras y el espaciamiento entre ellos, así como la apertura y los tipos de relleno en las discontinuidades.
- **Presencia de agua:** Define incluso el tipo de explosivo a utilizar. (EXSA S.A, 2012).

2.3. Concepto de explosivos

Son compuestos químicos o mezcla de sustancias químicas que por acción externa y a través de reacciones de óxido reducción como por ejemplo fuego sufren una transformación y esta genera una gran cantidad de gases y altas temperaturas en un tiempo muy corto que equivalen a grandes presiones, lo que causa fracturas en las rocas (Suasnabar, 2020).

2.3.1. Parámetros de los explosivos

- **Densidad:** Relación entre la masa de una sustancia en gramos contenida en volumen de cm^3 (a mayor densidad, mayor potencia), por lo general la densidad de los explosivos varía entre 0,7 a $1,6 \text{ g/cm}^3$. Todo explosivo tiene una densidad

crítica encima de la cual ya no detona, mayor sea la densidad mayor será su eficiencia.

- **Velocidad de detonación (VOD):** Velocidad de la onda de choque, en m/s, califica a los explosivos como detonantes y deflagrantes; a mayor velocidad mayor poder rompedor.
- **Velocidad de detonación para explosivos confinados:** Las velocidades de detonación habituales en gases toman valores desde 1800 m/s hasta 3000 m/s. Las velocidades típicas para explosivos sólidos muchas veces se extienden más allá de 4000 m/s hasta 10300 m/s. Si el explosivo se confina antes de la detonación, como dentro de un proyectil de artillería, la fuerza producida se centra en un área mucho más pequeña, y la presión se intensifica de forma masiva. Esto da lugar a que la velocidad de detonación sea mayor que si el explosivo hubiese sido detonado al aire libre (Mendoza N. , 2014)
- **Estabilidad química:** Capacidad para mantenerse químicamente estable y retener su sensibilidad cuando ha sido almacenado bajo las condiciones especificadas, los factores que afectan la estabilidad química incluyen: calor, frío, humedad, materias primas de calidad, contaminación, envases e instalaciones de almacenamiento. Los signos de deterioro del producto son: cristalización, aumento de viscosidad y aumento de densidad. (Mendoza N. , 2014)
- **Transmisión o simpatía:** Es decir si un cartucho explota esto puede inducir a que otro cartucho también explote. Una buena simpatía asegura la explosión total de la carga de columna .
- **Resistencia al agua:** Corresponde a la habilidad que tienen los explosivos de estar expuestos al agua sin perder sus características. Su rango inicia desde nula hasta excelente, la unidad que se utiliza para medir son las horas.
- **Energía del explosivo:** Se puede expresar en cal/g o J/g. Expresa el potencial energético de un explosivo, además se debe tener presente que de todo el potencial una parte es lo aprovechado y otra parte ya no se puede aprovechar.

- **Sensibilidad a la iniciación:** Es la facilidad de iniciación de un explosivo o del detonador mínimo requerido variando de acuerdo a la: composición del explosivo, diámetro, temperatura, presión del ambiente. Cada explosivo requiere de un iniciador o cebo mínimo para iniciarse usualmente se tiene como referencia al detonador N° 8 para calificarlos como altos explosivos (sensibles) y agentes de voladura (insensibles); a los últimos mencionados requieren un cebo más potente. Las dinamitas son sensibles a la cápsula detonadora de potencia N.º 8 o al cordón detonante. Los agentes explosivos necesitan de un detonador (booster).
- **Volumen normal de gases:** Cantidad de gases en conjunto generados por la detonación de 1 kg de explosivo a 0°C y 1 atm de presión, expresado en litros/kg. Indica aproximadamente la “cantidad de energía disponible” para el trabajo a efectuar y generalmente varía entre 600 y 1.000 litros/kg.
- **Presión de taladro:** Fuerza de empuje que ejercen los gases sobre las paredes del taladro. Se expresa en kg/cm^2 , en kilobares (kbar) o en Mega pascales (MPa) en el Sistema Internacional de Medidas (SI). Esta presión varía con el confinamiento, pues cuanto menor sea menor será el daño a la pared.
- **Categoría de humos:** Factor de seguridad que califica su toxicidad (todos los explosivos generan gases de CO y NO en diferentes proporciones), humos no tóxicos (CO_2 , HO) y tóxicos (NO, NO_2 , CO), los factores que aumentan la generación de gases son: falta de confinamiento, humedad, composición inapropiada del explosivo, tiempos inadecuados (EXSA S.A, 2012).

2.4. Condiciones para la carga

- **Diámetro de la carga**

Influye directamente en la utilidad del explosivo y la cantidad de perforaciones que tenga la malla de perforación. Todo explosivo tiene un diámetro crítico; por debajo de ese diámetro no explotan.

– **Geometría de la carga**

Representa la relación entre el largo de la carga con su diámetro y el punto donde es iniciada. Se refleja en el proceso de rompimiento y en la formación de “zonas de fracturación” en las cargas cilíndricas de los taladros de voladura.

– **Grado de acoplamiento**

Se refiere al acoplamiento físico entre la carga explosiva y la roca lo que permite la transferencia de la onda de choque entre ellas. El efecto de trituración depende mucho del contacto directo del explosivo con la roca, mientras que el desacoplamiento tiene enorme efecto sobre el grado de confinamiento y sobre el trabajo del explosivo, ya que la presión de taladro decrecerá con el aumento del desacoplamiento. Esta condición puede incluso ocasionar que los gases liberados por la explosión se aceleren más rápidamente que la onda de detonación en la columna de carga, acumulándola al descomponer al explosivo por el fenómeno denominado “efecto canal” Se dice que un taladro está desacoplado cuando el diámetro del cartucho es mucho menor al diámetro del taladro. El desacoplamiento es recomendable sólo para la voladura controlada o amortiguada, donde forma un colchón de aire que amortigua el impacto, con lo que disminuye la fragmentación. (EXSA S.A, 2012)

– **Grado de confinamiento**

Depende del acoplamiento, un buen confinamiento se puede lograr a través del taqueo o acabado, además del uso de un taco inerte para sellar el taladro y de la geometría de la carga (burden y distancia entre los taladros).

Se debe considerar que la rotura de la roca depende del confinamiento de los explosivos por lo que se presentan situaciones comunes como:

Si el confinamiento es demasiado flojo determinará un pobre resultado de voladura. Por otro lado, si se tienen un alto grado de confinamiento (por excesivo atacado del explosivo) puede incrementar tanto su densidad que lo puede hacer insensible a la transmisión de la onda de detonación y fallar. (Mendoza N. , 2014).

– **Densidad de carguío (Dc)**

Se refiera al llenado de un taladro. En el caso de un llenado perfecto sin dejar el menor espacio desocupado tendremos por definición una densidad de carguío igual a 1.

En general, cuando una perforación se llena al 75% de su espacio ocupado por explosivo tendremos una densidad menor a 1 y se toma la densidad de: $Dc = 0,92 \text{ kg/m}^3$.

– **Distribución de carga en el taladro**

La carga explosiva puede ser de un solo tipo en todo el taladro (carga única) o tener primero explosivo más denso y potente (carga de fondo) y luego explosivo menos denso (carga de columna). Lo más aplicado es el segundo apartado que menciona que un taladro debe tener carga de fondo y carga de columna. También pueden ser varias cargas de igual o distinto tipo separadas entre sí por material inerte (cargas espaciadas o decks).

– **Tipo y ubicación del cebo**

Puede emplearse el cebo único, el cebado múltiple (dos o más en rosario en la misma columna de carga, o una en cada deck en cargas espaciadas) y el cebado longitudinal (axial) generalmente con cordón detonante.

- Método óptimo con cebo al fondo del taladro (sin taquear), el resto de los cartuchos taqueados, con tapón inerte.
- Similar, pero con cartucho “cama” al fondo (a veces éste no detona totalmente y queda un taco).
- Método con el cebo en la boca del taladro, eventual, para casos especiales en los que no se puede cargar al fondo. Se recomienda no prescindir del tapón inerte para sellar el taladro.
- Cebado intermedio, también para casos eventuales. Es el menos recomendado ya que la carga de fondo puede insensibilizarse por el fenómeno hipercompresor y la carga hacia la boca recibe iniciación indirecta disminuida (Huaman, 2018).

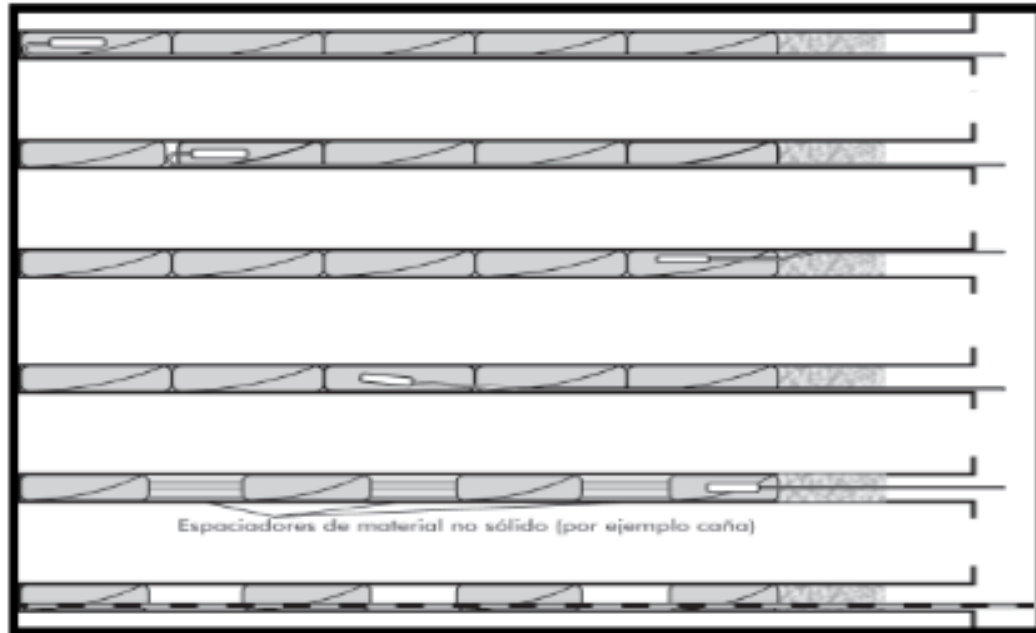


Figura 2.1 Esquema de carga de dinamitas

Fuente: (Huaman, 2018).

- **Intervalos de iniciación de las cargas (Timing):** Los taladros deben ser disparados manteniendo una secuencia ordenada y correcta, para crear las caras libres necesarias para la salida de cada taladro, manteniendo el orden progresivo hasta los últimos taladros, lo que se logra con los detonadores de retardo o con métodos de encendido convencional escalonados.

2.5. Nitrato de amonio

El nitrato de amonio en la forma químicamente pura, está compuesto de: - 60% de Oxígeno, - 33% de Nitrógeno - 7% de Hidrógeno.

El nitrato de amonio es un compuesto químico, que tiene dos usos diferentes, como fertilizante e ingrediente básico de mezclas explosivas; en la pequeña minería se lo usa como carga de columna. Esta sustancia es producida por la neutralización del ácido nítrico con amonio. La solución resultante es evaporada y convertida en forma de escamas densas o granos tipo prills. Los prills de nitrato de amonio producido se pueden clasificar en grado agrícola y grado voladura.

- a. Prills Grado Agrícola: Los prills son densos y duros. La densidad está generalmente sobre $0,88 \text{ g/cm}^3$. y como máximo tienen 0.3% de agua. Estos prills son esféricos, tienen alto contenido de arcilla y adquieren una coloración de la misma.
- b. Prills Grado Voladura: Para la fabricación se utiliza una torre más alta, porque el AN (Nitrato de Amonio) líquido contiene 4% de agua y la altura adicional provee un tiempo más largo para que los prills se congelen en la corriente de aire y la mayor parte de la humedad es extraída de los prills durante una caída controlada dejando así vacíos dentro de los mismos. Estos vacíos incrementan la porosidad, lo cual a su vez mejoran su propiedad para absorber petróleo. (López J. , 2019).

2.6. Tipos de explosivos

2.6.1. Explosivos primarios o iniciadores

Los explosivos primarios, también llamados iniciadores, se descomponen mediante una detonación normalmente son iniciados con un pequeño estímulo externo. Este estímulo puede ser prácticamente de cualquier tipo: llama, fricción, impacto, choque, corriente o descarga eléctrica, radiación, etc. Se emplean como iniciadores de los secundarios, los más comunes son: pentrita, azida de plomo, fulminatos, etc. (Mendoza P. , 2021)



Figura 2.2 Explosivos primarios o iniciadores – fulminato de mercurio.

Fuente: (Chura, 2020).

2.6.2. Explosivos secundarios

Son aquellos que causan el efecto rompedor del disparo. Efectúan el arranque y rotura de las rocas son menos sensibles, pero logran fracturar la roca algunos ejemplos tenemos las dinamitas y las tronitas o nitro carbohidratos además de ANFO, SANFO (Mendoza P. , 2021). Por sus aplicaciones en la industria minera se dividen en explosivos industriales rompedores sensibles al fulminante N.º 8 y agentes de voladura no sensibles al fulminante N.º 8.

2.6.2.1. Altos explosivos, sensibles al fulminante (N.º 8).

Dinamitas

Según se menciona en el (EXSA S.A, 2012) Los altos explosivos mayormente compuestos por un elemento sensibilizador (nitroglicerina u otro éster estabilizado con nitrocelulosa), combinada con aditivos portadores de oxígeno (nitratos) y combustibles no explosivos (harina de madera) más algunos aditivos para corregir la higroscopicidad de los nitratos, todos en las proporciones adecuadas para mantener un correcto balance de oxígeno, de acuerdo con el contenido de nitroglicerina en proporción a la mezcla inicial no explosiva y a aspectos de aplicación, las dinamitas se clasifican en:

- a. Gelatinas.
- b. Semigelatinas.
- c. Pulverulentas.
- d. Especiales.

Explosivos permisibles o de seguridad para minería de carbón

Explosivos preparados para las minas de carbón, su característica principal es la temperatura de explosión que producen.

Explosivos hidrogel y emulsión sensibilizados

a. Explosivos hidrogel (sensibles al fulminante)

Se constituyen de una solución acuosa de sales oxidantes saturada a temperatura ambiente y gelificada por gomas hidrosolubles; y por una fase dispersa de partículas sólidas, gotitas

líquidas, o ambas. En el caso de un líquido disperso, la composición pertenece simultáneamente al grupo de las emulsiones de tipo “aceite en agua”. Una limitación común a todos los hidrogeles es su densidad de cartucho, que no debe ser mayor de 1,25 g/cm³; de lo contrario pueden perder su capacidad de detonar, lo que se debe tener en cuenta para no atacar los cartuchos excesivamente para confinarlos en el taladro. (LEYVA PAJUELO, 2015)

b. Emulsiones explosivas (sensibles al fulminante)

Las emulsiones explosivas son de tipo “agua en aceite”, componiéndose de dos fases líquidas, una continua, básicamente constituida por una mezcla de hidrocarburos y otra dispersa, que son microgotas de una solución acuosa de sales oxidantes, con el nitrato de amonio como principal componente. Es importante en su fabricación la elección del agente tensoactivo emulsificador y la dispersión ultrafina de la solución acuosa a temperaturas relativamente altas. Por su naturaleza aerófila se hace necesario emplear micro-burbujas de aire en micro-esferas de vidrio, como regulador de densidad y de la sensibilidad al iniciador (eventualmente perlita o compuestos gasificantes). El aire contenido en las micro-esferas al ser violentamente comprimido (adiabáticamente) por la presión de la onda de choque iniciadora, se inflama, produciendo un efecto denominado de puntos calientes (hot spots), que hacen detonar a la emulsión (equivaliendo a la nitroglicerina de las dinamitas). (LEYVA PAJUELO, 2015)

Sus ventajas son su alta velocidad y potencia, excelente resistencia al agua, menor sensibilidad en manipuleo y el ser inodoras (no producen cefalea). Son ideales para taladros inundados y para roca dura, competente; sus desventajas son el poco tiempo de vida útil, normalmente seis meses según su tipo y su menor capacidad de transmisión en condiciones adversas en el taladro, Sus densidades están entre 1,13 y 1,19 g/cm³ y velocidades entre 4 800 y 5 200 m/s. (LEYVA PAJUELO, 2015)

Explosivos especiales

Como se menciona en el manual (EXSA S.A, 2012) Estos explosivos Son menos comerciales y se involucra en este grupo a los productos fabricados para un empleo

particular, o para un uso en condiciones ambientales fuera de las normales. Su composición básica puede ser dinamita, hidrogeles, explosivos moleculares como TNT, mezclas de nitrato de amonio y otros, presentados con envolturas o envases adecuados para su función o aplicación.

2.6.2.2. Agentes de voladura, no sensibles al fulminante (N.º 8)

Agentes de voladura acuosos (water gels)

a. Hidrogeles o slurries

Los hidrogeles exentos de materia explosiva propia en su composición no reaccionan con el fulminante y se califican como “agentes de voladura hidrogel, slurries o papillas explosivas”, requiriendo de un cebo reforzado o primer-booster para arrancar su detonación de velocidad estable; de lo contrario, no arrancan o lo hacen a bajo régimen con velocidades transigentes dando bajo rendimiento energético, razón por la que en un principio también se les denominaba explosivos de seguridad. (EXSA S.A, 2012)

b. Emulsiones

Las emulsiones carecen de elementos explosivos en su composición, se aplican a taladros de mediano a gran diámetro en tajos abiertos, como carga de fondo de alta densidad o como carga de columna (total o espaciada) en taladros con agua, o perforados en roca muy competente. A diferencia de los explosivos hidrogeles su viscosidad puede ser graduada desde una emulsión líquida similar a una leche de magnesia hasta una viscosidad semejante a la margarina, lo que permite su carga al taladro, tanto en forma encartuchada como a granel mecanizada, por bombeo directo al fondo del mismo para desplazar al agua. Una ventaja importante es su facilidad de mezcla con el ANFO para formar ANFO Pesado (EXSA S.A, 2012)

c. Agentes mixtos (emulsión/ANFO o ANFOS pesados)

Son mezclas de emulsión y ANFO en diferentes proporciones, que permiten:

- Bajar el costo y potencia de una emulsión pura.
- Darle resistencia al agua al ANFO.

Agentes de voladura NCN granulares, ANFO y similares

Como se menciona en el manual práctico de voladura (EXSA S.A, 2012). Se componen de nitrato de amonio sensibilizado por un agregado orgánico, líquido o sólido generalmente no explosivo. El nitrato debe ser perlado y suficientemente poroso para garantizar la absorción y retención del agregado combustible, estos poros actúan como elementos sensibilizadores en su detonación.

Los elementos más usados en voladura, en minería a pequeña escala son: dinamita, ANFO, fulminante común N°8, conectores y para el encendido mecha lenta o mecha de seguridad y en algunos casos detonadores no eléctricos.

2.6.3. ANFO

Es un explosivo compuesto por una mezcla de nitrato de amonio y diésel, en una relación de 95% de nitrato y 5% de diésel. Se debe mencionar que el producto de este explosivo genera grandes productos gaseosos, que para su intervención se recomienda tener una adecuada ventilación en los trabajos de explotación.

ANFO normal: Es una mezcla a base de nitrato de amonio y un hidrocarburo (diésel) en las proporciones antes mencionadas, sin ningún aditivo adicional y que da como resultado un agente de voladura que es utilizado como carga de columna.

ANFO aluminizado: Es una mezcla de nitrato de amonio, un hidrocarburo (diésel) y aluminio, lo que aumenta su densidad y alta energía de la onda expansiva en relación con los ANFOs normales. No se recomienda utilizar el ANFO en perforaciones con presencia de agua, ya que el nitrato de amonio absorbe la humedad dificultando la propagación explosiva. El ANFO es una sustancia explosiva de bajo costo, segura de manipular y usar, de baja velocidad de explosión, genera gran cantidad de gases, de baja resistencia a la humedad. El ANFO utilizado en la voladura necesita de un agente iniciador que generalmente es una carga explosiva de mayor poder como la dinamita provocando una reacción de gran calor y gran presión. El ANFO aluminizado a diferencia del ANFO normal posee menor densidad de carga y mayor generación de gases (Instituto de Investigación Geológico y Energético, 2018).

Se debe tener presente que estos explosivos son insensibles al detonador N.º 8 y requieren de un cebo enérgico para arrancar. Su velocidad de detonación es relativamente baja, pero la natural lentitud de su reacción les permite generar un buen volumen de gases, por lo que son preferentemente expansores o empujadores. Su mayor limitación es la nula resistencia al agua.

En ocasiones se trata de mejorar las performances del ANFO añadiéndole aluminio u otros aditivos, resultando por ejemplo el ANFO-AL, el SANFO y otros, que aun así tienen limitaciones en resistencia al agua. Empezó a usarse en los años 70 y su consumo en el mundo se ha incrementado hasta superar el 75% de los explosivos en el mundo. Las características que han hecho posibles son:

- Gran velocidad de reacción
- Gran cantidad de productos gaseosos
- Facilidad operativa
- Bajo precio
- Seguridad en el manejo y manipulación

Por lo contrario, las desventajas que presentan:

- Baja densidad.
- Posibilidad de formación de gases tóxicos cuando la mezcla no es homogénea.

2.7. Sistema de carguío de explosivo para ANFO

Los explosivos a granel que se utilizan en obras subterráneas se pueden agrupar en dos grupos en función de si tienen consistencia granular o sea un producto bombeable; los de tipo granular son el ANFO y los de tipo bombeable son los de tipo emulsión.

Este tipo de productos pueden ser cargados mediante equipos mecanizados de carga de gran capacidad; sin embargo, para el carguío también se puede utilizar un mecanismo mediante el efecto Venturi en el que el explosivo es lanzado al través de una manguera al interior de la perforación. Como menciona (Paredes, 2020) El aire comprimido debe ser

mayor a 80 PSI de presión; de esta manera se obtiene una mayor carga específica debido al mayor acoplamiento que existe entre el explosivo y las paredes del barreno perforado, a diferencia de cuando se emplea el explosivo en cartucho, esto hace que se alcancen mayores avances en las voladuras.

El proceso de carga se da de la siguiente manera.

1. Se introduce el cebo en el interior del barreno perforado.
2. Se introduce la manguera de carga del explosivo en el fondo del barreno perforado.
3. Una vez la manguera en el fondo se la retrae un poco para que tenga espacio de llenado, y se comienza el llenado (bombeo/ soplado), de manera simultánea se extrae a ritmo constante la manguera de la perforación.
4. Introducida la cantidad deseada, se retira la manguera y se procede al retacado para tener el barreno cargado. (Bernaola Alonso, Castilla Gómez, & Herrera Herbert, 2013).

2.8. Sensibilidad a la iniciación del ANFO

En perforaciones de diámetro menores a 76 mm y si existe una humedad superior al 10% se produce una insensibilización del agente explosivo, en tal caso se debe envolverse en recipientes o bolsas impermeables.

Las características explosivas varían con la densidad conforme aumenta la velocidad de detonación, pero ante esto es más difícil la iniciación; si se tiene una densidad superior $1,2 \text{ g/cm}^3$ el ANFO se vuelve inerte. El tamaño de los granos del ANFO influye a su vez en la densidad del explosivo. Así, cuando el ANFO se reduce a menos de 100 mallas su densidad a granel pasa a ser $0,6 \text{ g/cm}^3$, lo que significa que si se quiere conseguir una densidad normal entre $0,8$ y $0,85 \text{ g/cm}^3$ para alcanzar unas buenas características de detonación será preciso vibrarlo o compactarlo. (Checya, 2016).

2.9. Balance de oxígeno

En teoría un explosivo con balance de oxígeno adecuado no producirá gases nocivos y liberará la máxima energía; sin embargo, no se puede alcanzar un explosivo suficientemente oxigenado para evitar la formación de dióxido de carbono esto va a depender de las ecuaciones de reacción del ANFO (López F. , 2019).

Tabla 2.1 Balance de oxígeno del explosivo ANFO.

Formula química	Composición química	Balance de oxígeno	Gases tóxicos producidos	Liberación de energía.
$3\text{NH}_4\text{NO}_3 + \text{CH}_2 \rightarrow 7\text{H}_2\text{O} + \text{CO}_2 + 3\text{N}_2 + 940 \text{ cal/g}$	94.5% nitrato de amonio 5.5% fuel oíl	Cero	En teoría ningún gas es venenoso.	0.93 kcal/g Alta liberación de calor
$2\text{NH}_4\text{NO}_3 + \text{CH}_2 \rightarrow 5\text{H}_2\text{O} + \text{CO} + 2\text{N}_2 + 820 \text{ cal/g}$	92.0% nitrato de amonio 8.0% fuel oíl	Deficiencia de oxígeno	Óxidos de carbono	0.81 kcal/g Media liberación de calor
$5\text{NH}_4\text{NO}_3 + \text{CH}_2 \rightarrow 11\text{H}_2\text{O} + \text{CO}_2 + 4\text{N}_2 + 2\text{NO} + 610 \text{ cal/g}$	96.6% nitrato de amonio 3.4% fuel oíl	Exceso de oxígeno	Óxidos de nitrógeno	0.60 kcal/g Baja liberación de calor

Fuente: (López F. , 2019).

2.10. Carga de fondo

Es la carga explosiva de mayor densidad y potencia requerida al fondo del taladro para romper la parte más confinada y garantizar la rotura al piso para junto con la sobre perforación, mantener la rasante, evitando la formación de resaltos o lomos y también limitar la fragmentación gruesa con presencia de bolones. Por lo general la carga de fondo son los explosivos secundarios, y las más utilizadas en las empresas mineras son las emulsiones (EXSA S.A, 2012).

2.11. Carga de columna

Se ubica sobre la carga de fondo y puede ser de menos densidad, potencia o concentración ya que el confinamiento de la roca en este sector del barreno perforado es menor su uso, también obedece a los costos, debido al costo por lo general es más barato se emplean comúnmente ANFO convencional, Examon-P o ANFO pesado en relaciones de 10/90 a 20/80. La altura de la carga de columna se calcula por la diferencia entre la longitud del barreno y la suma la carga de fondo más el taco (EXSA S.A, 2012).

2.12. Retacado

Se lo puede conocer como utilización de taco inerte, debido a que es conveniente sellar los taladros con taco de arcilla de unos 20 a 30 cm compactados, esto conllevara a mejorar la eficiencia de la voladura. Según el manual de voladuras (EXSA S.A, 2012) menciona que existen diversos criterios respecto a las necesidades de taquear o no los taladros, y sobre la longitud del taco teniendo en cuenta la necesidad de mantener retenidos los gases de explosión en los taladros.

(Mendoza N. , 2014) Sostiene que al utilizar los detritus como taco inerte podemos aprovechar la forma irregular que tienen, para distribuir las fuerzas horizontales, provenientes de la detonación; en fuerzas verticales e inclinadas, produciendo así que dichas fuerzas realicen presión sobre las paredes del taladro. Esto genera resistencia a la salida de los gases y como consecuencias aumenta la energía de impacto sobre la roca y mejora la fragmentación de la roca por el mejor uso de los gases a la hora de la detonación. En la actualidad su uso se está generalizado en todas las minas.

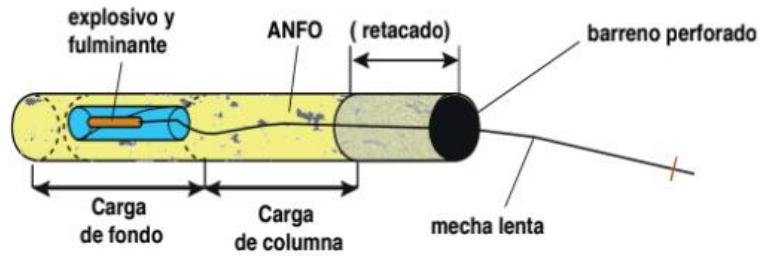


Figura 2.3 Esquema de un barreno cargado.

Fuente: (Instituto de Investigación Geológico y Energético, 2018).

2.13. Condiciones generales para el trabajo eficiente de los explosivos

Tabla 2.2 Condiciones generales para el trabajo eficiente de los explosivos.

Condiciones generales para el trabajo eficiente de los explosivos
La cara libre facilitará que el material sea fragmentado, es por ello que siempre debe haber una cara libre.
Los explosivos deben estar confinados, esto con el objetivo de aumentar la densidad de carga. Se lo puede hacer con aire comprimido o con la ayuda de una vara de madera que lo importante es lograr una compactación y finalmente debe haber un sellado del taladro con taco inerte.
Deben ser cuidadosamente cebados.
La secuencia de disparo debe ser ordenada con el objetivo de siempre tener una cara libre (EXSA S.A, 2012).

Fuente: Elaboración propia.

2.14. Termoquímica de los explosivos

Se refiere a los cambios de energía interna, principalmente en forma de calor. La energía almacenada en un explosivo se encuentra en forma de energía potencial, latente o estática, la energía liberada a través del proceso de detonación se transforma en energía cinética o mecánica (Mendoza N. , 2014).

La energía del explosivo es desaprovechada, debido a que existen energías que no se pueden utilizar como es el caso del ruido, vibración y calor.

2.14.1. Parámetros termoquímicos

- **Calor de explosión.** Es el calor generado y liberado por el proceso de reacción del explosivo al ser activado.
- **Volumen de explosión.** Es el volumen que ocupan los gases producidos por un kilogramo de explosivo en condiciones normales. El volumen o mol de la molécula - gramo de cualquier gas, en condiciones normales es 22.4 litros.
- **Balance de oxígeno.** con excepción de la nitroglicerina y el nitrato de amonio, la mayoría de los explosivos son deficientes en oxígeno, pues no tienen suficiente poder para convertir cada átomo de carbono e hidrógeno presentes en la molécula explosiva en dióxido de carbono y agua (Gaston, 2015).

2.15. Proceso de fracturamiento de las rocas

Comprende a la acción de un explosivo y a la consecuente respuesta de la masa de roca circundante, involucrando factores de tiempo, energía, ondas de presión y mecánica de rocas. Múltiples teorías que tratan de explicar los efectos que causan la detonación de una mezcla explosiva comercial cargada dentro de los taladros respectivos. (Mendoza, 2014) ha propuesto que el proceso de fracturamiento de rocas sea enfocado desde un punto de vista de eventos. Tal como sigue:

- E1 = Detonación.
- E2 = Propagación de la onda de choque o compresiva.
- E3 = Expansión de la presión de los gases.
- E4 = Movimiento del macizo rocoso, etc.

Según menciona (Mendoza N. , 2014), la mayoría de los investigadores están de acuerdo en que 3 son las etapas o fases principales que toman lugar en el proceso del fracturamiento de rocas por la acción de una mezcla explosiva comercial:

- **Primera fase: fracturas radiales (Brisance)**

Cuando cualquier mezcla explosiva comercial que se encuentre cargada dentro de un taladro es detonada se producen ondas compresivas o de choque. La forma y magnitud de estas ondas compresivas que viajan a altas velocidades cuyo rango esta entre 3,000 – 5,000 m/s., dependerá del tipo de mezcla explosiva comercial, del tipo de roca, del número y posición de los boosters, altura de carga, diámetro del taladro y la relación de la velocidad de detonación con la velocidad de propagación de las ondas a través del macizo rocoso (Mendoza N. , 2014).



Figura 2.4 Vista en planta de la fase I – Ondas compresivas.

Fuente: (Mendoza N. , 2014).

- **Segunda fase: empuje hacia adelante (Heave)**

Debido a las altas presiones de los gases, hacen que estos produzcan las ondas compresivas las cuales serán refractadas y reflejadas. Las ondas compresivas reflejadas cambiarán de signo (negativo) y se convertirán en ondas tensionales. Esta transformación ocurrirá cuando las ondas compresivas arriben a una cara libre, cuando la masa rocosa cambie de densidad o cuando ellas encuentran fallas geológicas o planos estructurales, etc. El fracturamiento de la roca comenzará en la cara libre o en cualquier discontinuidad donde las ondas compresivas son reflejadas.

Cuando las ondas compresivas cambian de signo y se convierten en ondas tensionales; ellas regresan de la cara libre o cualquier discontinuidad estructural, las ondas tensionales producirán el empuje hacia adelante (HEAVE) del macizo rocoso en la zona más cercana

a la cara libre. El empuje hacia adelante (HEAVE) entre otros factores dependerá de lo siguiente: Tipo de roca, cantidad y calidad de la mezcla explosiva comercial, las mallas de perforación y voladura a ser usadas en el disparo primario, etc.

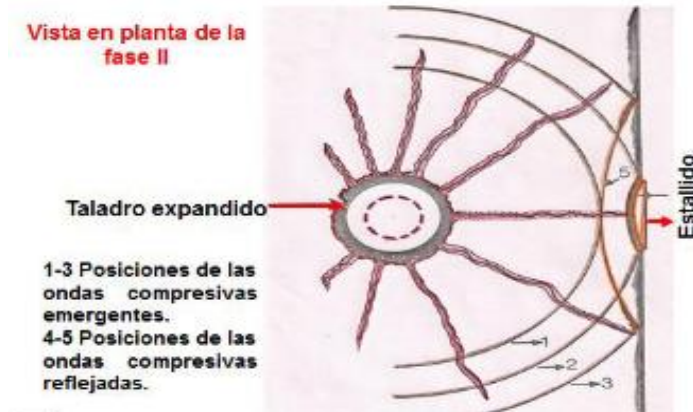


Figura 2.5 Vista en planta de la fase II – Empuje hacia adelante.

Fuente: (Mendoza N. , 2014).

▪ Tercera fase: fragmentación

Finalmente se produce la fragmentación total de la roca, las ondas tensionales producirán la suficiente energía para fracturar el macizo rocoso disparado.



Figura 2.6 Vista en planta de la fase III – Fragmentación

Fuente: (Mendoza N. , 2014).

2.16. Evaluación de la voladura

La mejor forma de evaluar el resultado de la voladura es de acuerdo con lo siguiente:

- **Volumen de material removido:** El volumen debe ser mayor o igual al calculado, ya que puede incrementar por los trabajos de seguridad como el desquinche.
- **Grado de fragmentación:** El tamaño de rocas voladas no debe ser demasiado grueso o fino, ya que generan sobrecostos en el carguío, acarreo y transporte.
- **Avance:** Se puede también llamar eficiencia de la voladura, para que sea exitoso debe ser igual a la profundidad que se logró perforar.
- **Nivel del piso:** Luego de la voladura se debe tener un mismo nivel, no deben quedar rocas salidas, esto dificulta el trabajo de desalojo; se debe tener una buena secuencia de encendido.
- **Desplazamiento y acumulación de carga:** si la voladura es exitosa el desplazamiento y acumulación de carga va a facilitar las operaciones de carguío y acarreo (Castro, 2021).

2.17. Tipos de costos

2.17.1. Costos directos

Los costos directos comprenden al coste que se identifica de manera sencilla y clara en la elaboración y/o fabricación de productos o prestación de servicios. Entre ellos se debe considerar:

- a. Consumos en el proceso de operaciones en mina
 - Energía eléctrica en equipos eléctricos
 - Combustibles en las maquinarias no estacionarias
 - Accesorios de mantenimiento
- b. Control y reparación de maquinarias
- c. Secuencia y costo en los neumáticos de las maquinarias
- d. Otros factores de desgaste en las maquinarias
- e. Pago de operadores de maquinarias

2.17.2. Costos indirectos

Los costos indirectos son aquellos costes que no se puede identificar de manera fácil y por ello no es viable considerar su valor de manera exacta, es decir son costes que para identificarlos se necesita de tiempo y es complejo. (Puma & Llerena, 2021)

- Amortización.
- Intereses del capital.
- Seguros.
- Impuestos.

Parámetros técnicos

- **Perforación efectiva**

Corresponde a la longitud del barreno que realmente se introduce.

$$PE = \frac{Lpe}{Lg} * 100 \quad (2)$$

Donde:

- Lpe = Longitud de perforación efectiva.
- Lg = Longitud total del barreno.
- PE = Perforación efectiva.

- **Eficiencia de la voladura**

$$EV = \frac{Lpe - Env}{Lpe} * 100 \quad (3)$$

Donde:

- Env = Espacio no volado
- Lpe = Longitud de perforación efectiva.
- EV = Eficiencia de la voladura

Consumo específico

Corresponde a la cantidad de explosivo que se ocupara para volar una cierta cantidad de m³ de material.

$$CE = \frac{QT}{VT} \quad (4)$$

Donde:

- QT = Cantidad total de explosivo.
- VT= Volumen total.
- CE = Consumo específico.

▪ **Cálculo de la producción por avance**

$$P. Avance = Lpe * A * EV \quad (5)$$

Donde:

- Lpe = Longitud perforación efectiva.
- A = Área del túnel.
- PA= Producción por avance.
- EV = Eficiencia de la voladura.

▪ **Cálculo del tiempo total de perforación**

En el tiempo total de perforación se suma la cantidad de tiempos muertos que pueden ser cambio de brocas, movimientos del pie de avance, atascamientos del barreno, cambios y movimientos en las instalaciones de los equipos; el tiempo promedio consta de 40 min.

$$Tiempo Per. = \frac{tiempo}{barreno perforado} * \# de taladros + tiempo muertos \quad (6)$$

2.18. Cálculo de costos en perforación

Se evaluará los costos en función del frente de trabajo que se está analizando, en este caso son 30 perforaciones de las cuales 26 alojan los explosivos.

Cálculo de costos de amortización perforadora y compresor

$$\text{Costo amortización} = \left(\frac{c.\text{perforadora} - v.\text{residual}}{\text{vida util}} \right) + \left(\frac{c.\text{compresor} - v.\text{residual}}{\text{vida util}} \right) \quad (7)$$

Cálculo de costos en máquina perforadora

$$\text{Costo} = \# \text{barrenos} * \frac{\text{costo amortización}}{\text{metro}} * \frac{\text{avance}}{\text{barreno}} \quad (8)$$

Cálculo de costos de barreno

$$\text{Costo/metro} = \frac{\text{costo total del barreno.}}{\text{vida uti del barreno}} \quad (9)$$

Cálculo de costos de broca

$$\text{Costo/metro} = \frac{\text{costo total de broca}}{\text{vida uti de la broca}} \quad (10)$$

Cálculo de costos en lubricantes

El aceite utilizado por la máquina perforadora neumática es un accesorio muy importante; previene el desgaste prematuro; para este análisis se toma de referencia el precio del litro de aceite neumático:

$$\text{Costo aceite} = \text{costo acetie (litro)} * \text{cantidad ocupada} \quad (11)$$

Cálculo de costo de aire comprimido

El compresor es eléctrico

$$\text{Costo aire} = \text{consumo de kw} * \text{costo del Kw} * \text{tiempo} \quad (12)$$

Cálculo de costo de reparaciones

$$\text{Costo} = \text{costo aire} * 0.15 \% \quad (13)$$

Cálculo de mano de obra

El costo de la mano de obra se llevará a cabo tomando en cuenta el salario y la cantidad de tiempo que toma la perforación.

Tabla 2.3 Costos de la mano de obra.

Costos de la mano de obra		
Personal	Salario mes	Salario hora
Perforista	---	---
Ayudante	---	---
Total	---	---
Costo de la mano de obra	---	---

Fuente: Elaboración propia

2.19. Costo de voladura

Costo de nitrato: Se analizará el costo de cartucho de nitrato de amonio.

$$\frac{\text{costo}}{\text{cartucho}} = \frac{\text{costo saco \$}}{\text{masa de cartucho}} + \text{costo papel} \quad (14)$$

Costo de explosivo Emulsen 5000x

Tabla 2.4 Costo de explosivo 5000x

Emulsen	Cartuchos	Cantidad de explosivo (kg/perf)	Número de perforaciones	Total (kg)
1 ^{er} cuadro cuele	---	---	---	---
2 ^{do} cuadro cuele	---	---	---	---
Demás perforaciones	---	---	---	---

Fuente: elaboración propia.

$$\text{Costo emulsen} = \# \text{cartuchos emulsen} * \frac{\text{costo}}{\text{cartucho}} \quad (15)$$

Costo de mecha lenta

Una mecha lenta tiene un costo aproximado de 0.67 el metro lineal y el consumo para las perforaciones son de 1.90, el costo por disparo es la siguiente:

$$\text{Costo mecha lenta} = \# \text{taladros} * \frac{\text{costo}}{\text{metro}} * L. \text{ mecha lenta} \quad (16)$$

Costo de fulminante No 8

El fulminante numero 8 tiene un costo actual de 0.50 centavos, el costo por disparo es la siguiente:

$$\text{Costo fulminante} = \# \text{taladros} * \text{costo fulminante} \quad (17)$$

CAPÍTULO 3

METODOLOGÍA

3.1. Levantamiento de información base

La sociedad minera Nueva Rojas, SOMINUR CIA. LTDA es una empresa minera que opera bajo el régimen de pequeña minería, el sistema de explotación llevado a cabo en la empresa minera SOMINUR, es el de corte y relleno ascendente, dentro del sistema de explotación que tiene la empresa, se tiene la necesidad de realizar varias labores entre las principales se tiene: galerías, cruceros, sobrelíneas, chimeneas, piques, ventanillas, etc.

Las labores de preparación que pueden ser galerías y cruceros se instalan rieles para el transporte del mineral mediante locomotoras tienen dimensiones similares de 2.20 m de altura y de 1.80 m de ancho, otras labores de preparación conocidas también como “sobrelíneas” por lo general son más pequeñas y no se instalan rieles, debido a que el transporte se realiza en carretillas, tienen dimensiones promedios de 1.20 m de ancho y de altura de 1,90 m, mientras que las chimeneas y ventanillas tienen dimensiones de 1.5 m de altura y 1 m de ancho y finalmente los piques tienen dimensiones aproximadas de 3 m altura y de ancho 2.5 m.

Las diferentes pruebas se centraron en una sobrelínea; labor de preparación con dimensiones menores y el seguimiento consto en levantar información base de las operaciones unitarias de perforación y voladura, para de forma posterior realizar las respectivas pruebas. El desalojo y acarreo del mineral es de forma manual; se realiza en carretillas y conforme se vaya avanzando se utilizará un vagón minero con llantas de caucho que se conocen también como “burras”.

3.2. Perforación

Actualmente si se cuenta con una malla de perforación para cada labor que se vaya a realizar, pero en ocasiones está en criterio del perforista y del supervisor de cada área si se aumenta o disminuye el número de perforaciones especialmente en galerías en la que van paralelos al rumbo de la veta con el mineral de interés; sin embargo siempre se

para las labores de desarrollo y producción, y de 1.2 m que se lo usa en espacios reducidos en donde no sea posible utilizar los barrenos de 1.62 m.

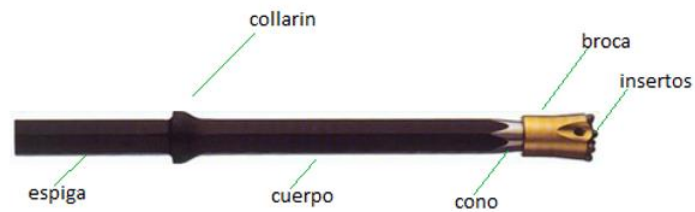


Figura 3.2 Barras cónicas (barrenos)

Fuente: Elaboración propia.

3.4. Brocas

Las brocas que se usan son de diámetro de 36 mm elaboradas por la casa comercializadora EPIROC las cuales tienen 7 insertos de carburo de tungsteno, de uso general para roca semidura a dura. Frontal y lateral.



Figura 3.3 Broca Epiroc 36 mm.

Fuente: Elaboración propia.

3.5. Máquina perforadora Jack Leg YT 27

La máquina perforadora neumática que se utiliza en las labores es liviana altamente eficiente adecuada para perforaciones inclinadas u horizontales el aire comprimido que utiliza como energía, es producido por un compresor. El empuje lo realiza el pie de avance, que del mismo modo que los barrenos tienen en dos longitudes, pero el más utilizado es el de 1.6 m, la presión óptima de aire es superior a 80 psi.



Figura 3.4 Máquina perforadora neumática yt27

Fuente: (Catalogo de la maquinaria neumática de Hebei Shenli).

3.6. Accesorios para llevar a cabo la perforación

Los dispositivos complementarios en una perforación son:

- Guidores: Se pueden utilizar tubos metálicos o PVC que cumplen la función de señalar la inclinación y rumbo de la perforación anterior con el objetivo que el perforista tenga la orientación correcta y la nueva perforación que se vaya a realizar sea paralela a la otra.
- Lubricadora: regula el paso de aceite, si el consumo es excesivo no está bien regulado o si el escape este seco es por la misma causa.
- Saca brocas
- Llave inglesa
- Orings
- Alicata

3.7. Voladura

La preparación de la carga explosiva es realizada con métodos convencionales y el cargado a las perforaciones se lo realiza de forma manual en el que se utilizan emulsiones encartuchadas de la fábrica nacional **EXPLOCEN**. Las emulsiones usadas corresponden al Emulsen 5000x para roca dura o semidura con dimensiones de 1 1/8" X 6" utilizadas específicamente como carga de fondo, mientras que como carga de columna se utiliza nitrato de amonio agrícola 34 % de nitrógeno. Los prills son envueltos en papel periódico en forma de cartuchos, finalmente, como iniciador se emplea el fulminante N°8, que sirve como mecha lenta para transmitir la chispa hasta el dispositivo iniciador que iniciará la voladura.

3.7.1. Carga de fondo

3.7.1.1. Emulsen 5000x 1 1/8" X 7"

Es una emulsión sensible al fulminante N° 8, muy resistente al agua, en su formulación contiene aditivos y energizantes que le dan alta viscosidad y potencia, es envasada en cartuchos de plástico. Se utiliza para fragmentar rocas semiduras a duras.



Figura 3.5 Emulsen 5000x.

Fuente: Elaboración propia.

3.7.1.2. Características técnicas

Tabla 3.1 Características técnicas del EMULSEN 5000x 1 1/8 " x 6 "

Tamaño, (Pulgadas) (Diámetro x Largo)	Peso cartucho, (g)	Número de cartuchos por caja.	Velocidad de detonación, m/s.
1 " x 4 "	60	420	4900
1 " x 7 "	96	260	4900
1 " x 12 "	185	135	4900
1 1/8 " x 4 "	78	320	5000
1 1/8 " x 6 "	110	230	5000
1 1/8 " x 7 "	128	195	5000
1 1/4 " x 8 "	192	130	5100
1 1/4 " x 16 "	391	64	5100
2 " x 8 "	556	45	5300

Fuente: (Catalogo de EXPLOCEN C.A.)

Tabla 3.2 Parámetros del EMULSEN 5000x 1 1/8 " x 6 "

Parámetros	Unidad	Especificación
Densidad	g/cm ³	1,14
Velocidad de detonación	m/s	5400
Volumen de gases	l/kg	851
Calor de explosión	Kcal/kg	933
Temperatura de explosión	° C	2342

Ensanchamiento Trauzl	cm ³ /10g	325
Poder rompedor, Método HESS	Mm	24
Resistencia al agua	----	Excelente
Categoría de Humos	----	Primera
Vida Útil	meses	Seis meses

Fuente: (Catalogo de EXPLOCEN C.A.)

3.7.2. Carga de columna

Nitrato de amonio NH_4NO_3 , de apariencia sólido blanco, posee poca resistencia al agua debido que al humedecerse el nitrato de amonio se disuelve y por lo tanto pierde sus propiedades, su densidad 1720 kg/m^3 contiene 34% de nitrógeno, 50% en forma Nítrica y 50% en forma amoniacal. Es encartuchado en papel periódico de longitud aproximadamente de 33 cm. El contenido neto de nitrato de amonio por cartucho tiene peso promedio de 187 gramos.



Figura 3.6 Cartuchos de nitrato de amonio.

Fuente: Elaboración propia.

3.7.3. Fulminante

Proporciona la energía necesaria para iniciar y hacer detonar la Emulsen 5000x, se compone de una carga sensible que estalla al instante en que llegue la llama que se transmite por la mecha lenta o llamada también mecha de seguridad. Es una cápsula cilíndrica de aluminio que contiene una carga sensible (PETN – ácida de plomo).

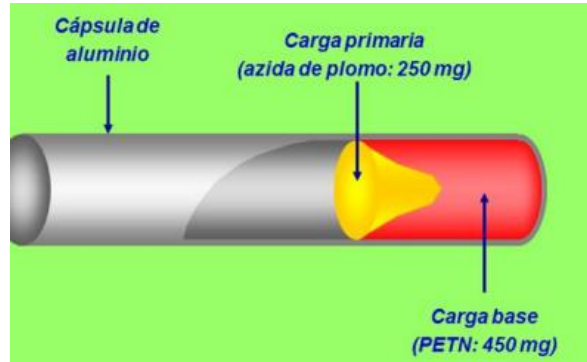


Figura 3.7 Partes del fulminante Numero 8.

Fuente: (Huaman, 2018).

3.7.4. Mecha lenta

Llamada también mecha de seguridad, está compuesta de un núcleo de pólvora negra que luego de eso está recubierto con fibras de algodón y recubierta con un forro de plástico que la protege del agua, la velocidad de combustión esta alrededor de 150 s/m.

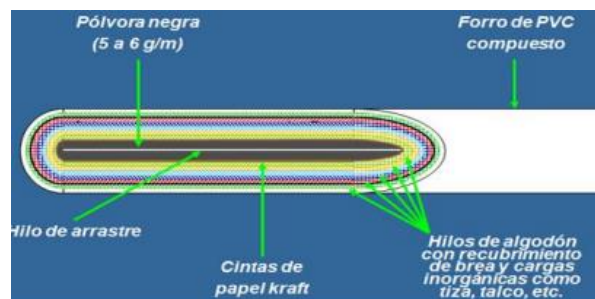


Figura 3.8 Mecha lenta.

Fuente: (EXSA S.A, 2012).

3.8. Proceso de armado de explosivos

3.8.1. Cebo

Se denomina cebo al producto final que resulta de unir la emulsión, fulminante y mecha lenta

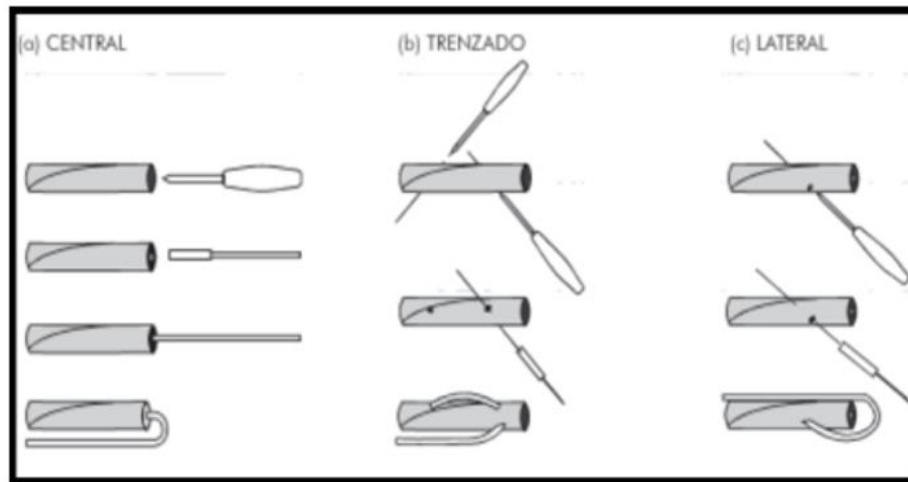


Figura 3.9 Métodos para la preparación de cebos.

Fuente: Manual del EXSA.

El método que se aplica es el literal a; que corresponde el introducir el fulminante en el centro de la emulsión, para un mejor agarre se le envuelve cinta para evitar que se salga y para que la mecha lenta quede a un costado del explosivo, esto debido a que al introducir en la perforación y específicamente en labores de chimenea o desbanques donde se tiene una mayor inclinación el cebo no se pueda regresar.

3.9. Proceso de cargado de explosivos en las perforaciones

3.9.1. Malla de perforación estándar en SOMINUR CIA.LTDA.

Se realizaron una serie de voladuras en una sobrelínea o también llamada labor de preparación con el objetivo de mejorar el avance lineal, el esquema de cargado de

emulsiones y cartuchos de nitrato de amonio que en la actualidad la dispone el perforista quien es el que toma la decisión en base a su experiencia y criterio. Las perforaciones están orientadas de acuerdo a la inclinación de la veta por tal motivo tienen una ligera inclinación.

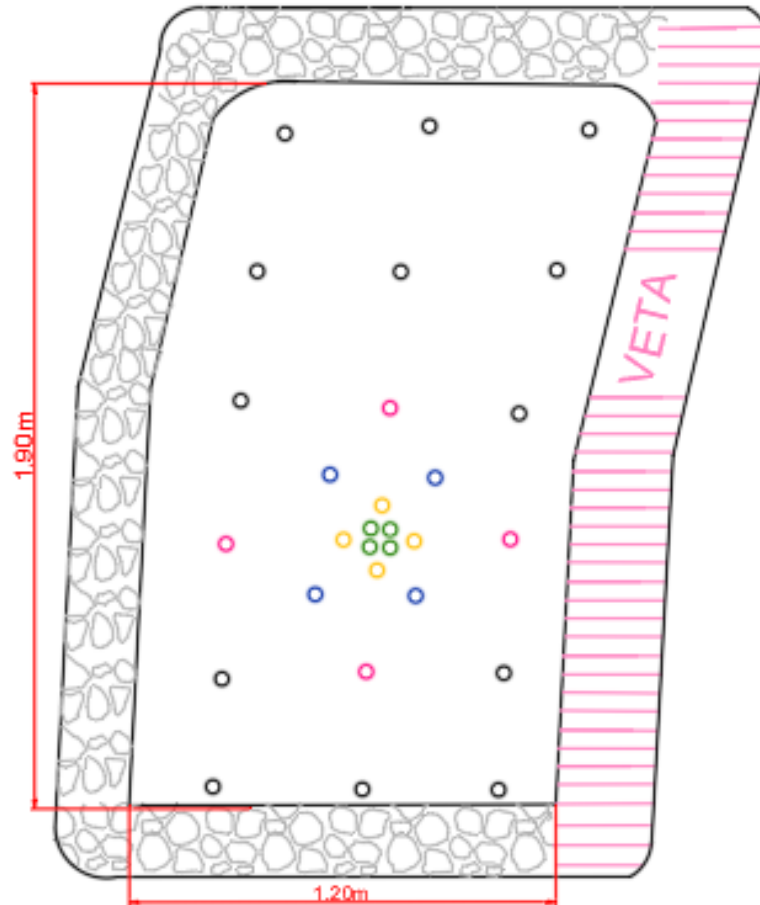


Figura 3.10 Malla de perforación utilizada.

Fuente: Elaboración propia.



Figura 3.11 Secuencia de carguío de explosivo.

Fuente: Elaboración propia.

En esta labor las perforaciones se realizan en material estéril “caja” para posteriormente realizar las perforaciones en la veta y de esa manera minimizar el porcentaje de dilución y aprovechar el mineral. Para esta galería se utilizó un total de 30 perforaciones de las cuales 4 corresponden a alivios y 26 perforaciones que alojan los explosivos.

3.9.2. Perforación

El seguimiento específico se llevó a cabo mediante la medición de la longitud de las perforaciones y de forma posterior el espacio de roca que no se volaba. La longitud del barreno es de 1.62 m, pero en ocasiones puede despuntarse y por ende su longitud se va reduciendo, para estas pruebas la longitud es la normal, pero la perforación efectiva alcanza un promedio de 1.42m, mientras que la máxima perforación alcanzará 1.48m.

Tabla 3.3 Longitudes de perforación.

Perforación	Máximo (m)	Mínimo (m)	Promedio (m)
Cuele 1^{er} cuadro	1,47	1,40	1,44
Cuele 2^{do} cuadro	1,47	1,40	1,44
Cuele 3^{er} cuadro	1,45	1,40	1,425
Piso	1,43	1,40	1,415
Techo	1,43	1,38	1,405
Longitud final			1,42

Fuente: Elaboración propia.

Cálculo de Rendimiento de Perforación se aplica la formula (2).

$$Per.efec = \frac{1.42m}{1.48m} * 100$$

$$Per.efec = 95\%$$

3.9.3. Cantidad de explosivo

La cantidad de explosivo utilizado como carga de fondo que corresponde a la Emulsen 5000 x se detallará en la tabla 3.4.

Tabla 3.4 Cantidad de Emulsen 5000x.

Emulsen 5000x			
Consumo	1^{er} Cuadro	2^{do} Cuadro	Demás perforaciones
Total, de perforaciones	4	4	18
Cartuchos/hueco	2	1	0,5
Total, cartuchos	8	4	9
Peso cartucho (kg)	0,109		
Total (kg)	2,289		

Fuente: Elaboración propia.

Cantidad de explosivo que se utiliza como carga de columna se detalla en la siguiente tabla 3.5.

Tabla 3.5 Cantidad carga de columna (cartuchos de nitrato).

Consumo cartuchos de Nitrato de Amonio	
Cartuchos/ Perforación	5
Total, Perforaciones	26
Peso cartucho (kg)	0,195
Peso Nitrato Neto (kg)	0,187
Total, en (kg)	24.3
5 cartuchos extras (total kg)	25.2

Fuente: Elaboración propia.

Se debe considerar unos 5 cartuchos más debido a que en ocasiones se rompen, se humedecen etc.

3.9.4. Taqueado

Esta actividad se lleva a cabo previo al encendido, para ello se utiliza un taqueador metálico que consta de una varilla de hierro de alrededor de 3.5 m y en el final una incrustación de una pieza de hierro más ancha que funciona de tapón, de modo que abarque toda el área de la perforación. La fuerza aplicada al taqueador metálico está a criterio del perforista.

Según el seguimiento que se llevó a cabo se verificó mejores resultados cuando las perforaciones de techo y piso se aplicaba mayor fuerza y se lograba un mayor confinamiento de los explosivos, debido a que no se utiliza retacado para sellar la perforación.

3.9.5. Encendido

Para el encendido de las voladuras no se cuenta con conectores ni con mecha rápida para un encendido óptimo, esta actividad se la hace por conteo de los dedos la cual consiste que para precisar el punto de encendido se debe localizar la parte final de la mecha en referencia a la anchura de los dedos para realizar un corte, el número de dedos va a depender de la secuencia de encendido.

3.9.6. Avance por voladura

Durante el levantamiento de información que se llevó a cabo por varios días se pudo medir cuanto era el espacio de roca volado y no volado; para lo cual se realizó mediciones en campo post voladura.



Figura 3.12 Medición del avance lineal.

Fuente: Elaboración propia.

Con el seguimiento realizado se ha obtenido un promedio de espacio de roca que no ha sido avanzado.

Tabla 3.6 Longitudes roca no volada.

Roca no volada	Máximo (m)	Mínimo (m)	Promedio (m)
Cuele 1^{er} cuadro	0,25	0,05	0,15
Cuele 2^{do} cuadro	0,30	0,05	0,17
Cuele 3^{er} cuadro	0,40	0,08	0,22
Piso	0,4	0,12	0,23
Techo	0,55	0,20	0,37
Longitud final			0,25

Fuente: Elaboración propia.

3.10. Cálculo de eficiencia de la voladura

$$\text{Avance eficiente de la voladura} = \frac{1.42m - 0.25m}{1.42} * 100 \quad (3)$$

$$\text{Avance eficiente de la voladura} = 82\%$$

3.11. Cálculo de consumo específico

$$CE = \frac{27 \text{ kg}}{2.7 \text{ m}^3} \quad (4)$$

$$CE = 9.7 \frac{\text{kg}}{\text{m}^3}$$

3.12. Masa de roca no volada

La actual voladura que se lleva a cabo tiene en promedio 1.5 toneladas de roca que no puede ser volado.

$$\text{Volumen de roca no volado} = 0.25 \text{ m} * 2.28 \text{ m}^2$$

$$\text{Masa} = 0.57 \text{ m}^3 * 2.7 \text{ ton/m}^3$$

$$\text{Masa} = 1.54 \text{ ton}$$

3.13. Cálculo de producción por avance

De acuerdo con las características y longitudes que presenta la galería se tiene una masa de roca que ha sido volado y no ha logrado ser volado. Se considera la densidad 2.7 g/cm^3 .

$$P. \text{ Avance} = L_{pe} * A * EV \quad (5)$$

$$P. \text{ Avance} = 1.42 * 2.28 * 83\%$$

$$P. \text{ Avance} = 2.7 \text{ m}^3$$

Para expresar en toneladas de roca se multiplica por la densidad.

$$\text{Toneladas} = 2.72\text{m}^3 * 2.7 \text{ t/m}^3$$

$$\text{Toneladas} = 7.3 \text{ t}$$

Cálculo de tiempo de perforación: Se considera el tiempo empleado en perforar las 30 perforaciones destinadas para este frente de trabajo.

$$\text{Tiempo Per.} = \text{tiempo/barreno} * \# \text{ de taladros} + \text{tiempo muertos} \quad (6)$$

$$\text{Tiempo Per.} = 3 \text{ h y } 15 \text{ min}$$

3.14. Análisis de costos para el frente de trabajo

3.14.1. Cálculo de costos en perforación

- **Cálculo de amortización (compresor, máquina perforadora)**

$$\text{Costo amortización} = \left(\frac{c.\text{perforadora} - v.\text{residual}}{\text{vida util}} \right) + \left(\frac{c.\text{compresor} - v.\text{residual}}{\text{vida util}} \right) \quad (7)$$

- **Cálculo de costos en máquina perforadora**

$$\text{Costo/metro} = \frac{\text{costo total de la maquina}}{\text{vida uti de la maquina}}$$

Se analizará los costos para el frente de trabajo en el cual se aplicaron las pruebas.

$$\text{Costo / Voladura} = \# \text{barrenos} * \frac{\text{costo}}{\text{metro}} * \frac{\text{avance}}{\text{barreno}} \quad (8)$$

$$\text{Costo / voladura} = \$10.65$$

- **Cálculo de costos de barreno**

$$\frac{\text{costo}}{\text{metro}} = \frac{\$120}{300 \text{ m}} = 0.40 \text{ \$/m} \quad (9)$$

$$\text{Costo / voladura} = \# \text{barrenos} * \frac{\text{costo}}{\text{metro}} * \text{avance / barreno}$$

$$\text{Costo / voladura} = \$18$$

- **Cálculo de costos de broca**

$$\frac{\text{costo}}{\text{metro}} = \frac{\$28}{90 \text{ m}} = 0.31 \quad (10)$$

$$\text{Costo / voladura} = \# \text{barrenos} * \frac{\text{costo}}{\text{metro}} * \text{avance / barreno}$$

$$\text{Costo / voladura} = \$14$$

- **Cálculo de costos en lubricantes**

Se analizó el costo del lubricante utilizado para la máquina perforadora, se tomó de referencia el precio del litro de aceite neumático y el total de aceite consumido al finalizar el proceso de perforación.

$$\text{Costo/voladura} = \$0.75 * 1 \text{ litro} \quad (11)$$

$$\text{Costo / voladura} = \$0.75$$

- **Cálculo de costos de aire comprimido**

El compresor es eléctrico, se toma de referencia la capacidad de aire que produce el compresor y lo que necesita la máquina perforadora para operar de forma normal.

$$\text{Costo aire comprimido} = (250 \frac{\text{Kw}}{\text{h}} * 0.09 \frac{\$}{\text{kw}} * 3.23 \text{ h}) / 3 \quad (12)$$

$$\text{Costo / voladura} = \$23.0$$

- **Cálculo de reparaciones**

Se toma en cuenta el 15% de los costos de la energía utilizada.

$$\text{Costo / voladura} = \$17.97 * 0.15 \% \quad (13)$$

$$\text{Costo / voladura} = \$2.70$$

- **Cálculo de mano de obra**

Tabla 3.7 Costos de la mano de obra.

Costos de la mano de obra		
Personal	salario mes	salario hora
Perforista	1100	7.1
Ayudante	900	5.8
Total	\$ 2,000.0	\$ 13.0
costo frente de trabajo		\$ 40.58

Fuente: Elaboración propia.

3.14.2. Resumen de los costos de perforación

Una vez analizado los costos se presenta una tabla resumen; los costos se presentan en función de la voladura que tiene el frente de trabajo analizado, el cual consta de 30 perforaciones, el avance es de 1.20m y el tiempo promedio de perforación es de 3 horas y 15 min.

Tabla 3.8 Resumen de costos de la perforación.

Descripción	Costo/voladura
Amortización	\$ 10.65
Reparaciones	\$ 3.45
Costo barreno	\$ 18.00
Costo broca	\$ 14.00
Costos lubricantes	\$ 0.75
Costo energía	\$ 23.00
Costo mano de obra	\$ 40.58
Total	\$ 110.48

Fuente: Elaboración propia.

3.14.3. Costos de explosivos y accesorios para la voladura

- **Costo de nitrato**

$$\frac{\text{costo}}{\text{cartucho}} = \frac{\text{costo saco \$}}{\text{masa de cartucho}} + \text{costo papel} = \$0.19 \quad (14)$$

$$\text{Costo / voladura} = \# \text{cartuchos/barreno} * \frac{\text{costo}}{\text{cartucho}} * \# \text{barrenos}$$

$$\text{Costo / voladura} = \$24.10$$

- **Costo de explosivo Emulsen 5000x**

Tabla 3.9 Costo de explosivo Emulsen 5000x.

Emulsen	Cartuchos	Cantidad de explosivo (kg/perf)	Número de perforaciones	Total	\$/kg
1 ^{er} cuadro cuele	2	0.22	4	0.872	\$ 4.51
2 ^{do} cuadro cuele	1	0.11	4	0.436	\$ 2.25
3 ^{er} cuadro cuele	0.5	0.05	4	0.218	\$ 1.13
Demas perforaciones	0.5	0.05	14	0.763	\$ 3.94
Total					\$ 11.83

Fuente: Elaboración propia.

$$\text{Costo emulsen} = \#\text{cartuchos emulsen} * \frac{\text{costo}}{\text{cartucho}} \quad (15)$$

$$\text{Costo / voladura} = \#\text{cartuchos emulsen} * \frac{\text{costo}}{\text{cartucho}}$$

$$\text{Costo / voladura} = \$11.83$$

- **Costo de mecha lenta**

Una mecha lenta tiene un costo aproximado de 0.67 el metro lineal y el consumo para las perforaciones son de 1.90, el costo por disparo es la siguiente:

$$\text{Costo mecha lenta} = \#\text{taladros} * \frac{\text{costo}}{\text{metro}} * L.\text{mecha lenta} \quad (16)$$

$$\text{Costo / voladura} = \#\text{taladros} * \frac{\text{costo}}{\text{metro}} * L.\text{mecha lenta}$$

$$\text{Costo / voladura} = \$33.77$$

- **Costo de fulminante N°8**

El fulminante N°8 tiene un costo actual de 0.50 centavos, el costo por disparo es la siguiente:

$$\text{Costo fulminante} = \#\text{taladros} * \text{costo fulminante} \quad (17)$$

$$\text{Costo / voladura} = \#\text{taladros} * \text{costo fulminante}$$

$$\text{Costo / voladura} = \$13$$

- **Costo de mano de obra**

Se tomará de referencia el sueldo individual de los encargados del polvorín con referencia a la capacidad de cebos y cartuchos de nitrato de amonio que realizan para de esta forma calcular el costo del frente de trabajo.

Tabla 3.10 Costo de la mano de obra.

Costos de la mano de obra		
Personal	Salario mes	Salario/ hora
Obrero polvorín	700	5.3
Obrero nitrato	1400	10.6
Costo frente de trabajo		\$ 2.92

Fuente: Elaboración propia.

$$\text{Costo / Voladura} = \$2.92 / \text{voladura}$$

3.14.4. Resumen de los costos de la voladura

Una vez analizado los costos se presenta una tabla resumen de todos los explosivos para llevar a cabo la operación unitaria de la voladura; los costos se presentan en función del de la labor analizada que consta de 26 perforaciones cargadas con explosivos, el avance es de 1.20 m.

Tabla 3.11 Resumen de los costos de la voladura.

Descripción	Costo/Voladura
costo de nitrato de amonio	\$ 24.10
costo de Emulsen	\$ 11.83
costo mecha lenta	\$ 33.77
costo fulminante	\$ 13.00
costo mano de obra	\$ 2.92
Total	\$ 85.62

Fuente: Elaboración propia.

Finalmente se suman los costos totales de la perforación y voladura del lugar donde se aplicaron las distintas pruebas; el costo total es de: \$196.1

3.15. Metodología para pruebas

Se llevaron a cabo pruebas con el fin de lograr un mayor avance y lograr que el frente de trabajo no tenga demasiadas irregularidades, ya que esto mejorará el proceso de perforación y se podrá introducir todo el barreno logrando una mayor perforación.

El principal cambio fue en la modificación de la secuencia de cargado de explosivo ya sea carga de fondo y columna.

3.15.1. Voladura previa

Se tiene por objetivo que el frente de trabajo no esté con demasiadas irregularidades para ello se incrementó la cantidad de explosivo utilizado como carga de fondo en todas las perforaciones en las que se tenía 1/2 cartucho de Emulsen se reemplazó por 1 cartucho entero, además se modificó la secuencia de cargado en comparación con la que se usa en la actualidad por parte del perforista.

La modificación consta en que los cartuchos de Emulsen se colocaron al fondo de la perforación; solo en el primer cuadro del cuele se colocó un cartucho de nitrato que sirve como de cama para la Emulsen 5000x. además, en las perforaciones del cuele que se componen de 3 cuadros se tienen dimensiones de 1.40m, mientras que en las demás se introdujo toda la capacidad del barreno que en promedio tiene una longitud de 1.42 m.

Se midieron todas las perforaciones correspondientes al área de trabajo, y para el perfil se considera la parte central.

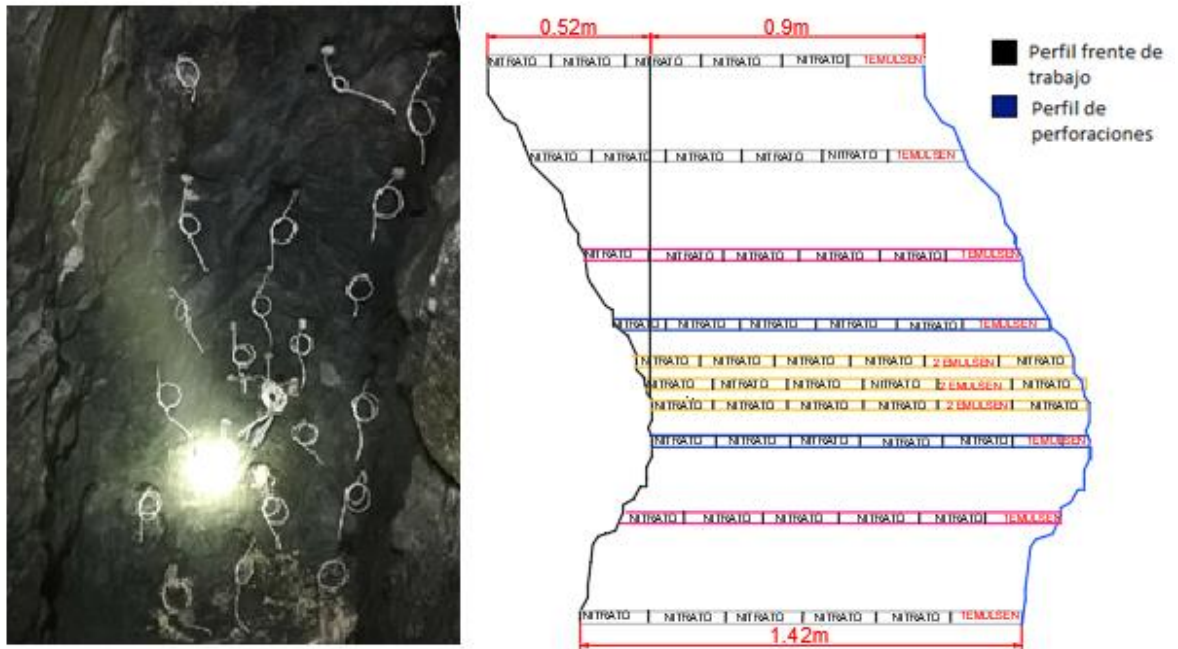


Figura 3.13 Perfil del frente de trabajo y secuencia del carguío del explosivo.

Fuente: Elaboración propia.

El resultado obtenido muestra las siguientes características en el que ya no existe una irregularidad demasiado pronunciada. Al ocupar cartuchos enteros de Emulsen se evidencia una sobre excavación.



Figura 3.14 Perfil del frente de trabajo post voladura.

Fuente: elaboración propia.

3.16. Método 1

Aumento de carga de fondo (Emulsen 5000x)

3.16.1. Prueba 1

Una vez que se tiene el frente de trabajo con irregularidades no tan pronunciadas se repite el proceso de carguío mostrado en la figura 3.13 en el cual se utilizó cartuchos enteros de Emulsen como carga de fondo seguido de cartuchos de nitrato y en el cuele específicamente en el primer cuadro, primero se introdujo 1 cartucho de nitrato como cama para después colocar el cebo y una recarga que vendría a ser un cartucho adicional de Emulsen para después añadir 4 cartuchos de nitrato de amonio hasta colmar la perforación.

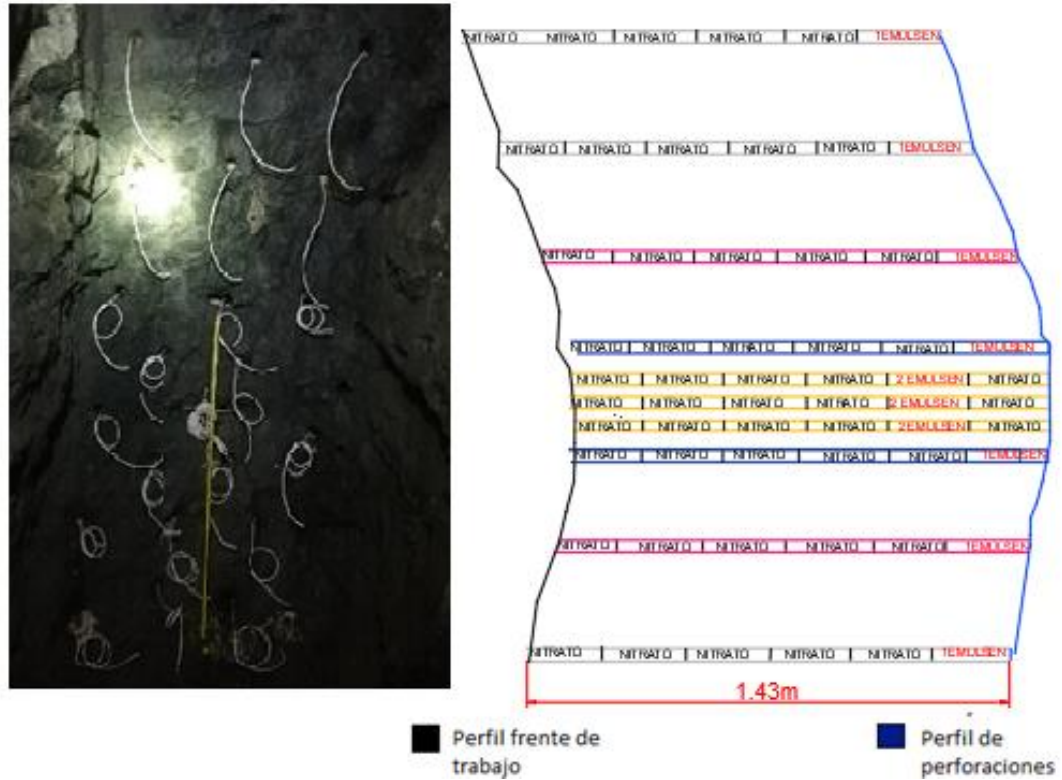


Figura 3.15 Secuencia de carguío de explosivo.

Fuente: Elaboración propia.

- **Resultado**

Para llevar a más detalle de acuerdo con la profundidad de las perforaciones se ha trazado un perfil de acuerdo con la profundidad de los barrenos, para de forma posterior comparar con el perfil que tenga luego de la voladura, los resultados son exitosos pues el avance lineal supero los anteriores.

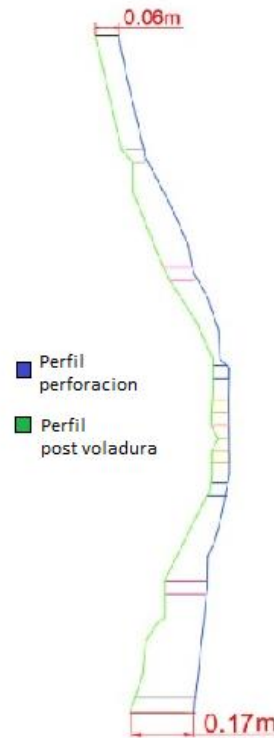


Figura 3.16 Perfil de avance post voladura.

Fuente: Elaboración propia.

3.16.2. Prueba 2

Se repite la secuencia y cantidad de explosivo de la prueba 1, y se hace énfasis en el taqueado del primer cuadro del cuele, el cual es el encargado de abrir cara libre para las demás perforaciones, debido a que no se tiene un frente de trabajo regular las perforaciones del cuele que son las que tienen más desnivel no se introduce toda la longitud del barreno alcanzando un promedio de 1.42m , por el contrario en las perforaciones de techo y piso se hace todo lo posible para alcanzar la máxima longitud del barreno, el promedio de perforaciones en estas secciones que son de piso y techo es de 1.45m .

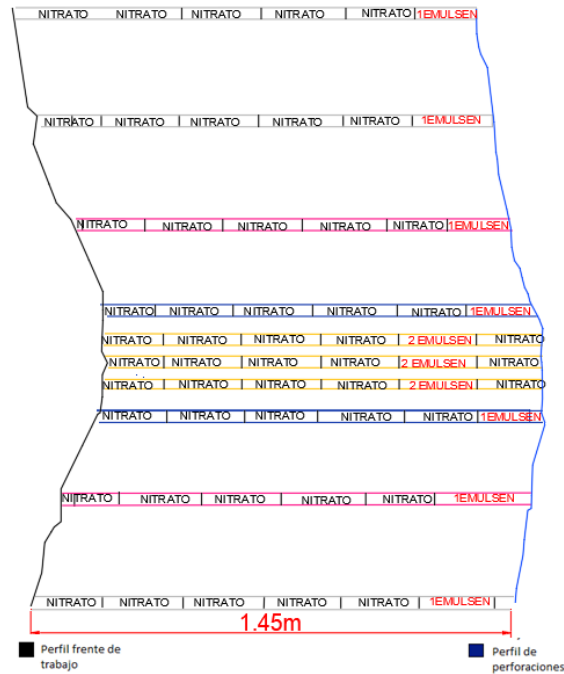


Figura 3.17 Secuencia de carguío de explosivo, perfil de voladura y perforaciones.

Fuente: Elaboración propia.

- **Resultados**

Luego de realizar trabajos de desalojo y de realizar las respectivas medidas se puede evidenciar que no existe un gran porcentaje de roca quedada. La parte del cuele tiene un promedio de 5 cm y del piso 10 cm, mientras que en el techo se evidencia un espacio de 8 cm de roca quedada o retenida.

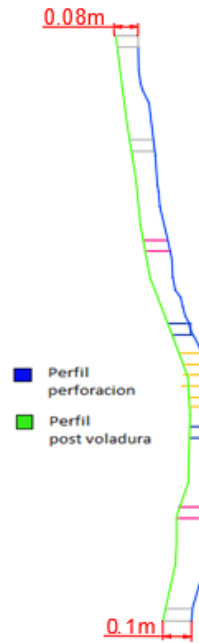


Figura 3.18 Perfil de avance post voladura.

Fuente: Elaboración propia.

3.16.3. Prueba 3

Para esta prueba se cambió la secuencia de los explosivos, el principal cambio con diferencia de las pruebas 1 y 2 fue que en el primer cuadro del cuele se colocaron los explosivos de mayor densidad que son la Emulsen 5000x al fondo de las perforaciones, seguido de cartuchos de nitrato de amonio a continuación se presenta la siguiente secuencia. La longitud perforada fue en promedio de 1.45 m.

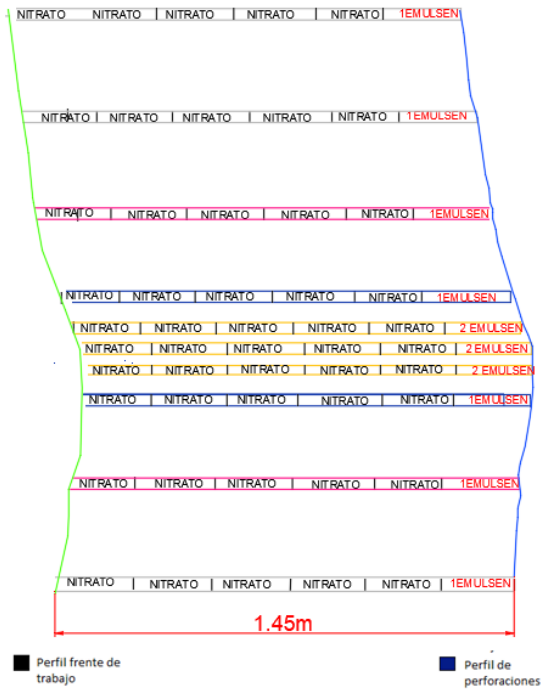


Figura 3.19 Secuencia de carguío de explosivo, perfil de voladura y perforaciones.

Fuente: Elaboración propia.

- **Resultados**

Luego de realizar trabajos de desalajo y de realizar las respectivas medidas se puede evidenciar que la parte del cuele tiene un promedio de 8 cm, techo 0.2 cm y piso 14 cm.

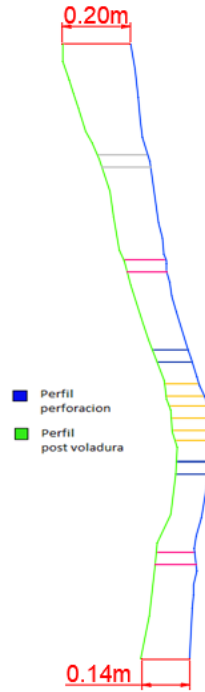


Figura 3.20 Perfil de avance post voladura.

Fuente: Elaboración propia.

3.16.4. Prueba fallida

Al ser una investigación experimental de prueba y error, se ha tenido una prueba en la que los resultados no han sido los esperados debido a que el espacio de roca no volado fue superior al volado, se ha identificado las principales causas y las soluciones para tener una voladura exitosa.

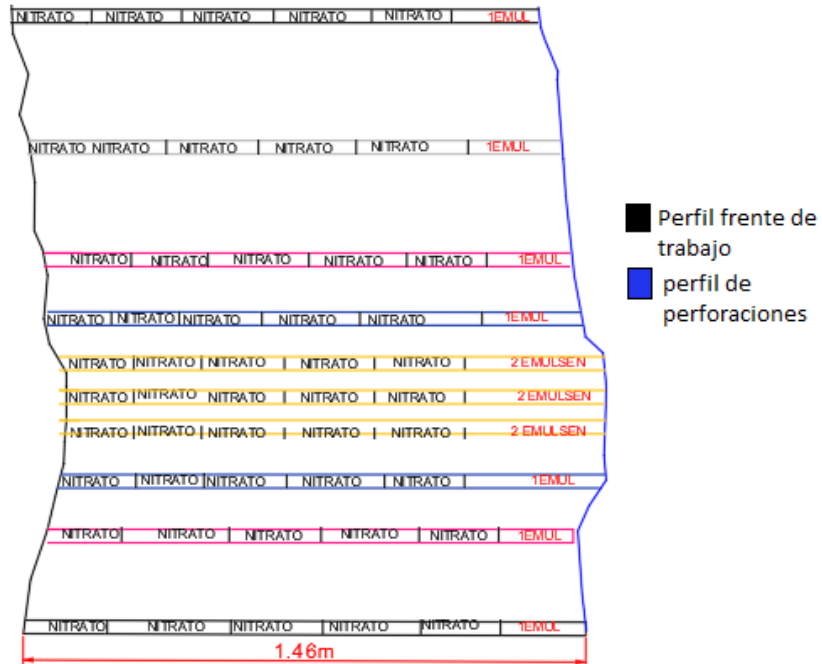


Figura 3.21 Secuencia de carguío de explosivo, perfil de voladura y perforaciones.

Fuente: Elaboración propia.

- **Resultado**

Luego de los trabajos de desalojo se procede a medir la longitud de la perforación que no ha podido ser volada se tiene las siguientes medidas.



Figura 3.22 Perfil de avance post voladura.

Fuente: Elaboración propia.

3.16.5. Principales causas identificadas

- El grado de confinamiento específicamente en el primer cuadro del cuele es el más importante ya que da cara libre a los demás, el confinamiento de los explosivos en esta zona no debe ser demasiado.
- Fisuras en el interior de la perforación.
- Para llevar a más detalle de acuerdo a la profundidad de las perforaciones se ha trazado un perfil de los barrenos, para de forma posterior comparar con el perfil que tenga luego de la voladura, los resultados no son buenos debido que existe un buen porcentaje de roca que no ha podido ser volada, el cuele no dio cara libre para las demás perforaciones y por ende se evidencia que las perforaciones del piso y techo tienen más espacio de roca que no ha sido volado. La posible causa como menciona (Huaman, 2018) el excesivo confinamiento puede hacer insensible a la transmisión de la onda de detonación y fallar.

3.17. Método 2

Reemplazo de cartuchos de nitrato de amonio con ANFO

3.17.1. Carguío de ANFO

El carguío se llevó a cabo mediante una operación mecánica en donde se utilizó la cargadora tipo pistola, la cual en base al sistema Venturi, al pasar el aire comprimido por una reducción que tiene en el interior succiona el explosivo del saco a través de un tubo PVC de $\frac{3}{4}$ de pulgada y lo lanza por medio de una manguera de $\frac{3}{4}$ de pulgada al fondo del barreno perforado.



Figura 3.23 Cargadores Tipo Pistola

Fuente: (Catálogo de COMISUB).

El llenado del barreno y la secuencia de carguío del explosivo se detalla a continuación, se debe mencionar que no se va a llenar en su totalidad el barreno perforado el espacio mostrado de 0.2 m y 0.4 m va a permanecer vacío.

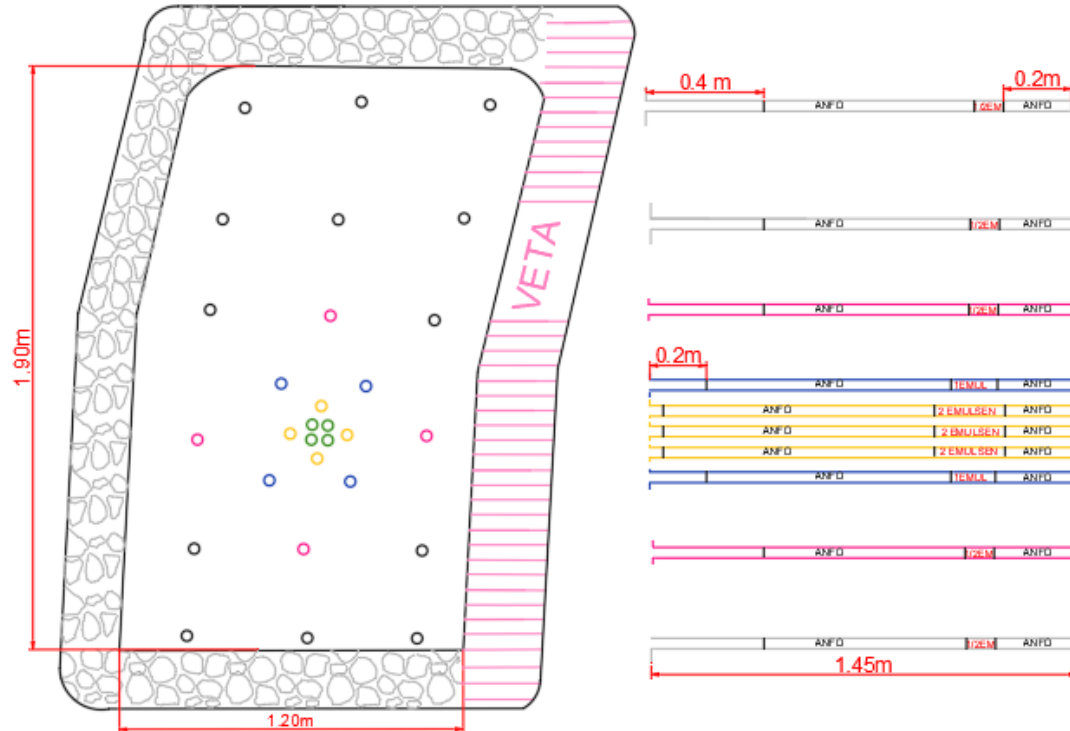


Figura 3.24 Malla de perforación y secuencia de carguío de explosivo.

Fuente: Elaboración propia.

3.17.2. Prueba fallida

El carguío del ANFO con la cargadora tipo pistola brindo un mayor grado de confinamiento de los explosivos, razón por la que en el primer cuadro del cuele tuvo un exceso de confinamiento y como resultado se obtuvo una mala voladura puesto que este cuadro es el principal que da cara libre para los demás.

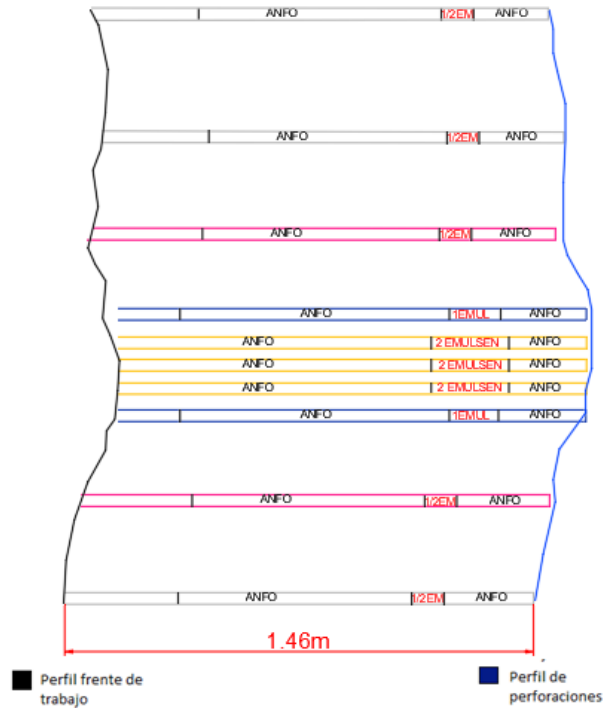


Figura 3.25 Secuencia de carguío de explosivo, perfil de voladura y perforaciones.

Fuente: Elaboración propia.

– Resultado

Luego de los trabajos de desalojo se procede a medir la longitud de la perforación que no ha podido ser volada y se obtuvo las siguientes medidas.

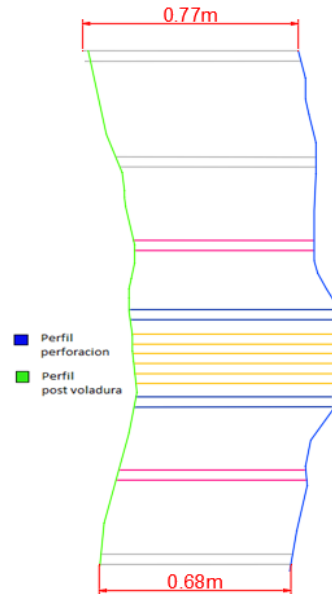


Figura 3.26 Perfil de avance post voladura.

Fuente: Elaboración propia.

3.17.3. Principales causas identificadas

- El grado de confinamiento específicamente en el primer cuadro del cuele es el más importante ya que da cara libre a los demás, el confinamiento de los explosivos en esta zona no debe ser demasiado.
- Fisuras en el interior.
- Burden inapropiado del primer cuadro del cuele.

3.18. Prueba 1

Se repite la secuencia descrita en la figura 3.25 haciendo énfasis en la barrenación del primer cuadro del cuele y aumentando la longitud de carga de columna que funciona como cama llegando a 40 cm, para de forma posterior agregar el cebo y finalmente agregar la carga de columna que en este caso es ANFO normal a proporciones indicadas de 94.5 % nitrato de amonio y 5.5 % diésel.

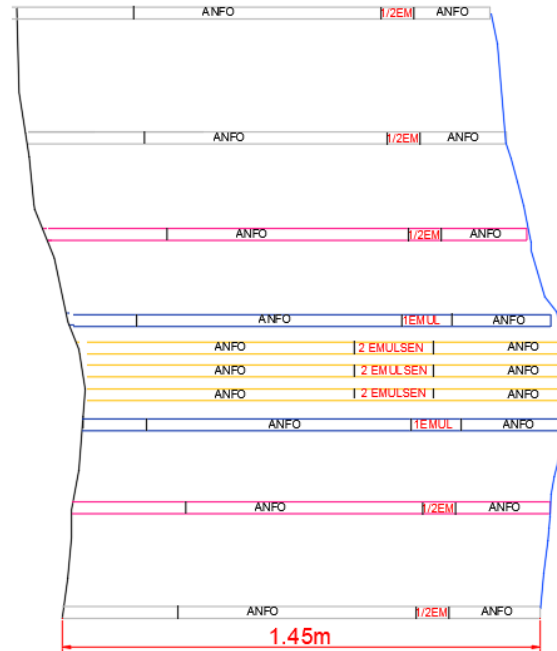


Figura 3.27 Secuencia de explosivos.

Fuente: Elaboración propia.

En este proceso de carguío no se va a llenar por completo el barreno perforado; se llenó en una cantidad superior al 75% e inferior al 90 %.

– Resultados

Luego de realizar trabajos de desalojo se puede evidenciar que si se logra un mayor avance pues el promedio se tiene de roca que no ha sido volado es inferior al 0,1 m.



Figura 3.28 Perfil de avance post voladura.

Fuente: Elaboración propia.

3.19. Prueba 2

En esta prueba se repetirá el proceso de carguío anterior y la secuencia se modificará si se logra un mejor resultado, la modificación consiste en no ocupar la cantidad de nitrato de amonio como cama, si no colocar el cebo en el fondo de la perforación dichas modificaciones se realizaran en las perforaciones.

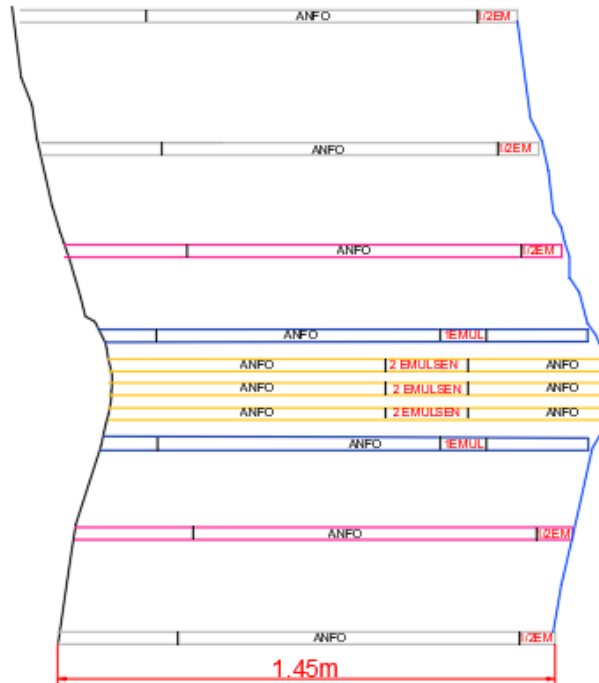


Figura 3.29 Secuencia de explosivos de la Prueba 2.

Fuente: elaboración propia.

– Resultados

Luego de desalojar el material volado se pudo hacer las mediciones que permitieron trazar un perfil de las perforaciones y un perfil post voladura; con esta secuencia de carguío de explosivos se logró un mayor avance lineal, ya que el promedio de roca quedada es inferior a 8 cm.



Figura 3.30 Perfil de avance post voladura.

Fuente: Elaboración propia.

CAPÍTULO 4

ANÁLISIS Y RESULTADOS

4.1. Resultados del método 1

4.1.1. Prueba fallida

- **Cálculo de eficiencia de la voladura**

$$EV = \frac{1.45m - 0.9m}{1.45} * 100 \quad (3)$$

$$EV = 37\%$$

- **Cálculo de producción por avance**

El volumen de roca volado que se logró:

$$P. avance = 1.45 * 2.3 * 37\% \quad (5)$$

$$P. avance = 1.3 \text{ m}^3$$

$$Toneladas = 3.4 \text{ t}$$

Volumen de roca no volado:

$$Toneladas = 5.5 \text{ t}$$

4.1.2. Pruebas exitosas (Prueba1)

Este análisis se realizó a cada prueba; al final se presenta una tabla resumen.

4.1.2.1. Perforación

La longitud de perforación no tiene gran variación debido a que se utiliza la misma barra cónica; sin embargo, al tener el frente de trabajo con menos irregularidades el perforista incrementó la longitud promedio de perforación alcanzando 1.44 m.

- **Carga de fondo**

El mayor cambio será en la cantidad de carga de fondo en la cual se sustituye los ½ cartuchos de Emulsen 5000x por cartuchos enteros, la cantidad de explosivo utilizada como carga de fondo se va a incrementar.

Tabla 4.1 Consumo de Emulsen 5000x.

Emulsen 5000x			
Consumo	1^{er} Cuadro	2^{do} Cuadro	Demás perforaciones
Total, de perforaciones	4	4	18
Cartuchos/hueco	2	1	1
Total, de cartuchos	8	4	18
Total (kg)	3,27		

Fuente: Elaboración propia.

- **Carga de columna**

La carga de columna corresponde a los cartuchos de nitrato se ocupó la misma cantidad la cual es 25.2 kg.; se pesó los cartuchos de nitrato de amonio envueltos en papel para determinar la cantidad en masa que se ocupa para el frente de trabajo analizado.

- **Eficiencia de la voladura**

Se realizó las respectivas mediciones a las perforaciones post voladura y se determinó lo siguiente que el espacio de roca que no pudo ser volado fue en promedio de 0.11m.

$$\text{Avance eficiente de la voladura} = \frac{1.45m - 0.11m}{1.45} * 100$$

$$\text{Avance eficiente de la voladura} = 92\%$$

- **Consumo específico**

Corresponde a la cantidad de explosivo que se ocupará para volar una cierta cantidad de m³ de material.

$$CE = \frac{3.27 \text{ kg} + 23.7 \text{ kg}}{3.01 \text{ m}^3} = 9 \text{ kg/m}^3 \quad (4)$$

- **Cálculo de la producción por avance**

$$P. \text{ avance} = 1.43 \text{ m} * 2.28 \text{ m}^2 * 0.92 \quad (5)$$

$$P. \text{ avance} = 3.0 \text{ m}^3$$

$$\text{Toneladas} = 8.1 \text{ t}$$

Tabla 4.2 Resultados del Método 1

Pruebas	Perforación específica		Avance eficiente de la voladura		Producción por avance		Consumo específico de explosivo
	(m)	(%)	(m)	(%)	(m ³)	(t)	(kg/m ³)
Método actual	1.41	93%	1.17	83%	2.67	7.20	9.7
M ₁ Prueba 1	1.43	93%	1.32	92%	3.00	8.10	9.0
M ₁ Prueba2	1.45	95%	1.35	95%	3.14	8.48	8.6
M ₁ Prueba 3	1.45	95%	1.32	92%	3.04	8.21	8.9
M ₁ Prueba Fallida	1.44	94%	0.55	37%	1.21	3.28	22.2

Fuente: Elaboración propia.

Mediante el análisis del avance eficiente de las voladuras exitosas llevadas a cabo con el método 1, se determinó el promedio de avance eficiente de 1.33 m que de acuerdo con el porcentaje significa de 93%.

4.2. Resultado del método 2

4.2.1. Prueba fallida

– Cálculo de eficiencia de la voladura

$$EV = \frac{1.44m - 0.7m}{1.44} * 100 \quad (3)$$

$$\text{Avance eficiente de la voladura} = 51\%$$

– Cálculo de producción por avance

El volumen de roca volado que se logró:

$$P. \text{ avance} = 1.44 * 2.8 * 51\% \quad (5)$$

$$\text{Volumen de roca} = 1.7 \text{ m}^3$$

$$\text{Toneladas} = 4.6 \text{ t}$$

Masa de roca no volada:

$$\text{Toneladas} = 4.5 \text{ t}$$

4.2.2. Método 2

4.2.2.1. Perforación

La longitud de perforación se mantiene, ya que no se tiene demasiadas irregularidades por lo que el promedio de las perforaciones es de 1.45 m.

- **Carga de Fondo:** Se ocupa la misma cantidad de explosivo que en las voladuras actuales, es decir un total de 2.28 kg de Emulsen por el frente de trabajo que costa de 26 perforaciones cargadas y 4 alivios.
- **Carga de Columna:** Se toma de referencia la cantidad de explosivo (carga de columna) utilizado actualmente, adicional se calcula el volumen de los barrenos perforados.

4.2.2.2. Volumen ocupado de ANFO:

La cantidad de ANFO ocupada depende de la distribución de los barrenos perforados, pues para el primer cuadro del cuele se colmó el barreno en un 90 % mientras que para las perforaciones del segundo cuadro se llenaron en un 80% y para las demás perforaciones que son del techo, piso y contorno en un 70 % como se muestra en la tabla 4.3. Finalmente, para el área de estudio se ocupó 26 kg de ANFO.

Volumen del barreno

$$v = \pi r^2 h$$

Donde:

- r = radio
- altura = Longitud total del barreno.

Tabla 4.3 Volumen de ANFO.

Secciones	Altura	Altura de Emulsen	Radio	Volumen (cm ³)	Número de taladros	cm ³	kg
Primer cuadro	140	32	1.8	1098.7	4	4395	4.4
Segundo cuadro	120	16	1.8	1058.1	4	4232	4.2
Demas perforaciones	105	8	1.8	986.8	18	17763	17.7
TOTAL						26390	26.3

Fuente: Elaboración propia.

4.2.3. Eficiencia de la voladura para el método 2 (prueba 1)

Se realizó las respectivas mediciones a las perforaciones post voladura y se determinó lo siguiente: que el espacio de roca que no pudo ser volado fue en promedio de 0.10m de esta manera se logra un avance de 93 % de la longitud perforada.

▪ Eficiencia de la voladura

$$EV = \frac{1.45m - 0.10m}{1.45} * 100$$

$$\text{Avance eficiente de la voladura} = 93\%$$

- **Cálculo de la producción por avance**

$$P. \text{ avance} = 1.45 \text{ m} * 2.28 \text{ m}^2 * 0.93$$

$$P. \text{ avance} = 3.04 \text{ m}^3$$

$$\text{Toneladas} = 8.1 \text{ t}$$

- **Consumo específico**

Corresponde a la cantidad de explosivo que se ocupara para volar una cierta cantidad de m³ de material.

$$CE = \frac{3.27 \text{ kg} + 26.7 \text{ kg}}{3.04 \text{ m}^3} = 9.4 \text{ kg/m}^3$$

Tabla 4.5 Resultados del Método 2.

Pruebas	Perforación específica		Avance eficiente de la voladura		Producción por avance		Consumo específico de explosivo (kg/m ³)
	(m)	(%)	(m)	(%)	(m ³)	(t)	
Método actual	1.41	92%	1.17	83%	2.67	7.20	10.9
M ₂ Prueba Fallida	1.44	94%	0.7	51%	1.69	4.56	17.2
M ₂ Prueba 1	1.45	95%	1.35	93%	3.07	8.30	9.4
M ₂ Prueba 2	1.44	94%	1.37	95%	3.12	8.42	9.3

Fuente: Elaboración propia.

Mediante el análisis del avance eficiente de las voladuras exitosas llevadas a cabo con el método 2, se determinó el promedio de avance eficiente de 1.36 m que de acuerdo con el porcentaje significa de 94 %.

4.3. Cuadro comparativo de costos y producción

Para este cuadro comparativo se realizó un promedio de las pruebas exitosas, además para una mejor comprensión se añadió una columna de la producción obtenida en toneladas.

En la columna mano de obra para el método actual y el método 1 se consideró el costo del papel utilizado para los cartuchos y el equivalente en el salario del obrero en realizar los cartuchos. Para el método 2 ya no se toma el costo del papel, pero si se considera el costo del diésel que se añade.

Tabla 4.6 Costos Perforación y Voladura.

Costos Perforación y Voladura								
Descripción	Perforación	Nitrato de Amonio	Emulsen	Costo mecha lenta	Costo mano de obra	Costo del fulminante	Total	Producción por avance (t)
Método actual	\$110.4	\$24.1	\$11.8	\$33.77	\$2.9	\$13	\$196.0	7.20
Método 1	\$110.4	\$24.1	\$16.9	\$33.77	\$2.9	\$13	\$201.1	8.26
Método 2	\$110.4	\$25.3	\$11.8	\$33.77	\$1.2	\$13	\$196.1	8.36

Fuente: Elaboración propia.

4.3.1. Cuadro comparativo y elección del método

Se presenta los resultados y de acuerdo con el análisis de costos y producción, se elige el mejor método para cumplir el objetivo de optimizar y lograr un mayor avance lineal.

Tabla 4.7 Resumen de costos y elección del método.

Resumen y Elección del método				
Descripción	Costos	Eficiencia de la voladura	Toneladas voladas	Precio de tonelada volada
Método actual	\$196.0	83%	7.2	\$27.36
Método 1	\$201.1	92%	8.26	\$24.46
Método 2	\$196.1	94.0%	8.36	\$23.70

Fuente: Elaboración propia.

La elección del método se fundamenta en lograr un mayor avance lineal y por ende se incrementa el volumen de roca volado, el aumento de costo es insignificante en comparación con la cantidad de tonelada volada por lo que se propone utilizar la secuencia y carguío de explosivos del método 2.

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

Conclusiones

- Para que el proceso de perforación sea eficiente se debe tener un perfil del frente de trabajo regular; el piso y techo del túnel no debe tener una diferencia exagerada con respecto al centro, pues esto permitirá que los barrenos cumplan con la distribución dispuesta en la malla de perforación y puedan introducir toda su longitud.
- Se demostró mediante pruebas en campo que, si se logró superar la eficiencia de la voladura actual, el método 2 mostró mejores resultados y los costos que conllevan no varían en gran medida con el actual, pues la diferencia es de \$ 0,1.
- Las pruebas que mostraron mayor eficiencia de voladura presentan cartuchos de nitrato o una cantidad de ANFO en el fondo de la perforación, como “cama” para el cebo, obteniendo muestra mejores resultados de avance lineal específicamente en el primer cuadro del cuele.
- Al aplicar el proceso de carguío, secuencia y el tipo de explosivos en el método 2 se incrementó en un 12% en la eficiencia de la voladura, lo que se traduce en extraer 1.16 toneladas de material que no podía ser volado con el método actual.
- El carguío de ANFO con la cargadora tipo pistola, optimiza el tiempo de carguío y aumenta la eficiencia de la voladura, ya que se tiene un grado de confinamiento de los explosivos regular en todas las perforaciones, a comparación con el carguío manual que realiza el perforista.
- Siguiendo el método de explotación que aplica la empresa minera la distancia que tienen las sobrelíneas de preparación es de 30 metros; según el método actual se necesitaría un total de 25 voladuras para su franqueo, y con el método 2 se necesitaría un total de 22 voladuras; logrando un ahorro aproximado de \$ 600.
- Para lograr avanzar 30 metros en una sobrelínea según el método 1 se necesitaría aproximadamente \$ 4625, mientras que con el método 2 necesitaría \$ 4314; teniendo una diferencia de \$ 311 a favor del método 2.

Recomendaciones

- Capacitar al personal encargado de la perforación y voladura, sobre la secuencia de explosivos, manejo de explosivos, burden, espaciamientos, grado de confinamiento, etc. Además de capacitar sobre el manejo de la cargadora de ANFO, ya que es muy poco conocida en el sector.
- El ANFO genera mayor volumen de gases por lo que se debe mejorar el sistema de ventilación, o realizar estas voladuras en labores que tengan una buena ventilación, las pruebas se realizaron en una labor horizontal. Si se quisiera aplicar a chimeneas se debe considerar aumentar la longitud de la manguera y los riesgos de caída.
- Se recomienda utilizar siempre los barrenos guía para mantener el paralelismo, además de identificar el mejor sitio para empezar a hacer los cuadros del cuele.
- Se recomienda tener un horario límite para la perforación, ya que el carguío de explosivos se lo debe realizar con un tiempo prudente.
- Utilizar una plataforma en la que el perforista pueda tener un mayor alcance y mejorar la manipulación del martillo neumático durante las perforaciones del techo de la labor minera.
- Se recomienda a los administrativos de la empresa comprar el nitrato de amonio en cantidades que satisfagan el consumo de forma mensual, debido a las condiciones climáticas de la zona no es posible una buena conservación del producto, ya que si se deja mucho tiempo se endurecen y en el peor de los casos humedecen.

REFERENCIAS BIBLIOGRAFICAS

- Bernaola Alonso, J., Castilla Gómez, J., & Herrera Herbert, J. (2013). *Archivo Digital de la Universidad Politécnica de Madrid*. Obtenido de Archivo Digital de la Universidad Politécnica de Madrid: <https://oa.upm.es/21848/>
- Castro, J. (2021). *Repositorio Institucional de la Univeridad Continental*. Obtenido de Repositorio Institucional de la Univeridad Continental: <https://hdl.handle.net/20.500.12394/10034>
- Checya, I. (2016). ANÁLISIS DE FACTIBILIDAD PARA EL USO DE ANFO PESADO A BASE DE EMULSIÓN GASIFICABLE PARA REDUCIR LA EMANACIÓN DE GASES NITROSOS EN LA FASE 05 DE CIA MINERA ANTAMINA. 101. Obtenido de http://repositorio.unasam.edu.pe/bitstream/handle/UNASAM/4608/T033_44140863_T.pdf?sequence=1&isAllowed=y
- Dirección Nacional de Geología. (2000). *Evaluacion de los Distritos Mineros del Ecuador* (Vol. 1). Quito.
- EXSA S.A. (2012). *PDFSLIDE.NET*. Obtenido de PDFSLIDE.NET: <https://pdfslide.net/download/link/manual-practico-de-voladura-exsapdf>
- Gaston, P. C. (2015). APUNTES DE CURSO PARA LA ASIGNATURA DE PERFORACIÓN Y VOLADURA. Obtenido de <https://www.coursehero.com/file/64484443/Apuntes-de-Curso-para-la-Asignatura-de-Perforaci%C3%B3n-y-Voladura-Proa%C3%B1opdf/>
- Huaman, L. (2018). *Repositorio Institucional de la Universidad Nacional de San Agustín de Arequipa*. Obtenido de Repositorio Institucional de la Universidad Nacional de San Agustín de Arequipa: <http://repositorio.unsa.edu.pe/handle/UNSA/5114>
- Instituto de Investigación Geológico y Energético. (2018). *Instituto de Investigación Geológico y Energético*. Obtenido de Instituto de Investigación Geológico y Energético: <https://drive.google.com/file/d/1lk6AH-4-M2D6256858NqMmtUwQ5J1mj/view>
- LEYVA PAJUELO, G. C. (2015). CONSIDERACIONES DE SEGURIDAD EN EL MANIPULEO DE. 121. Obtenido de

http://repositorio.unasam.edu.pe/bitstream/handle/UNASAM/1655/T033_45264919_T.pdf?sequence=3&isAllowed=y

- López, F. (2019). *Repositorio Institucional de la Universidad Militar Nueva Granada*. Obtenido de Repositorio Institucional de la Universidad Militar Nueva Granada: <http://hdl.handle.net/10654/35034>
- López, J. (2019). *Repositorio Institucional Digital de la Universidad del Centro de Perú*. Obtenido de Repositorio Institucional Digital de la Universidad del Centro de Perú: <http://hdl.handle.net/20.500.12894/5139>
- López, V. (2017). *Repositirio digital de la Univerdad Central del Ecuador*. Obtenido de Repositirio digital de la Univerdad Central del Ecuador.: <http://www.dspace.uce.edu.ec/handle/25000/10117>
- Mendoza, N. (2014). *Repositorio Institucional Digital de la Universidad Nacional del Centro del Perú*. Obtenido de Repositorio Institucional Digital de la Universidad Nacional del Centro del Perú: <http://hdl.handle.net/20.500.12894/1339>
- Mendoza, P. (2021). *Repositorio Institucional de la Universidad Nacional de San Agustín de Arequipa*. Obtenido de Repositorio Institucional de la Universidad Nacional de San Agustín de Arequipa: <http://hdl.handle.net/20.500.12773/13060>
- Ministerio para la Transición Ecológica y el Reto Demográfico. (2020). *Gobierno de España. Ministerio para la Transición Ecológica y el Reto Demográfico*. Obtenido de Gobierno de España. Ministerio para la Transición Ecológica y el Reto Demográfico: https://energia.gob.es/mineria/Explosivos/Guias/Guia_buenas_practicas_diseno_ejecucion_voladuras_banco.pdf
- Palomino, H. (2016). *Repositorio digital de la Universidad Nacional de Trujillo*. Obtenido de <http://dspace.unitru.edu.pe/handle/UNITRU/5348>
- Paredes, E. M. (2020). Formulación óptima de anfo aluminizado para voladuras en minería subterránea. 8. doi:<https://revistasinvestigacion.unmsm.edu.pe/index.php/iigeo/article/view/19185>
- Puma, K., & Llerena, J. (2021). *Repositorio Institucional de la Universidad Escuela Superior Politécnica del Litoral*. Obtenido de Repositorio Institucional de la

Universidad Escuela Superior Politécnica del Litoral:
<http://www.dspace.espol.edu.ec/handle/123456789/52305>

Reinoso, J. (2017). *Repositorio digetal de la Universidad Central del Ecuador*. Obtenido de Repositorio digetal de la Universidad Central del Ecuador:
<http://www.dspace.uce.edu.ec/handle/25000/11902>

Reyes, P. (2019). *Repositorio Institucional de la Universidad Tecnológica del Perú*. Obtenido de Repositorio Institucional de la Universidad Tecnológica del Perú:
<https://hdl.handle.net/20.500.12867/2380>

Suasnabar, E. (2020). *Repositorio digital de la Universidad Continental*. Obtenido de Repositorio digital de la Universidad Continental:
<https://hdl.handle.net/20.500.12394/8153>