

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERÍA

FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLÓGICA, MINERA Y METALÚRGICA



TESIS

**“PROPUESTA DE UNA MALLA DE PERFORACIÓN Y
VOLADURA PARA LABORES DE AVANCE”**

**PARA OBTENER EL TÍTULO PROFESIONAL DE
INGENIERO DE MINAS**

ELABORADO POR

ARTURO FERNANDO ACERO VERGARA

ASESOR

MBA. ING. VÍCTOR MANUEL HERNÁNDEZ DIAZ

LIMA - PERÚ

2021

DEDICATORIA

A mi amada patria, por darme la dicha de nacer en aquel vasto territorio opulento.

A mis padres, que me dieron la vida, su apoyo incondicional en todo momento, por las enseñanzas lleno de valores que hicieron en mí una persona de bien.

A mis hermanos y familiares, por contribuir en mi crecimiento profesional lleno de amor y fortaleza.

AGRADECIMIENTO

A la Universidad Nacional de Ingeniería que me albergó en sus aulas e hizo posible mi formación académica.

A los docentes de la Escuela Profesional de Ingeniería de Minas, por transmitirme sus conocimientos.

A los ingenieros y trabajadores de la Compañía Minera Alpayana, unidad Casapalca, quienes hicieron posible la realización de esta tesis.

RESUMEN

Diseñar una malla de perforación y voladura de rocas en minería subterránea conllevó analizar el relacionamiento de variables medibles para mejorar el avance de labores mineras. La selección de los parámetros del diseño de la malla de perforación fue fundamental en los resultados de avance de labores mineras. Un indicador de la calidad de rotura fue determinar el factor de seguridad con un nivel de estabilidad mayor a la unidad en las paredes de la sección minera. En el análisis también se consideró el porcentaje de fragmentación como un indicador de calidad de la voladura para satisfacer la necesaria fase de carguío y acarreo del material a su destino final.

La recolección de datos en la unidad de análisis considerada en la investigación aportó valores típicos, medibles y reproducibles de la reducción de la sobre rotura y aumento de la fragmentación de roca que contribuyeron a mejorar los rendimientos de avance por disparo obteniendo eficiencias mayores al 80%.

Los resultados obtenidos de la investigación permiten el procesamiento y análisis de la malla de perforación y voladura de rocas para mejorar los procedimientos de las voladuras existentes, mejorar la estabilidad de las paredes de la sección, controlar el riesgo de caída de rocas.

El impacto de diseñar una malla de perforación y voladura de rocas basada en la reducción de la sobre rotura de las paredes de la sección y en el incremento de la fragmentación de la roca contribuyeron en el cumplimiento del ciclo de minado a menor costo y mayor rendimiento productivo expresado en metros lineales, metros cúbicos y toneladas por unidad de tiempo.

ABSTRACT

Designing a pattern for drilling and blasting rocks in underground mining involved analyzing the relationship of measurable variables to improve the progress of mining work. The selection of the design parameters of the drilling pattern was fundamental in the results of the progress of the mining work. An indicator of the quality of failure was to determine the safety factor that ensures a level of stability greater than unity in the walls of the mining section. In the analysis, the percentage of fragmentation was also considered as an indicator of blast quality to satisfy the necessary phase of loading and hauling the material to its final destination.

The data collection in the unit of analysis considered in the research provided typical, measurable and reproducible values of the reduction of overbreak and increased rock fragmentation that contributed to improve the advancement yields per shot in the achievement of higher efficiencies to 80%.

The results obtained from the investigation allow the processing and analysis of the rock drill and blast mesh to improve the existing blasting procedures, improve the stability of the section walls reduce the hazards associated with falling rocks.

The impact of designing a rock drill and blast mesh based on reducing excessive breakage of the section walls and increasing rock fragmentation contributed to the completion of the mining cycle at lower cost and higher performance productive expressed in linear meters or cubic meters per unit of time.

PRÓLOGO

La investigación intitulada “Propuesta de una Malla de Perforación y Voladura para Labores de Avance” se desarrolló en la unidad de análisis Compañía Minera Alpayana, Unidad Casapalca, cuerpo Mery basado en el análisis y diseño de una malla de perforación y voladura de rocas para incrementar el avance de labores en minería subterránea. Este trabajo está dividido en cinco capítulos:

El **capítulo I** relaciona el aporte con la finalidad de la investigación, después de identificar las causas y consecuencias de un deficiente diseño de una malla de perforación y voladura en labores de avance lineal. La variable independiente o aporte de la investigación analiza y diseña la malla de perforación y voladura de rocas, mientras que la variable dependiente o finalidad de la investigación se basa en el incremento del avance de labores en minería subterránea.

En el **capítulo II** se describe el estado del arte del diseño y análisis de mallas de perforación y voladura de rocas para incrementar el avance de labores en minería subterránea mediante la reducción de la sobre rotura e incremento del porcentaje de fragmentación de rocas.

El **capítulo III** desarrolla la metodología utilizada en la unidad de análisis considerada en la investigación formulando una matriz de consistencia con parámetros de pertinencia.

En el **capítulo IV** se utilizaron tablas para recolectar datos de sobre rotura de paredes y fragmentación de roca, en adición, otras tablas para el procesamiento y análisis de la

información de valores del rendimiento de avance de labores lineales en la unidad de análisis considerada.

En el **capítulo V** se analizó y discutieron los resultados obtenidos a fin de comprobar la hipótesis propuesta, análisis y diseño de la malla de perforación y voladura de rocas, con la finalidad de reducir el índice de sobre rotura en las paredes de la sección de la labor subterránea y aumentar el nivel de fragmentación de la roca.

La investigación concluye con la descripción de los valores resultantes típicos de los avances obtenidos con el diseño de nuevas mallas de perforación y voladura de rocas en la unidad de análisis bajo consideración. Inmediatamente, se describen las recomendaciones de interés y complementarias a la justificación del proceso de investigación en el tema de diseño de mallas de perforación y voladura de rocas en unidades mineras subterráneas.

ÍNDICE

DEDICATORIA	
AGRADECIMIENTO	
RESUMEN	
ABSTRACT	
PRÓLOGO	
INDICE	
INICE DE FIGURAS	xi
INDICE DE TABLAS	xiii
CAPÍTULO I: INTRODUCCIÓN	1
1.1 Descripción del problema de investigación.....	1
1.2 Objetivos de la investigación	2
1.2.1 Objetivo General	2
1.2.2 Objetivos específicos.....	2
1.3 Hipótesis de la investigación.....	2
1.3.1 Hipótesis general	3
1.3.2 Hipótesis específicas	3
1.4 Variables e indicadores	3
1.4.1 Variable independiente.....	3
1.4.2 Variables independientes	3

CAPÍTULO II: MARCO TEÓRICO Y CONCEPTUAL.....	4
2.1 Antecedentes investigativos	4
2.2 Marco teórico	7
2.3 Marco conceptual	9
CAPÍTULO III: METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACIÓN	12
3.1 Tipo de Diseño de la Investigación.....	12
3.2 Unidad de analisis.....	13
3.2.1 Ubicación.....	13
3.2.2 Accesibilidad.....	13
3.2.3. Estudio de Geomecánica.....	14
3.2.3.1 Dimensiones y leyes del cuerpo Mery.....	14
3.2.3.2 Evaluación geomecánica de las estructuras mineralizadas.....	14
3.3. Matriz de Consistencia.....	18
CAPÍTULO IV: DESARROLLO DEL TRABAJO DE INVESTIGACIÓN	20
4.1. Recolección de información geomecánica del Cuerpo Mery.....	20
4.2. Caracterización geomecánica del macizo rocoso.....	20
4.3. Análisis de la información.....	21
4.3.1. Voladura Subterránea	21
4.3.2 Tipo del Arranque.....	22
4.3.2.2 Corte quemado	22
4.3.2.3 Cortes cilíndrico.....	24

4.3.3. Diseño de voladura utilizando el modelo corte cilíndrico	25
4.3.3.1. Espaciamiento de los taladros de arranque	25
4.3.3.2 Método de las cuatro secciones.....	27
4.3.3.3 Paámetros para los taladros de Tajeo	29
4.3.3.4 Taladros de arrastre.....	30
4.3.3.5 Taladros de contorno.....	31
4.3.4 Concentración lineal de los taladros	32
4.3.4.1 Taladros de arranque.....	32
4.3.4.2 Taladros de tajeo.....	33
4.3.4.3 Taladros de arrastre.....	35
4.3.4.3 Taladros de contorno.....	35
4.4 Metodología general para el diseño de voladuras de labores subterráneas.....	35
4.4.1 Cálculo simplificado para el diseño de perforaciones y voladuras en labores lineales	36
4.5. Voladura controlada.....	39
4.5.1 Perforación en Línea.....	40
4.5.2 Pre Corte Convencional.....	40
4.5.3 Pre-Corte con Cámaras de Aire.....	41
4.5.3.1 Variables de diseño.....	43
CAPÍTULO V: ANÁLISIS Y DISCUSIÓN DE RESULTADOS.....	45
CONCLUSIONES.....	58
RECOMENDACIONES	60

REFERENCIAS BIBLIOGRAFICAS62

Anexos

Anexo 1: Tipo de macizo rocoso

Anexos 2: Resumen de parámetros geotécnicos cuerpo Mery

Anexos 3: Tabla RMR de principales tajos en el cuerpo Mery

Anexo 4: Características de la estructura mineralizada del cuerpo Mery

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 3.10 Plano de ubicación de la unidad de análisis.....	13
Figura 4.1. Zonas en la voladura de labores subterráneas.....	22
Figura 4.2. Ejemplo de cortes en paralelo con taladro de alivio grande.....	23
Figura4.3: Ejemplo de corte quemado.....	24
Figura 4.4. Espaciamiento de taladros de arranque.....	26
Figura 4.5. Resultado de la voladura para diferentes distancias en el arranque.....	26
Figura 4.6. Corte de cuatro secciones.....	28
Figura 4.7. Construcción del esquema de salida.....	29
Figura 4.8. Geometría de los barrenos de arrastre.....	31
Figura 4.9. Relación entre el numero de taladros y el area del frente.....	37
Figura 4.10. Número de taladros por disparo en función del área del túnel.....	37
Figura 4.11. Relación del consumo de explosivos y el área de frente.....	38
Figura 4.12. Factor de carga en función al área de la labor y el diámetro de alivio	38
Figura 4.13. Perforación especifica en función del área de la labor y diámetro de perforación.....	39
Figura 4.14. Esquema de precorte convencional (presplitting).....	42
Figura 4.15 Precorte cámara de aire (air deck).....	43
Figura 4.16. Diseño de Voladura controlada.....	43
Figura 5.1. Diseño de Malla de Perforación para Secciones de 4,0 x 4,0 m	45
Figura 5.2. Voladura deficiente	47

Figura 5.3. Voladura deficiente	48
Figura 5.4. Diseño del arranque.....	50
Figura 5.5. Propuesta de Malla de Perforacion y Voladura para la Sección 4,0 m x 4,0m	55
Figura 5.6. Resultado de la voladura en la corona del frente	57

INDICE DE TABLAS

Tabla 3.1. Clasificación del macizo rocoso en U.M. Casapalca.....	14
Tabla 4.2. Ecuaciones para el diseño de voladura por el método de las cuatro secciones.....	29
Tabla 4.3 Concentracion de carga.....	32
Tabla 4.4 Concentración de carga para los taladros de tajeo.....	34
Tabla 4.5 Diseño rápido de parámetros de perforación y voladura para voladuras de labores lineales.....	36
Tabla 4.6. Rangos recomendados como una función del diámetro	41
Tabla 4.7 muestra la formulación matemática para calcular estas variables.....	43
Tabla 5.1. Datos Técnicos de la Labor Minera	44
Tabla 5.2. Características del explosivo	45
Tabla 5.3. Cuadro Resumen de Voladura en Secciones 4,0 m x 4,0 m	46
Tabla 5.4. Eficiencia promedio de labores de avance	47
Tabla 5.5. Parámetros y aceros de perforación	49
Tabla 5.6. Parámetros de la Zona de Arranque en el Frente	50
Tabla 5.7. Cálculo de longitud de carga y cantidad de carga en el arranque	52
Tabla 5.8. Cálculo de Parámetros de Diseño Otras Zonas del Frente sin Arranque	53
Tabla 5.11. Cuadro Resumen de Voladura Frente de 4,0m x 4,0 m	56
Tabla 5.12. Factores de Carga y Avance en Frentes	56

CAPÍTULO I

INTRODUCCIÓN

1.1 Descripción del problema de investigación.

Según Partha Das Sharma en su artículo “Blast Design for Construction of Tunnels or Drifts with Wedge or Burn Cut (Parallel Holes)” (2015) describe que la voladura en túneles y galerías presenta mayores dificultades que las voladuras en superficiales, debido a que la única superficie libre es el frente mismo de la excavación, por lo cual, hay que diseñar el arranque.

De acuerdo con S. Paul Singh en su artículo “Mining Industry and Blast Damage” (2018) describe las dificultades de operaciones mineras, al desarrollar labores de avance, basado en la inexperiencia y no aplicación de modelos matemáticos en perforación y voladura de rocas. Una deficiente voladura, provoca grietas y fracturas en el macizo rocoso. El daño que produce la voladura se refiere al cambio en las propiedades de la roca, que reduce su desempeño y comportamiento.

Mohamed H. Mussa et al. (2017) en su artículo “Assessment of Damage to an Underground Box Tunnel by a Surface Explosión” menciona las consecuencias de la voladura defectuosa, el daño a las paredes de la roca en el perímetro de la excavación

resulta en problemas de seguridad y costos adicionales debido a la necesidad de realizar sostenimiento.

En base a la publicación de L.X. Xie, W.B. Lu et al, en su artículo “Damage Evolution Mechanisms of Rock in Deep Tunnels Induced by Cut Blasting” (2016), un disparo con fragmentación deficiente hará lenta la limpieza, lo que aumentará el costo, debido a que el tiempo de ciclo de los scoop está directamente relacionado el tamaño de la fragmentación. El mismo autor señala, la existencia de bolones dificulta la utilización completa de la capacidad de cuchara del equipo de bajo perfil LHD. Los bancos grandes, consecuencia de disparos deficientes, ocasionan dificultades de reproceso debido a la necesidad de utilizar voladuras secundarias o equipos mecánicos, rompedores de bancos, para reducir su tamaño, ocasionando un incremento del costo. ¿De qué manera el diseño de una malla de perforación y voladura de rocas influye negativamente en el avance de una labor minera subterránea?

1.2 Objetivos de la investigación

1.2.1 Objetivo General

Incrementar el rendimiento del avance lineal en labores mineras subterráneas.

1.2.2 Objetivos específicos

Reducir la sobre rotura en las paredes de la sección típica de labores mineras.

Incrementar el porcentaje de fragmentación en voladura de rocas que reduzca los costos del ciclo de minado.

1.3 Hipótesis de la investigación

1.3.1 Hipótesis general

Con un correcto diseño de malla de perforación y voladura de rocas se mejorará el avance lineal en labores mineras subterráneas.

1.3.2 Hipótesis específicas

Controlar la sobre rotura en las paredes de la sección de avance reducirá la inestabilidad en labores mineras.

Obtener mayor porcentaje de fragmentación en la voladura de rocas reducirá los costos en el ciclo de minado.

1.4 Variables e indicadores

1.4.1 Variable independiente

Diseño de la malla de perforación y voladura de rocas en minería subterránea

1.4.2 Variables independientes

Sobre rotura en las paredes de la labor de avance, %

Fragmentación del macizo rocoso; %

CAPÍTULO II

MARCO TEÓRICO Y CONCEPTUAL

2.1 Antecedentes investigativos

Basado en el artículo de Soroush K, et al denominado “Trend Analysis and Comparison of Basic Parameters for Tunnel Blast Design Models” (2015) se desarrolló un programa que diseñó parámetros de voladura de túnel y labores subterráneas. Con este programa se investigaron y compararon tres modelos diferentes para el diseño de un túnel basado en el corte de taladros paralelos. Los modelos de diseño de voladura investigados fueron los suecos, de Konya y el de balance de energía. Los modelos suecos y de Konya son empíricos, pero el modelo de balance de energía es teórico. En los tres modelos, el diámetro del taladro vacío o de alivio juega un papel importante en la sección de corte. Además, todos los modelos sugieren voladuras controladas para taladros de contorno. En pequeñas excavaciones subterráneas, los tres modelos aportan valores de carga y perforación específicas que están cerca uno del otro. Pero en los grandes túneles, mayores a 10m² de sección transversal, los valores son completamente diferentes. El estudio concluyó

general el modelo sueco ofrece una carga específica más baja y una perforación específica mayor en comparación con otros modelos.

De acuerdo con Diéguez Y. et al en su publicación “Diseño de Voladuras de Contorno en Túneles” (2014), realizaron un estudio del diseño de voladura controlada en el tramo II del túnel Levisa en Cuba. En el cálculo se realizó el desacople del explosivo en los taladros de contorno. Los resultados, después de la voladura, permitieron disminuir las sobre excavación en el túnel y obtener un área de la sección transversal de laboreo, cercana a la exigida por el proyecto, lo cual permitió reducir la sobre rotura y aumentar la estabilidad de la obra subterránea.

Según Rincón J. y Molina J. en su artículo “Mejoramiento del Arranque Mediante el Control de las Desviaciones de Perforación, caso mina El Roble” (2017) estudiaron las desviaciones de los taladros al momento de la perforación en la mina “El Roble”. En el estudio se observó que los errores como el posicionamiento incorrecto del brazo del jumbo, poco paralelismo entre perforaciones, longitudes irregulares de los barrenos y la deficiente simetría del frente dieron como resultado que la voladura sea ineficiente. El estudio concluyó que el uso de inclinómetro magnético, así como tubos de PVC contribuyeron a obtener avances cercanos al avance teórico, por lo tanto, ahorro en el consumo de explosivos, menores impactos al macizo y ahorros en gastos de energía.

De acuerdo con Francisco Sena Leite en su tesis “Desarrollo de una Herramienta de Diseño de Voladuras en Túneles” (2013) describe una herramienta de diseño de mallas de voladuras en túneles, que incluyó la predicción de secuenciación de tiempos, vibraciones y fragmentación. Se utilizó las formulaciones propuestas por el Método

Sueco de apertura de túneles y con el objetivo de desarrollar una herramienta en EXCEL, editable, adaptable y de manejo sencillo.

Los resultados concluyeron y corroboraron la aplicabilidad de la herramienta para túneles y labores subterráneas de secciones superiores a 10 m² y presentan una buena relación en términos de secuenciación de tiempos y fragmentación.

El mismo autor concluyó que la herramienta computacional desarrollada es de gran aplicabilidad y que supone el punto de inicio para desarrollar un conjunto de herramientas relacionadas con voladuras de túneles.

De acuerdo con Rojas O. en su investigación “Aplicación del Algoritmo de Holmberg en la Malla de Perforación para su Eficiencia en los Avances en SIMSA, Perú” (2016) describe la aplicación del algoritmo de Roger Holmberg para el mejoramiento de la malla de perforación y eficiencia en el avance de labores lineales, en la compañía minera San Ignacio de Morococha S.A. El autor mencionado concluyó que, aplicando el algoritmo de Roger Holmberg, se logró incrementar el avance de 2,75 m a 3,00 m. además se obtuvo una adecuada fragmentación, inferior a la longitud de la abertura de la parrilla 12 (pulgadas), del mismo modo se disminuyeron los costos en los precios unitarios por disparo. En forma similar se redujeron los precios unitarios en sostenimiento, lo que conduce a una mejor utilización de los recursos.

Según Paucar M. en su investigación “Diseño de Malla de Perforación y Voladura en Frentes para Optimizar la Voladura en la Mina San Genaro de la CIA Minera Castrovirreyna S.A. Perú” describe la eficiencia de disparos y la reducción de los precios unitarios en el consumo de los explosivos y accesorios de voladura, generar mayor ingreso que los egresos como mayor ganancia a menor costo. Los resultados de

la investigación permitieron reducir la sobre excavación y aumentar el rendimiento de avances de 2,80m a 3,15m, asimismo, sugiere que el perfeccionamiento del diseño de la malla de perforación depende del tipo de roca que se presenta en cada frente a medida que se avanza, por ende, es necesario realizar pruebas de ensayo y error.

Acorde con Antayhua F. en su tesis “Implementación de la Voladura Controlada en los Frentes de Avance de los Niveles 3170 y 3050 en Mina Chipmo-U.E.A. Orcopampa. Perú” (2017) muestra las eficiencias de las operaciones unitarias de perforación y voladura de rocas en relación con la práctica correcta del estándar de fragmentación y sobre rotura tanto en hastiales como en la corona de la excavación. La investigación concluyó en el diseño de una malla de perforación y voladura de rocas mediante la utilización de la técnica de voladura controlada, el análisis y discusión de resultados mostraron la reducción de sobre rotura en 65%, la eficiencia de voladura se incrementó en 2,5%, el factor de carga se redujo en 20% y además se alcanzó el cumplimiento total de los estándares durante los disparos ejecutados.

2.2 Marco Teórico

Según el U. S. Department of Transportation en su tratado “Technical Manual for Design and Construction of Road Tunnels-Civil Elements” (2010) menciona que en una labor de avance al inicio no existe cara libre ni tampoco taladro de alivio, y por lo general, se perforan varios taladros adicionales que no se cargan con explosivos. Estos taladros “vacíos” son generalmente de mayor diámetro que los taladros cargados con explosivo. Muchas geometrías diferentes de diseño con taladros vacíos se utilizan para optimizar el avance, dependiendo del tipo de roca. El arranque o primera sección del

corte se dispara primero, con suficiente tiempo para permitir la creación de una cara libre para expandir los siguientes taladros hacia las caras libres ya formadas.

De acuerdo con Langefors y Kihlstrom en su libro “Técnica Moderna de Voladura de Rocas” (1976) discuten la ventaja del corte cilíndrico sobre el corte quemado, indicando que en el corte cilíndrico esta apertura es ejecutada hacia un taladro vacío de tal forma que, cuando las cargas del primero, segundo y siguiente taladro detonan, la roca arrancada es lanzada fuera del corte. El corte se abre progresiva y uniformemente (cilíndricamente) en toda su longitud. Eso hace que el avance este limitado solamente por la desviación de los taladros y puedan obtenerse mayores avances que los cortes quemados.

Según Persson P., Holmberg R. y Lee J. en su tratado “Rock Blasting and Explosives Engineering” (2001) plantean que el avance está limitado por el diámetro del taladro vacío (escariador) y por la desviación de los taladros de menor diámetro; se concluyó que el máximo aprovechamiento económico se logró al utilizar toda la longitud del barreno y la perforación resultara costosa si el avance es menor al 95%.

Para Agreda T. en su publicación “Operaciones Mineras Unitarias de Perforación y Voladura de Rocas” (1996) considera que la perforación y voladura tienen influencia preponderante en el ciclo total de minado, los resultados dependerán de las operaciones siguientes: carguío, acarreo y trituración. El autor enfatiza que los tres factores que ejercen influencia determinante en los resultados del disparo son: el explosivo, el macizo rocoso y el diseño de la malla de perforación y voladura de rocas.

Para Hoek E. y Brown E. en su libro “Excavaciones Subterráneas en Roca” (1985) enfatizan que los factores más importantes que se consideran cuando se practican

voladuras en excavaciones subterráneas son, por un lado, eficiencia, utilidad y producción de fragmentos de roca (o mineral) que sean fáciles de remover, transportar, almacenar y procesar, y, por otro lado, el daño en el macizo rocoso tras el disparo sea lo menos posible para reducir al mínimo el refuerzo y soporte de roca.

Según Holmberg R. y Persson P. en su publicación “Design of Tunnel Perimeter Blasthole Patterns to Prevent Rock Damage” (1980) concluyen que el daño ocasionado al macizo rocoso adyacente está en relación con la velocidad máxima de las partículas producidas por la voladura.

De acuerdo con Sharma D. en su artículo “. Wall Control Blasting Techniques to Minimize Damage to the Rock at the Limits of Surface and Underground Excavation, in Order to Enhance Safety Standard and Economy” (2011) describe las técnicas de aseguramiento de inafectación de la roca más allá del límite de excavación, para proteger al personal y al equipo contra caídas de rocas sueltas. Esas técnicas de control de la voladura incluyen cambios en el tipo de explosivo, alterando el diámetro del taladro cargado, desacoplando explosivos, y cambiando parámetros de perforación como carga y espaciado.

2.3 Marco conceptual

De acuerdo con Agreda Carlos (1996) en su publicación “Operaciones Mineras Unitarias de Perforación y Voladura de Rocas” describe:

Accesorio como dispositivos especialmente diseñados para iniciar, propagar y/o retardar la acción de una carga explosiva. Estos juegan un papel importante en la

obtención de los resultados de un disparo, porque su adecuado uso contribuirá a la obtención de una buena fragmentación.

Agente como aquel que en su composición no lleva ningún explosivo intrínsecamente.

Los agentes de voladura no son explosivos, pero que al mezclarse en las cantidades y proporciones adecuadas se convierten en mezclas explosivas comerciales como ANFO, ALANFO, ANCO Y SANFO.

Explosivo es toda sustancia que, al recibir un estímulo adecuado, una porción pequeña de esta mezcla explosiva, en un infinitésimo de tiempo, se convierte en una sustancia más estable, generalmente gaseosa acompañando por una liberación de calor y altas presiones. El estímulo se entrega por fricción, impacto, calor o por la introducción de un detonador en la carga explosiva que producirá una onda de shock que luego se propagará a través de todo el explosivo.

Fulminante consiste en una capsula cilíndrica de aluminio, cerrada en un extremo donde se coloca de 300 a 400 mg de explosivo base (PETN), y sobre estos se coloca una carga primaria altamente sensible a la chispa que produce la mecha de seguridad.

Potencia como la capacidad de una mezcla explosiva para realizar trabajos de voladura en el momento de la detonación y depende de la velocidad de detonación con la que esta es liberada.

Sensibilidad es la facilidad con la que reacciona y puede ser iniciada una mezcla explosiva. Hay distintos modos de expresar la sensibilidad. Sensibilidad al choque o impacto, al calor, a la fricción, iniciación por simpatía (air gap)

De acuerdo con Víctor A. Ames en su tesis “Diseño de las Mallas de Perforación y Voladura Utilizando la Energía Producida por las Mezclas Explosivas” define:

Espaciamiento es la distancia entre taladros y cargas en una fila, medida perpendicularmente hacia el burden y paralelo a la cara libre del movimiento esperado de la roca.

Taco como la distancia entre la boca del taladro hasta la parte superior de la columna explosiva debe ser llenada con material estéril, para dar confinamiento a los gases de la explosión y reducir el chorro de aire.

Según el Instituto Tecnológico Geominero de España en el libro “Manual de Perforación y Voladura de Rocas” (2010) define:

Simpatía como el fenómeno que se produce cuando un cartucho al detonar incide en otro próximo a la explosión.

CAPÍTULO III

METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACIÓN

3.1 Tipo y Diseño de la Investigación

El enfoque de la investigación posee características cuantitativas, la percepción de la realidad de la investigación es objetiva y excluyente, el trabajo de investigación está orientada a la obtención de resultados con la finalidad de efectuar la comprobación de la hipótesis, discusión y análisis del porcentaje de sobre rotura en las paredes de la sección de avance y fragmentación de la roca después del disparo.

El alcance de la investigación es correlacional basado en las características de las variables que están relacionadas una directa y otra inversamente con el aporte o análisis del diseño de una malla de perforación y voladura de rocas en minería subterránea.

Respecto al diseño de la investigación se considera que es experimental y comprende las etapas de recolección, medición y procesamiento de datos, de cuyo análisis y discusión de resultados se valida la propuesta del diseño de una malla de perforación y voladura de rocas para mejorar el avance lineal de labores mineras subterráneas.

3.2 Unidad de Análisis

3.2.1. Ubicación

La unidad de análisis considerada en la investigación se denomina Casapalca, se ubica en el distrito de Chicla, provincia de Huarochirí, departamento de Lima geográficamente se encuentra localizado en la zona central, flanco Oeste de la cordillera Occidental de los Andes a una altura promedio de 4 400 m.s.n.m. Según las reservas de mineral la Unidad de Cuerpo Mery se ubica a la altura del km 115 de la carretera central. La Figura 3.1 muestra el Plano de ubicación de la unidad de análisis.

3.2.2. Accesibilidad

Por carretera asfaltada siguiendo la ruta Lima - Casapalca con una distancia aproximada de 129 Km. en un tiempo de recorrido de tres horas.

Por carretera asfaltada Huancayo -La Oroya-Casapalca con una distancia de 100 Km. en un tiempo de recorrido de tres horas.

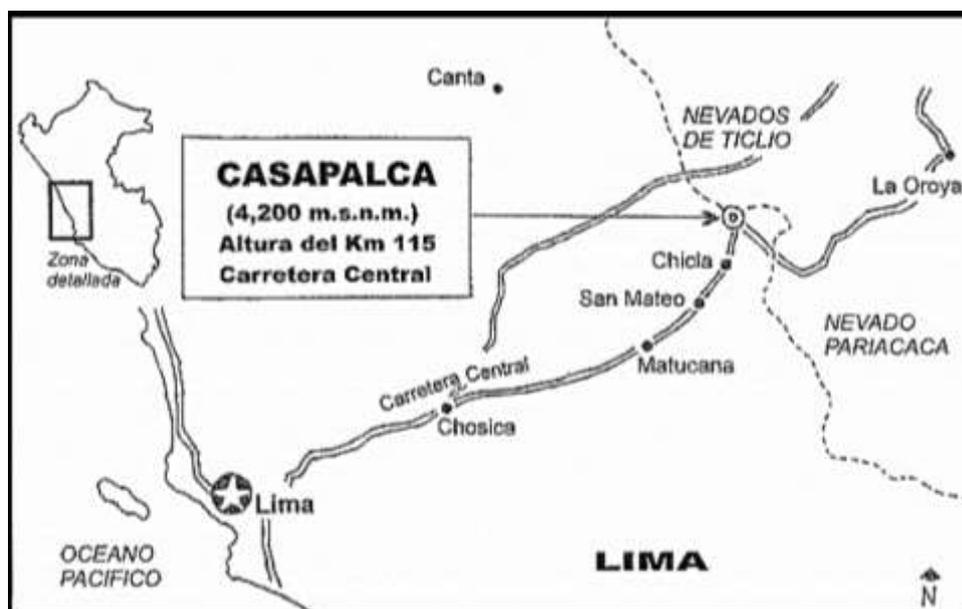


Figura 3.1 Plano de ubicación de la unidad de análisis

Fuente: Elaboración propia

3.2.3. Estudio de Geomecánica

Según la Compañía Minera Alpayana, Unidad Casapalca en su artículo “Estudio de Geomecánica” describe la zonificación geomecánica de los cuerpos mineralizados constituidos por tres tipos de roca. La clasificación del macizo rocoso según el criterio RMR se establece en la Tabla 3.1.

Tabla 3.1. Clasificación del macizo rocoso en U.M. Casapalca

Valores RMR, %	Índice Calidad de Dureza
< 45	Baja
45 – 55	Inferior
55	Alta

Fuente: Elaboración propia

3.2.3.1. Dimensiones y leyes del Cuerpo Mery

La recuperación del mineral medido por el nivel de extracción del cuerpo mineralizado es 82% a razón de 12 000 ton/mes, el método de explotación principal es tajeo por sub-niveles.

3.2.3.2. Evaluación geomecánica de las estructuras mineralizadas

El cuerpo Mery está caracterizado por un sistema de relleno de fracturas, con venillas que se encuentran con rumbo coincidente con las vetas madres, y el cuerpo mineralizado de galena, tetraedrita y carbonatos se presenta siguiendo el rumbo de los estratos/horizontales de areniscas calcáreas y/o remplazando los clastos y/o matriz calcárea en el conglomerado, presenta así minerales de esfalerita, galena.

La estructura mineralizada que posee el Cuerpo Mery se encuentra conformada por las zonas:

Zona Mery compuesta por capas rojas entre la veta Mariana techo y Esperanza presentando una irregular disseminación de sulfuros de areniscas epidotizadas y piritizadas con rumbo N12°- 25°W, posee niveles altos de mineralización.

Zona Anita emplazada al norte del Cuerpo Mery, también, epidotizadas y piritizadas del miembro de capas rojas en varios niveles y formando un solo cuerpo con el Cuerpo Mery.

Zona Emilia está ubicado en el miembro de capas rojas, al piso de la veta Esperanza, la cual presenta forma irregular la disseminación de sulfuros en arenisca piritizadas y cloritizadas, este cuerpo está asociado a la veta Esperanza

Zona Esperanza de disseminación de sulfuros concordantes con la estratificación de arenisca del miembro capas rojas, la cual se emplaza inmediatamente al techo de la veta Esperanza, posee una mineralización hasta 80m de longitud por 45m de ancho reconociéndose una altura de 300m, el cuerpo mineralizado posee principalmente esfalerita, en pequeña proporción calcopirita, pirita, galena y asociados de franjas de epidota y arenisca calcificada.

Zona Micaela está emplazado en el miembro de capas rojas, su mineralización consiste en disseminación y parches de esfalerita, calcopirita, tetraedrita y pirita también como relleno de fracturas y relleno de cuarzo, carbonatos, esfalerita, pirita, calcopirita, tetraedrita.

Zona Sofía son sulfuros disseminados en arenisca del techo de las capas rojas, como control estratificado, esta al piso del conglomerado base del miembro el Carmen, y al piso del cuerpo se encuentra arenisca de grano fino del miembro de capas rojas su longitud llega hasta 35m y su ancho hasta 20 m con una altura reconocida de 170m.

Zona Sorpresa, en la base del miembro El Carmen; es un depósito de sulfuros diseminados concordante con horizonte de conglomerado calcitizado, epidotizado y piritizado, con rumbo NO 0° - 23° W, longitud de hasta 60 m, potencia hasta 7 m y altura reconocida hasta 200 m.

Zona Negrita es un depósito por relleno de cavidades y reemplazamiento, la estructura con relleno presenta rumbo paralelo a la estratificación, con minerales masivos de esfalerita, calcopirita, pirita, galena y eventualmente tetraedrita, reconocimiento de 2 m de ancho, de 50 m de longitud y de 150 m de altura.

Zona Vivian está emplazado en el miembro El Carmen, depósito de sulfuros diseminados concordantes con horizonte de conglomerado epidotizado, piritizado y calcitado, con rumbo NO 0° - 25° W, reconocimiento de 110 m de longitud, potencia de 3 m y altura de 200 m.

Zona Patty está emplazado en el miembro El Carmen, con sulfuros diseminados concordantes con la estratificación que presenta rumbo NO 0° - 40° W, reconocimiento de 3 m de potencia, 100 m de longitud y 50 m de altura.

Zona Carmen está emplazado en el miembro, cuerpo con diseminación de sulfuros concordante con la estratificación de areniscas y conglomerados, su mineralización por esfalerita y calcopirita, en menor proporción tetraedrita y galena como minerales de mena, los minerales de ganga son pirita, cuarzo y carbonatos; el rumbo de las bandas mineralizadas y epidotizadas es de N 0° - 30° W con buzamiento de 73° - 85° E, de 15 m de potencia, 100 m de longitud y 100 m de altura.

Zona Escondida mineralizado con sulfuros diseminados en horizonte de conglomerados de la secuencia intermedia del miembro El Carmen, su mineralogía

está constituida por esfalerita, calcopirita, tetraedrita, galena, pirita, cuarzo y carbonatos; el rumbo es de N26° - 30°W.

3.3. Matriz de Consistencia

Título: “Propuesta de una Malla de Perforación y Voladura para Labores de Avance”.

PROBLEMA	OBJETIVOS	HIPÓTESIS	VARIABLES	METODOLÓGIA
PROBLEMA GENERAL	OBJETIVO GENERAL	HIPÓTESIS GENERAL	VARIABLE INDEPENDIENTE	
¿De qué manera el diseño de una malla de perforación y voladura de rocas influye negativamente en el avance de una labor minera subterránea?	Incrementar el rendimiento del avance lineal en labores mineras subterráneas.	Con un correcto diseño de malla de perforación y voladura de rocas se mejorará el avance lineal en labores mineras subterráneas.	Diseño de la malla de perforación y voladura de rocas en minería subterránea	Tipo de la investigación: Cuantitativa, correlacional, Experimental
PROBLEMAS ESPECIFICOS	OBJETIVOS ESPECIFICOS	HIPÓTESIS ESPECIFICAS	VARIABLES DEPENDIENTES	INDICADORES

<p>¿En qué medida la sobre rotura produce inestabilidad en las labores mineras?</p>	<p>Reducir la sobre rotura en las paredes de la sección típica de labores mineras.</p>	<p>Controlar la sobre rotura en las paredes de la sección de avance reducirá la inestabilidad en labores mineras.</p>	<p>Sobre rotura en las paredes de la labor de avance</p>	<p>%</p>
<p>¿Cómo influye una inadecuada fragmentación de la roca en el ciclo de minado?</p>	<p>Incrementar el porcentaje de fragmentación en voladura de rocas que reduzca los costos del ciclo de minado</p>	<p>Obtener mayor porcentaje de fragmentación en la voladura de rocas reducirá los costos en el ciclo de minado.</p>	<p>Fragmentación del macizo rocoso</p>	<p>%</p>

CAPÍTULO IV

DESARROLLO DEL TRABAJO DE INVESTIGACIÓN

4.1. Recolección de información geomecánica del Cuerpo Mery

En base a mapeos geológico – estructurales y de geomecánica utilizando técnicas de proyección estereográfica, métodos estadísticos para el análisis y representación de la información tomada en el campo se extrajeron datos de cada dominio estructural, por el método de “Líneas de Detalle”, en el nivel 6- XC 750W, se caracterizó el macizo rocoso mediante parámetros de resistencia de la roca.

4.2. Caracterización geomecánica del macizo rocoso

Se utilizó el sistema de valoración del macizo rocoso, a partir de los datos obtenidos de las estaciones distribuidas en la labor del crucero XC 750W. La información de campo está relacionada a la orientación de discontinuidades, resistencia a la compresión uniaxial de la roca, grado de fractura, espaciamiento entre discontinuidades, condición de fracturas (persistencia, apertura, rugosidad, relleno y alteración) y la forma de presencia del agua subterránea.

En el Anexo 01 se muestra la valoración del macizo rocoso del Cuerpo Mery que posee un índice RMR de 60, clase II, considerada como roca de dureza buena.

4.3. Análisis de la información

Langerfors y Khilstorn (1963) consideran dos (02) variables controlables en el cálculo y diseño de voladuras, clasificadas en:

A: Geométricas (burden, diámetro del taladro, espaciamiento, longitud de carga, sobre perforación, taco y profundidad del taladro).

B: Químico-físicas o del explosivo (tipos de explosivo, potencia, energía, sistemas de cebado, retardo).

Del mismo modo, existen variables no controlables como la geología estructural y propiedades geomecánicas de la roca, Guastafsson (1977)

4.3.1. Voladura Subterránea

De acuerdo con Zou (2016) el procedimiento de voladura del túnel o labores subterráneas divide el frente en cinco zonas separadas, designadas de A a E, mostrado en la Figura 4.1. Donde A es la sección del arranque, B corresponde a los taladros de tajeado que se rompen horizontalmente, C representa a los taladros de tajeado que se rompen hacia abajo, D contiene a los taladros de contorno, y E representa a los taladros de arrastre.

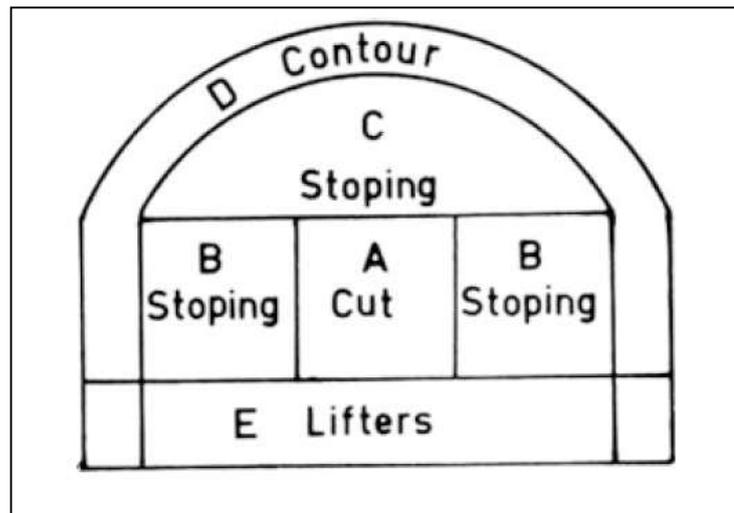


Figura 4.1. Zonas en la voladura de labores subterráneas

Fuente: Zou (2016).

4.3.2 Tipo del Arranque

4.3.2.1 Corte de taladros en paralelo o cilíndricos

Las perforaciones son de la misma longitud y obviamente paralelas entre sí. Este tipo de corte se utilizó en las labores mineras de la unidad de análisis, independientemente de sus dimensiones. Este tipo de corte consta de uno o varios taladros sin cargar (taladros de alivio) que actúan como cara libre para los siguientes taladros que detonarán de acuerdo con la secuencia de salida.

4.3.2.2 Corte quemado

Los cortes quemados también se denominan cortes suecos, usados por primera vez en Suecia. En este corte, todos los taladros se perforan en paralelo y con el mismo diámetro. Algunos están cargados con gran cantidad de explosivo, mientras que otros quedan vacíos. Los taladros vacíos proporcionan una cara libre para el reflejo de ondas de choque. Estos taladros son perforados con precisión y paralelos entre sí para lograr

una buena voladura. La Figura 4.2 muestra ejemplos de cortes en paralelo con taladros de alivio grande.

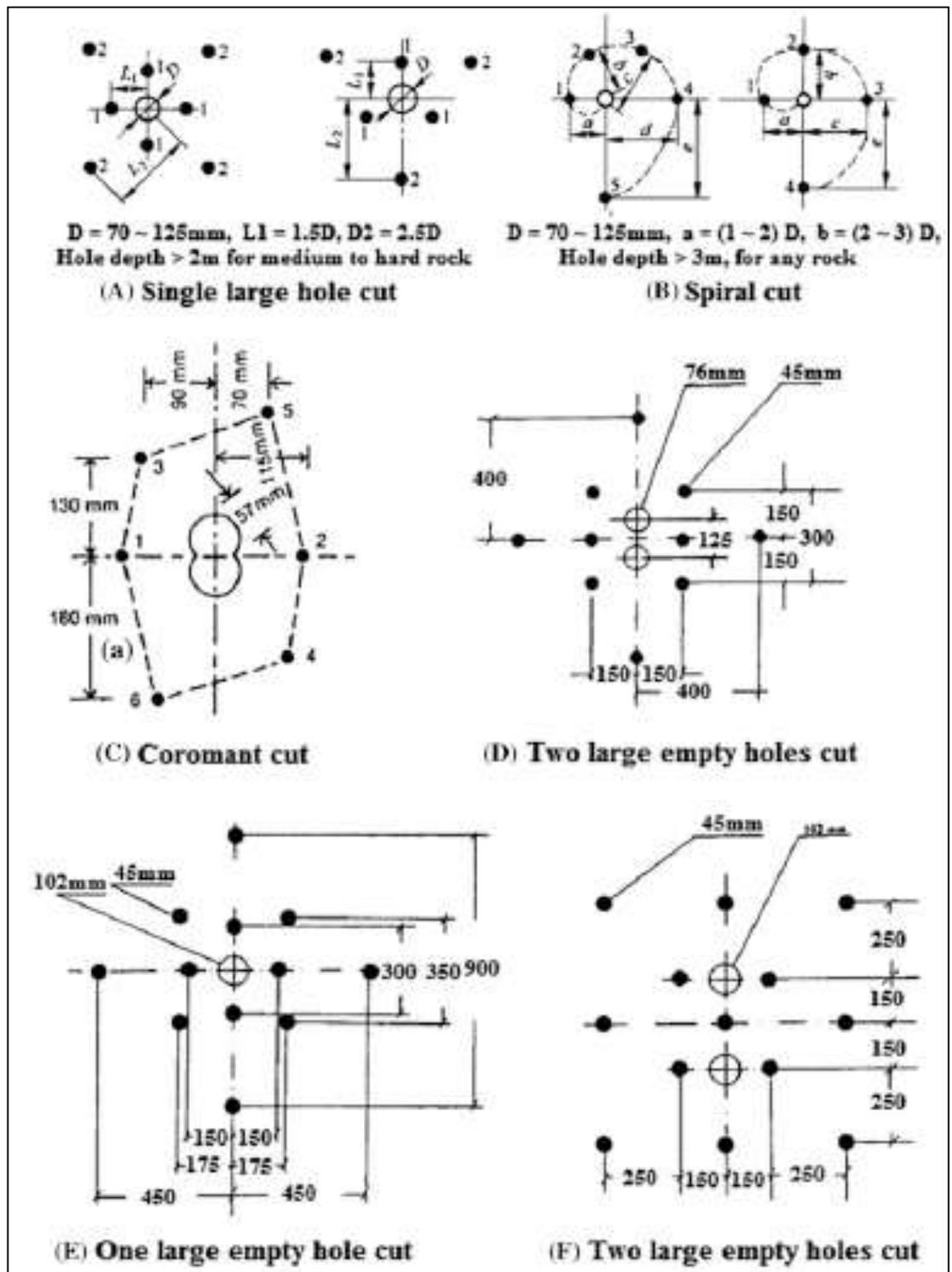


Figura 4.2. Ejemplo de cortes en paralelo con taladro de alivio grande

Fuente: Zou, 2016

4.3.2.4 Cortes cilíndrico

La diferencia con el corte quemado se fundamenta en los taladros sin cargar o de alivio, que son más grandes que los taladros cargados. Los taladros de alivio de gran diámetro (76-175 mm) se perforan con brocas escariadoras que se adaptan al mismo acero de perforación que se utiliza para perforar el resto de los taladros. La Figura 4.3 representa ejemplos de cortes cilíndricos o de corte quemado

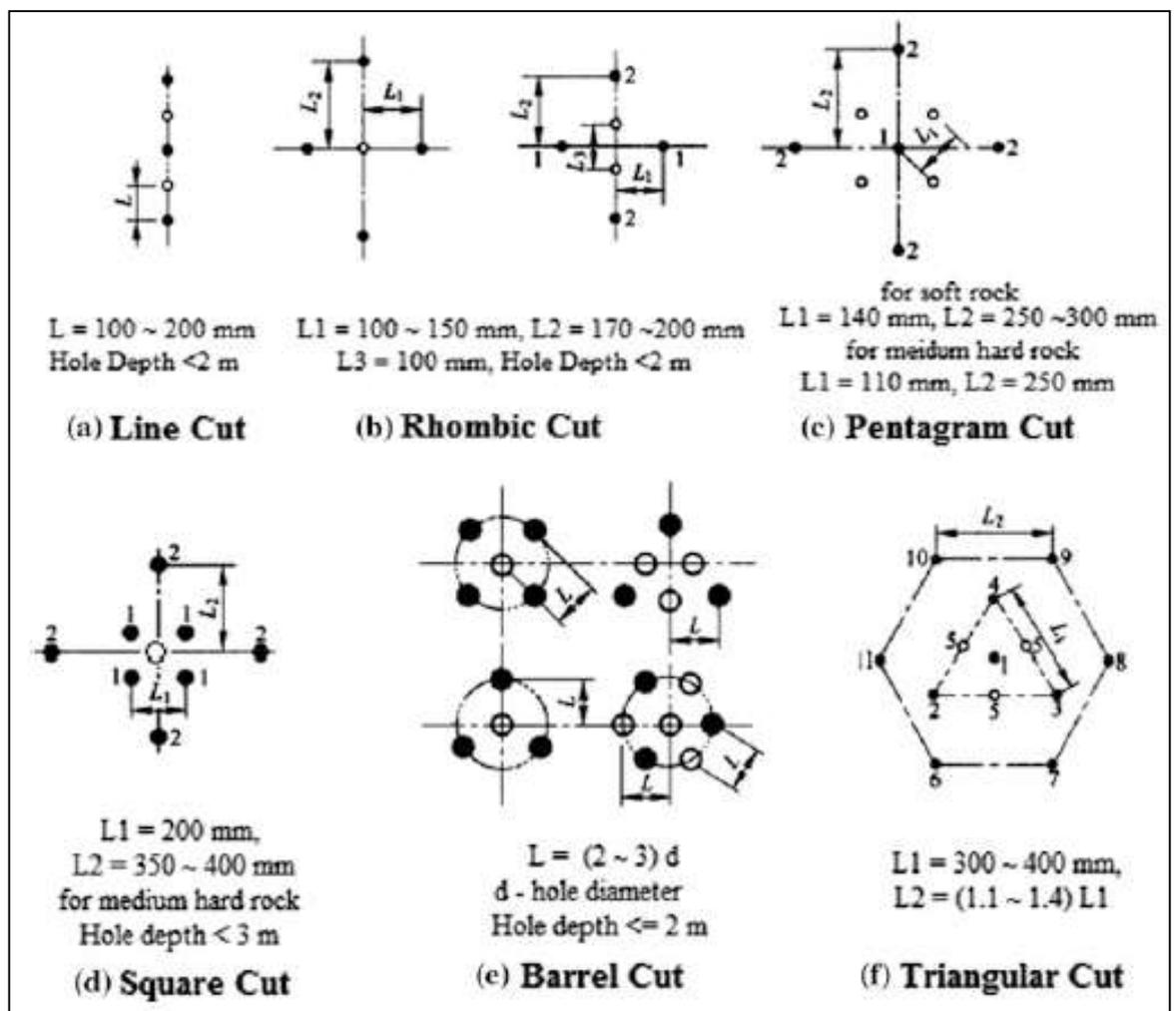


Figura4.3: Ejemplo de corte quemado

Fuente: Zou, 2016

4.3.3. Diseño de voladura utilizando el modelo corte cilíndrico

De acuerdo con lo descrito por Zou (2016), se calculó el diámetro del taladro vacío, en función a la profundidad del taladro. Para alcanzar un avance por disparo de al menos 95%, el diámetro del taladro equivalente se calculó mediante la ecuación 1:

$$d_f \sim (3.2xl)^2 \dots\dots\dots \text{Ecuación 1}$$

Donde:

d_f : Diámetro del taladro equivalente, en mm

l : profundidad del taladro, en m

Individualmente el diámetro del taladro equivalente se calculó mediante la ecuación 2.

$$d_l = \frac{d_f}{\sqrt{n}} \dots\dots\dots \text{Ecuación 2}$$

Donde:

n : número de taladros de alivio

4.3.3.1. Espaciamiento de los taladros de arranque

La distancia entre el taladro central de alivio y los taladros de la primera sección (*burden*, B) se estimó aproximadamente 1,5 veces el diámetro del taladro vacío, según la ecuación 3.

$$B = 1.5 \times d_f = 1.5 \times d_l \times \sqrt{n} \dots\dots\dots \text{Ecuación 3}$$

Para dos o más taladros de alivio, el *burden* se calculó de acuerdo con la Figura 4.4, y los taladros restantes se agregan y distribuyen hasta lograr un sistema cuadrado.

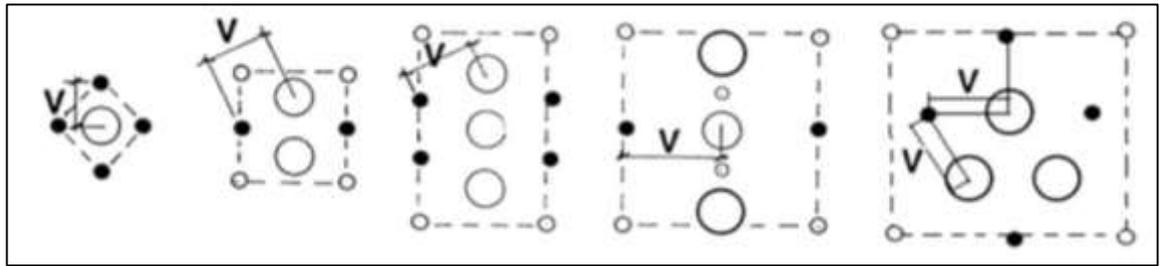


Figura 4.4. Espaciamiento de taladros de arranque

Fuente: Zou, 2016

Se utilizaron las fórmulas desarrolladas por Langefors y Kilhström (1963) para el diseño del *burden* no superior a 1,7 veces el diámetro del taladro equivalente con la finalidad de obtener una fragmentación y un desplazamiento de la roca satisfactoria. Las condiciones de la fragmentación varían según el tipo de explosivo, las propiedades de la roca, la distancia entre los taladros cargados y el taladro de alivio. En la Figura 4.5. se muestra el *burden* mayor a 2 veces el diámetro del taladro equivalente, el ángulo de ruptura es demasiado pequeño y se produce una deformación plástica de la roca entre los dos taladros.

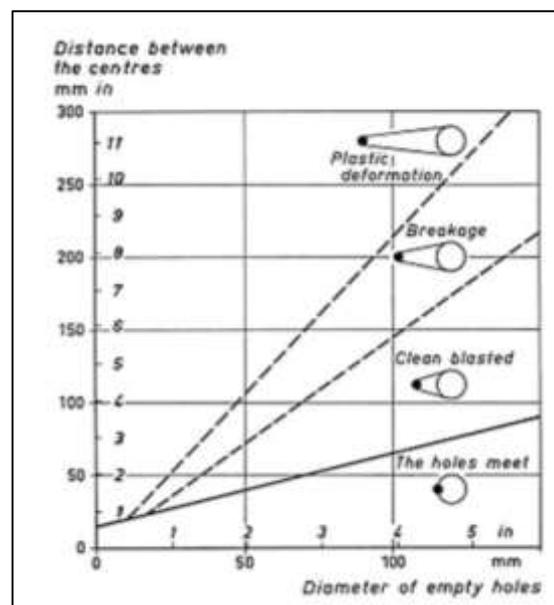


Figura 4.5. Resultado de la voladura para diferentes distancias en el arranque

Fuente: Zou, 2016

El control de la desviación estándar al perforar estos taladros es extremadamente importante. Cuando la desviación de perforación es superior al 1%, el *burden* práctico se calcula utilizando la ecuación 4.

$$B_1 = 1.7d_f - E_p = 1.7d_f - (\alpha xL + e') \quad \dots\dots\dots \text{Ecuación 4}$$

Donde

E_p : error de la perforación (m)

A : desviación angular (m/m)

L : profundidad del taladro de alivio

e' : error en el collarin o emboquillaje

4.3.3.2. Método de las cuatro secciones

Con el fin de alcanzar una abertura suficiente para los taladros del tajeo, se necesita un espaciado adecuado en el arranque. Dichos taladros son distribuidos alrededor de un taladro de alivio, formándose así varios cuadrantes que se muestran en la Figura 4.6.

De acuerdo a Persson et al (1993) el avance esta restringido por el diametro del taladro vacio (rimadora) y por la desviacion de los taladros. Cuando la desviacion de los taladros se mantenga por debajo del 2% el avance por disparo llega aproximadamente al 95% de la profundidad de los taladros y se expresa en la ecuación 5.

$$H = 0,15 + 34,1\phi_{e2} - 39,4\phi_{e2}^2 \quad \dots\dots\dots \text{Ecuación 5}$$

Donde H = longitud esperada por el disparo (m)

ϕ_{e2} = diámetro equivalente de los taladros vacíos (m)

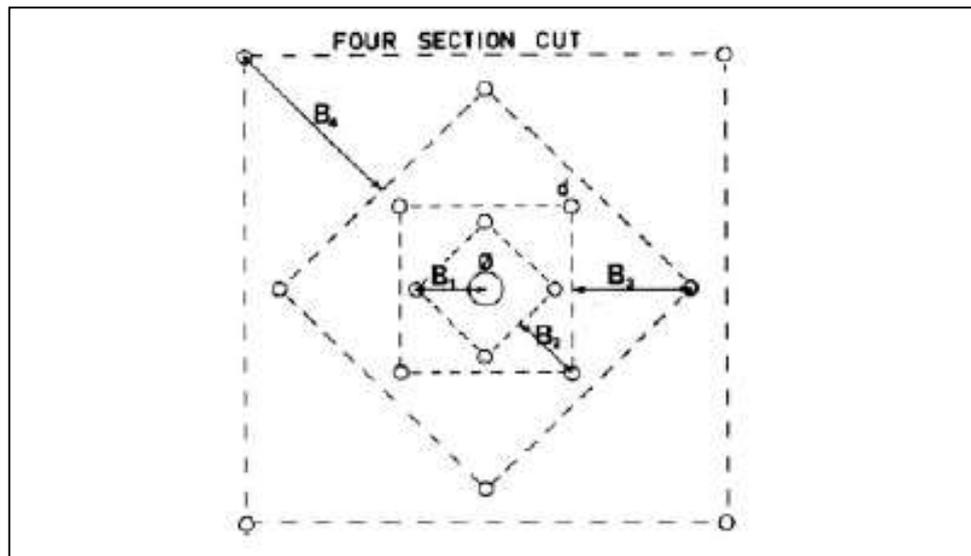


Figura 4.6. Corte de cuatro secciones
Fuente: Persson et al 2001

El método de las cuatro secciones es empírico para el diseño de voladuras en excavaciones subterráneas y túneles. Este método se utilizó para excavar labores lineales con área de sección transversal mayor a 10 m².

Este modelo conocido como sueco se basa en el corte de taladros paralelos. Este modelo comenzó con Langefors y Kihlstrom (1963) y fue desarrollado posteriormente por Holmberg (1982), quien formuló un modelo completo de diseño de voladuras y luego fue actualizado por Persson et al (2001).

En la Tabla 4.2 se muestra la longitud de cada lado de la sección cuadrada. Si el número de taladros de alivio es mayor que uno, el diámetro equivalente es calculado basado en la ecuación 6.

$$d_f = d_1 \sqrt{n} \dots \dots \dots \text{Ecuación 6}$$

Tabla 4.2. Ecuaciones para el diseño de voladura por el método de las cuatro secciones

Section	Burden (B)	Spacing (S, X)
First square cut	$B_1 = 1.5\phi_{e2}$	$X_1 = B_1\sqrt{2}$
Second square	$B_2 = B_1\sqrt{2}$	$X_2 = 1.5B_2\sqrt{2}$
Third square	$B_3 = 1.5B_2\sqrt{2}$	$X_3 = 1.5B_3\sqrt{2}$
Fourth square	$B_4 = 1.5B_3\sqrt{2}$	$X_4 = 1.5B_4\sqrt{2}$

Fuente: Zou, 2016

En la Tabla 4.1. $\phi_{e2} = d_f$: diámetro del taladro equivalente

4.3.3.3 Parámetros para los Taladros de Tajeo

Los taladros de tajeo permiten lograr un avance similar de grande con el resto de la abertura creada por los taladros de arranque para obtener una satisfactoria fragmentación, y conseguir una disposición adecuada del macizo rocoso.

El *burden* máximo de los taladros de tajeo recomendada por Langefors y Kihlström (1963), se muestra en la Tabla 4.1. La mejor manera de decidir el lugar de los taladros de tajeo es utilizando el principio de rectangularidad. La Figura 4.7 muestra la secuencia de encendido a utilizar la cual está claramente definida y la fragmentación en la roca circundante se reduce. La imagen (a), se debe evitar.

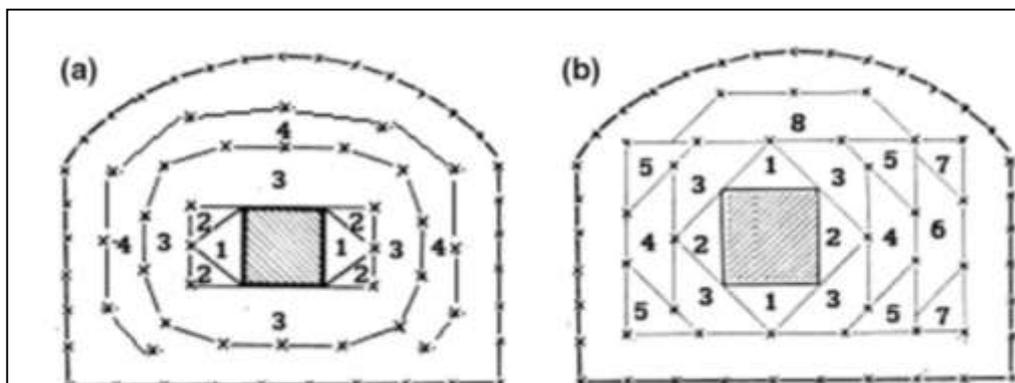


Figura 4.7. Construcción del esquema de salida.

Fuente: Zou, 2016

4.3.3.4 Taladros de arrastre

En la Figura 4.8 se describe la geometría de los taladros de arrastre, similar a la voladura de bancos en tajo abierto, considerando el avance de la labor como la altura del banco. La ecuación 7 se utilizó para calcular la carga de los taladros de arrastre.

$$B = \sqrt{\frac{q_e \times PRP_{ANFO}}{\bar{c} \times f \times \left(\frac{S}{B}\right)}} \dots \text{Ecuación 7}$$

Donde

f: Factor de fijación. Generalmente se considera 1,45 para tener en cuenta el efecto gravitacional y el tiempo de retardo entre los taladros.

q_e : densidad de carga del explosivo (kg/m^3)

PRP_{ANFO} : Potencia relativa en peso del explosivo referida al ANFO. (1- 1,4)

S/B: relación entre el espaciamiento y el *burden*. Se considera 1.

\bar{c} : Constante de roca corregida

$$\bar{c} = c+0,05 \text{ para } B \geq 1,4\text{m}$$

$$\bar{c} = c+0,07/B \text{ para } B < 1,4\text{m}$$

El *burden*, B, debe cumplir con la condición $B \leq 0,6L$, donde L es la longitud del taladro. En los taladros de arrastre es necesario considerar el ángulo de realce “ γ ” o inclinación que se requiere para proporcionar un espacio adecuado a la perforadora para realizar el emboquille del próximo corte. Para un avance de 3 m un ángulo de 3° , que equivale a 6 cm/m, es suficiente, aunque dependerá lógicamente de las características del equipo.

El número de taladros de arrastre se calculó mediante la ecuación 8.

$$NB = \text{Número entero de } \left[\frac{B+2L \times \text{sen}\gamma}{B} + 2 \right] \dots \text{Ecuación 8}$$

El taco, T , fue calculado en base a la ecuación 9.

$$T = 10 \times d_1 \dots \dots \dots \text{Ecuación 9}$$

donde d_1 es el diámetro de la perforación.

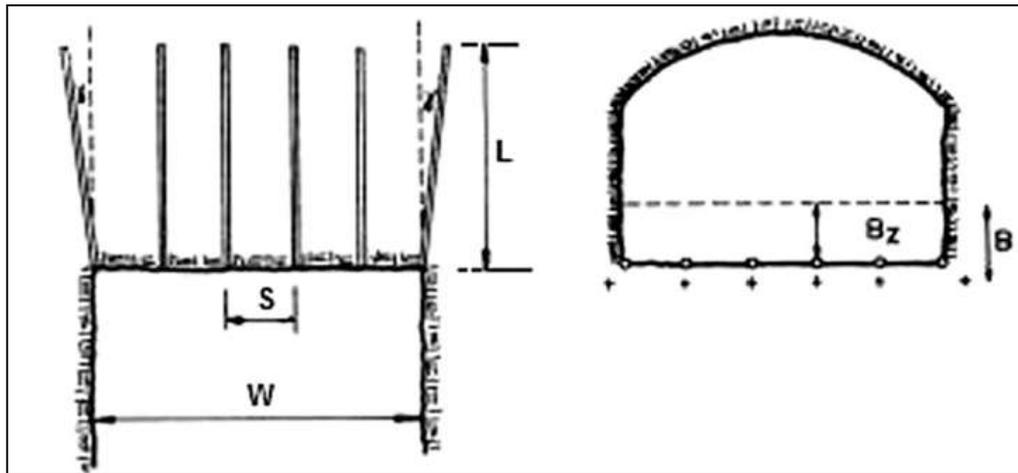


Figura 4.8. Geometría de los barrenos de arrastre.

Fuente: Zou, 2016

4.3.3.5. Taladros de contorno

Los taladros de contorno, también llamados taladros perimetrales o controlados se realizaron utilizando la técnica de la voladura suave (smooth blasting). Si la excavación no necesita voladura de contorno o voladura controlada, los parámetros se calcularon, utilizando la fórmula para los taladros de arrastre.

Factor de fijación, $f = 1,2$.

$$S / B = 1,25$$

Concentración de carga de la columna, $q_c = 0,5q_f$, donde q_f es la concentración de la carga de fondo.

4.3.4 Concentración lineal de los taladros

4.3.4.1 Taladros de arranque

En base a las fórmulas desarrolladas por Langefors y Kihlstrom (1973) se establecieron las pautas para determinar la concentración de carga en el arranque, según la Tabla 4.3.

Tabla 4.3 Concentracion de carga.

ϕ (mm)		50	2 × 57	75	83	100	2 × 75	110	125	150	200
D (mm)	32	0.2	0.3	0.3	0.35	0.4	0.45	0.45	0.5	0.6	0.8
	37	0.25	0.35	0.35	0.4	0.45	0.53	0.53	0.6	0.7	0.95
	45	0.30	0.42	0.42	0.50	0.55	0.65	0.65	0.7	0.85	1.10
a (mm)		90	150	130	145	175	200	190	220	250	330

Fuente: Zou, 2016

Posteriormente, Holmberg (1979), entre otros, desarrollaron y propusieron la ecuación 10 que describe la concentración de carga lineal con el avance para un diámetro determinado de taladro de alivio, en la primera sección del arranque.

$$q_l = 55\phi_1 \left(\frac{B}{\phi_e}\right)^{1.5} \left(B - \frac{\phi_e}{2}\right) \left(\frac{c}{0.4}\right) \left(\frac{1}{RWS}\right) \dots \dots \dots \text{Ecuación 10}$$

Donde:

q_l : Concentración de carga lineal (kg/m)

ϕ_1 : Diámetro de taladros de tajeo (m)

ϕ_e : Diámetro de taladro de alivio equivalente (m)

B : *Burden* (m)

c : constante de la roca

RWS : Potencia relativa en peso del explosivo

El valor c , es un número empírico que representa la cantidad de explosivo para fragmentar 1 m^3 de roca. En las pruebas realizadas en Suecia, se verificó que c correspondía a $0,4 \text{ kg/m}^3$.

Los estudios de Chung-In Lee et al. (2005) analizaron la relación entre los valores de c y RMR, se utilizó la ecuación 11.

$$c = 5,73 \times 10^{-3} \times RMR + 0,057 \dots\dots \text{Ecuación 11}$$

Para López et al (2003), la ecuación 10, es válida cuando el *burden* es menor al doble de la abertura generada ($B \leq 2E$, donde E , es el espaciamiento); por tanto, se mantendrá q_l para el resto de las secciones. En caso contrario de aplicará la ecuación 12.

$$q_l = \frac{540 \cdot \phi_1 \cdot C \cdot E}{RWS} \dots\dots \text{Ecuación 12}$$

4.3.4.2 Taladros de tajeo

La concentración de carga para los taladros de tajeo se calculó según el desarrollo de Langefors y Kihlström (1963) que se muestra en la Tabla 4.4.

Tabla 4.4 Concentración de carga para los taladros de tajeo

Max. burden (V)		Extension (B)											
		m	0.10	0.15	0.20	0.25	0.30	0.35	0.40	0.50	0.60	0.80	1.4
		ft	0.3	0.5	0.7	0.8	1	1.2	1.3	1.7	2	2.7	4.7
m	ft	Concentration of the charge, kg/m (×2/3 for lb/ft)											
0.10	0.3		0.12	0.08	0.06								
0.15	0.5		0.30	0.18	0.13	0.11	0.09						
0.20	0.7		0.60	0.35	0.24	0.20	0.16	0.14	0.12				
0.25	0.8		1.0	0.60	0.35	0.30	0.26	0.22	0.18				
0.30	1		1.3	0.9	0.60	0.50	0.35	0.31	0.26	0.22	0.18		
0.35	1.2			1.2	0.9	0.65	0.45	0.40	0.35	0.30	0.25		
0.40	1.3			1.6	1.2	0.9	0.7	0.6	0.50	0.40	0.30	0.24	
0.50	1.7				2.0	1.6	1.3	1.0	0.7	0.60	0.50	0.36	
0.60	2					2.2	1.9	1.6	1.3	1.0	0.7	0.52	
0.70	2.3						2.5	2.2	1.8	1.3	0.9	0.7	
0.80	2.7							3.2	2.4	1.8	1.4	1.0	0.6
1.00	3.3								4.0	3.0	2.4	1.4	0.9
1.20	4									4.4	3.8	2.5	1.2
1.40	4.7										5.0	3.6	1.6
1.60	5.3											4.8	2.4
2.00	6.7												4.0

Fuente: Zou, 2016

4.3.4.3 Taladros de arrastre

La concentración de carga lineal en los taladros de arrastre es la misma que la de los taladros de tajeo. Considerando la gravedad y el factor de fijación; el *burden* y el espaciamiento serán menores que los taladros de tajeo y la carga específica (kg / m³ de roca) es mayor que los taladros de tajeo.

4.3.4.4 Taladros de contorno

Si los taladros de contorno de la labor no necesitan voladura suave (smooth blasting), la concentración de carga en los taladros de contorno se calculó mediante la ecuación 13.

$$q_{lc} = 90 \times d_1^2 \dots \dots \dots \text{Ecuación 13}$$

Donde:

q_{lc} : Concentración lineal de carga de los taladros de contorno que no son smooth blasting, en kg/m.

d_1 : Diámetro del taladro, en m.

4.4 Metodología general para el diseño de voladuras de labores subterráneas

En la etapa inicial de la investigación se utilizaron fórmulas desarrolladas en la estimación de voladuras en labores subterráneas, luego fueron ajustadas, de acuerdo con, la condición geológica y la práctica de voladuras en el progreso de las labores subterráneas.

4.4.1 Cálculo simplificado para el diseño de perforaciones y voladuras en labores lineales

labores lineales

La Tabla 4.5 se utilizó en el diseño inicial para la voladura de labores lineales con cortes de taladros paralelos

Tabla 4.5 Diseño rápido de parámetros de perforación y voladura para voladuras de labores lineales

Part of round	Burden (m)	Spacing (m)	Length of bottom charge (m)	Charge concentration (kg/m)		Stemming (m)
				Bottom	Column	
Lifters	B	$1.1B$	$L/3$	q_f	q_f	$0.2B$
Wall*	$0.9B$	$1.1B$	$L/6$	q_f	$0.4q_f$	$0.5B$
Roof*	$0.9B$	$1.1B$	$L/6$	q_f	$0.36q_f$	$0.5B$
Stopping						
Upwards	B	$1.1B$	$L/3$	q_f	$0.5q_f$	$0.5B$
Horizontal	B	$1.1B$	$L/3$	q_f	$0.5q_f$	$0.5B$
Downwards	B	$1.2B$	$L/3$	q_f	$0.5q_f$	$0.5B$

Fuente: Zou, 2016

La concentración de carga en el fondo y burden se calcularon mediante las ecuaciones 14 y 15.

$$q_f = 7,85 \times 10^{-4} \times d^2 \times \rho \dots\dots\dots \text{Ecuación 14}$$

$$B = 0,88 \times q_f^{0,35} \dots\dots\dots \text{Ecuación 15}$$

Donde: q_f : concentración de carga en el fondo.

d : Diámetro de explosivo, mm

ρ : Densidad del explosivo, g/cm³

L : longitud del taladro, m

En la Figura 4.9 se muestra la relación entre el número de taladros y el área de sección transversal de la labor.

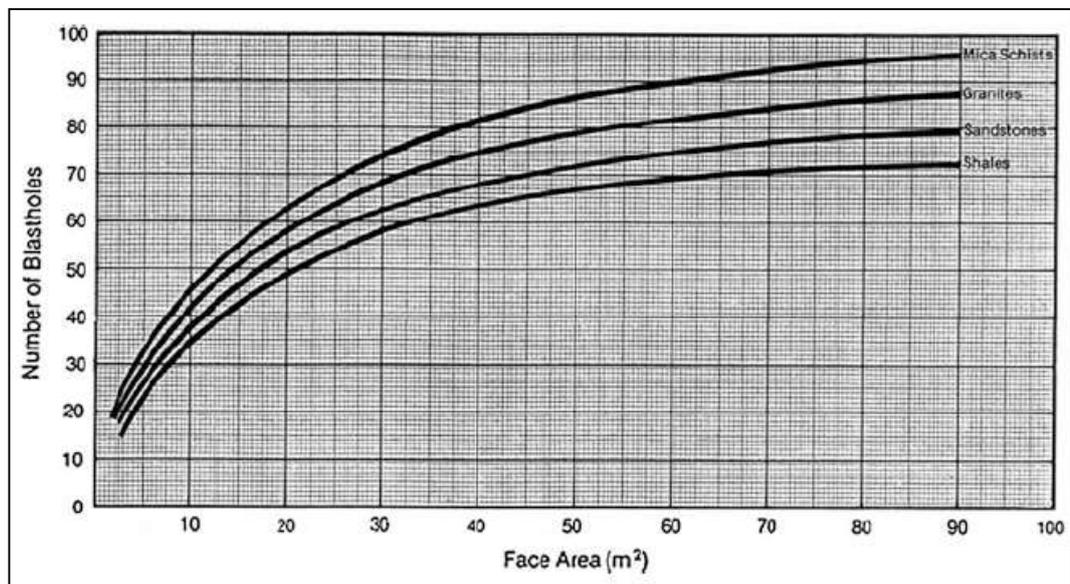


Figura 4.9. Relación entre el número de taladros y el área del frente
Fuente. Zou, 2016

En la Figura 4.10 se grafica la relación entre el número de taladros por disparo y el área de la sección transversal de un frente de labor.

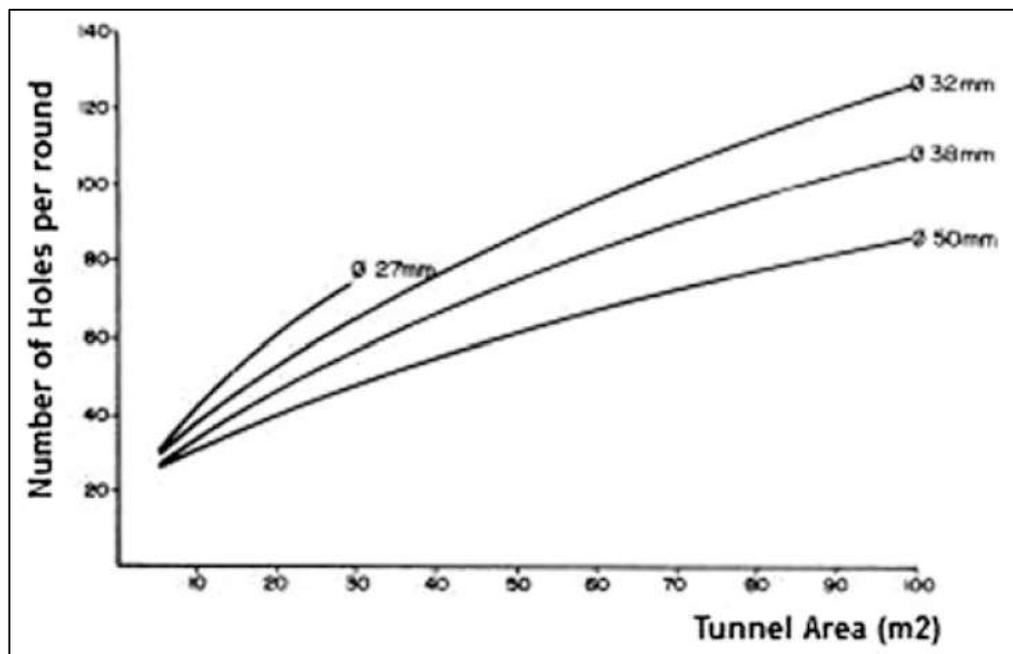


Figura 4.10. Número de taladros por disparo en función del área del túnel
Fuente: Zou, 2016

En la Figura 4.11 se relaciona el consumo de explosivos (kg/m^2) y el área de la sección transversal de la labor (m^2).

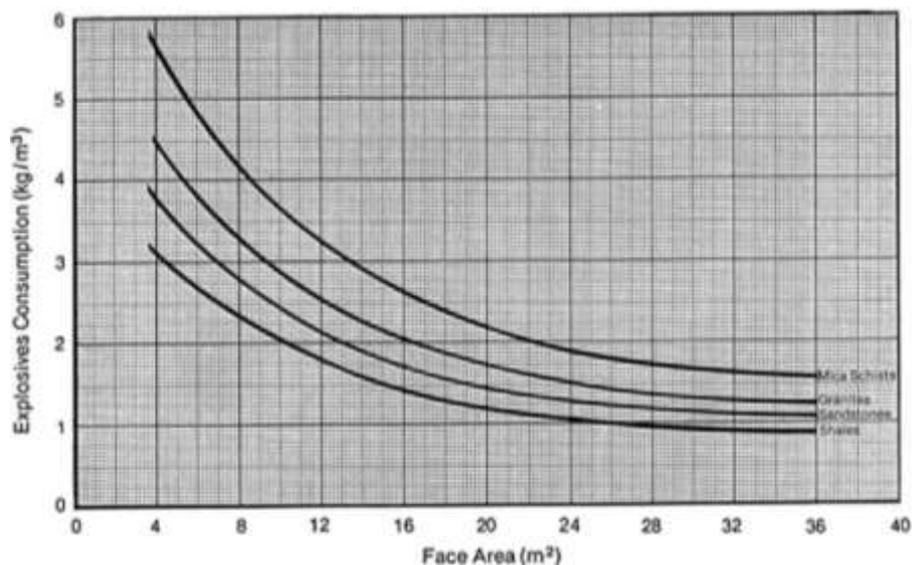


Figura 4.11. Relación del consumo de explosivos y el área de frente
Fuente: Zou, 2016

En la Figura 4.12 se grafica la dependencia de la carga específica (kg/m^3) con el área de sección transversal para diferentes diámetros del taladro de alivio.

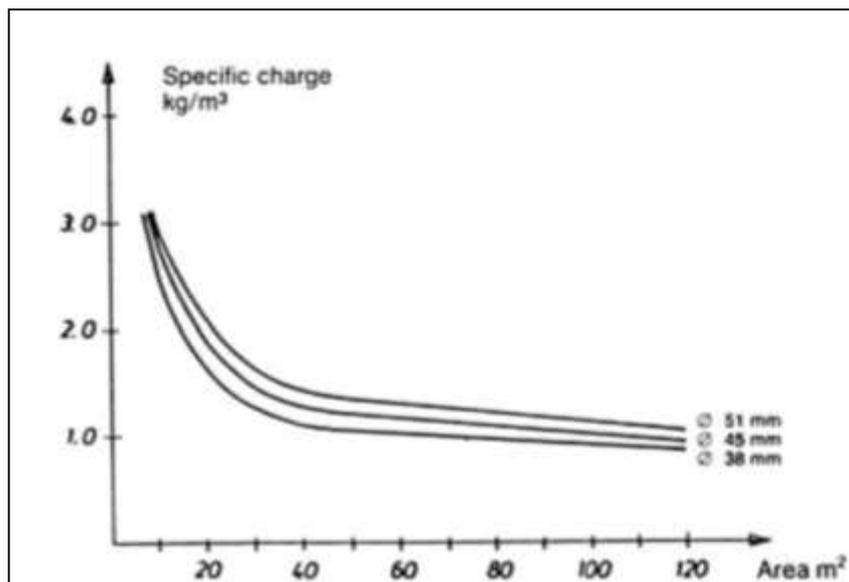


Figura 4.12. Factor de carga en función al área de la labor y el diámetro de alivio
Fuente: Zou, 2016

En la Figura 4.13 se grafica la relación entre la perforación específica (m/m^3) y el área de la labor (m^2) para diferentes diámetros de taladros de cargados con explosivos

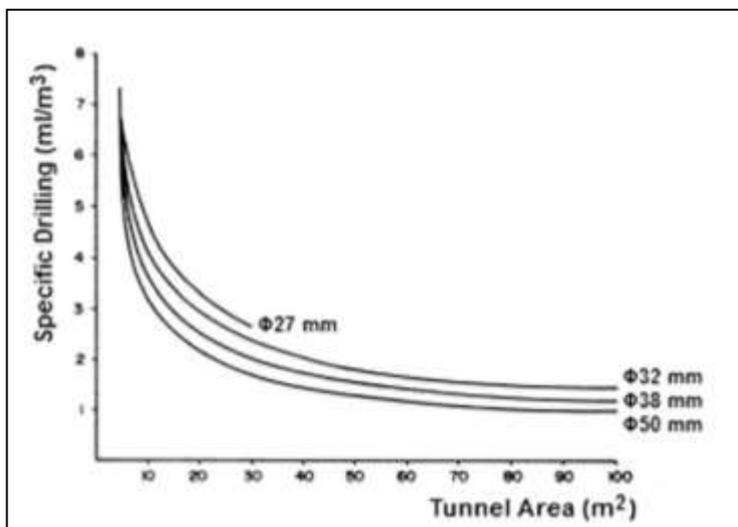


Figura 4.13. Perforación específica en función del área de la labor y diámetro de perforación.

Fuente: Zou, 2016

4.5. Voladura controlada

De acuerdo con Sharma en su artículo “Blast Design for Construction of Tunnels or Drifts with Wedge or Burn Cut (Parallel Holes)” (2015) esta técnica se utiliza en minería y en obras civiles para la reducción de los daños producidos a la roca remanente en los límites de la labor y/o excavación debido a la acción de la onda de choque subterránea y a las altas presiones de los gases de explosión, generados durante la detonación de las mezclas explosivas comerciales (MEC) usadas en los disparos primarios. La finalidad es mantener la superficie rocosa competente y estable, sin agrietamientos excesivos.

4.5.1 Perforación en Línea.

Basado en el modelo matemático de fracturamiento se perforaron taladros vacíos de 35 a 75 mm de diámetro, a lo largo de la línea final de la excavación, separados entre 2 a 4 veces el diámetro de los taladros. Al considerar el mínimo espaciamiento entre taladros y condiciones *in-situ* del macizo rocoso homogéneas, los taladros actúan como concentradores de esfuerzo o como guías de fracturas hasta crear un plano de debilidad que une los taladros.

También, este plano de debilidad provoca que algunas de las ondas de choque creadas por el disparo de producción sean reflejadas, lo cual reducirá la trituración y la compresión en las paredes finales de la excavación.

4.5.2 Pre Corte Convencional.

Mediante la técnica se crea un plano de contacto o de fracturas en el macizo rocoso, antes que los disparos de producción hayan sido iniciados, y esto se logra perforando una fila de taladros generalmente de diámetros pequeños, los cuales son cargados con MEC desacopladas.

Asimismo, la iniciación de los taladros del pre-corte se efectúa simultáneamente con los taladros que conforman los disparos de producción, pero la detonación de los primeros es entre 90 a 120 ms antes.

La técnica considera perforar una fila de taladros cercanamente espaciados y con un ángulo correcto con respecto al límite de la excavación planeada, dichos taladros son ligeramente cargados con MEC adecuadas; los cuales son detonados, instantáneamente antes que el disparo de producción sea iniciado. Lo anterior generará una falla tensional, capaz de crear una fractura entre taladro y taladro, y permitirá la

disipación de las fuerzas y la expansión de los gases que provienen del disparo de producción.

HOLMES sustenta el modelo matemático basado en la creación en el macizo rocoso de una superficie plana o plano de cizallamiento mediante la utilización controlada de las MEC y sus accesorios en taladros con un alineamiento y espaciamentos.

La Tabla 4.6 muestra los rangos recomendados como función del diámetro de taladros de contorno.

Tabla 4.6. Rangos recomendados como una función del diámetro

Diámetro de los taladros (mm)	Espaciamento (cm)	Carga explosiva (kg/m)
38 – 45	31 – 46	0,12 – 0,37
50 – 64	46 – 61	0,12 – 0,37
76 – 89	46 – 92	0,19 – 0,74
102	61 - 122	0,37 – 1,12

Fuente: Agreda

4.5.3 Pre-Corte con Cámaras de Aire.

Las técnicas de los espaciamentos de aire y/o las ondas de aire se definen como un método que involucran la utilización de una MEC concentrada en el taladro con un vacío de aire en la parte superior de la carga explosiva.

La Figura 4.14 muestra un esquema de pre- corte convencional para voladura de contorno.

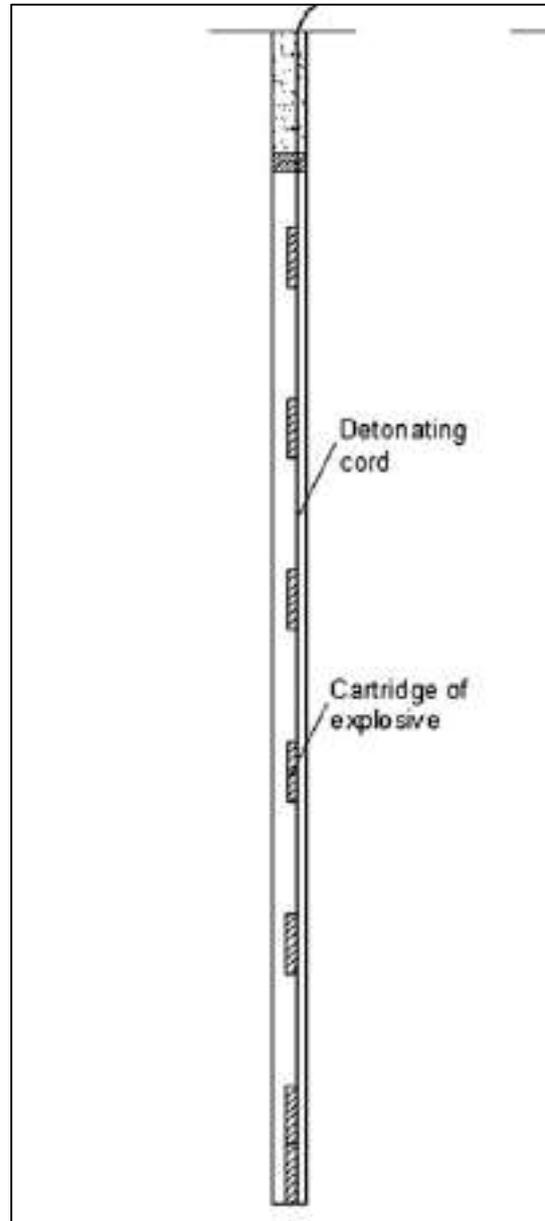


Figura 4.14. Esquema de precorte convencional (presplitting)
Fuente: Zou, 2016.

De acuerdo con Melnikov, N. N. en su publicación “The Soviet Union. Recent and Future Development in Surface Coal Mining” (1972) describe la técnica de voladura controlada llamada pre- corte donde una carga explosiva es colocada en el fondo de los taladros y una bolsa de aire colocada cerca de la parte superior del taladro, con el taco situado en la parte superior.

4.5.3.1 Variables de diseño.

Se consideran el peso de la MEC, el espaciamiento entre los taladros, la ubicación del tapón.

La Tabla 4.7 muestra la formulación matemática para calcular estas variables.

Tabla 4.7. Variables de diseño de taladros de precorte.

Carga explosiva/taladro del pre-corte	$(0,08-0,12)$ libras x área superficial del pre- corte
Espaciamiento entre los taladros en la línea del pre- corte, pies	$(1,7-2,0)$ x diámetro del taladro en pulgadas
Taco en los taladros del pre-corte, pies.	$(1,0 - 1,2)$ x diámetro del taladro en pulgadas

Fuente: Elaboración propia

Las Figuras 4.15 y 4.16 muestran un esquema de pre- corte con cámara de aire y diseño de voladura.

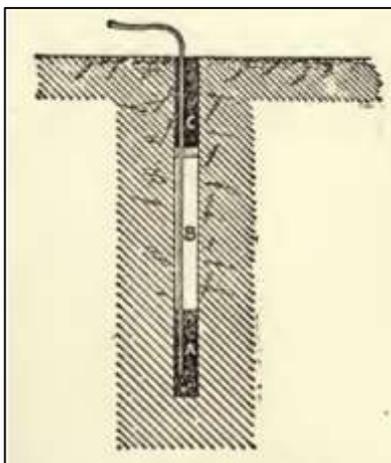


Figura 4.15 Precorte cámara de aire (air deck)
Fuente: Sazid y Singh 2013

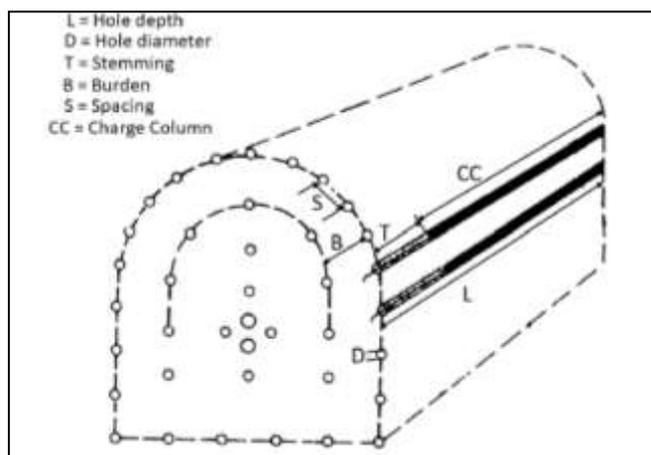


Figura 4.16. Diseño de Voladura controlada
Fuente: Saky 2019

CAPÍTULO V

ANÁLISIS Y DISCUSIÓN DE RESULTADOS

De acuerdo a la evaluación del macizo rocoso según el criterio de RMR, las labores consideradas en la unidad de análisis corresponden a la Veta Esperanza cuya clasificación por dureza es intermedia, RMR de 60.

El estándar del diseño de malla y perforación para labores de desarrollo se muestra en la Figura 5.1, los datos técnicos se muestran en la Tabla 5.1.

Tabla 5.1. Datos Técnicos de la Labor Minera

Labor minera	Frontón
Sección, 4,0 m x 4,0 m, m ²	16
Diámetro del taladro, mm.	45
Diámetro de broca rimadora, mm.	102
Diámetro de taladros de arrastre, mm.	51
Diámetro de taladros, mm.	45
Densidad del mineral, t/m ³	3
Densidad del desmonte, t/m ³	2.8
Taladros cargados, #	32
Taladros sin cargar, #	4
Equipo utilizado, marca y modelo	Jumbo Atlas Copco BH2
Longitud promedio del taladro, perforado por el jumbo, m	3.8
Potencia relativa por peso (PR o RWS por sus iniciales en inglés), %	105

Fuente: Elaboración propia

Las características del explosivo, de acuerdo con el manual del fabricante están mostrados en la Tabla 5.2

Tabla 5.2. Características del explosivo:

Emulsión	Densidad (ρ), g/cm ³	Peso (W), g	Potencia relativa (RWS), %	Longitud, cm
Emulnor 5000 1 1/2" x 8	1,16	269	105	20,32
Emulnor 3000 1 1/2" x 8	1,14	264	105	20,32

Fuente: Manual Exsa

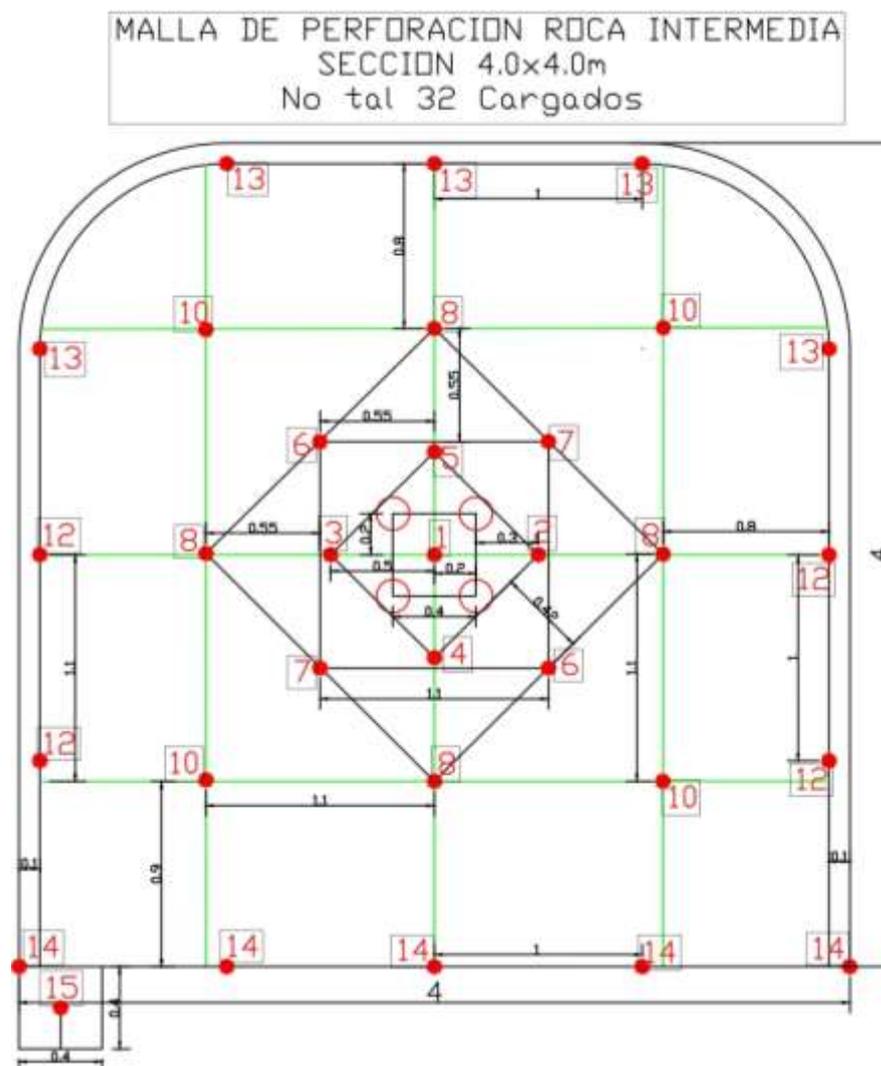


Figura 5.1. Diseño de Malla de Perforación para Secciones de 4,0 x 4,0 m
Fuente: Compañía Casapalca

En la Tabla 5.3. se muestra la distribución de carga explosiva en una sección típica de 4,0 m x 4,0 m.

Tabla 5.3. Cuadro Resumen de Voladura en Secciones 4,0 m x 4,0 m

DISTRIBUCION DE CARGA EXPLOSIVA - SECCION 4.0m x 4.0m									
Longitud de Taladro (m)	3.80	EXPLOSIVOS						LONG. DE CARGUIO (m)	LONG. DE TACO (m)
Emulnor 5000 1 1/2" X 8" (Kg)	0.266	EMULNOR 5000 1 1/2" x 8"	TOTAL CARTUCHOS	TOTAL DE CARTUCHOS (Kg)	ANFO SUPERFAM DOS (Kg/Taladro)	TOTAL ANFO (Kg)	TOTAL DE EXPLOSIVOS (Kg)		
Densidad del Anfo (g/cm3)	0.84								
	Nº tal								
Taladros Rimados	4								
Arranque	5	1	5	1.33	4.94	24.70	26.03	3.25	0.5
1ra Ayuda	4	1	4	1.06	4.48	17.94	19.00	2.95	0.8
2da Ayuda	4	1	4	1.06	4.18	16.72	17.78	2.75	1.0
3ra Ayuda	4	1	4	1.06	3.88	15.50	16.57	2.55	1.2
Cuadrador	4	1	4	1.06	3.88	15.50	16.57	2.55	1.2
Corona (Techo - Alza)	5	1	5	1.33	2.36	11.78	13.11	1.55	2.2
Arrastre (Piso)	5	1	5	1.33	4.33	21.66	22.99	2.85	0.9
Cuneta	1	1	1	0.27	2.05	2.05	2.32	1.35	2.4
TOTAL	36		32	8.51		125.86	134.37		
DATOS TECNICOS			RESULTADOS			UND			
Densidad de Roca	2.6	Tn/m3		Longitud Avance	3.60	m			
Sección de labor (A X H)	4.0	x	4.0	Longitud Prom. Taco	0.20	m			
Nº Taladros Cargados	32	taladros		Volumen Roto	57.6	m3			
Nº Taladros de Alivio	4	taladros		Tonelaje Roto	149.8	Tn			
Diámetro de Taladro	48	mm		Factor de carga	2.33	kg/m3			
Longitud Promedio x taladro	3.80	Metros		Factor de Avance	37.32	Kg/m			
Tipo de Corte Empleado	Quemado			Eficiencia	95	%			

Fuente: Compañía Casapalca

La Tabla 5.4 describe los resultados de eficiencia promedio en el avance de labores previos a la aplicación del modelo de la investigación, aceptables mayor a 95% (✓) y deficientes menores a 95% (X).

Tabla 5.4. Eficiencia promedio de labores de avance

LABOR	OBS	LABOR	OBS	LABOR	OBS	LABOR	OBS
XC-255 (1)	✓	XC-255 (2)	X	XC-255 (3)	✓	XC-255 (4)	X
XC-785 (1)	✓	XC-785 (2)	✓	XC-785 (3)	X	XC-785 (4)	X
XC-625 (1)	X	XC-625 (2)	✓	XC-625 (3)	X	XC-625 (4)	✓
GL-870 (1)	✓	GL-870 (2)	X	GL-870 (3)	✓	GL-870 (4)	X
BP-600 (1)	✓	BP-600 (2)	X	BP-600 (3)	X	BP-600 (4)	✓

Fuente: Elaboración propia

Las Figuras 5.3 y 5.4 muestran resultados de una voladura deficiente, previos a la aplicación del modelo de investigación.



Figura 5.2. Voladura deficiente

Fuente: Elaboración propia



Figura 5.3. Voladura deficiente
Fuente: Elaboración propia

De las 20 muestras observadas, cuatro por cada labor, se observaron 10 disparos no satisfactorios en la unidad de análisis, con eficiencias menores al 95% y longitud de avance promedio 3,0m.

La situación propuesta, en base a la formulación matemática descrita en el capítulo IV, analizó el diseño de una malla de perforación y voladura en frentes de 4,0m x 4,0m.

5.1. Elección de los taladros de alivio

Se utilizó el mismo equipo y tipo de aceros de perforación, en las mismas labores de la unidad de análisis considerada en la investigación, los parámetros y aceros de perforación se muestran en la Tabla 5.5.

Tabla 5.5. Parámetros y aceros de perforación

Parámetro	Valor
Longitud de la perforación, m	3,8
Diámetro de la broca rimadora, mm	102
Diámetro del taladro cargado, mm	45

Fuente: Elaboración propia

Mediante la Ecuación (5) se calculó la longitud esperada del disparo, H, en función del diámetro de la broca escariadora ($H = 0,15 + 34,1\phi_{e2} - 39,4\phi_{e2}^2$)

Para un solo taladro de alivio, $\phi_{e2} = 102$ mm, H resultó 3,22m, menor a la profundidad del taladro.

De acuerdo con la ecuación 6 ($d_f = d_1\sqrt{n}$) se calculó otro diámetro equivalente de la broca rimadora, donde $d_1=102$ mm y $n=2$, obtenemos $d_f = \phi_{e2}=144$ mm, diámetro equivalente de la broca rimadora.

En la segunda la iteración con dos taladros de alivio o diámetro equivalente ϕ_{e2} igual a 144 mm, la profundidad teórica del avance es 4,24m mayor a la profundidad de los taladros perforados con el Jumbo H2B.

La primera condición del diseño aseguró la eficiencia del 95% del taladro perforado, 95% de 3,8m, esto es 3,6m, con dos taladros de alivio.

Diseño del arranque

Con el diámetro equivalente a los dos taladros de alivio, 144 mm, se calculó los parámetros de la zona de arranque del frente, graficados en la Figura 5.4. La Tabla 5.6 muestra los cálculos del burden, espaciamento y taco de taladros.

Tabla 5.6. Parámetros de la Zona de Arranque en el Frente

Sección /Cuadrante	Burden, m	Espaciamiento, m	Taco, m
Primer	0,22	0,31	0,22
Segundo	0,31	0,65	0,15
Tercer	0,65	1,37	0,32
Cuarto	1,37	2,92	0,69

Fuente: Elaboración propia.

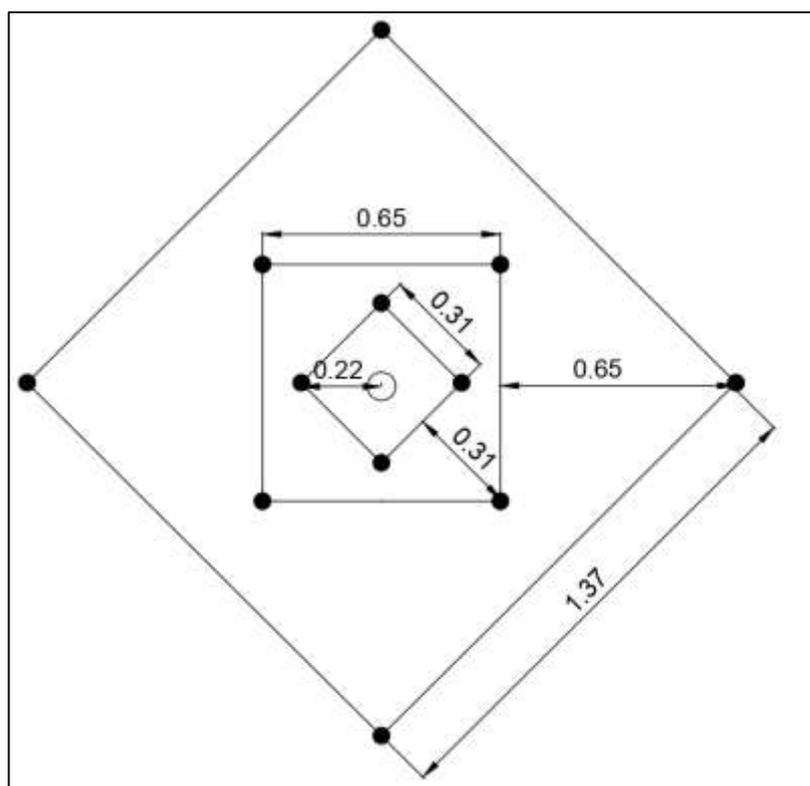


Figura 5.4. Diseño del arranque

Fuente: Elaboración propia

La cuarta sección no se consideró en el diseño, por ubicarse en el límite de la sección del frente.

Para determinar la concentración de carga en el arranque, se utilizó la Ecuación 10:

$$q_l = 55\phi_1 \left(\frac{B}{\phi_e}\right)^{1.5} \left(B - \frac{\phi_e}{2}\right) \left(\frac{c}{0.4}\right) \left(\frac{1}{RWS}\right)$$

Introduciendo datos del estudio, $\phi_1=45$ mm, $\phi_e=144$ mm, $B=0,22$ m, $RWS=100\%$

El valor de c, se obtuvo de la Ecuación 11, la clasificación del macizo rocoso por RMR es 60, en las labores de la investigación.

$$c = 5,73 \times 10^{-3} \times RMR + 0,057 \quad \therefore c=0,4$$

Luego, al aplicar la Ecuación 10, se encontró la concentración de carga $q_l=0,7$ kg/m

El explosivo utilizado en el arranque fueron cartuchos de Emulnor 3000, con peso unitario de 0,396 kg.

Con la Ecuación 14 se calculó la cantidad de cartuchos por taladro.

$$N^\circ \text{ cartuchos} = \frac{\text{concentración de carga } \left(\frac{\text{kg}}{\text{m}}\right) \times \text{longitud de carga (m)}}{\text{Peso del explosivo (kg)}} \dots\dots\dots \text{Ecuación 14}$$

De acuerdo con **López Jimeno**, basado en la relación del burden menor al doble de la abertura generada, en mm, se mantendrá la concentración lineal (q_l) para el resto de las secciones. La Tabla 5.6 muestra los cálculos del taco, longitud, concentración y peso de carga por cuadrante de la zona de arranque, así como la cantidad de cartuchos del explosivo Emulnor 3000.

Tabla 5.7. Cálculo de longitud de carga y cantidad de carga en el arranque

Sección / Cuadrante	Taco, m	Longitud de carga, m	Concentración lineal, kg/m	Peso carga, kg	No. cartuchos
Primer	0,22	3,38	0,7	0,31	≈ 7
Segundo	0,15	3,45	0,7	0,65	≈ 7
Tercer	0,32	3,28	0,7	1,37	≈ 7

Fuente: Elaboración propia

Las relaciones utilizadas en los parámetros de la Tabla 5.7 se ajustan a las condiciones:

Longitud de carga=longitud del taladro – taco.

Longitud del taladro=3,6m

Cantidad de carga (kg)= longitud de carga (m) x concentración de carga (kg/m)

Diseño del resto de taladros

Para las otras zonas del frente se usó explosivo Emulnor 1000

Peso del cartucho: 0,392 kg

d : diámetro de explosivo: 38,1 mm

ρ : densidad del explosivo: 1,13 g/cm³

Usando las ecuaciones 11 y 12, obtenemos:

$$q_f = 7,85 \times 10^{-4} \times d^2 \times \rho = 1,29 \text{ kg/m}$$

$$B = 0,88 \times q_f^{0,35} \approx 1 \text{ m}$$

L=3,6 m longitud de la perforación

El cálculo de los parámetros de diseño de los taladros que no conforman la zona de arranque se muestra en la Tabla 5.8

Tabla 5.8. Cálculo de Parámetros de Diseño Otras Zonas del Frente sin Arranque

	Burd en, m	Espaciamie nto, m	Longit ud de carga de fondo, m	Concentración de carga		Tac o, m
				Fond o, Kg/m	Colum na, Kg/m	
Arrastre	≈ 1	≈ 1	1,2	1,3	1,3	0,2
Hastial	≈ 1	≈ 1	0,6	1,3	0,5	0,5
Corona	≈ 1	≈ 1	0,6	1,3	0,5	0,5
Salida de taladros						
Hacia arriba	≈ 1	≈ 1	1,2	1,3	0,6	0,5
Horizontal	≈ 1	≈ 1	1,2	1,3	0,6	0,5
Hacia abajo	≈ 1	≈ 1	1,2	1,3	0,6	0,5

Fuente: Elaboración propia

El cálculo de la longitud y cantidad de carga se describe en la Tabla 5.9, basados en la ecuación de la profundidad del taladro, H, relacionada a la sumatoria de la longitud de carga de fondo (Lcf), longitud de columna de carga (Lcc) y el taco (T), representada en la Ecuación 15.

$$H = L_{cf} + L_{cc} + T \dots \dots \dots \text{Ecuación 15}$$

Tabla 5.9. Cálculo de Longitud de Columna de Carga y Cantidad de Carga Total

	Lcc, m	Qcf, kg	Qcc, kg	Qt, kg	No. cartuchos
Arrastre	2,21	1,55	2,8	4,39	≈ 10
Hastial	2,52	0,77	1,3	2,07	≈ 6
Corona	2,52	0,77	1,2	1,94	≈ 5
Salida de taladros					
Hacia arriba	1,92	1,55	1,2	2,78	≈ 8
Horizontal	1,92	1,55	1,2	2,78	≈ 8
Hacia abajo	1,92	1,55	1,2	2,78	≈ 8

Fuente: Elaboración propia

El número de cartuchos se encontró utilizando la ecuación 16.

N° cartuchos

$$= \frac{\text{concentración de carga x longitud de carga}}{\text{Peso del explosivo (kg)}} \dots \dots \text{Ecuación 16}$$

La Figura 5.5 muestra el diseño optimizado del frente aplicando los desarrollos en la técnica de voladura en la unidad de análisis.

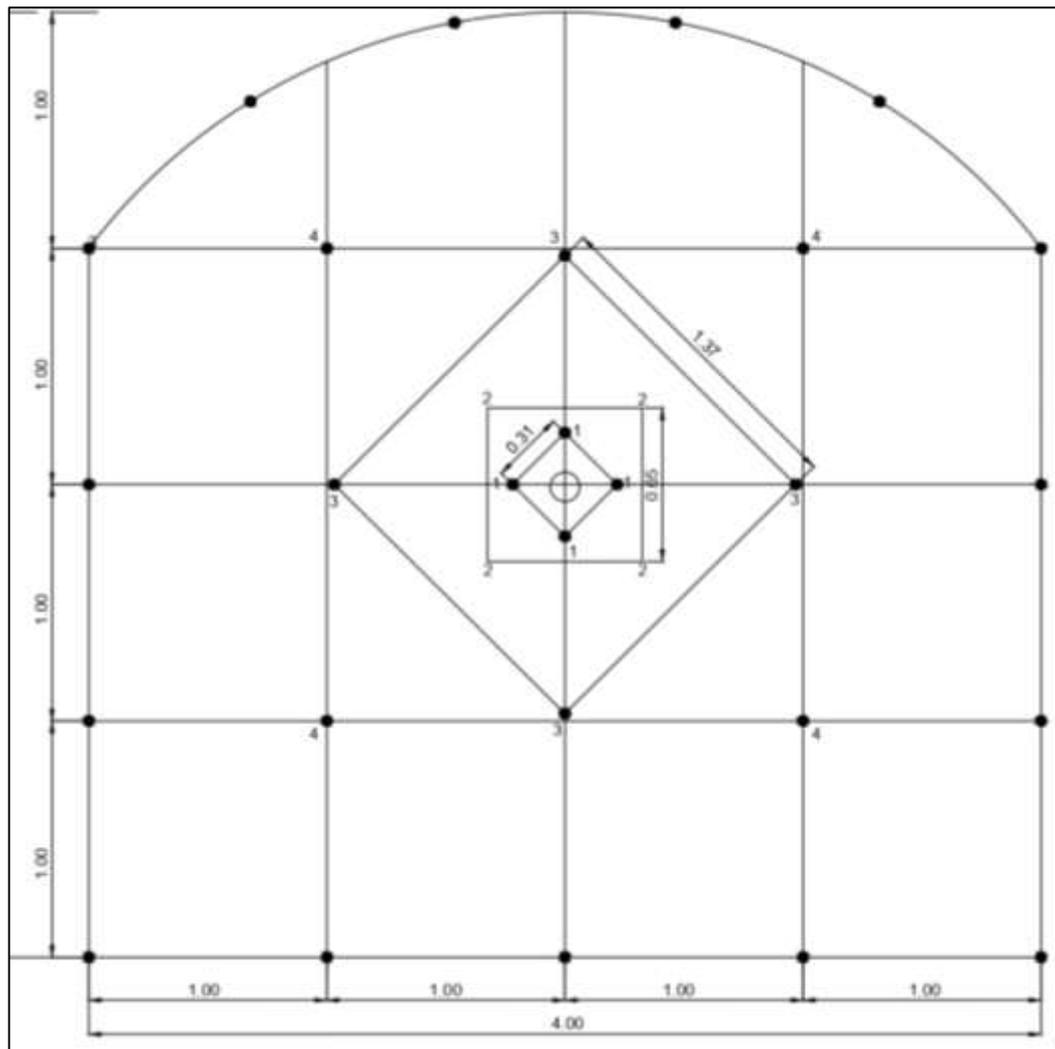


Figura 5.5. Propuesta de Malla de Perforación y Voladura para la Sección 4,0 m x 4,0 m

Fuente: Elaboración propia

La Tabla 5.9 describe los resultados de eficiencia promedio en el avance de labores después de la aplicación del modelo de investigación, aceptables mayor a 95% (✓) y deficientes menores a 95%.

Tabla 5.10. Eficiencia promedio de labores de avance

LABOR	OBS	LABOR	OBS	LABOR	OBS	LABOR	OBS
XC-255 (1)	✓	XC-255 (2)	✓	XC-255 (3)	✓	XC-255 (4)	X
XC-785 (1)	✓	XC-785 (2)	✓	XC-785 (3)	✓	XC-785 (4)	✓
XC-625 (1)	✓	XC-625 (2)	✓	XC-625 (3)	✓	XC-625 (4)	✓
GL-870 (1)	✓	GL-870 (2)	✓	GL-870 (3)	✓	GL-870 (4)	X
BP-600 (1)	✓	BP-600 (2)	✓	BP-600 (3)	✓	BP-600 (4)	✓

Fuente: Elaboración propia

La Tabla 5.11 muestra el diseño de voladura típico de una sección de 4,0m x 4,0m, secuencia de salida del disparo, distribución por zonas en el frente de labor, cantidad de taladros, tipo y consumo de explosivo. El índice de calidad de la eficiencia del disparo mejoró con respecto a las voladuras previas a la investigación, de 20 muestras solo 2 tuvieron disparos defectuosos.

Tabla 5.11. Cuadro Resumen de Voladura Frente de 4,0m x 4,0 m.

Secuencia de salida	Distribución	# Taladros	Emulnor 3000	Emulnor 1000	Kg
			No. car/tal	No. car/tal	
1	Arranque	4	7	x	11,0
2	1° Ayuda	4	7	x	11,0
3	2° Ayuda	4	7	x	11,0
4	3° Ayuda	4	7	x	11,0
5	Hastial	4	x	6	9,4
8	Corona	6	x	5	11,7
9	Arrastre	5	x	10	19,6
Total, explosivo					84,7

Fuente: Elaboración propia

En la Tabla 5.12 se muestra datos para los factores de carga y avance de la labor.

Tabla 5.12. Factores de Carga y Avance en Frentes

Factores de voladura en frentes	
Carga, kg/m ³	1.47
Avance, kg/m	23.53

Fuente: Elaboración propia



Figura 5.6. Resultado de la voladura en la corona del frente.
Fuente: Elaboración propia

CONCLUSIONES

- De acuerdo con los resultados obtenidos en el presente trabajo de investigación, se concluyó que la propuesta de malla de perforación y voladura para labores de avance ha influido positivamente en el mejoramiento de los avances lineales en secciones de 4,0m x 4,0 m, logrando demostrar que la longitud de avance incrementó en la unidad de análisis, de 3.0 m a 3.6 m por disparo, o su equivalente en eficiencia porcentual, de 79% a 95%, variación porcentual de 16%.
- Con el diseño de malla de perforación y voladura que se expone en esta investigación se redujo la sobrerotura en los hastiales y la corona, otorgando una mayor estabilidad y seguridad de las labores.
- El factor de carga del explosivo utilizado en la voladura de los frentes de avance, Emulnor 1000 y 3000, se redujo de 2,33 kg/m³ a 1,47 kg/m³; asimismo, el factor de avance lineal se redujo de 37,32 kg/m a 23,53 kg/m, lo que significó un mejor aprovechamiento de los recursos, que influye directamente en reducción de costos, estrategia competitiva en la industria minera.
- La metodología expuesta en el trabajo de investigación contribuye fácilmente a diseñar una malla de perforación y voladura que permita cumplir a tiempo un proyecto de avance lineal en operaciones mineras subterráneas. Se concluye

que la eficiencia de la voladura está basada en el éxito de rotura de los primeros taladros de corte cilíndrico. La voladura de contorno, por otro lado, es aplicable en rocas homogéneas con perforación en línea, para la creación de planos de debilidad que reduzcan la inestabilidad en la corona y hastiales de los frentes.

- Dos taladros de alivio fueron suficientes para alcanzar la eficiencia de 95% de avance, en el disparo de sección 4,0m x 4,0m. El diámetro equivalente de 144mm fue fundamental en formación de la zona que corresponde a los taladros de arranque

RECOMENDACIONES

- El modelo matemático aplicado en el diseño propuesto contribuirá a mejores y eficientes diseños de malla de perforación y voladura, basado en los resultados de las pruebas obtenidas en los avances lineales. Es imperativo, continuar afinando los parámetros de malla y adaptarlos de acuerdo con las características propias de cada terreno.
- Diseñar la perforación y voladura utilizando modelos matemáticos expuestos en recientes trabajos investigativos, complementando el análisis con técnicas de voladura controlada. Correlacionar las teorías desarrolladas con parámetros típicos del macizo rocoso peruano, a fin de encontrar modelos reproducibles y optimizados de diseños de voladura de rocas en frentes.
- Introducir en el análisis el efecto de las capacitaciones al grupo humano que opera el equipo de perforación y carga las mezclas explosivas comerciales, asociados a índices de calidad en las etapas de pintado de malla, paralelismo de los taladros, uso de tacos de arcilla o detritus para aprovechar completamente la energía de los explosivos.
- Considerar el efecto de un eficiente disparo en frentes en la función de costos de minado que involucre la tasa de reducción de costos aplicando modelos matemáticos de optimización de diseño de mallas y voladura de rocas en todas las fases de operación, perforación, voladura, sostenimiento, carguío, acarreo,

chancado y generación de drenaje ácido de mina. El componente ambiental contribuirá en la reducción del impacto de la actividad sobre el entorno y ecosistemas frágiles en la unidad de análisis.

REFERENCIAS BIBLIOGRAFICAS

- Agreda Turriate Carlos. (1996). *Operaciones mineras unitarias de perforación y voladura de rocas*. Perú. Editorial
- Hoek E. y Brown E. (1985). *Excavaciones subterráneas en roca Langefors U y Kihlstrom. Técnica moderna de voladura de rocas*. USA. Editorial Urmo S.A.
- Persson, P., Holmberg, R. y Lee, J. (1993). *Rock blasting and explosives engineering*. New Mexico-USA. Editorial CRC Press
- Lopez. Carlos., Lopez, Emilio. y García Pilar. (2010). *Manual de voladura en túneles*. Mexico. Edición Arias Montano
- Mohamed H. Mussa, Azrul A. Mutalib, Roszilah Hamid, Sudharshan R. Naidu, Noor Azim Mohd Radzi, Masoud Abedini. (2017). *Assessment of damage to an underground box tunnel by a surface explosion*. India. Institute Tunnelling and Underground Space Technology
- L.X. Xie, W.B. Lu, Q.B. Zhang, Q.H. Jiang, G.H. Wang y J. Zhao. (2016). Damage evolution mechanisms of rock in deep tunnels induced by cut blasting. *Applied sciences*. 1-23 páginas.
- Partha Das Sharma. (2015). *Blast Design for construction of Tunnels or Drifts with Wedge or Burn cut (Parallel Holes)*. Obtenido en <http://miningandblasting.wordpress.com/>.

ANEXOS

Anexo 1

RMR	MODIFICADO	
	CLASE	DENOMINACIÓN
85-75	I	MUY BUENA
75-50	II	BUENA
50-25	III	REGULAR
25-50	IV	MALA
0-15	V	MUY MALA

Fuente: Departamento de Geomecánica CIA Casapalca

Anexos 2

Resumen de parámetros geotécnicos cuerpo Mery,

CUADRO RESUMEN DE EVALUACION GEOMECANICA		
POTENCIA DEL MINERAL DISEMINADO	≥ 15	m
VALOR DE MINERAL DILUIDO	32.4	US\$/TMS
RMR CORREGIDO	≥ 60	
FACTOR DE SEGURIDAD	≥ 1.4	
RADIO HIDRAULICO	≥ 16	

Anexos 3

Tabla RMR de principales tajos en el cuerpo Mery

LABOR	METODO DE MINADO	R.M.R.	CALIDAD
NV 8 Tajo 550	SLS	62	BUENA
NV 9B Tajo 497	SLS	68	BUENA
NV 10 Tajo 469	SLS	74	BUENA
NV 11 Tajo 427	SLS	72	BUENA
NV 11 Tajo 550	SLS	65	BUENA

Anexo 4

Características de la estructura mineralizada del cuerpo Mery

Marco estructural	Ambientes volcánicos complejos; frecuentemente asociados con calderas.
Rocas volcánicas genéticamente relacionadas	Andesitas-riodacitas-riolitas
Encamientos de alteración característicos	Seriolita a argillosa.
Tipo de minerales de sílice y texturas características	Relleno de fracturas y espacios abiertos por calcodonia o cuarzo
Gangas de carbonato	Obilouas, con frecuencia manganíferas
Otras Gangas	Barita y/o fluorita presentes sólo localmente; baritina por lo general sobreyacen a la mena
Presencia de sulfuros	Más escasos, principalmente pirita
Forma de Ocurrencia	Relleno de fracturas y espacios abiertos; stockwork frecuente
Sulfuros característicos	Esfalerita, galena, tetrahedrita, calcopirita y arsenopirita
Principales metales	Au y/o Ag; (Zn, Pb, Cu)
Metales Asociados	Mo, Sb, As, (Te, Se, Hg)
Temperatura	200° C a 300° C
Tipo de fluido	PH casi neutro; reducido
Salinidad	0 a 13 wt% NaCl eq.
Fuente de fluidos	Dominantemente meteórico
Fuente de Azufre	Origen profundo; probablemente lixiviado de rocas encajonantes profundas
Fuente de Plomo	Rocas precambrianas o fanerozoicas subyacentes a las volcánicas
Otras denominaciones	Adularia – Seriolita