FACULTAD TECNOLOGICA

SEDE VALLENAR

OPTIMIZACION Y ANALISIS DEL DIAGRAMA DE DISPARO UTILIZADO EN "COMPAÑÍA MINERA CHIPANA"

Trabajo de Proyecto de Especialidad en conformidad a los requisitos para obtener el título de Técnico Universitario en Minas

Profesor Guía: Enrique Veragua Guerra

Renata Acevedo Toro

Yaymara Toro Suárez

Vallenar, Chile 2024

DEDICATORIA

Dedicamos este proyecto a nuestros padres, quienes siempre creyeron en nosotras y nos brindaron su apoyo incondicional. Su amor, sacrificio y enseñanzas han sido la base de nuestra formación. A nuestros profesores por su guía y motivación y nuestros amigos por su compañía y animo al largo de este viaje. A todos ustedes gracias por ser parte de este logro.

AGRADECIMIENTOS

Queremos expresar nuestros más sinceros agradecimientos a todas las personas que hicieron posibles la realización de esta tesis.

RESUMEN

El presente trabajo aborda la optimización del diagrama de disparo utilizado en la Compañía Minera Chipana, ubicada en la Región de Atacama, Chile. La investigación se centró en analizar el diagrama actual, proponer un diseño optimizado basado en la metodología de Roger Holmberg y desarrollar un protocolo estandarizado para las operaciones de perforación. Este enfoque busca mejorar la eficiencia operativa, garantizar la seguridad de los trabajadores y reducir los costos asociados al proceso de voladura.

La propuesta incluye un análisis exhaustivo de las variables del diseño, como el número y distribución de perforaciones, los parámetros técnicos del explosivo y las características del macizo rocoso. A través de cálculos específicos, se optimizó la fragmentación del material, asegurando un avance uniforme y un uso eficiente de los recursos. El nuevo diseño incorpora parámetros como la longitud y el diámetro de los tiros, el burden, y la concentración lineal de carga, adaptados a las condiciones de la mina. Además, se creó un protocolo unificado que establece procedimientos claros y uniformes para ambos turnos de trabajo. Este protocolo enfatiza la importancia de la comunicación, el mantenimiento preventivo de equipos y el uso de tecnología para registrar datos en tiempo real. La estandarización garantiza la consistencia en las perforaciones y mejora la coordinación entre equipos.

Los resultados muestran una mejora significativa en la eficiencia de la tronadura, con un avance efectivo del 95% respecto a la profundidad de los barrenos, y una reducción en los errores de perforación. Estos avances contribuyen a la sostenibilidad de las operaciones mineras, minimizando el impacto ambiental y maximizando la productividad. La investigación sirve como modelo

para otras empresas mineras que deseen optimizar sus procesos y garantizar la seguridad en sus operaciones.

Palabras claves: optimización, diagrama de disparo, metodología de Roger Holmberg, voladura, eficiencia operativa, perforación.

ABSTRACT

This paper addresses the optimization of the shot pattern used at the Chipana Mining Company, located in the Atacama Region, Chile. The research focused on analyzing the current pattern, proposing an optimized design based on Roger Holmberg's methodology, and developing a standardized protocol for drilling operations. This approach seeks to improve operational efficiency, ensure worker safety, and reduce costs associated with the blasting process. The proposal includes a thorough analysis of the design variables, such as the number and distribution of holes, the technical parameters of the explosive, and the characteristics of the rock mass. Through specific calculations, the fragmentation of the material was optimized, ensuring uniform progress and efficient use of resources. The new design incorporates parameters such as the length and diameter of the holes, the burden, and the linear concentration of charge, adapted to the conditions of the mine. In addition, a unified protocol was created that establishes clear and uniform procedures for both work shifts. This protocol emphasizes the importance of communication, preventive maintenance of equipment, and the use of technology to record data in real time. Standardization ensures consistency in drilling and improves coordination between teams. The results show a significant improvement in blasting efficiency, with an effective advance of 95% with respect to the depth of the holes, and a reduction in drilling errors. These advances contribute to the sustainability of mining operations, minimizing environmental impact and maximizing productivity. The research serves as a model for other mining companies that wish to optimize their processes and ensure safety in their operations.

Keywords: optimization, shot diagram, Roger Holmberg methodology, blasting, operational efficiency, drilling.

INDICE

CAPITULO I MARCO INTRODUCTORIO 12
1.1Introducción: 12
1.2Objetivo general 12
1.3 Objetivos específicos 13
1.4 Planteamiento del problema 13
1.5 Justificación 14
1.6 Alcances 14
CAPITULO II MARCO TEORICO 15
2.1 Antecedentes de la empresa 15
2.1.1 Geología Distrital 15
2.2 Operaciones unitarias 18
2.3 Perforación y tronadura 18
2.4 Importancia de la perforación y tronadura en el de diagrama de disparo 19
2.5 Variables de diseño de diagrama de disparo 20
2.5.1 Malla o diagrama de perforación: 20
2.5.1.1 Rainura 20
2.5.1.2 Tiros de relleno 21
2.5.1.3 Tiros laterales o caja 21
2.5.1.4 Tiros de techo o corona 21
2.5.1.5 Tiros de piso o zapatera 22
2.5.1.6 Tiros auxiliares 22
2.5.1.7 Burden y Espaciamiento 22
2.5.1.8 Tipos de explosivos 22
2.5.2.1 Explosivos primarios 23
2.5.2.2 Explosivos secundarios 24
2.5.2.3 Barrenos 25
2.5.2.4 Tipos de roca 25
2.6 Métodos de diseño de diagramas de disparo 25
2.6.1 Tipos de métodos 25
2.6.1.1 Método de Langefor 25
2.6.1.2Método de López Jimeno 26

2.6.1.3 Modelo matemático de Roger Holmberg 26
2.7.1 Concentración de Carga (Cc) también llamado PRC 29
2.7.2 Avance por tronadura 30
2.7.3 Error de Perforación 30
2.7.4 Diseño de Tiros auxiliares 31
CAPITULO III METODOLOGIA 32
3.1 Tipo de estudio 32
3.2 Grado de observación 32
3.3 Características de la malla a optimizar 32
3.4 Análisis Roger Holmberg 34
3.4.1 Los criterios para determinar H 34
3.4.2 Avance por tronadura 35
3.4.3 Error de perforación 35
3.4.4 Taco 35
3.4.5 Diseño de Rainura para 1 cuadrante según Roger Holmberg 36
3.4.6 Potencia Relativa en Peso del explosivo referida al ANFO. 36
3.4.7 Concentración de Carga (Cc) también llamado PRC 37
3.4.8 Carga por tiro en 1 cuadrante (Q1) 38
3.4.9 Burden Máximo (B 2 máximo) 38
3.4.10 Burden Máximo zapatera (B Max z) 39
3.4.11 Diseño de rainura 40
3.5 Creación de protocolo 46
3.6 Modificación del diagrama 47
3.7 Análisis y descripción de diagrama de disparo 47
CAPITULO IV ANALISIS E INTERPRETACION DE RESULTADOS 49
4.1 Diagrama no optimizado 49
4.2 Análisis del diagrama modificado 50
4.3Parámetros de perforación y voladura actuales 51
4.3.1 Fame corte 51
4.3.2 Anfonor 52
4.3.3 Emulnor 52
4.4Parámetros del macizo rocoso 52

4.5 Características de la galería de estudio 53
4.6 Longitud del taco..... 53
4.8 Tablas resúmenes..... 54
4.8.1 Labor del túnel 54
4.8.2 Parámetros de la roca 54
4.8.3 Parámetros de la perforación..... 55
4.8.4 Cálculos de la sección 55
4.8.5 Perforación optima “H” – Holmberg 55
4.9 Comparación del diagrama actual y el diagrama ya modificado 56
4.10 PROTOCOLO..... 56
4.10.1 Establecimiento del Diagrama de Perforación 57
4.10.2 Comunicación entre Turnos 58
4.10.3..... Uniformidad de Procedimientos 58
4.10.4 Control y Supervisión 59
4.10.5 Mantenimiento y Ajustes de Equipos..... 59
4.10.6 Coordinación de Tiempos 60
4.10.7 Uso de Tecnología para Gestión de Datos..... 60
CAPITULO V CONCLUCIONES 61
Bibliografía 62

INDICE DE ILUSTRACIONES

Ilustración 1 perforadora jumbo fuente: sandvik..... 19
Ilustración 2 diagrama fuente: F documents 20
Ilustración 3 Explosivo Fuente: propia 23
Ilustración 4 Explosivo Fuente: Famesa 24
Ilustración 5 Anfo Fuente: Famesa 24
Ilustración 6 Fuente academia.edu 27
Ilustración 7 perforación H Fuente: Camiper 28
Ilustración 8Metodo del cráter Fuente: Entregado por el profesor 29
Ilustración 9 Error perforación Fuente: entregado por el profesor..... 31
Ilustración 10 desviación Fuente: entregado por el profesor 31
Ilustración 11Fuente: propia 49
Ilustración 12 Fuente: propia 50
Ilustración 13 Fuente propia 57

CAPITULO I MARCO INTRODUCTORIO

1.1 Introducción:

La optimización de un diagrama de disparo minero es un proceso crítico en la minería subterránea y a cielo abierto que busca maximizar la eficiencia en la fragmentación del material y minimizar los costos y el impacto ambiental. Este proceso implica una planificación cuidadosa que considera varios factores, incluyendo la geología del terreno, el tipo de mineral, la seguridad de los trabajadores y el impacto en el medio ambiente.

La optimización del diagrama de disparo minero es un proceso complejo que requiere la integración de conocimientos técnicos, planificación meticulosa y un enfoque en la seguridad y el medio ambiente. Al aplicar prácticas de optimización adecuadas, las operaciones mineras pueden alcanzar una mayor eficiencia y sostenibilidad, asegurando así la viabilidad a largo plazo de sus proyectos.

El presente trabajo se desarrolló en la Compañía Minera Chipana, mina subterránea se emplaza en la Región de Atacama, Provincia de Huasco, Comuna de Freirina, distante a 19,66 km al suroeste de la localidad de Domeyko y 48 km de la ciudad de Vallenar, que se dedica a la extracción de metal.

1.2 Objetivo general

Analizar diagrama actual, proponer una modificación y crear un protocolo de perforación minera, con la finalidad de que ambos turnos trabajen de igual manera.

1.3 Objetivos específicos

- Analizar y describir diagrama de disparo utilizado actualmente en la faena para determinar las variables a corregir.
- Diseñar diagrama de disparo nuevo mediante la metodología de Roger Holmberg para optimizar distribución de energía.
- Crear protocolo para asegurar que ambos turnos de perforación trabajen de manera uniforme, siguiendo el mismo diagrama de perforación para maximizar la eficiencia y seguridad.

1.4 Planteamiento del problema

En la industria de la perforación, la optimización de los procesos es crucial para garantizar la seguridad, la eficiencia y la rentabilidad de las operaciones. Uno de los elementos fundamentales en este contexto es el diagrama de disparo, el cual describe la secuencia y la forma en que se realizaran las voladuras. A pesar de su importancia, muchos de los diagramas de disparo utilizados actualmente presentan limitaciones operativas, riesgos de seguridad y costos adicionales.

En este trabajo, se abordó el análisis crítico de un diagrama de disparo existente, identificando sus fortalezas y debilidades. Así mismo, se propuso la creación de un nuevo diagrama que contemple las mejores prácticas y tecnologías emergentes, con el fin de mejorar la efectividad de las voladuras y minimizar los riesgos asociados.

Además, se incluyó la elaboración de un protocolo de perforación que sirva de guía para la implementación de las nuevas estrategias propuestas. Este protocolo busco estandarizar los procedimientos y asegurar que todos los miembros del equipo estén alineados en cuanto a los métodos de perforación, la identificación de riesgos, y las medidas de seguridad necesarias.

1.5 Justificación

La minería es una industria esencial para el desarrollo económico de muchas naciones, ya que proporciona los recursos necesarios para diversas aplicaciones industriales y tecnológicos. Sin embargo, el proceso de extracción de minerales conlleva riesgos significativos, tanto para la seguridad de los trabajadores como para el medio ambiente. En este contexto, el uso adecuado de técnicas de voladura se convierte en un factor determinante para optimizar la eficiencia operativa y minimizar los riesgos asociados.

1.6 Alcances

El documento sugiere que los métodos y resultados obtenidos se pueden aplicar en otros contextos mineros, pero con ciertas adaptaciones necesarias según las condiciones específicas de cada operación. Esto se menciona de forma implícita en las conclusiones y en la metodología aplicada.

CAPITULO II MARCO TEORICO

2.1 Antecedentes de la empresa

Las minas son explotadas mediante el método de explotación SubLevel Stoping, que consiste en la extracción de mineral dejando un caserón abierto (unidad básica de explotación). Debido al tamaño de la cavidad y a los esfuerzos redistribuidos en paredes y techos que podrían provocar un colapso, los cuerpos minerales se dividen y se dejan pilares entre ellos. Estos pilares pueden ser diseñados como separaciones tanto verticales (rib pillar) como horizontales (sill pillar), que finalmente incide en la recuperación minera del yacimiento. La distancia entre niveles es de 20 m, los pilares verticales varían entre 5 m y 8 m, mientras que el sill pillar es de 8 m por sobre cota 1.000 msnm y 10 m por debajo de ella. Se mantiene un pilar corona (Crown pillar) de 35 m. Las labores de preparación tienen una sección de 4,5 m x 4,5 m, mientras que los portales y rampas son de 5 m x 5 m.

La Mina cuenta con un total de 6 portales, de dimensiones 5 m x 5 m, emplazados en varias cotas (1109, 1140,1160,1205, 1210 y 1220 msnm) y que permiten el tránsito de personas y equipos, así como el traslado de mineral a superficie.

2.1.1 Geología Distrital

En el área del proyecto se exponen preferentemente rocas volcánicas de composición andesítica que pertenecen a la Formación La Negra, de edad Jurásica. Éstas, a su vez, son cortadas por cuerpos intrusivos de composición dioríticos a granodioríticos de edad Cretácica, los que corresponderían al menos a tres fases o eventos de intrusión que

estarían asociados al batolito de la Cordillera de la Costa. La mineralización y alteración hidrotermal observada en el sector estaría asociada a uno de estos eventos intrusivos. Estos eventos de vulcanismo e intrusión están directamente relacionados con el arco volcano-magmático que afectó a todo el norte de Chile durante el Jurásico – Cretácico Inferior (190 ma. a 100 ma.).

El evento morfológico más importante del sector, corresponden al bloque tectónicamente alzado de la Cordillera de la Costa el que se encuentra limitando en su borde oriental por el Sistema de Falla Atacama (SFA), el cual representa el rasgo estructural de mayor importancia dentro del área de estudio, que parte desde el sur del Perú hasta el sur de la Séptima Región de Chile con un largo de más de 2500 km y 30 a 40 km de ancho, generando una provincia metalogénica donde se emplazan depósitos minerales tipo IOCG, con cobre, fierro y oro, como los yacimientos de mina.

La mineralización presente en el distrito La Cuesta - El Morado está emplazada a lo largo del Sistema Falla Atacama.

En el Cretácico Superior, producto de un continuo incremento del esfuerzo deformativo en la corteza, se generaron dos sistemas de fallas conjugadas transcurrente secundarias asociadas al SFA, los que generaron los espacios abiertos donde se canalizaron y circularon los fluidos mineralizadores y probablemente, controlaron la actividad hidrotermal en la zona, siendo el sistema estructural de orientación N10W-40°E el de mayor importancia, ya que en este se emplazan los cuerpos vetiformes que albergan la mineralización en el distrito, con potencias que pueden alcanzar más de 30 m de potencia.

Se puede reconocer una zona estructural de orientación preferencial NNW a N-S con manteo de 48° a 60° E, con corrida superior a los 10

km y espesor por sobre los 40 metros, donde se puede observar a lo menos dos zonas estructurales con contenido económico. |

La mineralización corresponde a la penetración de soluciones mineralizadoras con contenidos importantes de cobre, oro y hierro que rellenan fracturas, grietas y espacios abiertos acompañado en una etapa última de sobreimposición de silicificación y albitización sobre la roca huésped volcánica andesítica la que presenta una alteración clorítica débil a moderada. Simultáneamente y por efecto de la reactivación de la falla regional, se generan brechas hidrotermales cuyo cemento y matriz es sílice-magnetita-calcopirita y pirita.

El sistema de falla de Atacama en el distrito presenta un segmento de más de 7 km y que puede seguir al sur con las propiedades de Riberos, La Colorada, Fortuna de Cobre, Mollacas y hasta la 18 por ciento, continuando la estructura más al sur probablemente relacionada a la mineralización del proyecto Dominga, franja de más de 24 km de longitud.

Las profundidades reconocidas a la fecha son, en el sector sur, Fortuna de Cobre con piques de más de 200 metros de profundidad, y hacia el noroeste el distrito del Morado con trabajos con más de 600 metros en la vertical, La dirección de la estructura Regional es NNW con variaciones hasta NNE y manteo del orden de los 45 a 50° hacia el este y potencias mineralizadas desde algunos metros hasta 8 metros en superficie. en profundidad se logra potencias sobre los 20 metros hasta 30 metros en Mina Félix y sobre 50 metros en Mina La Cuesta.

2.2 Operaciones unitarias

Las operaciones unitarias en minería son procesos fundamentales que se llevan a cabo para extraer y procesar minerales. Cada una de estas operaciones se refiere a un paso específico en el ciclo de producción y contribuye de manera importante a la eficiencia general de la minería. A continuación, se nombran algunas de las principales operaciones unitarias: topografía, perforación, tronadura, carguío, transporte, chancado y molienda. Cada una de ellas supone el consumo y consecuentemente la generación de costos en función de las características de los equipos con que se realizan. (Universidad de Chile,2009, s.f.)

2.3 Perforación y tronadura

La perforación es la operación que se realiza con la finalidad de abrir huecos en el macizo rocoso, con una distribución y geometría adecuada, en donde se alojarán cargas explosivas.

La tronadura es el procedimiento que busca extraer el mineral del macizo rocoso, utilizando de la forma más eficiente posible la energía liberada por el explosivo empleado en los disparos efectuados durante la fase de perforación. Se consigue el máximo aprovechamiento al emplear la energía justa y requerida para producir una fragmentación adecuada del mineral, previniendo daños en las cajas y techo de la tarea minera. (sernageomin, 2018, s.f.)



Ilustración 1 perforadora jumbo fuente: sandvik

2.4 Importancia de la perforación y tronadura en el de diagrama de disparo

La perforación y la tronadura son cruciales en un esquema de disparo, en particular en el sector minero y constructivo. La perforación implica el procedimiento de crear fisuras en el material, en las que se situarán los explosivos. Esto es vital ya que establece la cantidad y localización de la explosión, lo cual impacta directamente en la eficacia y seguridad del procedimiento.

En cambio, la tronadura se refiere al acto de inficionar esos explosivos. El método de tronadura afecta la fragmentación del material, lo cual puede simplificar su gestión y traslado. Una adecuada elaboración en el esquema de disparo garantiza la reducción de riesgos, la optimización del uso de explosivos y la consecución del resultado esperado en cuanto a fragmentación y desplazamiento del material. Tanto la perforación como la tronadura son fundamentales para asegurar un proceso seguro, eficaz y productivo, lo cual repercute en la productividad del proyecto. (sonami, 2016)

2.5 Variables de diseño de diagrama de disparo

2.5.1 Malla o diagrama de perforación:

Utilizado para planificar y visualizar las secuencias de voladuras controladas, representa la manera grafica la secuencia de detonación de los explosivos a través de una serie de pozos de perforación. Este diagrama tiene como objetivo optimizar la fragmentación de la roca, minimizando riesgos y maximizando la productividad. (repositorio academico, 2018)

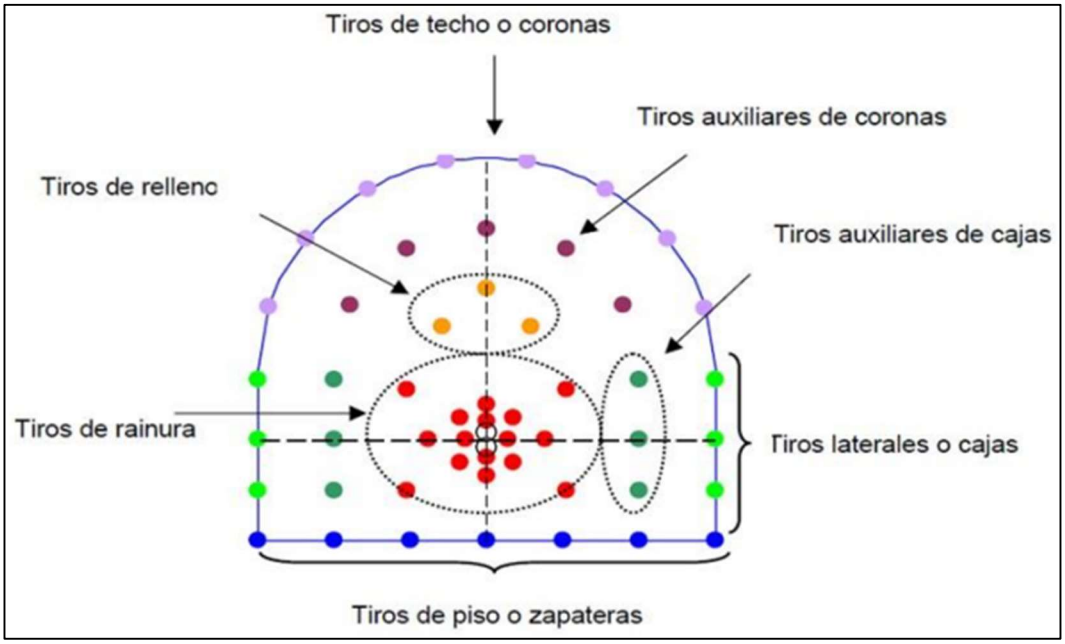


Ilustración 2 diagrama fuente: F documents

2.5.1.1 Rainura

En el interior del frente de perforación se hallan una serie de perforaciones situadas de forma específica para una función precisa dentro de este. Por lo tanto, en este frente se hallan definiciones de cada perforación, y una de estas es la rainura. Se ubica en la zona

central de los tiros mencionados previamente, cuyo objetivo será crear una cara libre para estos, de acuerdo con la disposición y progreso que se desea alcanzar.

2.5.1.2 Tiros de relleno

Como se indicó previamente, en el frente de perforación se encuentra una malla de perforación para alcanzar la granulometría ideal y en esta malla se encuentra se ubica una perforación especifica conocida como tiro de alivio, este a comparación de los demás no contiene explosivos en su interior y tiene un mayor diámetro que los pozos que lo rodean. Su función es generar una cara libre para los primeros pozos, logrando un mejor avance.

2.5.1.3 Tiros laterales o caja

Este tipo de tiro se refiere a las explosiones que se realizan en las paredes laterales de una galería, su propósito principal es incrementar la sección del espacio excavado.

2.5.1.4 Tiros de techo o corona

Se le llama corona a la zona superior (Techo), de la frente de perforación. Esto comienza desde que se empieza a generar las curvas de la frente de operación. Los tiros de caja como lo dice el nombre son los pozos que están ubicados como se mencionó anteriormente en el contorno.

2.5.1.5 Tiros de piso o zapatera

Los pozos de zapatera son los pozos que están ubicados en el piso de la frente de perforación.

2.5.1.6 Tiros auxiliares

Dentro de la minería, en una malla de perforación se encuentran se encuentran los tiros auxiliares que, a diferencia de los demás tiros, estos brindan ayuda para el desplazamiento de material según en la zona más cercana que se encuentre.

2.5.1.7 Burden y Espaciamiento

El espacio que debe haber entre los tiros y de estos hacia la cara libre, relaciona el control de la tronadura en el sentido que todos los pozos exploten por sí solos, no que haya una activación por parte de un pozo secundario, provocando una catástrofe en la tronadura. Es por ello que en temas de conceptos claves, el concepto de burden y espaciamiento es de suma importancia en la minería.

Entonces el burden es la distancia perpendicular que hay desde el pozo hacia la cara libre, mientras que el espaciamiento es la distancia que hay entre pozos.

2.5.1.8 Tipos de explosivos



Ilustración 3 Explosivo Fuente: propia

2.5.2.1 Explosivos primarios

Explosivos Primarios o Iniciadores Son aquellos cuya misión es iniciar la detonación de una masa explosiva. Ejemplos de este tipo de explosivos son: Detonadores (a fuego o eléctricos) e iniciadores (boosters). (universidad de atacama , 2023)



Ilustración 4 Explosivo Fuente: Famesa

2.5.2.2 Explosivos secundarios

Un explosivo secundario es una clase de explosivo con una sensibilidad inferior que los explosivos primarios, pues necesitan de un iniciador o detonador, como puede ser un explosivo primario o una fuente de calor, electricidad, fricción, impacto, para detonar con control y tranquilidad. (universidad de atacama , 2023)



Ilustración 5 Anfo Fuente: Famesa

2.5.2.3 Barrenos

Los barrenos de perforación son herramientas metálicas que se utilizan para hacer agujeros o pozos cilíndricos. Para ello, extraen el material perforado a través de un tornillo helicoidal rotatorio que desplaza el material a lo largo del eje de rotación.

2.5.2.4 Tipos de roca

- Rocas ígneas
- Rocas metamórficas
- Rocas sedimentarias

2.6 Métodos de diseño de diagramas de disparo

2.6.1 Tipos de métodos

2.6.1.1 Método de Langefor

Este método se aplica para voladuras en bancos de pequeño diámetro cuyo diámetro de barreno se encuentra entre 65 y 165 mm. Las cargas son cilíndricas alargadas, con una relación de longitud de carga mayor a 100 veces el diámetro. Suelen disponer de un tipo de explosivo en fondo y otro en columna y sus consumos específicos son relativamente bajos, con inclinaciones de barrenos de 1:2 a 1:3. (universidad nacional de ingenieria , 2019)

2.6.1.2Método de López Jimeno

López Jimeno proporciona un método de cálculo para voladuras en bancos de canteras. Incluye fórmulas para calcular la longitud de perforación, la distribución y cantidad de explosivos, la perforación especifica en función del diámetro de perforación y características de la roca. El método recomienda que la altura de los bancos no exceda los 15 metros por seguridad. (manual de perforacion y voladura de rocas, 2021)

2.6.1.3 Modelo matemático de Roger Holmberg

Este método diseña la perforación y voladura de minería subterránea y túneles de mayor dimensión, el diseño del método de Holmberg plantea la división del frente de trabajo en 5 secciones: A - sección de corte (Cut); B - sección de tajeo (Stoping Section); C - sección de alza (stoping); D - sección de contorno (Contour) y E - sección de Arrastre (Lifters), cada una de estas secciones son tratadas de forma especial (8). (ipchile, 2018).

En la siguiente figura se muestra las secciones establecidas por el método de Roger Holmberg**.**

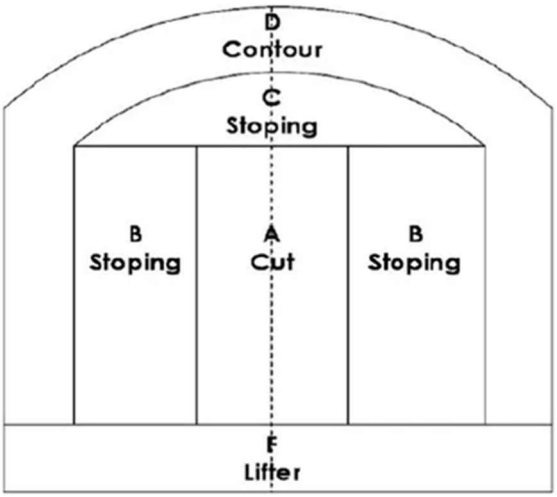


Ilustración 6 Fuente academia.edu

La actividad principal del proceso de voladura en las labores subterráneas es la formación de la cara libre en los frentes (8). Los cálculos de la carga de impacto común, como indica el método propuesto por el investigador Roger Holmberg.

2.7 Cálculos necesarios

Criterios para determinar H, según Roger Holmberg.

Se puede utilizar la siguiente fórmula para determinar el largo de la perforación en función del diámetro del pozo vacío.

$H = 0.15 + 34.1*\varphi - 39.4*\varphi\ 2$

Donde:

H: profundidad del tiro

φ: diámetro del tiro vacío (m)

Nota: «H» es una estimación del largo efectivo de barra a utilizar.



Ilustración 7 perforación H Fuente: Camiper

Si se usan varios pozos vacíos se tiene que calcular un diámetro de pozo hueco falso. Este se puede calcular por la fórmula:

$Df = d \sqrt{n}$.

Df = diámetro del pozo hueco ficticio.

Df se utilizará en todas las demás formulas.

D = diámetro del pozo hueco perforado.

N = número de pozos vacíos.

Criterios para determinar H, según método del Cráter.

La profundidad está limitada por el ancho "A" metros $H \leq 0.86\ A$

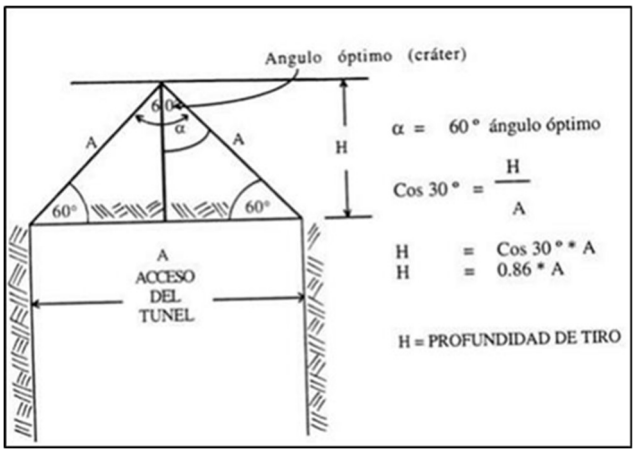


Ilustración 8Metodo del cráter Fuente: Entregado por el profesor

2.7.1 Concentración de Carga (Cc) también llamado PRC

$$C_c = (55 * d_1) * \left(\frac{B_{1Max}}{d_2}\right)^{1.5} * \left(B_{1Max} - \frac{d_2}{2}\right) * \left(\frac{c}{0.4}\right) * \left(\frac{1}{S_{anfo}}\right) \quad \text{kg/m}$$

La concentración lineal de carga se calcula a partir de la siguiente expresión:

Donde:

Cc: concentración lineal de carga (Kg/m) (kilogramos de explosivo en un metro de perforación).

D1: diámetro del tiro cargado (m).

D2: diámetro del tiro de alivio (m) modificado en caso de más de un tiro de alivio.

C: constante de la roca 0,3 - 0,4.

Sanfo: Potencia Relativa en Peso del explosivo referida al ANFO. En tanto por uno ax.

Originalmente el método fue diseñado para explosivos encartuchados (dinamita), y para poder bajar la concentración de carga del explosivo se utilizaban diferentes diámetros de cartuchos del mismo explosivo.

2.7.2 Avance por tronadura

El avance efectivo está limitado por el diámetro del barreno de expansión (tiro de alivio) y la desviación de los barrenos cargados. Siempre que ésta última se mantenga por debajo del 2% los avances medios «X» pueden llegar al 95% de la profundidad de los barrenos «H».

Avance Efectivo = 0,95 x H.

El avance debe estar entre un 90 a 95 % de la profundidad barrenada. Es aquí donde se asocia el concepto de R.D (rendimiento de disparo).

2.7.3 Error de Perforación

$Ep = (\alpha * H + \beta)$

Donde α: Desviación angular (m/m).

β: Error de emboquille o de empate (m).

H: profundidad del barreno de perforación.

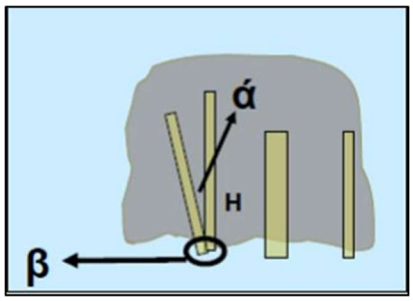


Ilustración 9 Error perforación Fuente: entregado por el profesor

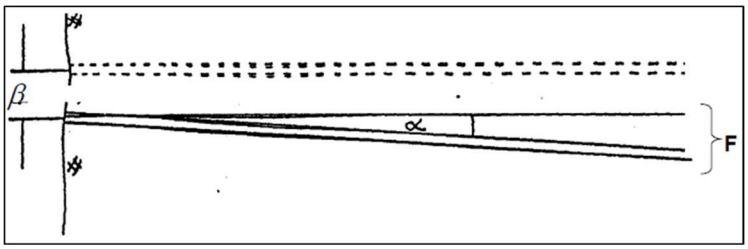


Ilustración 10 desviación Fuente: entregado por el profesor

2.7.4 Diseño de Tiros auxiliares

Para el cálculo de estos barrenos horizontales hacia arriba o hacia abajo. Se usan las mismas fórmulas para calcular los barrenos del piso, la diferencia radica en las relaciones, E/B factor de fijación “f”. También estos tiros son conocidos como tiros de arranque o de franqueo.

CAPITULO III METODOLOGIA

3.1 Tipo de estudio

La investigación es de tipo cuantitativa y cualitativa, dado que el análisis empleará métodos matemáticos y numéricos para interpretar o predecir diversas variables. Estas técnicas se emplean utilizando referencias numéricas, además de determinar el volumen de explosivo a emplear, observar las distancias y establecer la dureza de la roca.

3.2 Grado de observación

El grado de observación es de tipo descriptivo en relación con la perforación y la tronadura. Además, es de carácter explicativo, detallando la conexión entre la distribución de los disparos, la utilización de explosivos y la fragmentación de la roca.

Además, es de aspecto predictivo, dado que anticiparemos el comportamiento y el resultado del nuevo diagrama a poner en práctica.

Se analizo el proyecto de la mina y se obtuvieron los datos organizándolos de la siguiente manera:

3.3 Características de la malla a optimizar

Todos los datos mencionados se representarán con sus respectivas formulas y/o tablas, además de su análisis correspondiente con el fin de presentar el proceso completo de creación y optimización de la malla modificada y su diagrama.

Datos necesarios de la malla antigua para crear la optimizada:

- Número de perforaciones de alivio.
- Número de perforaciones cargadas.
- Número total de perforaciones.
- Eficiencia de la tronadura.
- Avance por tronadura.
- Diámetro de perforación.

Se necesitará de sus parámetros de perforación:

- Diámetro de perforación.
- Longitud de barreno.
- Eficiencia de perforación.
- Porcentaje de acoplamiento.
- Ángulo de desviación en perforación de contorno.
- Desviación angular.
- Error de emboquille.

Características del explosivo:

- Dimensiones.
- Densidad.
- VOD.
- Presión de detonación.
- $RWSANFO$.
- Resistencia al agua.

Características de la galería de estudio:

- Ancho de galería.

- Altura de la galería.

Parámetros del macizo rocoso:

- RMR.
- GSI.
- RQD.
- Resistencia a la compresión.
- Densidad.

Esquema de carguío y distribución de cartucho:

- Dimensiones de los cartuchos.
- Longitud de la columna del explosivo.
- Longitud del taco.

3.4 Análisis Roger Holmberg

Rogers Holmberg presento varias relaciones para diseñar rounds de disparos en labores horizontales. Se utilizó el algoritmo aplicando modificaciones para de esta forma mejorar los resultados.

3.4.1 Los criterios para determinar H

Según Holmberg, se puede utilizar la siguiente fórmula para determinar el largo de la perforación en función del diámetro del pozo vacío:

$$H = 0.15 + 34.1*\varphi - 39.4*\varphi\ 2$$

Donde H: profundidad del tiro.

φ: diámetro del tiro vacío (m).

Si se usan varios pozos vacíos se tiene que calcular un diámetro de pozo hueco falso. Este se puede calcular por la fórmula:

$$Df = d \sqrt{n}$$

Donde:

Df = diámetro del pozo hueco ficticio.

d = diámetro del pozo hueco perforado.

n = número de pozos vacíos.

3.4.2 Avance por tronadura

"El avance efectivo está limitado por el diámetro del barreno de expansión (tiro de alivio) y la desviación de los barrenos cargados. Siempre que ésta última se mantenga por debajo del 2% los avances medios «X» pueden llegar al 95% de la profundidad de los barrenos «H»."

Avance Efectivo = 0,95 x H.

3.4.3 Error de perforación

$$Ep = (\alpha * H + \beta)$$

α: Desviación angular (m/m).

β: Error de emboquille o de empate (m). H: profundidad del barreno de perforación.

3.4.4 Taco

$$T = 10*d1$$

d1: Diámetro del tiro cargado (m).

3.4.5 Diseño de Rainura para 1 cuadrante según Roger Holmberg

Primer cuadrante Burden Practico Cuando la desviación angular de perforación es de 0,5 % y menor 1%, la distancia entre el tiro central de alivio y los tiros de la primera sección, está dado por:

$$B1 \text{ practico} = 1{,}5 * \varphi$$

φ: diámetro del tiro vacío en m (utilizar Df si son más de un tiro vacío).

3.4.6 Potencia Relativa en Peso del explosivo referida al ANFO.

$$S_{Anfo} = \left(\frac{5}{6}\right) * \left(\frac{Q}{Q_0}\right) + \left(\frac{1}{6}\right) * \left(\frac{V}{V_0}\right)$$

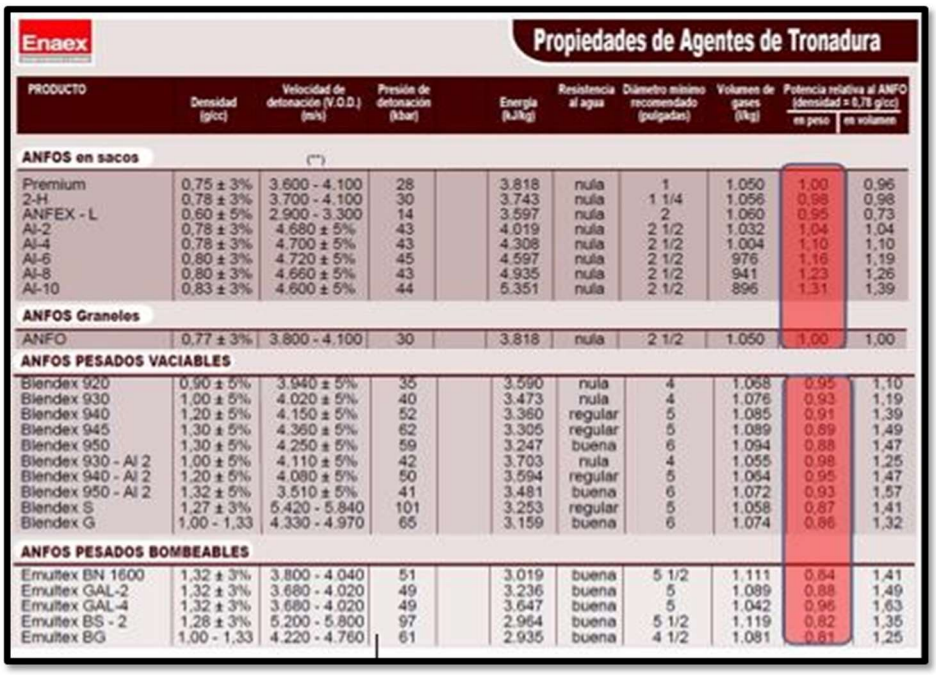
Q: Calor de explosión del explosivo a utilizar.

Q o: Calor de explosión del ANFO.

V: Volumen de gas del explosivo a utilizar.

V o: Volumen del ANFO.

Para ahorrar el cálculo se puede tener presente la siguiente tabla:



Enaex

Propiedades de Agentes de Tronadura

PRODUCTO	Densidad (g/cc)	Velocidad de detonación (V.O.D.) (m/s)	Presión de detonación (kbar)		Energía (kJ/kg)	Resistencia al agua	Diámetro mínimo recomendado (pulgadas)	Volumen de gases (l/kg)	Potencia relativa al ANFO (densidad = 0,78 g/cc) en peso	en volumen
ANFOS en sacos		(**)								
Premium	0,75 ± 3%	3.600 - 4.100	28		3.818	nula	1	1.050	1,00	0,96
2-H	0,78 ± 3%	3.700 - 4.100	30		3.743	nula	1 1/4	1.056	0,98	0,98
ANFEX - L	0,60 ± 5%	2.900 - 3.300	14		3.597	nula	2	1.060	0,95	0,73
AI-2	0,78 ± 3%	4.680 ± 5%	43		4.019	nula	2 1/2	1.032	1,04	1,04
AI-4	0,78 ± 3%	4.700 ± 5%	43		4.308	nula	2 1/2	1.004	1,10	1,10
AI-6	0,80 ± 3%	4.720 ± 5%	45		4.597	nula	2 1/2	976	1,16	1,19
AI-8	0,80 ± 3%	4.660 ± 5%	43		4.935	nula	2 1/2	941	1,23	1,26
AI-10	0,83 ± 3%	4.600 ± 5%	44		5.351	nula	2 1/2	896	1,31	1,39
ANFOS Graneles										
ANFO	0,77 ± 3%	3.800 - 4.100	30		3.818	nula	2 1/2	1.050	1,00	1,00
ANFOS PESADOS VACIABLES										
Blendex 920	0,90 ± 5%	3.940 ± 5%	35		3.590	nula	4	1.068	0,95	1,10
Blendex 930	1,00 ± 5%	4.020 ± 5%	40		3.473	nula	4	1.076	0,93	1,19
Blendex 940	1,20 ± 5%	4.150 ± 5%	52		3.360	regular	5	1.085	0,91	1,39
Blendex 945	1,30 ± 5%	4.360 ± 5%	62		3.305	regular	5	1.089	0,89	1,49
Blendex 950	1,30 ± 5%	4.250 ± 5%	59		3.247	buena	6	1.094	0,88	1,47
Blendex 930 - AI 2	1,00 ± 5%	4.110 ± 5%	42		3.703	nula	4	1.055	0,98	1,25
Blendex 940 - AI 2	1,20 ± 5%	4.080 ± 5%	50		3.594	regular	5	1.064	0,95	1,47
Blendex 950 - AI 2	1,32 ± 5%	3.510 ± 5%	41		3.481	buena	6	1.072	0,93	1,57
Blendex S	1,27 ± 3%	5.420 - 5.840	101		3.253	regular	5	1.058	0,87	1,41
Blendex G	1,00 - 1,33	4.330 - 4.970	65		3.159	buena	6	1.074	0,86	1,32
ANFOS PESADOS BOMBEABLES										
Emultex BN 1600	1,32 ± 3%	3.800 - 4.040	51		3.019	buena	5 1/2	1.111	0,84	1,41
Emultex GAL-2	1,32 ± 3%	3.680 - 4.020	49		3.236	buena	5	1.089	0,88	1,49
Emultex GAL-4	1,32 ± 3%	3.680 - 4.020	49		3.647	buena	5	1.042	0,96	1,63
Emultex BS - 2	1,28 ± 3%	5.200 - 5.800	97		2.964	buena	5 1/2	1.119	0,82	1,35
Emultex BG	1,00 - 1,33	4.220 - 4.760	61		2.935	buena	4 1/2	1.081	0,81	1,25

3.4.7 Concentración de Carga (Cc) también llamado PRC

$$C_c = (55 * d_1) * \left(\frac{B_{1Max} - \frac{d_2}{2}}{d_2}\right)^{1.5} * \left(B_{1Max} - \frac{d_2}{2}\right) * \left(\frac{c}{0.4}\right) * \left(\frac{1}{S_{anfo}}\right) \quad \text{kg/m}$$

Cc: concentración lineal de carga (Kg/m) (kilogramos de explosivo en un metro de perforación).

d1: diámetro del tiro cargado (m).

d2: diámetro del tiro de alivio (m) modificado en caso de más de un tiro de alivio.

C: constante de la roca 0,3 - 0,4.

Sanfo: Potencia Relativa en Peso del explosivo referida al ANFO.

Calculada la concentración de carga "Cc" se obtiene la cantidad de explosivo en peso por cada metro lineal de tiro perforado.

3.4.8 Carga por tiro en 1 cuadrante (Q1)

Da a conocer la cantidad de explosivo para cada perforación en el primer cuadrante.

$$Q1 = (H - T) * Cc \ (Kg)$$

Donde:

Cc: Concentración lineal de carga (Kg/m).

H: estimación del barreno (m).

T: Taco (m)

3.4.9 Burden Máximo (B 2 máximo)

Para calcular el resto de las secciones, se considera que ya existen unos huecos rectangulares de anchura «Ah» y que se conocen las concentraciones lineales de carga «Cc». El valor del Burden Máximo se calculará a partir de:

$$B_{2\,Maximo} = \left(8.8 * 10^{-2}\right) * \left(\sqrt{\frac{Ah * C_c * S}{d_1 * c}}\right)$$

Burden Practico (B 2 practico)

El valor del Burden máximo tiene que reducirse con la desviación de los barrenos para obtener el Burden práctico.

B 2 practico = B 2 máximo – Ep

Si la restricción no se cumple, se calculará una nueva Concentración lineal de Carga, con la siguiente ecuación:

$$C_c = \left(\frac{540 * d1 * c * Ah}{S}\right)$$

Espaciamiento, Distancia entre tiros (W2)

$$W_2 = \sqrt{2} * \left[B_{2Pract} + \left(\frac{W_1}{2} \right) \right]$$

3.4.10 Burden Máximo zapatera (B Max z)

Corresponde a los tiros que van en el piso. El Burden de los barrenos de zapatera dispuestos en filas se calcula, básicamente, con la misma fórmula que se emplea en las voladuras en banco, considerando que la altura de ésta última es igual al avance de la pega:

$$B_{Max}z = 0.9 * \sqrt{\frac{C_c * S_{anfo}}{c.* f * \left(\frac{S}{B} \right)}}$$

Factor de fijación = Generalmente se toma el valor de 1,45 para tener en cuenta el efecto gravitacional y el tiempo de retardo entre barrenos.

S/B = Relación entre el espaciamiento y el burden. Se suele tomar igual a 1.

c. Corregida = Constante de roca corregida.

c. Corregida = c + 0,05 B máx. z >= 1,4 m < 1,4 m

c. Corregida = c + 0,07/ B para para B máx. z

Nuevamente se calcula el Burden Máximo, pero ahora utilizando la constante de la roca corregida

$$B_{Max}z = 0.9 * \sqrt{\frac{C_c * S.Anfo}{c.corregida * f * \left(\frac{S}{B}\right)}}$$

Burden Practico zapatera (B Practico Z) B Practico z = B Max z – H* Seno (ϒ).

3.4.11 Diseño de rainura

Para el diseño de la rainura se tiene que tener presente dos cosas:

A. Diámetro del barreno.
B. Longitud del barreno.

En esta oportunidad se va a realizar una rainura de cuatro secciones, con una longitud de barreno representada en la siguiente ecuación:

$$L = 0{,}15 + 34{,}1\ \phi 2 - 39{,}4\ \phi 2$$

- Numero de tiros de Zapateras (Nz) El número de barrenos vendrá dado por:

$$Nz\ (ENTERO) = \left\lfloor \frac{Ancho_labor + (2 * H * sen\varphi)}{B_{practicaz}} + 2 \right\rfloor$$

- Espaciamiento teórico (Sz)

El Espaciamiento (Sz) calculado corresponde al ancho en el fondo de los tiros. Al proyectar el fondo de los tiros al piso de la labor, tenemos que calcular los tiros de las esquinas del piso

$$Sz = \left[\frac{AnchoSeccion + (2 * H * sen\varphi)}{(N^o Entero - 1)} \right]$$

- Espaciamiento Teórico Tiros de esquina (Se)

$$Se' = S_z - H * Sen\varphi$$

- Carga de Fondo.

  Longitud de carga de fondo (Lcf).

  Lcf = 1,25 * B practico zap.

- Concentración de carga de fondo (Ccf) del explosivo a utilizar.

  Ccf = Lcf * Cc

- Carga de Columna

  Longitud de carga de columna (Lc columna).

  Lcc = H - (taco + longitud de carga de fondo).

- Concentración de carga de fondo (Cc columna) del explosivo a utilizar.

  Ccc = 0,7* Cc (puede dejarse igual a Cc por un tema operacional de usar más de un explosivo).

- Carga por barreno:

  Q zapatera = Q f + Qc (Kg de explosivo por tiro), La ecuación anterior se puede reemplazar por:

  Q zapatera = Lc fondo * Cc + Lc columna* Cc columna

- Numero de cartuchos por tiro (Nc)

Nc = Q / Peso unitario del cartucho (kg)

- Espaciamiento Corona (Sc)

Las siguientes ecuaciones son del Sistema de Recorte (Smooth Blasting)

$$S\,c = K * d\,1$$

K: es una constante que varía entre 15 y 16

- Burden Máximo Coronas (B Max c). Entrega un burden teórico y se calcula en función del espaciamiento dividido por una constante igual a 0,8.

$$B_{Max}c = \frac{Sc}{0.8}$$

- Burden Practico Coronas (B Practico c)

Al igual que en las zapateras hay que restarle la diferencia por ángulo y por desviaciones, obteniendo un Burden Práctico.

$$B_{Pract}c = B_{Max}c - (H * sen\varphi)$$

- Numero de tiros de corona:

$$Nc = \text{Re}\,dondear\left(\frac{ancho_labor}{Sc} + 1\right)$$

- Concentración de carga:

Entrega una concentración de carga teórica.

Cc (coronas) = 90 * (d1) 2.

Cantidad de explosivo por tiro (Kg)

Q = Cc (corona) * H (kg explosivo)

Numero de cartuchos por tiro:

N de cartuchos = Q / peso de unidad de cartucho.

- Espaciamiento Cajas: Las siguientes ecuaciones son del Sistema de Recorte (Smooth Blasting)

  S cajas = K * d1

  K: es una constante que varía entre 15 y 16.

- Espacio Libre (EL): Espacio que nos queda en el contorno a lo largo del cual hay que ubicar los tiros laterales, entre la altura, menos el burden práctico de zapateras y coronas.

$$E_{L^{cajas}} = h - B_{\mathrm{Pr}actZapateras} - B_{\mathrm{Pr}actCoronas}$$

Donde:

h: corresponde al alto de la labor.

- Burden Máximo Cajas (B Max cajas): Entrega un burden teórico y se calcula en función del espaciamiento dividido por una constante igual a 0,8.

$$B_{Max}cajas = \frac{Scajas}{0.8}$$

- Burden Practico Cajas (B Practico c): Al igual que en las zapateras hay que restarle la diferencia por ángulo y por desviaciones, obteniendo un Burden Práctico "BP"

$$B_{Pract}cajas = B_{Max}cajas - (H * sen\varphi)$$

- Numero de tiros de cajas

$$Nc = \text{Redondear}\left(\frac{\text{EL de cajas}}{\text{S cajas}} + 1\right)$$

- Concentración de carga teórica (kg/m) entrega una concentración de carga teórica:

Cc (cajas) = 90 * (d1) 2

- Cantidad de explosivo por tiro (Kg)

Q = Cc (cajas) * H (kg explosivo)

- Numero de cartuchos por tiro

N de cartuchos = Q / peso de unidad de cartucho

- Espaciamiento cajas (S cajas)
- Longitud de carga de fondo (Lcf)

Lcf = 1,25 * B practico zap.

- Concentración de carga de fondo (Ccf) del explosivo a utilizar

Ccf = Lcf * Cc (1 cuadrante)

- Longitud de carga de columna (Lc columna)

Lcf = H - (taco + longitud de carga de fondo) nota (*)

- Concentración de carga de fondo (Cc columna) del explosivo a utilizar

Ccf = 0,5* Cc (1 cuadrante)

- Carga por barreno

Q zapatera = Q f + Qc (Kg de explosivo por tiro)

La ecuación anterior se puede reemplazar por:

Q zapatera = Lc fondo * Cc fondo + Lc columna* Cc columna

- Numero de cartuchos por tiro (Nc)

$$Nc = Q / \text{Peso unitario del cartucho (kg)}$$

- Diseño de Tiros auxiliares

  Para el cálculo de estos barrenos horizontales hacia arriba o hacia abajo. Se usan las mismas fórmulas para calcular los barrenos del piso, la diferencia radica en las relaciones, E/B y factor de fijación "f". También estos tiros son conocidos como tiros de arranque o de franqueo.

3.5 Creación de protocolo

El protocolo fue creado tomando en cuenta los datos necesarios para analizar cómo estaban trabajando ambos turnos en ese momento. Se observó que no estaban operando de manera uniforme, por lo que se llegó a un consenso sobre la necesidad de elaborar un protocolo para asegurar que ambos trabajaran de igual forma.

El proceso de creación del protocolo consistió en analizar las operaciones actuales de la mina, consultar con expertos el estudio de las normativas vigentes y organizar los procedimientos en secciones claras (objetivo, comunicación, supervisión, mantenimiento, entre otros), con el fin de que fueran fáciles de entender y aplicar.

Además, se estableció el uso de herramientas específicas, como sistemas de gestión digital, diagramas detallados y equipos homogéneos, para garantizar la uniformidad entre turnos.

3.6 Modificación del diagrama

En primer lugar, para elaborar un diagrama de disparo, debemos introducir los datos. Examinamos la frente, su longitud y altura, luego determinamos los cueles en función de los demás. Resultados del método Roger Holmberg: se seleccionó la clase de rainura, tras su realización, se procedió a su ejecución. Primero se introducen los barrenos en el techo, caja, zapatera y luego se rellenan los barrenos. Cuadrantes, se requiere determinar el ancho y el espaciamiento de la labor para que el esquema sea claro, luego los barrenos son cargados especificando el tipo de explosivo, la densidad de carga y el taco. Una vez hecho esto, se introduce la secuencia de disparo, comenzando por la cara despejada y terminando por el rostro libre.

3.7 Análisis y descripción de diagrama de disparo

Para obtener los análisis y determinar las variables a corregir del diagrama de disparo, se llevó a cabo una reunión que involucro a diferentes roles operativos (jefe de operación mina, operador de Jumbo, ayudantes del operador, prevencionista de riesgos, geólogo y jefe de turno). Esta reunión permitió tener una visión integral de las fallas del diagrama desde diversas perspectivas, abarcando aspectos de operatividad, seguridad y geología del terreno. El objetivo fue identificar y plantear las deficiencias del diagrama utilizado actualmente en la mina, reforzando así la validez de las observaciones y conclusiones.

A partir de la recopilación de datos, se determinaron las variables que debían ser corregidas. En lugar de diseñar un nuevo diagrama de disparo, se decidió, adaptando una estrategia practica y eficiente. Diseñar y probar un diagrama completamente nuevo habría implicado costos adicionales de tiempo y recursos. Al mantener la

base del diagrama actual, se facilitó la adaptación de los trabajadores, ya familiarizados con el sistema, lo que produjo el tiempo necesario para capacitación.

El enfoque adaptado priorizo la solución de las variables problemáticas con el propósito de mejorar el desempeño del diseño original, sin alterar los aspectos que ya funcionaban correctamente. Finalmente, tras el análisis del estudio se llegó al consenso de que modificar el diagrama existente seria la opción más eficiente.

CAPITULO IV ANALISIS E INTERPRETACION DE RESULTADOS

En la siguiente figura se puede apreciar el diagrama de perforación antes de la optimización, donde se puede observar un total de 53 perforaciones.

4.1 Diagrama no optimizado

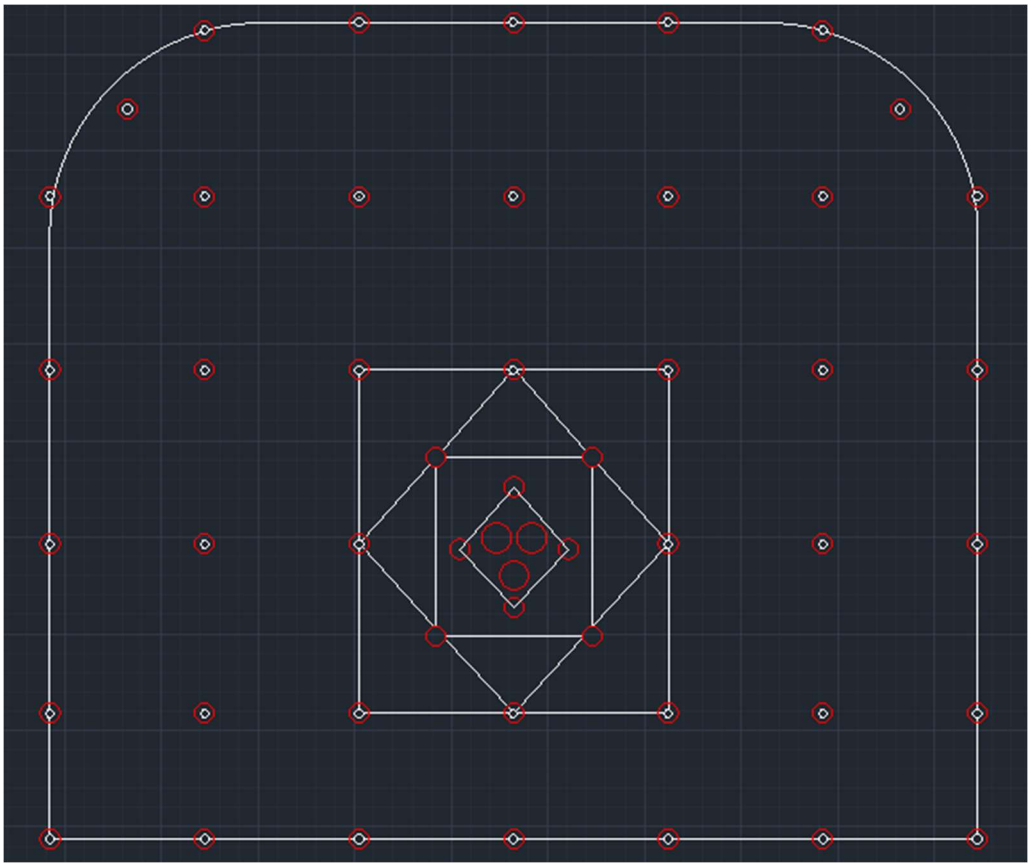


Ilustración 11Fuente: propia

Se aprecia el diagrama de disparo utilizado actualmente en la compañía minera Chipana, este cuenta con un total de 53 perforaciones, 3 de ellas son tiros vacíos.

4.2 Análisis del diagrama modificado

En la siguiente figura se puede apreciar el diagrama de disparo ya optimizado:

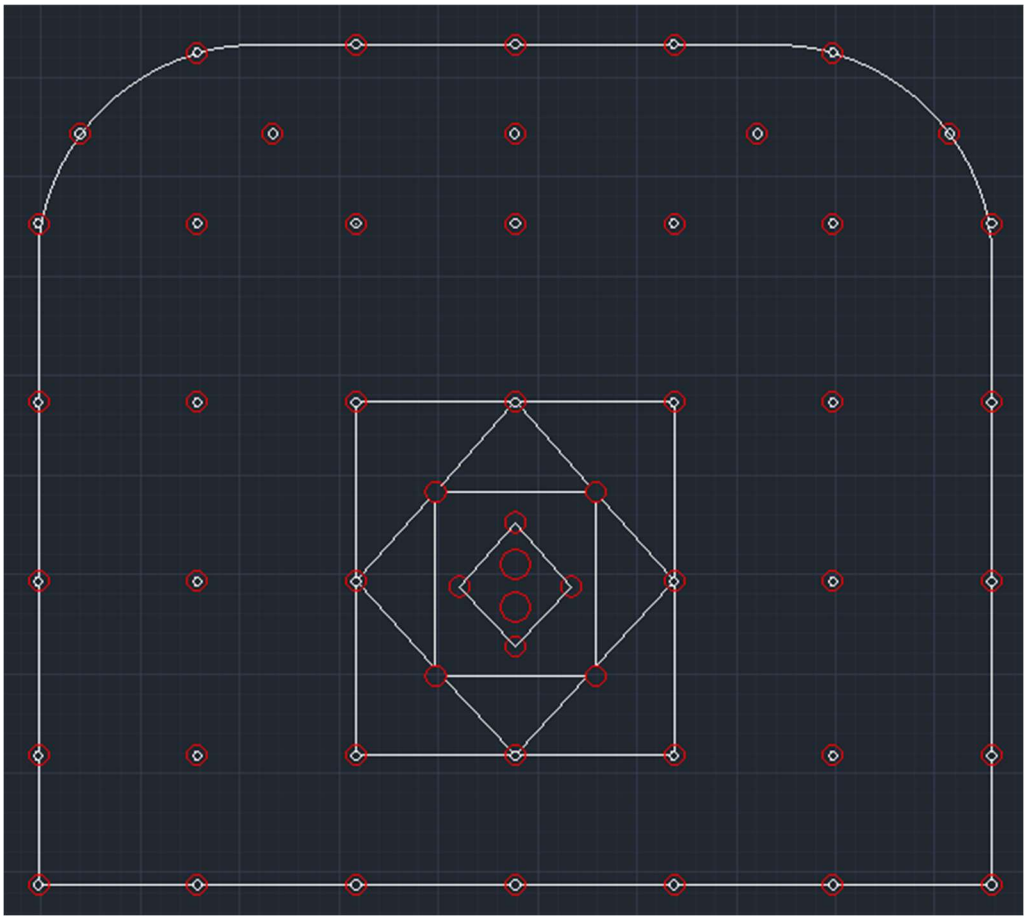


Ilustración 12 Fuente: propia

Los datos de perforación son:

- Numero de perforaciones cargadas: 52.
- Numero de perforaciones vacías: 2.
- Numero de perforaciones en total: 54.
- Eficiencia de la tronadura: 4m.
- Avance por tronadura: 3,8 m.
- Diámetro de perforación: 45 mm.

- Diámetro escareado: 101 mm.

4.3Parámetros de perforación y voladura actuales

Parámetros de perforación:

- Diámetro de perforación: 45 mm.
- Longitud del barreno: 4 mt.

Características de los explosivos utilizados por la compañía, según los datos entregados por la mina, los tiros de corona son cargados con fame corte E-20 0,7 m. y el resto de los tiros son con Anfo seco y Emulnor.

4.3.1 Fame corte

Densidad relativa	g/cm^3	1,10 ± 0,1
Velocidad de detonación (*)	m/s	4 200 ± 600
Presión de detonación	kbar	48
Potencia relativa en peso (**)	%	74
Resistencia al agua	---	Buena
Categoría de humos	---	Clase 1
Volumen normal de gases	l/kg	909
Diámetro del tubo	mm	17,5
Longitud del tubo	mm	512

4.3.2 Anfonor

		ANFONOR® (ANFO)
DENSIDAD APARENTE (g/cm³)		de 0,75 ≥ 0,80
VELOCIDAD DE DETONACIÓN * (m/s) (VOD)		3 000
ENERGÍA TEÓRICA	Por peso (cal/g)	900
	Por volumen (cal/cm³)	738
ENERGÍA RELATIVA	Por peso (%)	100
	Por volumen (%)	100
PRESIÓN DETONACIÓN (kbar)		32
CALOR DE EXPLOSIÓN (kj/kg)		3784

4.3.3 Emulnor

Densidad relativa	g/cm³	0,90 ± 0,15	1,13 ± 0,1	1,14 ± 0,1	1,16 ± 0,1
Velocidad de detonación confinado (*)	m/s	4 400 ± 300	5 800 ± 300	5 700 ± 300	5 500 ± 300
Velocidad de detonación sin confinar (**)	m/s	3 500 ± 300	4 500 ± 300	4 400 ± 300	4 200 ± 300
Presión de detonación	kbar	44	95	93	88
Energía	kcal/kg	628	785	920	1010
Volumen normal de gases	l/kg	952	920	880	870
Potencia relativa en peso (***)	%	70	87	102	112
Potencia relativa en volumen (***)	%	77	120	142	159
Sensibilidad al Fulminante	---	N° 8	N° 8	N° 8	N° 8
Resistencia al agua	---	Excelente	Excelente	Excelente	Excelente
Categoría de humos	---	Clase 1	Clase 1	Clase 1	Clase 1

4.4Parámetros del macizo rocoso

- RMR: 70.
- GSI: 65.
- RQD: 90-80%.

Resistencia a la compresión:

- Densidad: 3,2 gr/ cm³.

4.5 Características de la galería de estudio

- Ancho de la galería: 5 metros.
- Altura de la galería: 5 metros.

4.6 Longitud del taco

La compañía minera Chipana no utiliza taco en sus perforaciones.

4.7 Sustitución de fórmulas de Roger Holmberg

1. **Profundidad del tiro:**

$$H = 0.15 + 34.1 \cdot \emptyset - 39.4 - \emptyset^2$$

$H = 0.15 + 34.1 \cdot 0.045 - 39.4 \cdot (0.045)^2$

2. **Diámetro del pozo hueco ficticio (Df):**

$$Df = d \cdot \sqrt{n}$$

$$Df = 0.045 \cdot \sqrt{2}$$

3. **Avance efectivo:**

$$Avance\ Efectivo = 0.95 \cdot H$$

Profundidad estimada del tiro (3.8m):

$$Avance\ Efectivo = 0.95 \cdot 3.8m$$

4. **Error de perforación:**

$$MI\ pag = (\propto \cdot\cdot\ yo + \beta)$$

Donde:

- $Alfa\ -\ 10m\ -\ 0{,}01$
- $\beta - 20mm\ -\ 0{,}02metros$

5. **Tacos: Sin taco asumido**

6. **Carga practica (B_1):**

$$B_1 = 1 \cdot \emptyset$$

$$B_1 = 1.5 \cdot 0.045$$

7. **Carga por tiro en un cuadrante (Q_1):**

$$Q^1 = (H - T) \cdot Cc$$

$$Q^1 = (3.8 - 0) \cdot 7$$

4.8 Tablas resúmenes

4.8.1 Labor del túnel

Tabla 1: labor

Fuente: elaboración propia

Tipo de Sección	TUNEL
A Ancho (m.)	5,00
H Altura (m.)	5,00
r - Radio de arco (m)	1,50

4.8.2 Parámetros de la roca

Tabla 2: Parámetros de la roca

Fuente: Elaboración propia

ρr (gr./cm3)	3.2
RMR	70
GSI	65
RQD %	80

4.8.3 Parámetros de la perforación

Tabla 3: parámetros de la perforación

Fuente: elaboración propia

Efec. Perforación %	91%	D. empate **α1** (m)	0,02
Long. Barras (pies)	12	D. angular **α2** (m/m	0,01
ϕ1 broca (mm.)	45	**y °**	3
ϕ2 rimadora (mm.)	101	**N° de TH**	2

4.8.4 Cálculos de la sección

Tabla 4: cálculos de la sección

Fuente: elaboración propia

Área Secc. (m2)	**23.01**
Perímetro (m)	20,00
Volumen (m3)	83.06

4.8.5 Perforación optima "H" – Holmberg

Tabla 5: perforación optima

Fuente: elaboración propia

DTH (m)	-
DTH Ficticio(m)	0,143
Φ eq. (m)	0,143
I (m)	**3,33**
F =	0,053
H (m)	**4,22**

4.9 Comparación del diagrama actual y el diagrama ya modificado

El diagrama actual utilizado en la compañía minera Chipana tenía algunas fallas en los tiros de corona, el material residual en las áreas izquierdo y derecho de la corona obligaba a los operadores a reingresar a acuñar con el equipo jumbo para ser removido y evitar derrumbes y mala formación de la galería.

Al realizar su optimización y estudio, propusimos una modificación en su diagrama de disparo en los tiros de corona obteniendo un resultado de ahorro de costo operacional y tiempo.

El nuevo diagrama cuenta con un total de 54 tiros y solo 2 tiros escareados, en comparación al diagrama actual utilizado que contaba solo con 52 tiros en total y 3 de ellos escareados, en este nuevo diagrama se puede apreciar una gran diferencia en cuanto a ahorros de suministros, al tiempo dedicado a la labor, ya que no tendrán que reingresar al lugar.

4.10 PROTOCOLO

Este protocolo de perforación minera es un conjunto de procedimientos y directrices que aseguran que ambos turnos de trabajo sigan el mismo diagrama de perforación, lo cual es fundamental para la seguridad, la eficiencia y la calidad del trabajo.

PROTOCOLO DE PERFORACION MINERA PARA AMBOS TURNOS

Objetivo: Hay que asegurar que ambos turnos de perforación trabajen de manera uniforme, siguiendo el mismo diagrama de perforación para maximizar la eficiencia y seguridad.

4.10.1 Establecimiento del Diagrama de Perforación

Diagrama Unificado: Se desarrollo un diagrama de perforación claro y detallado, que incluyo las coordenadas, ángulos y profundidades específicas de cada perforación a realizar, así como los parámetros técnicos de las perforadoras (presión, tipo de broca, etc.).

Sistematización del Diagrama: El diagrama debe estar dividido en áreas o bloques, con un número identificador de perforación, y se debe indicar la ubicación precisa de cada agujero.

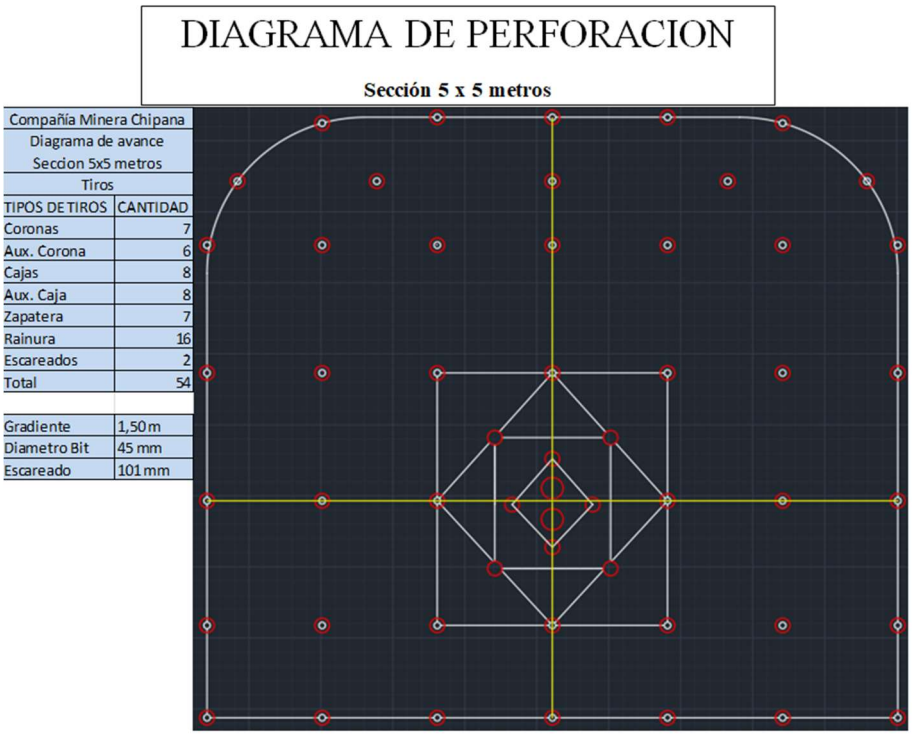


Ilustración 13 Fuente propia

Diagrama recibido por cada turno.

4.10.2 Comunicación entre Turnos

Reunión de Transferencia: Al final de cada turno, se debe realizar una reunión de transferencia entre los supervisores de ambos turnos (turno anterior y turno siguiente), para revisar el avance de la perforación, los problemas encontrados y las condiciones del equipo.

Informe de Actividades: Se debe dejar un informe escrito y/o digital con los detalles de las perforaciones realizadas (número de perforaciones completadas, coordenadas, profundidad alcanzada, tipo de material perforado, cualquier incidencia, etc.). Este informe debe ser claro y accesible para los trabajadores del siguiente turno.

Comunicación Visual en el Sitio: En el área de perforación, debe haber un sistema visual de marcado (tableros, señales, etc.) que muestre claramente el diagrama y el estado de cada perforación. Esto ayudará a los trabajadores a identificar rápidamente lo que se ha hecho y lo que falta por hacer.

4.10.3 Uniformidad de Procedimientos

Revisión de Parámetros Técnicos: Antes de cada turno, los perforistas deben revisar el diagrama y los parámetros de perforación especificados para ese turno. Esto incluye:

- Profundidad y ángulo de la perforación.
- Configuración de la perforadora.
- Tipo de material y condiciones geológicas.

Entrenamiento Continuo: Ambos turnos deben estar capacitados bajo los mismos estándares y procedimientos operativos, para asegurar que las perforaciones se realicen de manera consistente.

Uso de Equipos Homogéneos: Asegúrese de que todos los equipos de perforación utilizados en ambos turnos sean iguales en términos de capacidad, configuración y mantenimiento.

4.10.4 Control y Supervisión

Supervisión de Progreso: Durante cada turno, el supervisor debe controlar el progreso de la perforación, asegurándose de que se sigan las coordenadas, profundidades y parámetros establecidos en el diagrama.

Revisión de Calidad: Al final de cada turno, se debe realizar una revisión de calidad, donde se comprueba que las perforaciones han sido realizadas correctamente, sin errores, desviaciones o accidentes.

4.10.5 Mantenimiento y Ajustes de Equipos

Mantenimiento Preventivo: El equipo debe someterse a mantenimiento preventivo antes de cada turno, con especial atención a los sistemas de control, brocas y otras partes críticas de las perforadoras.

Documentación de Fallas: Si durante un turno se presentan fallas o daños en los equipos, estas deben ser documentadas de inmediato y compartidas con el turno siguiente para que estén al tanto y puedan tomar las medidas necesarias.

4.10.6 Coordinación de Tiempos

Distribución de Tareas: Ambos turnos deben tener una distribución equitativa de tareas para que el progreso en la perforación sea continuo. Esto incluye el uso eficiente de los equipos y la gestión del tiempo.

Sincronización de Horarios: Se deben definir los horarios de inicio y fin de cada turno para evitar que los perforistas del turno siguiente pierdan tiempo ajustando el equipo o preparando el área de perforación.

4.10.7 Uso de Tecnología para Gestión de Datos

Sistema de Gestión Digital: Utilizar un software o sistema de gestión para que ambos turnos tengan acceso al mismo conjunto de datos de perforación, y puedan ver en tiempo real las perforaciones que se han completado y las que faltan.

Registros en Tiempo Real: Los perforistas deben registrar el avance de cada perforación en el sistema en tiempo real, lo que permitirá a los trabajadores del siguiente turno tener acceso inmediato a la información.

CAPITULO V CONCLUCIONES

El presente trabajo permitió abordar un aspecto crítico en la operación minera de la Compañía Minera Chipana: la optimización del diagrama de disparo y la implementación de un protocolo estandarizado de perforación. El análisis detallado del diagrama de disparo existente permitió identificar deficiencias críticas, como errores en la distribución de los tiros y un uso ineficiente de los recursos explosivos. Esto proporcionó una base sólida para determinar las variables a optimizar, asegurando que las soluciones propuestas fueran prácticas y relevantes para las necesidades operativas de la mina. La aplicación de la metodología de Roger Holmberg permitió diseñar un diagrama optimizado que mejora la distribución de energía explosiva y garantiza una fragmentación uniforme del material. Este diseño incorporó cálculos específicos adaptados a las características geológicas y operativas de la mina, logrando un avance más eficiente y una reducción significativa de los errores en las perforaciones. El desarrollo de un protocolo unificado aseguró que ambos turnos de trabajo operaran bajo los mismos estándares, eliminando inconsistencias operativas y mejorando la comunicación entre equipos. Este protocolo incluyó directrices claras sobre mantenimiento, supervisión y registro de datos en tiempo real, logrando una mayor eficiencia y seguridad en las operaciones. Finalmente, este trabajo resalto el impacto positivo que puede tener la optimización en la reducción de costos y riesgos, contribuyendo a la sostenibilidad de las operaciones mineras a largo plazo.

Bibliografía

(s.f.).

ipchile. (2018). Obtenido de scrib.

manual de perforacion y voladura de rocas. (2021). Obtenido de la libreria del ingeniero.

repositorio academico. (2018). Obtenido de universidad de chile .

sernageomin, 2018. (s.f.).

sonami. (2016).

universidad de atacama . (2023).

Universidad de Chile,2009. (s.f.).

universidad nacional de ingenieria . (2019).