



UNIVERSIDAD PERUANA DE CIENCIAS APLICADAS

FACULTAD DE INGENIERÍA

PROGRAMA ACADÉMICO DE INGENIERÍA DE GESTIÓN MINERA

Diseño de malla de perforación y voladura para reducir los costos de explosivos aplicando la técnica de corte cilíndrico en las labores de producción en una mina de vetas angostas en el centro del Perú

TRABAJO DE SUFICIENCIA PROFESIONAL

Para optar el título profesional de Ingeniero de Gestión Minera

AUTOR(ES)

Torres Álvarez, Piero Antonio (0000-0001-9467-8573)

Zegarra Migniano, Maria Fernanda Adriana (0000-0002-6817-7975)

ASESOR

Peña Castillo, Manuel Faustino (0000-0003-1867-8779)

Lima, 09 de junio de 2024

DEDICATORIA

En primero lugar a nuestros padres por su incansable apoyo, a nuestra institución educativa y profesores por su dedicación en nuestra formación integral, y a nuestro asesor por su invaluable guía durante todo el proceso.

Sin ustedes, este logro no habría sido posible.

AGRADECIMIENTOS

Queremos expresar nuestro más sincero agradecimiento a nuestros padres, Jorge y Yesenia, y Orlando y Liliana, por su apoyo incansable y amor incondicional que nos han guiado en cada paso de este camino. A la Universidad Peruana de Ciencias Aplicadas y a todos nuestros profesores, les agradecemos profundamente por su dedicación y compromiso en nuestra formación integral, así como al ingeniero Manuel Peña, nuestro asesor, cuya invaluable guía y conocimiento han sido fundamentales para el desarrollo de esta tesis. A Juan Jara, nuestro coordinador de carrera, le agradecemos por mantenernos motivados en este proceso de titulación. Gracias por su constante apoyo y confianza en nosotros.

RESUMEN

En la presente investigación se aborda la optimización de los procesos de perforación y voladura en una mina de vetas angostas mediante el rediseño de la malla de perforación utilizando el método del corte cilíndrico. Se identifica la importancia de esta etapa en la preparación de una voladura, destacando variables como el burden, espaciamiento y tipo de explosivos.

El proyecto analiza datos geomecánicos y aplica modelos matemáticos para diseñar óptimamente la malla de perforación. La metodología incluye la recopilación de datos históricos, consulta de manuales teóricos y uso de herramientas tecnológicas como Excel. Se diseñan parámetros específicos considerando el tipo de roca y las condiciones geológicas.

El contraste entre los resultados teóricos de la malla actual y la propuesta permite evaluar la eficacia del nuevo diseño. Se destaca la importancia de garantizar condiciones seguras de trabajo conforme a los estándares de la industria minera. Un análisis económico compara el diseño propuesto con el actual, demostrando la viabilidad económica mediante una reducción significativa de costos y una mejora en la eficiencia de los procesos de perforación y voladura.

Para evaluar la viabilidad económica, se contrastaron los costos de perforación y voladura del diseño actual con la propuesta. Con el nuevo diseño, los costos de perforación por disparo se redujeron de 3,559.81 USD a 3,552.98 USD, logrando un ahorro de 6.83 USD por disparo. Esta reducción se logró disminuyendo el diámetro del taladro de alivio y eliminando un taladro de alivio. También se observa una reducción en los costos de voladura por disparo de 211.80 USD a 160.76 USD, gracias a cambios en los materiales y el sistema de iniciación.

En conclusión, la implementación del diseño propuesto optimiza los procesos de perforación y voladura, reduciendo costos y mejorando la eficiencia operativa, mientras se garantiza el cumplimiento de los estándares de seguridad y salud ocupacional.

Palabras clave: Reducción de costos de explosivos; Diseño de malla de perforación; Técnica de corte cilíndrico; Vetas angostas.

Drilling and blasting pattern design to reduce explosives costs by applying the cylindrical cutting technique in production fronts of a narrow vein mine in central Peru.

ABSTRACT

In the present research, the optimization of drilling and blasting processes in a narrow vein mine is addressed through the redesign of the drilling pattern using the cylindrical cut method. The importance of this stage in the preparation of a blast is identified, highlighting variables such as the burden, spacing, and type of explosives.

The project analyzes geomechanical data and applies mathematical models to optimally design the drilling pattern. The methodology includes the collection of historical data, consultation of theoretical manuals, and the use of technological tools such as Excel. Specific parameters are designed considering the type of rock and geological conditions.

The contrast between the theoretical results of the current pattern and the proposed one allows for evaluating the effectiveness of the new design. The importance of ensuring safe working conditions according to mining industry standards is highlighted. An economic analysis compares the proposed design with the current one, demonstrating economic viability through a significant reduction in costs and an improvement in the efficiency of drilling and blasting processes.

To evaluate economic viability, the drilling and blasting costs of the current design were contrasted with the proposal. With the new design, drilling costs per blast were reduced from 3,559.81 USD to 3,552.98 USD, achieving a saving of 6.83 USD per blast. This reduction was achieved by decreasing the diameter of the relief hole and eliminating a relief hole. There is also a reduction in blasting costs per blast from 211.80 USD to 160.76 USD, thanks to changes in materials and the initiation system.

In conclusion, the implementation of the proposed design optimizes drilling and blasting processes, reducing costs and improving operational efficiency, while ensuring compliance with occupational health and safety standards.

Keywords: Cost reduction of explosives; Drilling pattern design; Cylindrical cutting technique; Narrow veins; Burden.

TSP versión final P. Torres y M. Zegarra.docx

INFORME DE ORIGINALIDAD

12%

INDICE DE SIMILITUD

13%

FUENTES DE INTERNET

1%

PUBLICACIONES

3%

TRABAJOS DEL ESTUDIANTE

FUENTES PRIMARIAS

1	hdl.handle.net Fuente de Internet	3%
2	dspace.unitru.edu.pe Fuente de Internet	2%
3	repositorio.unamba.edu.pe Fuente de Internet	1%
4	repositorioacademico.upc.edu.pe Fuente de Internet	1%
5	repositorio.uncp.edu.pe Fuente de Internet	1%
6	upc.aws.openrepository.com Fuente de Internet	1%
7	repositorio.unsa.edu.pe Fuente de Internet	1%
8	repositorio.undac.edu.pe Fuente de Internet	1%
9	idoc.pub Fuente de Internet	<1%

TABLA DE CONTENIDOS

1. CAPÍTULO 1: DEFINICIÓN DEL PROYECTO	1
1.1. ANTECEDENTES	1
1.2. DESCRIPCIÓN DE LA ORGANIZACIÓN	3
1.2.1. Geología regional.....	3
1.2.2. Geología local.....	5
1.2.3. Geomecánica	6
1.2.4. Clima y relieve	6
1.2.5. Efluentes.....	6
1.2.6. Operaciones Mineras	7
1.3. DEFINICION DEL PROBLEMA	7
1.4. OBJETIVOS.....	11
1.4.2. Objetivo General	11
1.4.3. Objetivos Específicos	11
1.5. INDICADORES DE ÉXITO.....	12
1.6. PLANIFICACION DEL PROYECTO	13
2. CAPÍTULO 2: MARCO TEÓRICO	15
2.1. MARCO CONCEPTUAL	15
2.1.1. Perforación.....	15
2.1.2. Variables de Perforación	15
2.1.3. Malla de Perforación Subterránea	15
2.1.4. Corte de barrenos paralelos	16
2.1.5. Voladura.....	17
2.1.6. Principales variables Controlables en la voladura.....	17
2.1.7. Mezclas explosivas en minería	18
2.1.8. Tipos de mezclas explosivas.....	18
2.1.9. Propiedades de las mezclas explosivas	18
2.1.10. Accesorios de voladura	20
2.1.11. Sistemas de iniciación.....	20
2.1.12. Cebo	20
2.1.13. Proceso de fragmentación.....	21

2.2. ESTÁNDARES, FRAMEWORKS Y BUENAS PRÁCTICAS	21
2.3. BASES LEGALES Y MARCO NORMATIVO	23
3. CAPÍTULO 3: DESARROLLO DEL PROYECTO.....	24
3.1. DISEÑO DE LA SOLUCIÓN	24
3.2.1. Diseño de la solución del primer objetivo específico.....	24
3.2.2. Diseño de la solución del segundo objetivo específico.....	24
3.2.3. Diseño de la solución del tercer objetivo específico.....	25
3.2.4. Diseño de la solución del cuarto objetivo específico.....	26
3.2. DESARROLLO DE LA SOLUCION	28
3.2.1. Muestra de la investigación	28
3.2.2. Instrumentos para la investigación.....	28
3.2.3. Metodología de la investigación	28
3.2.3.1. Metodología para el primero objetivo específico.....	28
3.3. VALIDACIÓN DEL PROYECTO.....	38
3.4. INTERPRETACIÓN DE LOS RESULTADOS	51
3.5. IMPACTO ECONOMICO	53
4. CAPÍTULO 4: CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES.....	55
4.1. CONCLUSIONES	55
4.2. RECOMENDACIONES	56
REFERENCIAS.....	58

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1 <i>Indicadores de logro</i>	12
---	----

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1 <i>Mapa geológico del cuadrángulo de Matucana.</i>	4
Figura 2 <i>Mapa geológico local de la zona de estudio.</i>	5
Figura 3 <i>Árbol del problema.</i>	9
Figura 4 <i>Diagrama Gantt del trabajo de suficiencia profesional.</i>	14
Figura 5 <i>Composición del diseño de malla de P&V.</i>	16
Figura 6 <i>Ejemplos de diseño de arranques quemados.</i>	16
Figura 7 <i>Ejemplos de diseño de arranques con corte cilíndricos.</i>	17
Figura 8 <i>Diagrama de procesos principales, de gestión y complementarios.</i>	22
Figura 9 <i>Diagrama de solución del primer objetivo específico.</i>	24
Figura 10 <i>Diagrama de solución del segundo objetivo específico.</i>	25
Figura 11 <i>Diagrama de solución del tercer objetivo específico.</i>	26
Figura 12 <i>Diagrama de solución del cuarto objetivo específico.</i>	26
Figura 13 <i>Diagrama de flujo de la aplicación.</i>	27
Figura 14 <i>Modelo de resumen de parámetros geomecánicos y geométricos del diseño de malla de P&V actual.</i>	28
Figura 15 <i>Ejemplo del diseño de la malla de P&V estándar.</i>	29
Figura 16 <i>Modelo de distribución actual de los taladros en la malla de P&V.</i>	29
Figura 17 <i>Modelo de registro de datos técnicos de malla de P&V actual.</i>	30
Figura 18 <i>Modelo de cálculo de las métricas clave del diseño de malla de P&V actual.</i>	30
Figura 19 <i>Estructura geométrica general de arranque en cuatro secciones.</i>	31
Figura 20 <i>Modelo de resumen de valores para el rediseño de la malla de P&V.</i>	33
Figura 21 <i>Modelo de distribución propuesta de los taladros en la malla de P&V.</i>	33
Figura 22 <i>Modelo de recopilación de datos técnicos para el diseño de malla de P&V propuesto.</i>	34
Figura 23 <i>Modelo de cálculo de métricas clave del diseño de malla de P&V propuesto.</i>	35
Figura 24 <i>Modelo del análisis comparativo de métricas claves del diseño de malla de P&V actual vs el propuesto.</i>	35
Figura 25 <i>Serie de tiempos de retardo para el detonador.</i>	36
Figura 26 <i>Modelo de recopilación de costos unitarios de P&V.</i>	36
Figura 27 <i>Modelo de cálculo de costos de P&V por disparo del diseño de malla actual.</i>	37
Figura 28 <i>Modelo de cálculo de P&V por disparo del diseño de malla propuesto.</i>	37
Figura 29 <i>Modelo de análisis comparativo de costos de P&V por disparo de la malla actual vs. la malla propuesta.</i>	38
Figura 30 <i>Parámetro de la sección de la labor de producción.</i>	38
Figura 31 <i>Diseño de la malla de P&V actual.</i>	39
Figura 32 <i>Distribución de taladros en la malla de P&V actual.</i>	40
Figura 33 <i>Datos técnicos para el diseño de malla de P&V actual.</i>	40
Figura 34 <i>Métricas clave del diseño de malla de P&V actual.</i>	41
Figura 35 <i>Estimación de burdenses y espaciamentos para el diseño de malla de P&V propuesto.</i>	42
Figura 36 <i>Resumen de valores para el rediseño de la malla de P&V.</i>	42

Figura 37 <i>Diseño del arranque aplicando corte cilíndrico propuesto.</i>	43
Figura 38 <i>Diseño de malla de P&V propuesta.</i>	43
Figura 39 <i>Distribución propuesta de los taladros en la malla de P&V.</i>	44
Figura 40 <i>Recopilación de datos técnicos para la malla de P&V propuesta.</i>	45
Figura 41 <i>Métricas clave del diseño de la malla de P&V propuesta.</i>	45
Figura 42 <i>Análisis comparativo de métricas claves del diseño de malla de P&V actual vs el propuesto.</i>	46
Figura 43 <i>Serie de tiempos de retardo para el detonador.</i>	47
Figura 44 <i>Secuencia de detonación del diseño de malla de P&V propuesto.</i>	48
Figura 45 <i>Recopilación de Costos unitarios de P&V.</i>	49
Figura 46 <i>Cálculo de costos de P&V por disparo del diseño de malla actual.</i>	49
Figura 47 <i>Cálculo de costos de P&V por disparo del diseño de malla propuesto.</i>	50
Figura 48 <i>Análisis comparativo de costos de P&V por disparo de la malla actual vs. la malla propuesta.</i>	50
Figura 49 <i>Comparativo de costos de P&V con la malla actual vs la malla propuesto.</i> ..	54

1. CAPÍTULO 1: DEFINICIÓN DEL PROYECTO

1.1. ANTECEDENTES

Las operaciones unitarias de perforación y voladura del macizo rocoso es una de las más importantes para el proceso de producción de una mina subterránea, por ese motivo se debe diseñar una malla de perforación en relación con el tipo de roca para determinar el tipo de explosivo y el sistema de iniciación. Aplicando un diseño de corte cilíndrico, calculando el burden y espaciamiento entre los taladros, se puede lograr una mejora en el proceso de voladura.

En las investigaciones previas se denota la constante innovación en las técnicas de voladura por distintos autores, ya que es fundamental para mejorar la eficiencia en la extracción de recursos minerales y reducir los costos operativos asociados.

Cheng et al. (2021) desarrollaron una técnica de voladura de corte paralelo, complementada por la voladura suplementaria del taladro central para mejorar la eficiencia en la voladura de los taladros paralelos. Esta propuesta permitió la expulsión efectiva de la roca en la cavidad de corte, debilitando el efecto de sujeción y facilitando la eliminación de la roca residual. La simulación mostró que la onda de estrés generada por la voladura del taladro pre dañaba la roca en el fondo de la cavidad, mientras que el campo de estrés de alta intensidad causado por la voladura del taladro central amplificaba el daño. Las pruebas evidenciaron un aumento en la longitud de voladura y una reducción en la carga específica.

El diseño de la malla de perforación se determina según los parámetros geológicos y las propiedades del explosivo utilizado. Aunque hay diferentes métodos experimentales y empíricos para calcular la distancia del centro del taladro a la cara libre más cercana, llamada burden, es esencial ajustar esta estimación según las condiciones geológicas específicas. Himanshu et al. (2021) analizaron el burden, basándose en la simulación numérica utilizando Ansys-Explicit Dynamics para evaluar el patrón de deformación inducida por la explosión en la voladura. Crearon modelos numéricos con diferentes diseños de voladura, se analizaron los resultados y se tomaron decisiones sobre el patrón de perforación y el tiempo de retardo. Posteriormente, se realizaron ensayos experimentales que mostraron que el burden tiene un mayor impacto en el modo de deformación de la roca que la cantidad de taladros en sí, por lo que el número de taladros puede reducirse optimizando el burden.

De igual manera, Himanshu et al. (2021) también realizaron una investigación con el objetivo de encontrar el burden óptimo para la voladura en una mina de mineral de hierro adaptada a las condiciones geológicas, ya que es crucial para optimizar la eficiencia de la voladura, lo que a su vez impacta en la fragmentación del material y el movimiento controlado de la cara de voladura. La metodología que emplearon combina el modelo Kuz-Ram para predecir la fragmentación de rocas con un método que evalúa el límite crítico de vibración durante la voladura. En primer lugar, determina el burden óptimo a partir de la fragmentación esperada, mientras que el segundo considera cómo la vibración explosiva afecta la integridad de la roca para determinar el burden necesario. Esto proporciona una estimación completa del burden óptimo al considerar tanto las características de la roca como los efectos de la vibración explosiva, dado como resultado obtenido una mejora en términos de fragmentación y movimiento de la cara de voladura.

Con respecto al diseño de una nueva malla de perforación y voladura aplicando corte cilíndrico en el arranque Apaza (2020) consideran que esta metodología mejora los rendimientos en la etapa de perforación y voladura., ya que al tener un mayor diámetro en sus taladros de alivio permitió incrementar en 16.5% los avances lineales, reducir el factor de carga representando un ahorro del consumo de explosivos. Asimismo, consideraron las condiciones geomecánicas del macizo rocoso y mediante modelos matemáticos determinaron menos taladros en el diseño de malla permitiendo reducir sus costos unitarios de perforación y voladura.

Por otro lado, Himanshu et al. (2022) proponen una mejora en las técnicas de voladura en entornos subterráneos, enfocándose en comprender cómo el número y el diámetro de los taladros de alivio afectan la fragmentación de la roca. Para lograrlo, llevaron a cabo simulaciones numéricas variando el número y diámetro de los taladros de alivio utilizando un modelo de elementos finitos. Los datos obtenidos se analizaron para comprender cómo diferentes configuraciones de taladros afectan la fragmentación y deformación de la roca, así como para registrar y analizar la vibración en campo cercano. Basándose en estos hallazgos, se propuso un nuevo diseño de patrón de voladura para optimizar la fragmentación. El rediseño de la malla de voladura se llevó a cabo utilizando los resultados de la simulación numérica y el análisis de forma de onda, lo que resultó en una malla rediseñada que consta de cuatro taladros de alivio de 115 mm de diámetro. La implementación de este nuevo diseño ha dado lugar a mejoras considerables en la extracción.

Zhang et al. (2023) sostienen que los principales factores que afectan la fragmentación de rocas son los explosivos, los iniciadores, el tipo de roca y la distribución de energía, diseño de las voladuras, además introducen brevemente y se comentan los principales modelos para predecir la fragmentación de rocas. Asimismo, pudieron concluir que la viabilidad de obtener una fragmentación óptima, por un costo mínimo para el proceso de perforación y voladura con una alta productividad y un impacto negativo mínimo en la seguridad y el medio ambiente posteriormente analizaron las medidas y desafíos para alcanzar una fragmentación óptima, además (Mishra et al., 2018) sostiene que la operación unitaria básica para estas actividades es la voladura, donde el explosivo desempeña un papel fundamental y su interacción con la roca es crucial asimismo analiza la velocidad de detonación para comprender la variación cíclica de la temperatura en la gasificación y su impacto en la cinética con el rendimiento del explosivo para que se pueda seleccionar el explosivo según las condiciones geológicas presentadas brindando un óptimo rendimiento. Por ese motivo Zamora (2020), investiga sobre un modelo matemático que permita optimizar el diseño de la malla de perforación y voladura de esta manera considero el RMR de Bieniawski para los cálculos del burden, distancia entre taladros, y tiempos de demora de explosión a través de esta investigación se redujeron los costos de perforación y voladura, así como una mejora en la fragmentación de roca. Debido a lo antes mencionado sobre obtener un avance satisfactorio en las labores, Chai et al. (2019) realizó un análisis sobre la importancia de la ubicación de los taladros para tener el control en el rendimiento de voladura, además se compararon los procesos de evolución dinámica de la roca en la voladura utilizando el corte cilíndrico de esta manera entendieron la influencia del espaciado y la disposición de los orificios de corte en el rendimiento de la detonación.

1.2. DESCRIPCIÓN DE LA ORGANIZACIÓN

1.2.1. Geología regional

El yacimiento se encuentra en areniscas calcáreas de la formación Casapalca y en rocas andesíticas de la formación Carlos Francisco a nivel regional. La mineralización ocurrió en el terciario mediante actividad hidrotermal de baja sulfuración, creando estructuras diversas rellenas y reemplazadas por sulfuros. Estas formaciones contienen estructuras mineralizadas que aparecen como disseminaciones laterales a vetas, vetillas, y disseminaciones en concordancia con la estratificación de las areniscas y conglomerados, o como sulfuros masivos alineados con niveles de conglomerado. Las estructuras son controladas

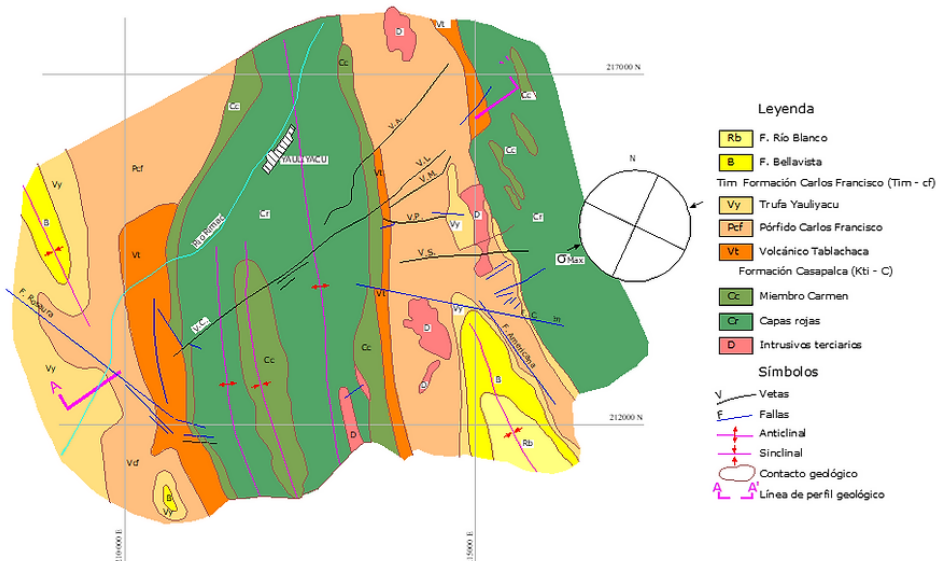
1.2.2. Geología local

La geología local se define por la distribución de vetas que se encuentran emplazadas tanto en los volcánicos andesíticos Carlos Francisco como en las areniscas calcáreas de la formación Casapalca, caracterizadas por ser de capas rojas. Estas vetas presentan una estructura mineralizada típica, siendo el proceso de mineralización principalmente a través de ellas. Las vetas se forman por el relleno en fracturas preexistentes, con una longitud máxima que abarca 5 km, de los cuales 4 km ya han sido objeto de exploración. Además de las vetas, se encuentran otros cuerpos de mineralización que se presentan en diversas formas, como stockworks, vetillas y diseminaciones laterales a la estratificación, así como sulfuros masivos en conglomerados. (Acuña & Torres, 2021) En la figura 2 se ilustra la geología local de la zona de estudio.

La alteración hidrotermal es un rasgo sobresaliente en la región, especialmente evidente en las rocas con fisuras donde se forman las vetas. El mapeo geomecánico revela la presencia de dos familias de fallas de poca persistencia y fuerte manteo, así como dos familias de diaclasas con características similares. Se han distinguido varias categorías de mineralización en vetas, incluyendo las de tipo Carlos Francisco, Carmen, Aguas Calientes, Corina, Americana, Yauliyacu y Chisay. Cada una de estas categorías muestra una composición mineral única, con diferentes minerales de mena como esfalerita, galena, calcopirita, así como minerales de ganga como calcita y rodocrosita.

Figura 2

Mapa geológico local de la zona de estudio.



Nota. El mapa destaca la Formación Carlos Francisco y la Veta Y en el área central, con estructuras geológicas clave como fallas, anticlinales y sinclinales.

1.2.3. Geomecánica

La geomecánica de la mina revela que se identifican tres principales grupos de juntas y un cuarto grupo aleatorio, que exhiben características como un espaciamiento de entre 6 a 20 cm, persistencia de 3 a 10 metros, apertura variable, y una superficie ligeramente rugosa. Estas juntas están parcialmente rellenas con calcita, pirita y cuarzo, proporcionando una combinación de rellenos duros y suaves. Las superficies de estas discontinuidades generalmente se presentan ligeramente alteradas y húmedas, y en algunos casos, mojadas con goteo.

Según el criterio geomecánico de Bieniawski, la calidad del compuesto de roca generalmente se clasifica con un RMR que oscila entre 40 y 60, indicando una calidad de roca regular. De acuerdo con el índice GSI, que evalúa tanto la estructura como las condiciones superficiales, el compuesto varía desde muy fracturado hasta fracturado en términos de estructura, y de regular a buena en cuanto a las condiciones superficiales.

1.2.4. Clima y relieve

La influencia de la altitud resulta fundamental en la configuración del clima y la vegetación. Los periodos de mayor pluviosidad ocurren de diciembre a abril, mientras que los meses de mayo a setiembre se caracterizan por la sequía.

La región exhibe un relieve topográfico moderadamente irregular, marcado por formas geológicas que indican un avanzado estado de desarrollo, incluyendo la presencia de amplias quebradas. (Acuña & Torres, 2021)

1.2.5. Efluentes

El patrón de drenaje sigue una disposición sub paralela, donde los arroyos temporales fluyen, influenciado por la disposición de las estructuras geológicas. En general, los cursos de agua siguen una trayectoria recta dentro de las quebradas y las características de los cauces fluviales dividen la región en dos sistemas de quebradas las cuales convergen a quebradas más pequeñas. (Vega, 2018)

1.2.6. Operaciones Mineras

El método de explotación utilizado en esta mina subterránea es Sublevel Stopping. Asimismo, se llevan a cabo diversas actividades en las labores, como rampas, chimeneas, cruceros, by-pass, galerías, ventanas, subniveles y tajeos, las cuales se preparan para cumplir con el plan de producción establecido. En esta operación, se utilizan equipos mecanizados para el desatado, perforación, carguío y acarreo durante el ciclo de minado subterráneo.

Inicialmente, el desatado de rocas se realiza con equipos desatadores de la marca Scalemin de Resemin. En la perforación, se emplean jumbos de la marca Resemin, tales como LHB, Muki FF, Muki LHP, Raptor 44 x P, Raptor R55, Raptor 44, entre otros, de uno o dos brazos en secciones estándar de 3.0 x 3.0 m, 3.5 x 3.5 m y 4.0 x 4.0 m, dependiendo de la calidad de la roca. Posteriormente, se lleva a cabo la voladura con el material explosivo adecuado conforme al diseño de la malla de P&V.

Para el carguío de mineral y desmonte, se utilizan equipos de bajo perfil, como scooptrams de 1.5 yd³, 2.2 yd³, 4.2 yd³ y 6.2 yd³. En cuanto al sostenimiento, se emplean equipos jumbos de la marca Resemin, tales como Bolter 98, Bolter 99, Small Bolter y Muki Bolter, cuya función es empernar las labores para proporcionar seguridad y estabilidad al personal y equipos. Se utilizan pernos con malla electrosoldada, shotcrete, cimbras y cable bolting de acuerdo con el estudio geomecánico de la roca.

Finalmente, para cerrar labores se usa relleno hidráulico en distintas cantidades, dependiendo de la necesidad de cada labor.

1.3. DEFINICION DEL PROBLEMA

a. Identificación y formulación del problema

En el análisis del problema sobre el incremento de los costos de voladura en frentes de producción en una mina de vetas angostas en el centro del Perú, se han podido determinar las principales causas. Entre ellas se tiene la selección inadecuada de la mezcla explosiva y sistema de iniciación, esto debido a la falta de análisis detallado del comportamiento de la roca y las condiciones específicas del frente de producción. Asimismo, otra causa identificada es la definición inadecuada del corte, burden y espaciamiento en la malla de P&V, ocasionando un reparto desigual de la energía explosiva y, por lo tanto, una

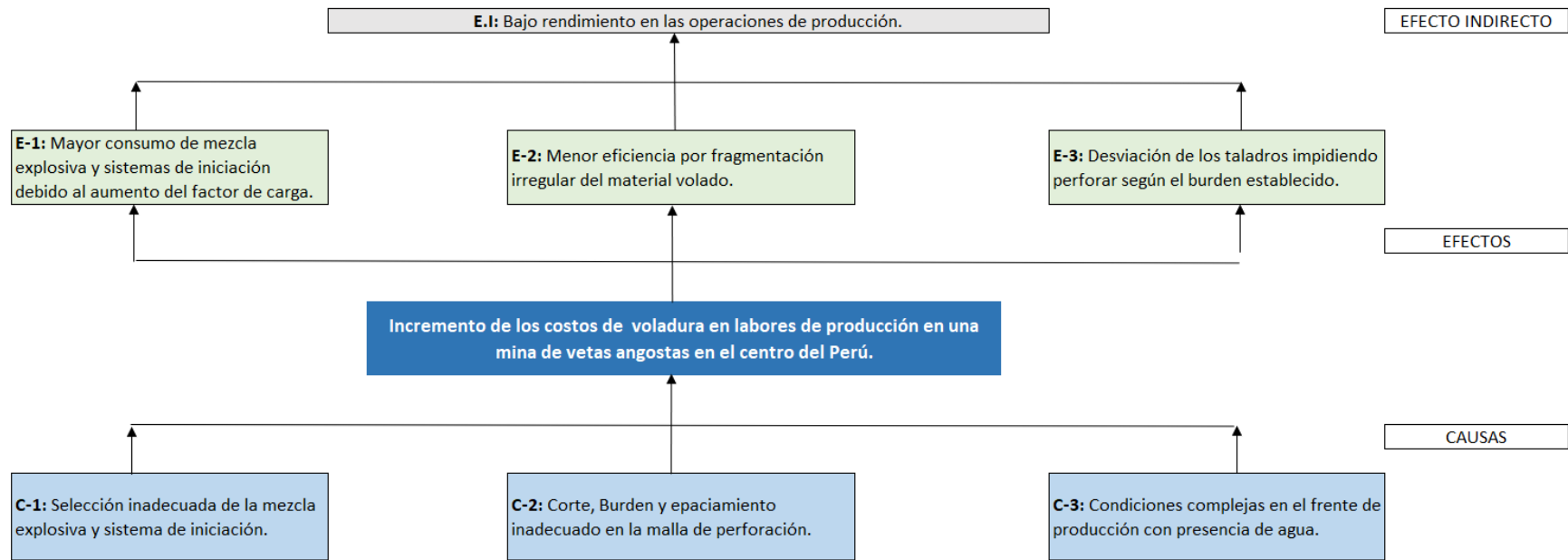
fragmentación subestándar. Por otro lado, las condiciones complejas en el frente de producción por presencia de agua también contribuyen a los problemas, ya que interfieren con los procesos de perforación y voladura, aumentando los tiempos de ejecución y los riesgos operativos.

Debido a estos factores, se produce un mayor consumo de mezcla explosiva y sistemas de iniciación debido al aumento del factor de carga. Esta situación conlleva a una disminución en la eficiencia por fragmentación irregular del material fragmentado. Además, las condiciones complejas en el frente de producción con presencia de agua lo generan desviación de los taladros impidiendo perforar según el burden establecido. En conjunto, estos aspectos provocan un bajo rendimiento en las operaciones de producción. Lo mencionado en los párrafos anteriores se describen en la figura 3.

En consecuencia, a estos factores identificados se puede plantear la siguiente pregunta de investigación:

¿Cómo el diseño de malla de perforación y voladura aplicando la técnica de corte cilíndrico en los frentes de producción podría reducir los costos de explosivos en una mina de vetas angostas en el centro del Perú?

Figura 3
Árbol del problema.



Nota. El presente árbol del problema muestra las causas y efectos del problema principal del trabajo de suficiencia profesional.

b. Justificación del problema

Justificación teórica

El presente trabajo se enmarca en la teoría de perforación y voladura, así como en la teoría de evaluación de costos. Las premisas de estas corrientes teóricas constituyen las herramientas científicas que emplearemos en esta investigación para proponer un diseño alternativo de malla de P&V, con el objetivo de reducir tanto la cantidad como los costos de los explosivos. La elección de una técnica de corte para los taladros de la malla de P&V y el tipo de explosivo depende de las características de la roca, como su dureza y resistencia. En este contexto, la técnica bajo estudio es el corte cilíndrico, la cual incorpora uno o más taladros de alivio de mayor diámetro en el arranque. Basándonos en los postulados de las teorías mencionadas, este trabajo de suficiencia profesional formula un nuevo diseño de malla de P&V para labores de producción en una mina subterránea. A través de este diseño, se contrastan dichos principios y se provee evidencia empírica a los marcos teóricos, mientras se plantea una solución teórica y práctica al problema del incremento de costos de P&V en labores de producción.

Justificación Metodológica

Según la propuesta presentada, se detalla la metodología de corte cilíndrico como una técnica innovadora en el diseño de la malla de P&V para mejorar la productividad en los primeros procesos del ciclo de minado en minería subterránea. Dado su estructura, la metodología del corte cilíndrico es un tipo de corte paralelo que consiste en realizar taladros de alivio de mayor diámetro para obtener una mejor cara libre de esta manera se consigue incrementar la eficiencia de los avances programados en los frentes de producción. Por ello, nos encontramos con una metodología que tiene un crecimiento constante de aplicación en el sector minero subterráneo del país respecto al beneficio que representa en el proceso extractivo. Por lo que, probar distintos métodos nos permite encontrar alternativas de solución para nuestra problemática planteada en esta investigación. Dicho lo anterior, se destaca la importancia de la innovación de nuevas herramientas en el proceso de P&V.

Justificación Práctica

Para las compañías mineras la variación de los precios de los metales es impredecible por su constante fluctuación, lo que en una posible caída de los precios perjudicaría sus utilidades, pero si pueden controlar y reducir sus costos operativos aplicando técnicas innovadoras para cumplir con las metas del plan de producción. Sin embargo, los métodos y herramientas convencionales poco prácticos con un control deficiente en sus procesos operativos incrementan los costos. En la actualidad, los sobrecostos que se generan por un inadecuado diseño de la malla de P&V son del 27% comparado con otros tipos de cortes para barrenos paralelos. El propósito del presente trabajo de investigación es aplicar el tipo corte cilíndrico en el diseño de malla de P&V en labores de producción con la finalidad de reducir costos y consumos de los suministros críticos utilizados en las primeras etapas del ciclo de minado. Esta investigación proporcionará una base firme para que, mediante la mejora continua, se puedan perfeccionar los parámetros de la malla de perforación y voladura, lo cual permitirá seguir reduciendo los costos.

1.4. OBJETIVOS

1.4.2. Objetivo General

- Proponer un diseño de malla de perforación y voladura utilizando la técnica de corte cilíndrico, con el fin de reducir los costos de explosivos y mejorar la eficiencia en los frentes de producción de una mina de vetas angostas en el centro del Perú.

1.4.3. Objetivos Específicos

- Analizar los parámetros del diseño actual de la malla de perforación y voladura del frente de producción y sus resultados.
- Diseñar una malla de perforación que optimice el burden y espaciamiento, utilizando la técnica de corte cilíndrico, para mejorar la fragmentación y reducir el consumo de la masa explosiva en el frente de producción.
- Contrastar los resultados teóricos obtenidos por el modelo matemático de la malla de perforación y voladura propuesta con los resultados del diseño actual.
- Demostrar la viabilidad económica de aplicar la técnica de corte cilíndrico en los procesos de perforación y voladura en la mina mencionada.

1.5. INDICADORES DE ÉXITO

En base a los objetivos específicos establecidos, se han identificado en la tabla 1 los indicadores de logro.

Tabla 1

Indicadores de logro.

OBJETIVO ESPECIFICO	INDICADOR DE LOGRO
<p>Analizar los parámetros del diseño actual de la malla de perforación y voladura del frente de producción y sus resultados.</p>	<ul style="list-style-type: none"> ○ Diseño de malla de P&V actual. ○ Factor de carga. (kg/m³ de roca) ○ Consumo de mezcla explosiva por disparo. (kg) ○ Sistema de iniciación actual.
<p>Diseñar una malla de perforación que optimice el burden y espaciamento, utilizando la técnica de corte cilíndrico, para mejorar la fragmentación y reducir el consumo de la masa explosiva en el frente de producción.</p>	<ul style="list-style-type: none"> ○ Diámetro de alivio equivalente en el arranque. ○ Diseño de arranque con corte cilíndrico. ○ Burdens y espaciamentos para diseño de malla P&V propuesta. ○ Diseño de malla de P&V propuesta.
<p>Contrastar los resultados teóricos obtenidos por el modelo matemático de la malla de perforación y voladura propuesta con los resultados del diseño actual.</p>	<ul style="list-style-type: none"> ○ Factor de carga en propuesto. (kg/m³ de roca) ○ Consumo de mezcla explosiva por disparo. (kg) ○ Distribución de taladros por disparo. ○ Sistema de iniciación propuesto.
<p>Demostrar la viabilidad económica de aplicar la técnica de corte cilíndrico en los procesos de perforación y voladura en la mina mencionada.</p>	<ul style="list-style-type: none"> ○ Variación en el costo de los explosivos por disparo. ○ Variación de los costos de P&V por disparo. ○ Variación de los costos de P&V por metro avanzado.

1.6. PLANIFICACION DEL PROYECTO

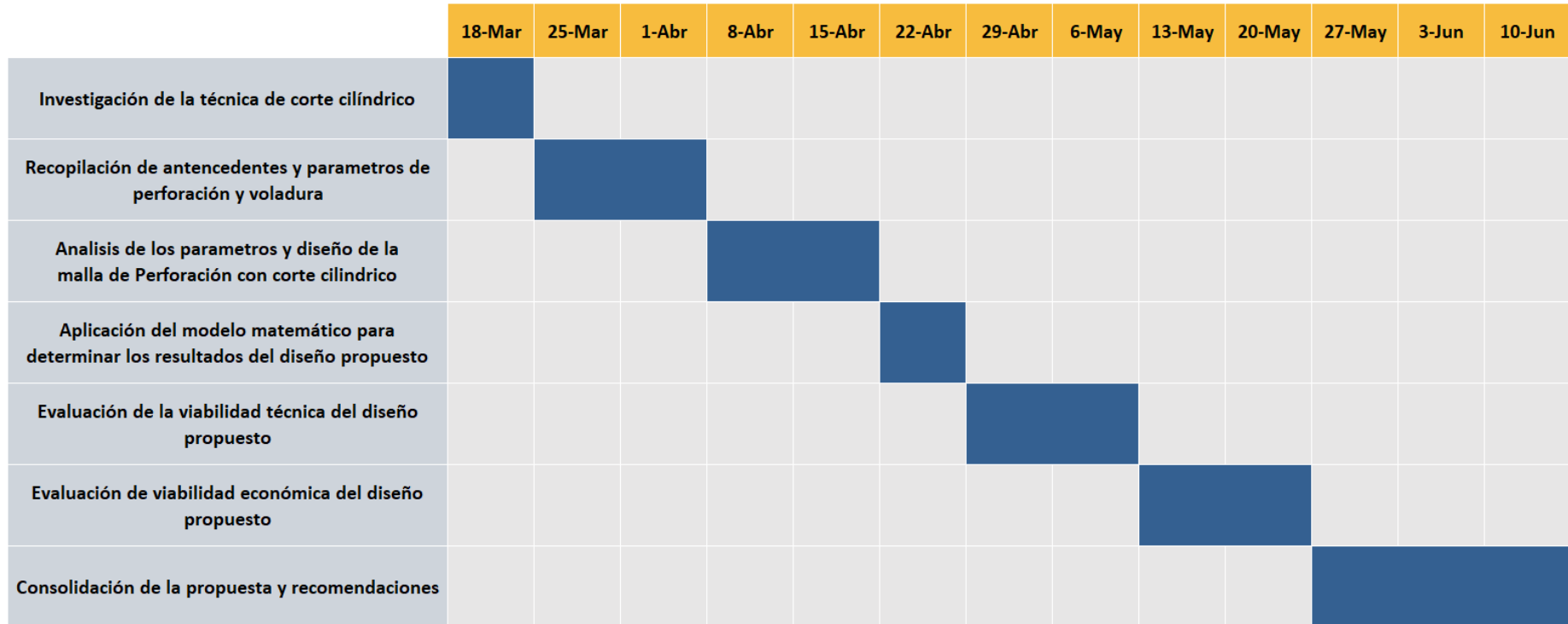
Para llevar a cabo el proyecto, se elaboró un diagrama de Gantt que detalla cada fase del diseño de malla de perforación y voladura con el objetivo de optimizar los costos asociados a los explosivos utilizados en las labores de producción de la mina. Este diagrama, presentado en la Figura N°4, estructura el proyecto en varias etapas clave:

- **Investigación de la técnica de corte cilíndrico:** Esta fase inicial implica una investigación de las técnicas de arranques actuales, en específico de la de corte cilíndrico, evaluando su aplicabilidad y eficacia en contextos similares a las características de la operación.
- **Recopilación de antecedentes y parámetros de P&V:** Se recopilarán datos históricos y actuales que permitan un análisis de las condiciones existentes y los resultados obtenidos con prácticas anteriores.
- **Análisis de los parámetros y diseño de la malla de P&V con corte cilíndrico:** En esta etapa, se diseñará la malla de perforación basándose en los parámetros recopilados, optimizando la disposición y cantidad de explosivos para maximizar la eficiencia.
- **Aplicación del modelo matemático para determinar los resultados del diseño propuesto:** Se implementará un modelo matemático que permita predecir los resultados y ajustar el diseño en función de las simulaciones de rendimiento.
- **Evaluación de la viabilidad técnica y económica del diseño propuesto:** Se realizará un análisis costo-beneficio para asegurar que el diseño no solo es técnicamente viable, sino también económicamente rentable.
- **Consolidación de la propuesta y recomendaciones:** Finalmente, se consolidarán todos los hallazgos y recomendaciones de la propuesta justificando la efectividad del diseño optimizado.

Cada una de estas etapas está diseñada para asegurar que el proyecto no solo cumpla con los objetivos específicos de reducción de costos, sino que también promueva una mejora continua en los procesos de producción minera. En la figura 4 se ilustra el diagrama Gantt que se desarrollará durante el trabajo de suficiencia profesional.

Figura 4

Diagrama Gantt del trabajo de suficiencia profesional.



Nota. El presente diagrama Gantt muestra las etapas en las que se desarrollará el trabajo de suficiencia profesional.

2. CAPÍTULO 2: MARCO TEÓRICO

2.1. MARCO CONCEPTUAL

2.1.1. Perforación

La perforación es la etapa inicial en la preparación de una voladura que consiste en perforar huecos cilíndricos en la labor de producción utilizando una maquina perforadora roto-percutiva con el propósito de confinar la mezcla explosiva adecuada al tipo de roca y aplicando un sistema de iniciación para iniciar la detonación en los taladros cargados con la mezcla explosiva.

2.1.2. Variables de Perforación

a) Burden

Es la distancia mínima desde la cara libre más cercana hasta el eje del taladro, también conocido como la separación entre las filas individuales de taladros. (Konya, 1998) Es esencial ajustar esta distancia según el diámetro de cada taladro. En caso el burden sea demasiado largo, la reflexión de ondas es mínima o nula, y la fragmentación se limitará a la apertura del taladro, lo que es conocido como caracterización. (EXSA, 2009).

b) Espaciamiento

Es la distancia entre los taladros dispuestos en una misma fila, la cual se mide paralelamente a la cara libre y de manera perpendicular al burden. (Díaz & Sotelo, 2019)

c) Taco

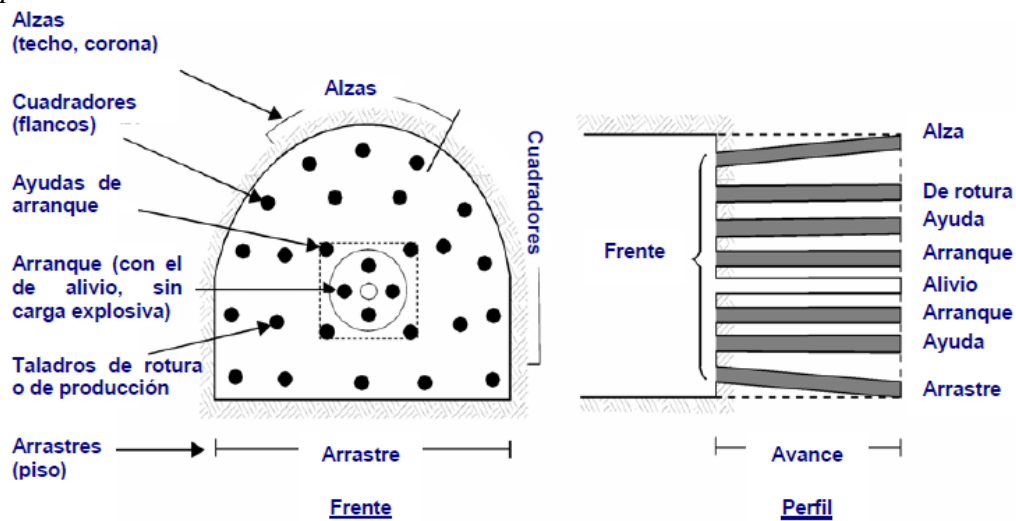
Es de material inerte y se utiliza para contener los gases explosivos, lo que mejora el confinamiento de los mismos generando una alta eficacia en la explosión. (Díaz & Sotelo, 2019)

2.1.3. Malla de Perforación Subterránea

La malla de perforación subterránea comprende una serie de taladros dispuestos en una sección específica, tomando en cuenta variables como la ubicación, dirección, inclinación y profundidad. Estas variables ofrecen diversas opciones en función del tipo de roca, el equipo de perforación y el tamaño de la sección a disparar, entre otros factores. El propósito de esta malla es distribuir de manera óptima los taladros, mantener el tamaño de la sección, cumplir con el avance lineal y, al mismo tiempo, reducir los costos asociados con la perforación y la voladura. (Díaz & Sotelo, 2019). La figura 5 ilustra composición del diseño de malla de P&V.

Figura 5

Composición del diseño de malla de P&V.



Nota. El diagrama muestra el diseño de una malla de perforación en minería subterránea, mostrando la distribución y orientación de los taladros en una sección (izquierda), y el perfil lateral del avance con la secuencia y alineación de las perforaciones (derecha).

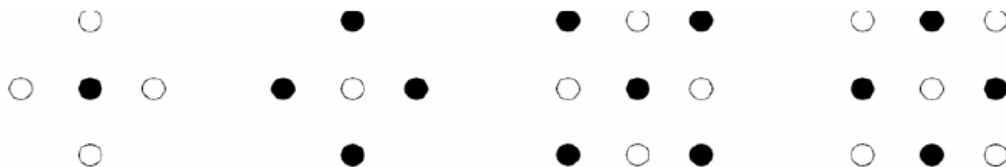
2.1.4. Corte de barrenos paralelos

a) Cortes quemados

El método de arranques quemados se caracteriza por utilizar taladros de producción y alivio del mismo diámetro. Este método fue el primero en ser utilizado, su principal inconveniente es la alta concentración de carga, lo que provoca una fragmentación excesiva, aunque los avances típicos no superan los 2,5 metros, este método es accesible en cuanto a equipamiento. La proyección de escombros alcanza normalmente entre 5 y 6 metros, y los avances varían entre el 80% y el 95%. (Apaza, 2020) En la figura 6 se muestran ejemplos de diseño de arranques quemados.

Figura 6

Ejemplos de diseño de arranques quemados.



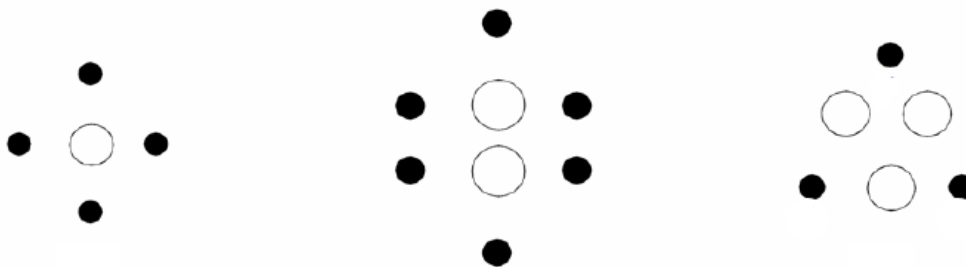
Nota. El diagrama muestra ejemplos de tipos de diseño de arranques quemados.

b) Cortes Cilíndricos

Este método de corte, comparable al corte quemado, incorpora uno o varios taladros centrales vacíos de mayor tamaño. Esto favorece la creación de una cavidad cilíndrica y permite un progreso más rápido en comparación con el corte quemado. No obstante, hay inquietudes sobre la cercanía entre los taladros, ya que podría provocar detonaciones por simpatía o reducir la sensibilidad. (Vega, 2018) En la figura 7 se muestran ejemplos de diseño de arranques con corte cilíndrico.

Figura 7

Ejemplos de diseño de arranques con corte cilíndricos.



Nota. El diagrama muestra ejemplos de tipos de diseño de arranques cilíndricos.

2.1.5. Voladura

Según los principios de la mecánica de fractura de rocas, la voladura se considera un proceso tridimensional. En este proceso, la detonación de explosivos ubicados en perforaciones dentro de la roca genera una zona de alta energía que ocasiona la fragmentación y el movimiento de la misma. El propósito es romper la roca de manera efectiva para reducir los costos en las etapas subsiguientes del ciclo minero, tales como la limpieza, el transporte, el almacenamiento y el procesamiento. (Díaz & Sotelo, 2019)

2.1.6. Principales variables Controlables en la voladura

a) Energía de la mezcla explosiva

La energía es la característica fundamental de una mezcla explosiva, ya que almacena energía química y la libera en el momento de la detonación.. (Ames, 2015)

b) Eficiencia de la mezcla explosiva

La eficiencia de una mezcla explosiva se refiere a la efectividad con la que se utiliza la energía liberada por dicha mezcla. Diversos elementos, como la eficiencia en la iniciación, las condiciones ambientales y la configuración de la carga, pueden influir en su desempeño. Para evaluar esta eficiencia, se realizan pruebas experimentales, como el ensayo de burbujeo bajo el agua. (Ames, 2015)

c) Factor de carga (Fc)

Factor de carga es la cantidad en kg de mezcla explosiva utilizado para fragmentar un metro cúbico de roca.

$$Fc = \frac{\text{Kilos de mezcla explosiva}}{TM \text{ o } m^3 \text{ de material fragmentado}}$$

2.1.7. Mezclas explosivas en minería

Pueden ser líquidos, sólidos o una mezcla de ambos, con componentes combustibles y oxidantes. Cuando se inician, experimentan una rápida conversión en sustancias más estables, principalmente gaseosas, generando calor, alta presión y elevadas temperaturas. Los explosivos químicos provocan reacciones químicas rápidas para liberar gas y energía, generando presión que fractura la roca circundante. Están compuestos de elementos combustibles u oxidantes, utilizando el oxígeno como principal oxidante. (Calvin, 2000)

2.1.8. Tipos de mezclas explosivas

Los explosivos se dividen en dos categorías principales según la velocidad de propagación de su onda de choque:

a) Mezcla explosiva detonante

Se clasifican primarios, altamente energéticos y sensibles que inician la detonación, y los secundarios que aunque son menos sensibles son responsables de fracturar el macizo rocoso ya que generan suficiente energía y tienen velocidades de detonación mayor de 2,000 a 7,000 m/s. (Exsa, 2009)

b) Mezcla explosiva deflagrante

Tienen aplicaciones limitadas en minería, principalmente como componentes de mechas de seguridad. Su velocidad de detonación es inferior a 2,000 m/s. (López et al., 2003).
Revisar

2.1.9. Propiedades de las mezclas explosivas

Entre las características físicas de las mezclas explosivas podemos destacar:

a) Potencia relativa (RWS)

Indica la potencia y la capacidad de la mezcla explosiva para realizar trabajo. Esto se mide utilizando la prueba Trauzl, que examina la expansión producida por la detonación del explosivo en una cavidad cilíndrica. (Exsa, 2009)

b) Brisance

Se refiere a la habilidad de la mezcla explosiva para fracturar la roca y dar inicio a su ruptura. Este efecto dinámico está asociado con la onda de choque y está influenciado tanto por la densidad como por la velocidad de detonación del explosivo, evaluándose a través del método de Hess. (Exsa, 2009)

c) Densidad de la mezcla explosiva

Es la relación entre la masa y el volumen de la mezcla explosiva, lo que afecta su velocidad de detonación y sensibilidad. Varía entre 0,8 y 1,6 g/cm³ y es esencial para calcular la carga explosiva.

d) Densidad de carga

La densidad de carga se utiliza para determinar cuántos kilogramos de explosivo se necesitarán por barreno y por voladura. Los productos comerciales tienen una densidad que varía entre 0.8 y 1.6 gr/cc. Esta densidad de carga se define como la relación entre la masa del explosivo y su volumen, y puede calcularse mediante una fórmula práctica específica:

$$d_e = \frac{SG_e \cdot D_e^2 \cdot \pi}{4000}$$

Donde:

d_e = Densidad de Carga (Kg/m)

SG_e = Densidad del Explosivo (gr/cm³)

D_e = Diámetro del explosivo (mm)

e) Velocidad de detonación (VOD)

Es la rapidez con que se propaga la onda de detonación en el explosivo, determinando la liberación de energía. la densidad de la carga, el diámetro, el confinamiento, la iniciación y el envejecimiento influyen en ella. (Exsa, 2009)

f) Simpatía

La capacidad de un cartucho detonado para iniciar la detonación de otro cercano. Este fenómeno se produce por la transferencia de energía explosiva de un cartucho detonado a uno adyacente, desencadenando su detonación. (Exsa, 2009)

g) Sensitividad

La capacidad de un explosivo para ser detonado por un agente externo, como un fulminante o un cordón detonante. Se evalúa según el tipo y la cantidad de iniciador necesaria para su detonación completa.

h) Resistencia al agua

La capacidad del explosivo de mantener su estabilidad y capacidad de detonación incluso en contacto prolongado con el agua.

i) Diámetro crítico

Es el diámetro donde la onda de detonación no se expande eficientemente o lo hace a una velocidad reducida, y está influenciado por el tamaño de las partículas, la reactividad de los componentes, la densidad y el grado de confinamiento.

2.1.10. Accesorios de voladura

El proceso de detonación de explosivos requiere de accesorios específicos para iniciar la reacción. Estos accesorios incluyen fulminantes simples N°8, mechas de seguridad, mecha rápida, conectores, fulminante con retardo N°12 y cordón detonante.

2.1.11. Sistemas de iniciación

Es aquel sistema que está conformado por el ensamblaje de accesorios de voladura

Existen varios métodos de iniciación de explosivos, como:

- a) Sistema de iniciación simple con fulminante N°8 y mecha lenta o de seguridad.
- b) Carmex: nombre comercial de la empresa Famesa que consiste en: Fulminante N°8, mecha de seguridad, conector y mecha rápida como accesorio para iniciar al sistema de iniciación mejorado.
- c) Sistema de iniciación con retardo, fulminante N°12, tubo de choque o línea silenciosa más conector, y como accesorio de iniciación el cordón detonante.

2.1.12. Cebo

Un cebo se define como una unidad explosiva iniciadora que consta de un cartucho de emulsión con algún sistema de iniciación insertado en el cartucho. Los cebos se emplean para iniciar la detonación de la carga explosiva principal en el taladro de voladura. Para este propósito, el cartucho utilizado debe tener la mayor velocidad de detonación y debe ser posicionado en dirección a los demás cartuchos en el taladro, de modo que al impactarlos se creen los puntos calientes necesarios para la detonación de estos cartuchos.

2.1.13. Proceso de fragmentación

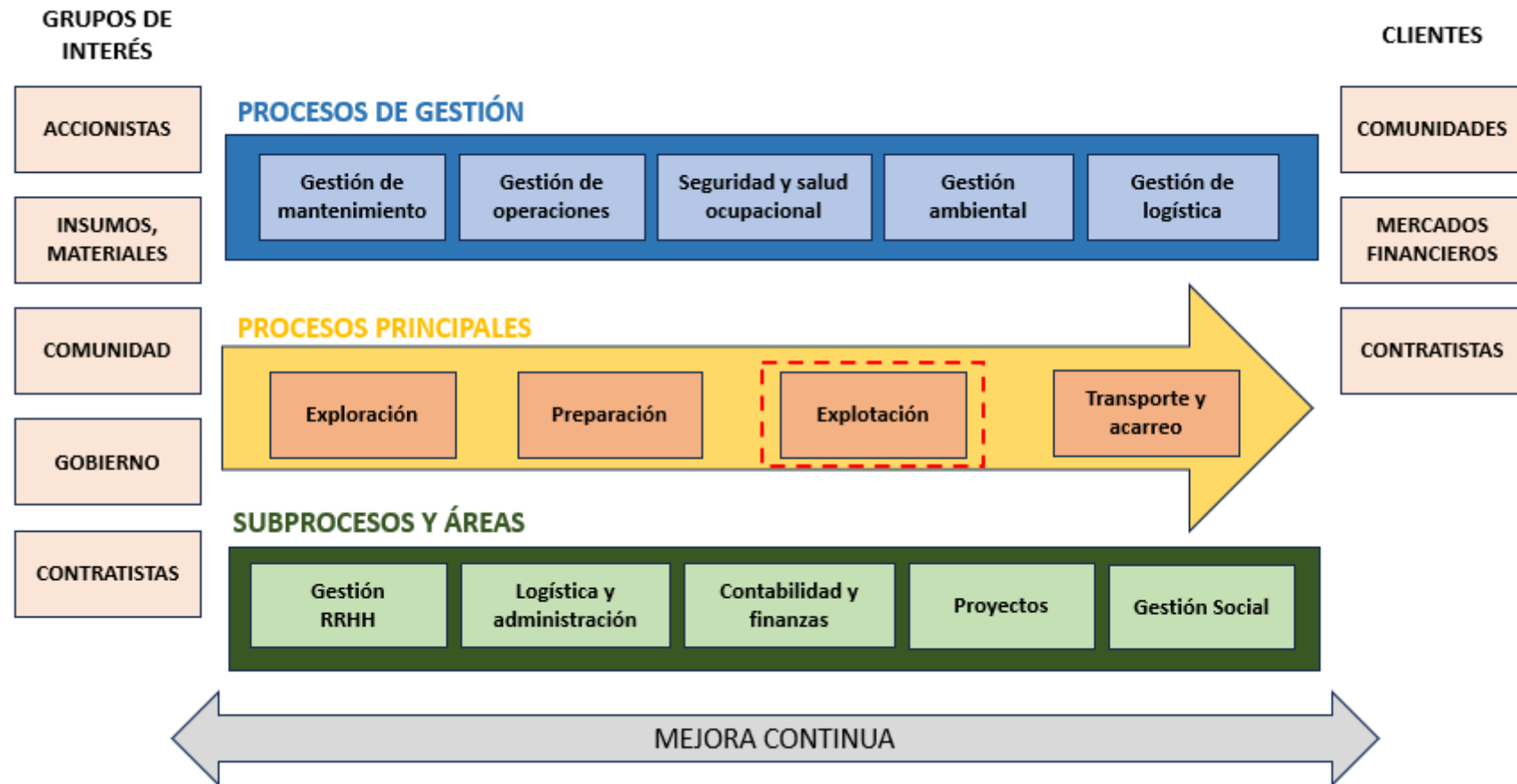
La fragmentación de rocas mediante voladuras implica la interacción entre el explosivo y la respuesta de la masa rocosa circundante. Este proceso, que es rápido y complejo, abarca varios factores como el tiempo, la energía termodinámica, las ondas de presión y la mecánica de rocas. Se desarrolla en etapas que van desde la detonación del explosivo hasta el desplazamiento completo del material fragmentado. Esto incluye la generación de la onda de choque, su transferencia a la roca para iniciar el agrietamiento, la expansión de gases a alta presión que fracturan y mueven la roca, y finalmente, el desplazamiento de la masa rocosa triturada para formar una pila de escombros. Para lograr una voladura efectiva, es crucial considerar el confinamiento adecuado del explosivo en el taladro, una cara libre que facilite la fragmentación y un burden ajustado para evitar restricciones. Los gases generados durante la explosión crean planos de rotura horizontales, y el material triturado se convierte en una pila de escombros, cuyo desplazamiento se toma en cuenta al calcular el volumen de roca a transportar.

2.2. ESTÁNDARES, FRAMEWORKS Y BUENAS PRÁCTICAS

La presente investigación se centra en el desarrollo de una metodología para el diseño de una malla de perforación en labores de producción de una mina de vetas angostas, lo cual permita la reducción de los costos de masa explosiva e iniciadores. Si bien la aplicación de la metodología de corte cilíndrico se realizará en la primera etapa del ciclo de minado posteriormente influye sobre el resultado de la fragmentación de la roca en el proceso de voladura evidenciando. En el presente trabajo se evidencia la importancia de la aplicación de metodologías que optimicen los costos en los procesos principales de explotación en la unidad minera. En la Figura 8, se muestra el diagrama de procesos de la empresa en estudio.

Figura 8

Diagrama de procesos principales, de gestión y complementarios.



Nota. El presente diagrama de procesos muestra el proceso principal relacionado al trabajo de suficiencia profesional, además de los procesos de gestión y subprocesos relacionados indirectamente con el tema desarrollado.

2.3. BASES LEGALES Y MARCO NORMATIVO

El diseño de la malla de perforación en minería, aunque no está explícitamente mencionado en las regulaciones de seguridad y salud ocupacional, está estrechamente relacionado con requisitos indicados en el Reglamento de Seguridad y Salud Ocupacional en Minería (D.S. N°024-2016-EM modificado por D.S. N°034-2023-EM).

Específicamente, el Artículo 95 del D.S. 034-2023 EM enfatiza la identificación de peligros, evaluación de riesgos y determinación de medidas de control adecuadas antes de iniciar cualquier tarea. Además, el Artículo 234 del D.S. 034-2023 EM establece requisitos específicos para la perforación y voladura en minería subterránea, que incluyen la ventilación, el aseguramiento del frente de trabajo, la inspección de residuos de voladuras anteriores, la garantía de la integridad de los elementos de sostenimiento, la vigilancia de rocas sueltas y la adecuación del diseño de perforación al perfil de la labor. Aunque el diseño de la malla de perforación no se menciona directamente, su implementación se ve influenciada y regulada por estas disposiciones, resaltando la conexión entre las técnicas operativas y los requisitos de seguridad y salud ocupacional en la industria minera.

3. CAPÍTULO 3: DESARROLLO DEL PROYECTO

3.1. DISEÑO DE LA SOLUCIÓN

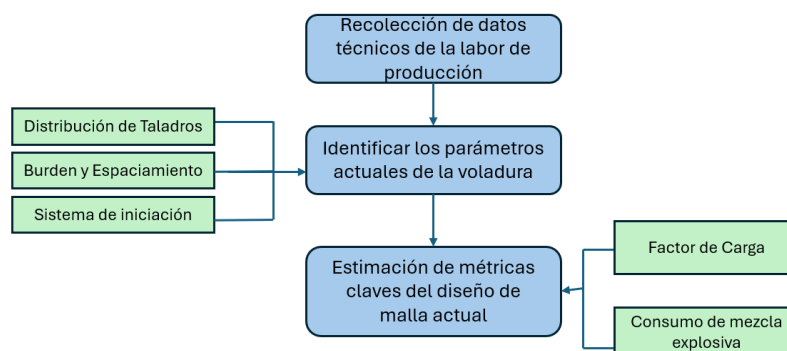
Este trabajo de suficiencia profesional investiga el problema del aumento de los costos de perforación y voladura de labores de producción en una mina subterránea de vetas estrechas. Como solución, se propone diseñar una malla de P&V utilizando el método del corte cilíndrico en los taladros de alivio ubicados en el arranque para mejorar la eficiencia de los procesos de voladura. Para comprender este trabajo de investigación, es esencial comenzar con el análisis de artículos, documentos, tesis y otros recursos que brinden una explicación detallada sobre el funcionamiento y la aplicación de dicho método.

3.2.1. Diseño de la solución del primer objetivo específico

Para lograr el primer objetivo específico, se llevará a cabo la recopilación de los datos técnicos del diseño de la malla de P&V actual en la labor de producción. Posteriormente, se procederá a identificar los parámetros vigentes de la voladura, como la distribución de los taladros de producción y alivio en la malla, los diámetros de los taladros, los burdens y espaciamentos considerados para el diseño, así como el sistema de iniciación utilizado en la malla actual. Para concluir, se estimarán las métricas clave correspondientes al diseño actual, con un énfasis especial en el factor de carga, el consumo de mezcla explosiva por disparo en kg, la cantidad de cartuchos por taladro y por disparo, entre otros aspectos. En la figura 9 se muestra el diagrama del diseño de la solución.

Figura 9

Diagrama de solución del primer objetivo específico.



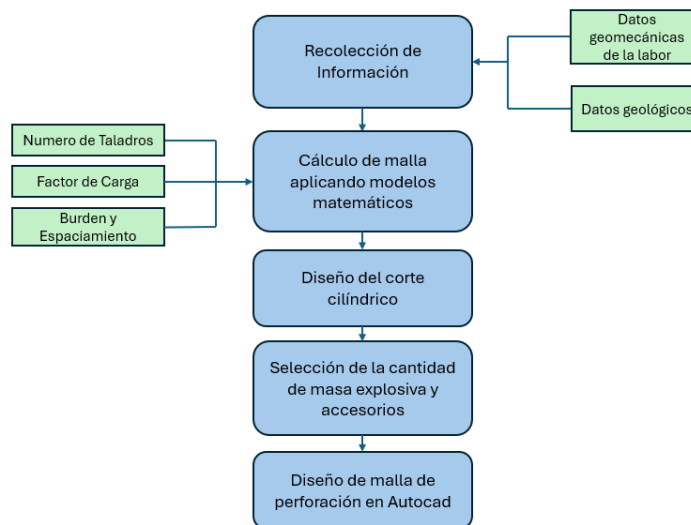
3.2.2. Diseño de la solución del segundo objetivo específico

Para alcanzar el segundo objetivo específico, se empleará la información geomecánica y geométrica recopilada, que incluirá la dimensión de la sección de la labor de producción, el área de la labor, la densidad, el tipo de roca y el RMR. En el proceso de rediseño de la malla de P&V, se estimará el diámetro del taladro de alivio en el arranque y su equivalente

en caso de requerir un diámetro menor, pero con la utilización de más de un taladro de alivio en el arranque. Posteriormente, se calcularán los burdens y espaciamientos para el arranque, teniendo en cuenta la técnica de corte cilíndrico y la geometría de las cuatro secciones. Además, se determinarán los espaciamientos para los hastiales, el arrastre y la corona. Finalmente, se llevará a cabo el rediseño del arranque y de la malla de P&V utilizando AUTOCAD. En la figura 10 se muestra el diagrama del diseño de la solución.

Figura 10

Diagrama de solución del segundo objetivo específico.

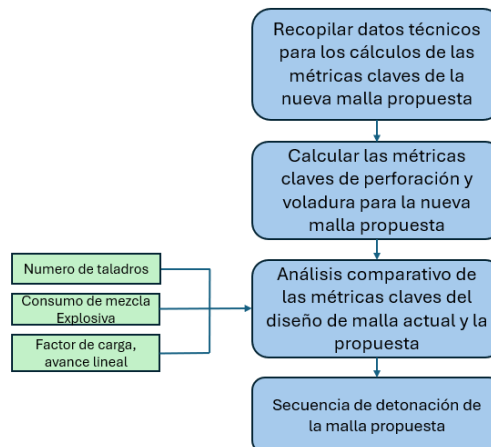


3.2.3. Diseño de la solución del tercer objetivo específico

Para cumplir con el tercer objetivo específico, se recopilarán los datos técnicos necesarios para calcular las métricas clave del diseño de la malla de P&V propuesta para la labor de producción en este trabajo de suficiencia profesional. Luego, se llevará a cabo un análisis comparativo de estas métricas con las obtenidas del diseño de la malla de P&V actual versus la propuesta, resaltando aspectos como el número de taladros cargados y de alivio, el consumo de mezcla explosiva en kilogramos (kg), el factor de carga, entre otros. Finalmente, se definirá el sistema de iniciación para la malla de P&V propuesta y la secuencia de tiempos de detonación. En la figura 11 se muestra el diagrama del diseño de la solución.

Figura 11

Diagrama de solución del tercer objetivo específico.



3.2.4. Diseño de la solución del cuarto objetivo específico

Para alcanzar el cuarto objetivo específico, se procederá a recopilar los costos unitarios de perforación, tales como el costo de las brocas, la máquina perforadora y los barrenos, junto con sus respectivas vidas útiles. Asimismo, se recolectarán los costos unitarios de voladura, que incluyen el costo de la mezcla explosiva encartuchada y los accesorios del sistema de iniciación. Posteriormente, se estimarán los costos de P&V utilizando tanto el diseño de malla actual como el propuesto. Finalmente, se llevará a cabo un análisis comparativo de los costos de ambas mallas para identificar las diferencias en los costos de perforación, voladura y los costos totales de P&V por disparo, así como los costos totales de P&V por metro avanzado. Este análisis permitirá determinar si el diseño de malla propuesto genera un ahorro en comparación con el diseño actual. En la figura 12 se muestra el diagrama del diseño de la solución, asimismo, en la figura 13 se ilustra el diagrama de flujo de aplicación global.

Figura 12

Diagrama de solución del cuarto objetivo específico.

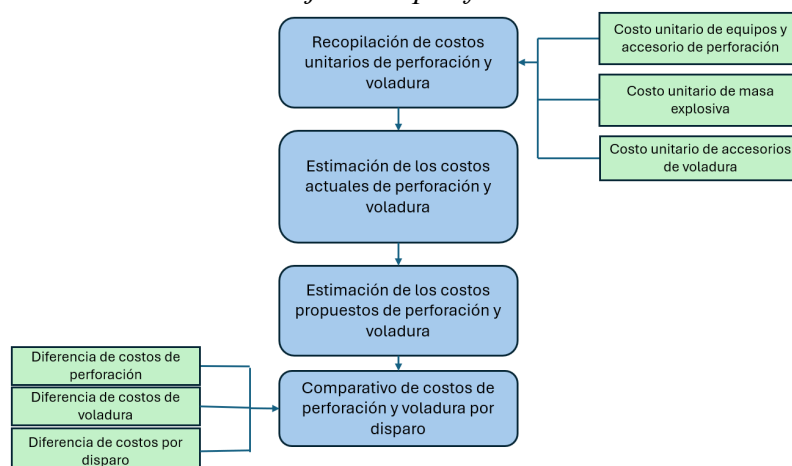
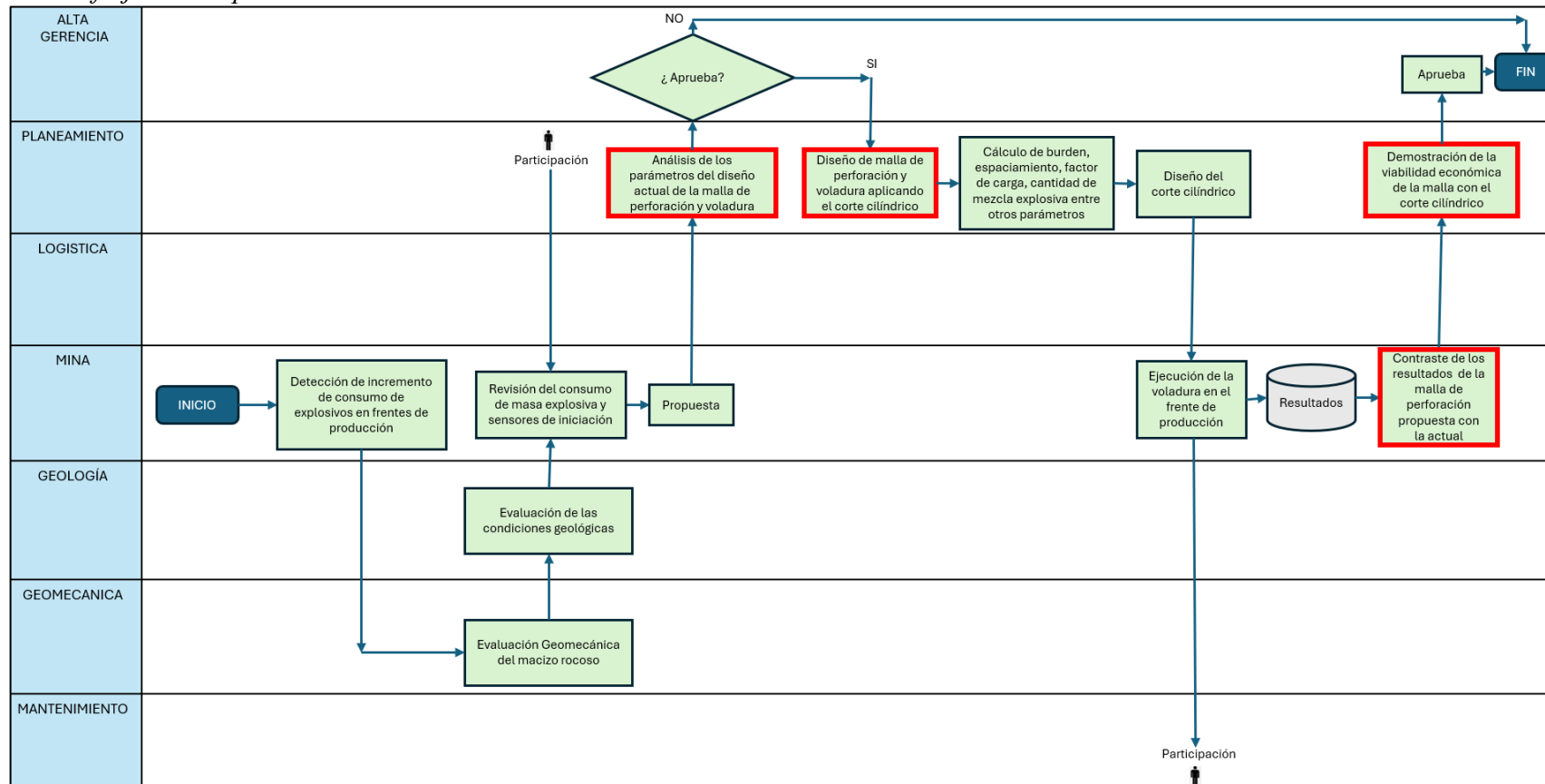


Figura 13
Diagrama de flujo de la aplicación.



Nota. El presente diagrama de flujo muestra la solución del problema principal a través de los indicadores de logro planteados para los objetivos específicos del trabajo de suficiencia profesional.

3.2. DESARROLLO DE LA SOLUCION

3.2.1. Muestra de la investigación

La zona de estudio se encuentra en el NV 4800 – Veta H, una labor de producción de sección 3.5 x 3.5 m de roca estructural tipo III, roca regular, con un RMR entre 40 a 60.

3.2.2. Instrumentos para la investigación

El principal instrumento utilizado para la recopilación de datos es el registro histórico de la compañía minera relacionado con el área de perforación y voladura. Asimismo, para la recolección de datos se consultaron manuales teóricos de perforación y voladura en minería subterránea, tesis e investigaciones relacionadas con el tema, informes de perforación y voladura, estándares de malla de perforación en frentes de producción, y especificaciones técnicas de los explosivos y accesorios de voladura.

Por otro lado, durante la investigación se emplearon herramientas tecnológicas, como una laptop con sistema operativo Microsoft para el uso del software de hojas de cálculo Excel. Este programa facilitó el análisis detallado de los cálculos obtenidos en la investigación, permitiendo una interpretación más precisa de los resultados.

3.2.3. Metodología de la investigación

3.2.3.1. Metodología para el primero objetivo específico

Para lograr el primer objetivo, se inició recopilando los parámetros geomecánicos y geométricos, mostrados en la figura 14, donde se emplea el diseño de la malla de P&V actual. Esto se hizo con el fin de identificar cuál es el estándar preestablecido por la mina.

Figura 14

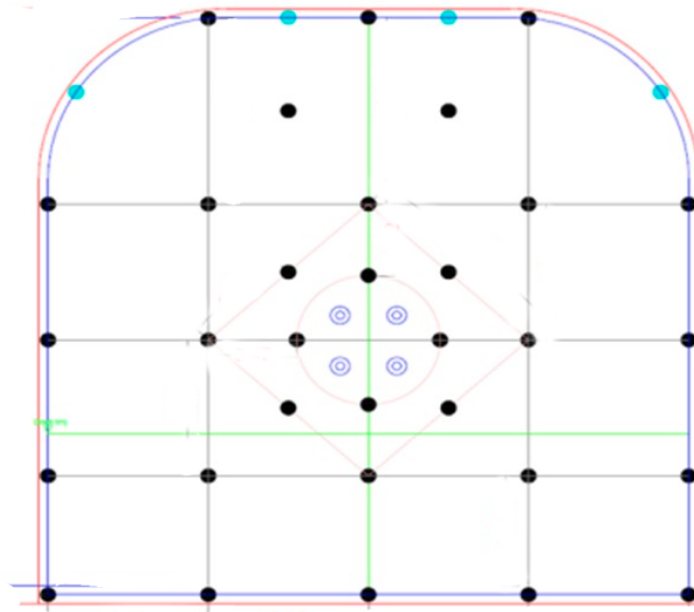
Modelo de resumen de parámetros geomecánicos y geométricos del diseño de malla de P&V actual.

Parámetros	Valor	Medida
Ancho (A)		m
Alto (H)		m
Densidad de la roca (ρ)		g/cm ³
RMR		
Tipo de roca		

Según estos parámetros, se determinó el diseño de la malla de P&V actual, definida por el estándar, y la distribución de los taladros en ella. En la figura 15 se ilustra el ejemplo del diseño de malla de P&V estándar, de igual manera, la figura 16 muestra el modelo de distribución actual de los taladros en la malla de P&V.

Figura 15

Ejemplo del diseño de la malla de P&V estándar.



Nota. Diseño de malla de perforación y voladura estándar para labores de producción en la mina subterránea.

Figura 16

Modelo de distribución actual de los taladros en la malla de P&V.

Distribución de taladros actual	Taladros	
	Cargados	Vacíos
Arranque		
Primera ayuda		
Segunda ayuda		
Tercera ayuda		
Ayuda corona		
Ayuda arrastre		
Ayuda cuadradores		
Cuadradores		
Corona		
Arrastre		
Aranque alivio rimado		
Alivio corona		
Total		

Asimismo, como muestra el modelo de la figura 17, se recopilaban los datos técnicos de perforación y voladura de la malla actual para estimar las métricas clave destacando, como se muestra en el modelo de la figura 18, el consumo de explosivos en kilogramos (kg) por disparo, el factor de carga (kg/m^3), la cantidad de cartuchos utilizados por taladro y por disparo, entre otros.

Figura 17

Modelo de registro de datos técnicos de malla de P&V actual.

Datos técnicos	Valor	Medida
Ancho (A)		m
Alto (H)		m
Densidad de la roca (p)		g/cm ³
Número de cartuchos		unidad
Número de taladros perforados		tal
Taladros cargados		tal
Taladros de alivio		tal
Tiempo de perforación		hrs
Longitud del barreno (L)		pies
Longitud del barreno (L)		m
Longitud efectiva de perforación		m
Longitud efectiva de perforación		pies
Longitud de carga		m
Longitud de carga		pies
Metros perforados		m
Densidad de carga		Kg/m
Peso cartucho Emulnor 3000 1 1/2 x 12"		Kg

Figura 18

Modelo de cálculo de las métricas clave del diseño de malla de P&V actual.

Métricas clave	Formula	Resultado
Avance lineal	$I = 0.95 * L$	I = m
Avance por disparo	$I = 0.95 * L$	I = m
Avance por disparo	$I = 0.95 * L$	I = pies
Longitud efectiva de avance		I eff.= m
Longitud efectiva de avance		I eff.= Pies
Area	$(A * H * (\pi + 8)) / 12$	S = m ²
Perimetro	$4 * \sqrt{S}$	P = m
Numero de taladros	$Nt = (P / 0.6) + (1.5 * S)$	Nt = Tal
Numero de taladros cargados		Nt = Tal
Volumen fragmentado	$V = S * I$	V = m ³
Tonelaje fragmentado	$Tn = V * p$	Tn = tn
Consumo por disparo	kg disp = Densidad carga * long carga * Nt cargados	kg disp = Kg
Factor de carga	$FC = (Kg \text{ disp}) / V$	FC = Kg/m ³
Factor de carga lineal	$FCL = ((kg \text{ disp}) / Nt) / \text{Long efec avance}$	FCL = Kg/m
Cartucho por taladro	Cart tal = FC / Peso cart	Cart tal = Cart/Tal
Cartucho por disparo	Cart disp = Cart tal * Nt	Cart disp = Cart/disp
Cajas por disparo	$Cja \text{ disp} = \text{Cart disp} / \text{cart caja}$	Cja disp = Cjas

Finalmente, se identificó el sistema de iniciación utilizado en la malla de P&V actual con el fin de proponer mejoras.

3.2.3.2. Metodología para el segundo objetivo específico

En relación con el segundo objetivo específico, se utilizó un modelo matemático empírico para calcular el diámetro requerido del taladro de alivio en el arranque. Este modelo fue aplicado en el rediseño de la malla de perforación con el fin de optimizar el burden y el espaciamiento, empleando la técnica de corte cilíndrico.

$$D2 = L * 41.61 - 16.51$$

Donde:**D2:** diámetro requerido del taladro de alivio (mm)**L:** longitud del barreno (m)

Según el resultado obtenido, se determinó si el diámetro es el adecuado o si se debe optar por una broca de menor diámetro, así como la cantidad de taladros de alivio equivalentes necesarios. Para calcular el diámetro de estos taladros, se empleó la siguiente ecuación:

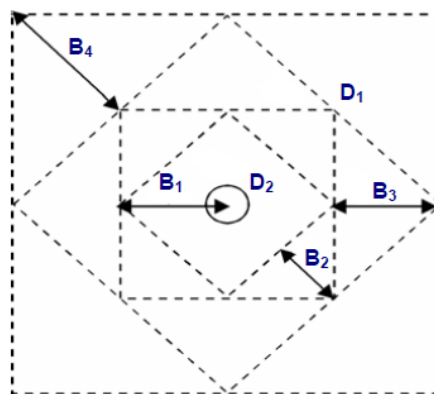
$$D3 = D2 / \sqrt{Nt}$$

Donde:**D3:** diámetro equivalente de los taladros de alivio (mm)**D2:** diámetro requerido del taladro alivio (mm)**Nt:** número de taladros de alivio equivalentes a perforar

Posteriormente, se estimaron los burdens y espaciamientos necesarios para rediseñar la malla de P&V. Para ello, se tomó el esquema geométrico de arranque de cuatro secciones, ilustrado en la figura 19, y se utilizaron modelos matemáticos para estimar el espaciamiento en las zonas de los hastiales, arrastre y corona.

Figura 19

Estructura geométrica general de arranque en cuatro secciones.



Nota. El diagrama muestra la estructura geométrica de los arranques, detallando los burdens y espaciamientos de las cuatro secciones.

a) Primera sección del corte

$$B_1 = 1.5 * D_2$$

$$E_1 = B_1 * \sqrt{2}$$

Donde:**D3:** diámetro del taladro de alivio equivalente**B1:** primer burden**E1:** primer espaciamiento

b) Segunda sección del corte

$$B_2 = B_1 * \sqrt{2}$$

$$E_2 = 1.5 * B_2 * \sqrt{2}$$

Donde:**B₁**: primer burden**B₂**: segundo burden**E₂**: segundo espaciamento**c) Tercera sección del corte**

$$B_3 = 1.5 * B_2 * \sqrt{2}$$

$$E_3 = 1.5 * B_3 * \sqrt{2}$$

Donde:**B₂**: segundo burden**B₃**: tercer burden**E₃**: tercer espaciamento**d) Cuarta sección del corte**

$$B_4 = 1.5 * B_3 * \sqrt{2}$$

$$E_4 = 1.5 * B_4 * \sqrt{2}$$

Donde:**B₃**: tercer burden**B₄**: cuarto burden**E₄**: cuarto espaciamento

Estimación del espaciamento de los taladros en los hastiales:

$$E = \frac{(La)}{N - 1}$$

Donde:**E**: espaciamento en hastiales**La**: longitud del hastial**N**: número de taladros de los hastiales

Estimación del espaciamento de los taladros en el arrastre:

$$E = \frac{(Ancho - 2 * 0.10)}{N - 1}$$

Donde:**E**: espaciamento en arrastre**Ancho**: ancho de la sección

N: número de taladros de arrastre

Estimación del espaciamiento de los taladros en la corona:

$$E = 16 * D_1$$

Donde:

E: espaciamiento en corona

D₁: diámetro del taladro de producción (mm)

Los valores obtenidos se resumieron en el modelo de la figura 20:

Figura 20

Modelo de resumen de valores para el rediseño de la malla de P&V.

Ubicación	Burden (B)	Espaciamiento (E)	Unidad
Primera sección			m
Segunda sección			m
Tercera sección			m
Cuarta sección			m
Hastiales			m
Arrastre			m
Corona			m

Luego, utilizando AutoCAD, se diseñó el arranque con el corte cilíndrico propuesto y la malla de P&V con los burdens y espaciamientos definidos. Finalmente, se determinó la distribución de los taladros en la malla de P&V propuesta como se muestra en el modelo de la figura 21.

Figura 21

Modelo de distribución propuesta de los taladros en la malla de P&V.

Distribución de taladros propuesta	Taladros	
	Cargados	Vacíos
Arranque		
Primera ayuda		
Segunda ayuda		
Tercera ayuda		
Ayuda corona		
Ayuda arrastre		
Ayuda cuadradores		
Cuadradores		
Corona		
Arrastre		
Arranque alivio rimado		
Alivio corona		
Total		

3.2.3.3. Metodología para el tercer objetivo específico

Para contrastar los resultados teóricos del diseño de la malla de P&V actual con los de la nueva malla propuesta, primero se compilarán en una tabla los datos técnicos necesarios para calcular las métricas clave de la malla de P&V propuesta, ilustrada en la figura 22. Estos datos técnicos incluirán, entre otros, la estimación de la densidad de carga de la masa explosiva utilizada, según el siguiente modelo matemático:

$$d_e = \frac{SG_e \cdot D_e^2 \cdot \pi}{4000}$$

Donde:

d_e = Densidad de Carga (kg/m)

SG_e = Densidad del Explosivo (gr/cm³)

D_e = Diámetro del explosivo (mm)

Figura 22

Modelo de recopilación de datos técnicos para el diseño de malla de P&V propuesto.

Datos técnicos	Valor	Medida
Ancho (A)		m
Alto (H)		m
Sección		m ²
Densidad de la roca (p)		g/cm ³
Número de cartuchos		unidad
Número de taladros perforados		tal
Taladros cargados		tal
Taladros de alivio		tal
Tiempo de perforación		hrs
Longitud del barreno (L)		pies
Longitud del barreno (L)		m
Longitud efectiva de perforación		m
Longitud efectiva de perforación		pies
Longitud de carga		m
Longitud de carga		pies
Metros perforados		m
Densidad de carga		Kg/m
Peso cartucho Emulnor 3000 1 1/4 x 12"		Kg

Luego, se calcularon las métricas claves obtenidas del nuevo diseño de malla de P&V propuesta, como se detalla en el modelo de la figura 23.

Figura 23

Modelo de cálculo de métricas clave del diseño de malla de P&V propuesto.

Métricas clave	Formula	Resultado
Avance lineal	$l = 0.95 * L$	l = m
Avance por disparo	$l = 0.95 * L$	l = m
Avance por disparo	$l = 0.95 * L$	l = pies
Longitud efectiva de avance		l eff. = m
Longitud efectiva de avance		l eff. = Pies
Area	$(A * H * (\pi + 8)) / 12$	S = m ²
Perimetro	$4 * VS$	P = m
Numero de taladros	$Nt = (P / 0.6) + (1.5 * S)$	Nt = Tal
Numero de taladros cargados		Nt = Tal
Volumen fragmentado	$V = S * l$	V = m ³
Tonelaje fragmentado	$Tn = V * p$	Tn = tn
Consumo por disparo	kg disp = Densidad carga * long carga * Nt cargados	kg disp = Kg
Factor de carga	$FC = (Kg \text{ disp}) / V$	FC = Kg/m ³
Factor de carga lineal	$FCL = ((kg \text{ disp}) / Nt) / \text{Long efec avance}$	FCL = Kg/m
Cartucho por taladro	Cart tal = FC / Peso cart	Cart tal = Cart/Tal
Cartucho por disparo	Cart disp = Cart tal * Nt	Cart disp = Cart/disp
Cajas por disparo	Cja disp = Cart disp / cart caja	Cja disp = Cjas
Costo explosivo disparo	USD expl = Cja disp * USD/Caja	USD expl = USD

Posteriormente, se llevó a cabo un análisis comparativo de las métricas clave entre el diseño de malla de P&V actual y la nueva malla propuesta, según el modelo de la figura 24. Se hizo hincapié en el número de taladros cargados y de alivio, así como en el consumo en kilogramos (kg) de mezcla explosiva por disparo en la labor de producción, el factor de carga, entre otros aspectos. Este proceso de contraste permitirá evaluar con mayor profundidad la eficacia y viabilidad técnica de la malla de P&V propuesta en comparación con la actual.

Figura 24

Modelo del análisis comparativo de métricas claves del diseño de malla de P&V actual vs el propuesto.

Métrica clave	Unidad	Malla actual	Malla propuesta
Avance lineal	m		
Longitud efectiva de avance	m		
Área	m ²		
Perimetro	m		
Número de taladros de alivio	Tal		
Número de taladros cargados	Tal		
Número de taladros totales	Tal		
Volumen fragmentado	m ³		
Tonelaje fragmentado	tn		
Consumo por disparo	Kg		
Factor de carga	Kg/m ³		
Factor de carga lineal	Kg/m		
Cartucho por taladro	Cart/Tal		
Cartucho por disparo	Cart/disp		

Por otro lado, se definió el sistema de iniciación con retardo a emplear en la nueva malla de P&V propuesta, así como la secuencia de detonación según la escala de tiempos nominales de retardo del detonador detallado en la figura 25.

Figura 25

Serie de tiempos de retardo para el detonador.

PERIODO CORTO		PERIODO LARGO	
N° SERIE	TIEMPO DE RETARDO (ms)	N° SERIE	TIEMPO DE RETARDO (s)
0	0	1	0,5
1	25	2	1,0
2	50	3	1,5
3	75	4	2,0
4	100	5	2,5
5	125	6	3,0
6	150	7	3,5
7	175	8	4,0
8	200	9	4,5
9	225	10	5,0
10	250	11	5,6
11	300	12	6,2
12	350	13	6,8
13	400	14	7,4
14	450	15	8,0
15	500	16	8,6
16	600		
17	700		
18	800		
19	900		
20	1000		

Nota. Escala de tiempos nominales de retardo del detonador Fanel establecidos por Famesa para la definición de la secuencia de detonación.

3.2.3.4. Metodología para el cuarto objetivo específico

Para el último objetivo la investigación, se recopilaron los costos unitarios de los equipos y accesorios de perforación, la masa explosiva, los accesorios de voladura, entre otros, según se detalla en el modelo de la figura 26, con el fin de estimar los costos de P&V tanto del diseño de malla actual como del diseño de malla propuesto en esta investigación.

Figura 26

Modelo de recopilación de costos unitarios de P&V.

Costos	Valor	Moneda	Vida útil	Unidad
CU perforadora jumbo		USD		hr
CU barreno 12 Pies		USD		pies
CU lubricante		USD/litro		
CU Broca 45mm		USD		pies
CU Broca 78mm		USD		pies
CU Broca 102mm		USD		pies
Compresora		USD		
Sueldo de perforista		USD/día		
Sueldo ayudante perforista		USD/día		
Costo caja Emulnor 3000 1 1/2 x 12"		USD/Caja		unidades/caja
CU Emulnor 3000 1 1/2 x 12"		USD/cartucho		
Costo caja Emulnor 3000 1 1/4 x 12"		USD/Caja		unidades/caja
CU Emulnor 3000 1 1/4 x 12"		USD/cartucho		
CU Mecha rápida		USD/m		
CU Camex (armada de mecha lenta 2.7 m)		USD		
CU Fanel (4.2 m)		USD/unidad		
CU Cordon detonante 4P (4g/m) (P + 40%P)		USD/m		

Posteriormente, se estiman los costos de P&V del diseño de malla actual, según el modelo de la figura 27, y los costos de la malla propuesta con el rediseño de arranque aplicando corte cilíndrico y el nuevo sistema de iniciación definido, según el modelo de la figura 28.

Figura 27

Modelo de cálculo de costos de P&V por disparo del diseño de malla actual.

Diseño de malla de P&V actual		
Perforación		
Costos de máquina perforadora		
Costo/pie =		USD/hr
Costo/disparo =		USD/Disparo
Costo de barreno 12 pies		
Costo/pie =		USD/pie
Costo/disparo =		USD/disparo
Costo de lubricante		
consumo de lubricante =		litro/disparo
Costo/disparo =		USD/disparo
Costo de la broca 45mm		
Costo/pie =		USD/pie
Costo/disparo =		USD/disparo
Costo de la broca 102mm		
Costo/pie =		USD/pie
Costo/disparo =		USD/disparo
Costo aire comprimido		
tiempo de perforación =		hr/disparo
Costo/disparo =		USD/disparo
Costo de mano de obra (MO)		
perforista por día =		disparo/día
MO =		USD/disparo
Costo total de perforación =		USD/Disparo
Voladura		
Costo unitario mezcla explosiva en cartucho		
Cantidad utilizada =		unidades
Costo/disparo =		USD/disparo
Costo de Carmex (Fulminante + Mecha lenta + conecto)		
Costo por taladro =		USD/Tal
Costo/disparo =		USD/disparo
Costo de mecha rápida		
Metro requeridos =		m/Tal
Costo por metro =		USD/m
Costo/disparo =		USD/disparo
Costo total de voladura =		USD/Disparo

Figura 28

Modelo de cálculo de P&V por disparo del diseño de malla propuesta.

Diseño de malla de P&V propuesta		
Perforación		
Costos de máquina perforadora		
Costo/pie =		USD/hr
Costo/disparo =		USD/Disparo
Costo de barreno 12 pies		
Costo/pie =		USD/pie
Costo/disparo =		USD/disparo
Costo de lubricante		
consumo de lubricante =		litro/disparo
costo/disparo =		USD/disparo
Costo de la broca 45mm		
Costo/pie =		USD/pie
costo/disparo =		USD/disparo
Costo de la broca 78mm		
Costo/pie =		USD/pie
costo/disparo =		USD/disparo
Costo aire comprimido		
tiempo de perforación =		hr/disparo
costo/disparo =		USD/disparo
Costo de mano de obra (MO)		
perforista por día =		disparo/día
MO =		USD/disparo
Costo total de perforación =		USD/Disparo
Voladura		
Costo unitario mezcla explosiva en cartucho		
Cantidad utilizada =		unidades
costo/disparo =		USD/disparo
costo de Fanel (Fulminante + mecha lenta + retardo)		
Costo por taladro =		USD/Tal
costo/disparo =		USD/disparo
Costo cordón detonante		
Metros requeridos =		m/Tal
Costo por metro =		USD/m
costo/disparo =		USD/disparo
Costo de Carmex como iniciador		
Unidades requeridas =		unidades
Costo por unidad =		USD/unidad
costo/disparo =		USD/disparo
Costo de mecha rápida		
Metros requeridos =		m/Tal
Costo por metro =		USD/m
costo/disparo =		USD/disparo
Costo total de voladura =		USD/Disparo

Finalizando, para demostrar la viabilidad económica de rediseñar el arranque aplicando la técnica de corte cilíndrico en la malla de P&V en la labor de producción, se elaboró un análisis comparativo de los costos actuales por disparo y los costos por disparo de la malla de P&V propuesta, el cual se detalla en la figura 29.

Figura 29

Modelo de análisis comparativo de costos de P&V por disparo de la malla actual vs. la malla propuesta.

Escenario Actual			Escenario Propuesto		
Perforación			Perforación		
Item	Costo	Moneda	Item	Costo	Moneda
Costo de máquina perforadora		USD	Costo de máquina perforadora		USD
Costo de Barreno		USD	Costo de Barreno		USD
Costo de Lubricante		USD	Costo de Lubricante		USD
Costo de Broca 45 mm		USD	Costo de Broca 45 mm		USD
Costo de Broca 102 mm		USD	Costo de Broca 78 mm		USD
Costo de Aire Comprimido		USD	Costo de Aire Comprimido		USD
Costo de Mano de Obra		USD	Costo de Mano de Obra		USD
Costo Total		USD	Costo Total		USD
Voladura			Voladura		
Item	Costo	Moneda	Item	Costo	Moneda
Costo de mezcla explosiva en cartucho		USD	Costo de mezcla explosiva en cartucho		USD
Costo de Carmex		USD	Costo de Fanel		USD
Costo de mecha rápida		USD	Costo de cordón detonante		USD
Costo Total		USD	Costo de Carmex		USD
Perforación y voladura			Perforación y voladura		
Item	Costo	Moneda	Item	Costo	Moneda
Costo perforación		USD/disparo	Costo perforación		USD/disparo
Costo voladura		USD/disparo	Costo voladura		USD/disparo
Costo Total P & V		USD/disparo	Costo Total		USD/disparo
Avance por disparo		m/disparo	Avance por disparo		m/disparo
Costo metro avanzado		USD/m	Costo/m avanzado		USD/m
Resumen Comparativo			Resumen Comparativo		
Costo total actual por disparo		USD/disparo	Costo total actual por disparo		USD/disparo
Costo total propuesto por disparo		USD/disparo	Costo total propuesto por disparo		USD/disparo
Ahorro total por disparo		USD/disparo	Ahorro total por disparo		USD/disparo
Resumen Comparativo			Resumen Comparativo		
Costo metro avanzado actual		USD/metro avanzado	Costo metro avanzado actual		USD/metro avanzado
Costo metro avanzado propuesto		USD/metro avanzado	Costo metro avanzado propuesto		USD/metro avanzado
Ahorro por metro avanzado		USD/metro avanzado	Ahorro por metro avanzado		USD/metro avanzado

Nota. El resumen es un comparativo entre la estructura de costos de perforación y voladura actual en la labor de producción y los costos resultado del diseño propuesto en el trabajo de suficiencia profesional.

3.3. VALIDACIÓN DEL PROYECTO

3.3.1. Resultados del primero objetivo específico

Para este primero objetivo, con el propósito de identificar el estándar aplicable para la zona de estudio, según la figura 30, se recopilieron los parámetros geomecánicos y geométricos de la labor de producción.

Figura 30

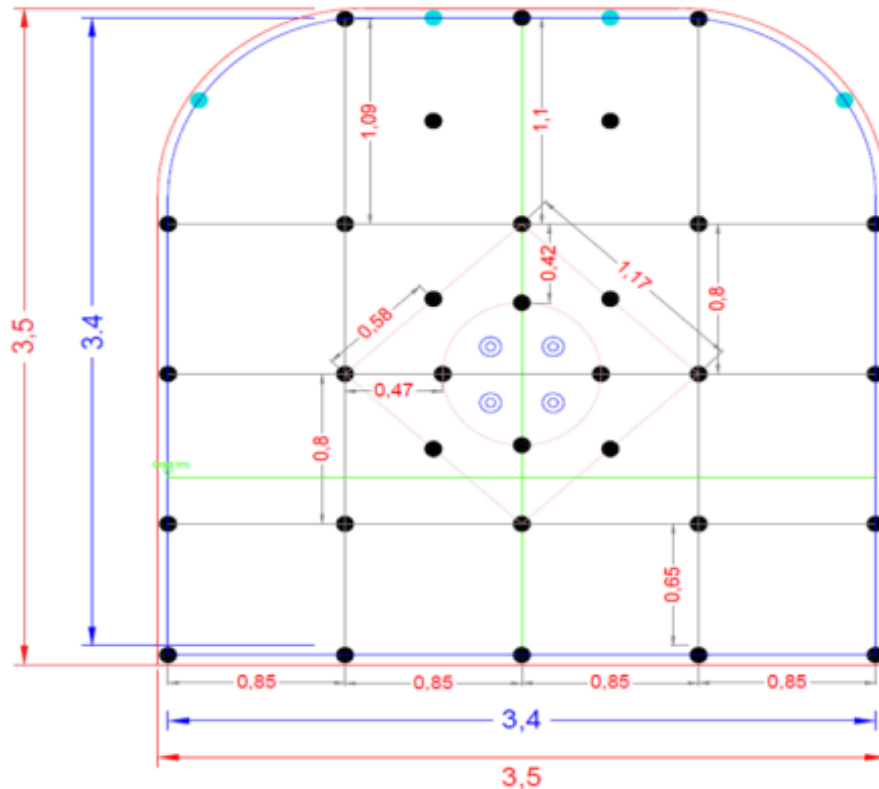
Parámetro de la sección de la labor de producción.

Parámetros	Valor	Medida
Ancho (A)	3.50	m
Alto (H)	3.50	m
Densidad de la roca (p)	2.80	g/cm ³
RMR	35 - 50	
Tipo de roca	Regular	

Se identificó que en la zona de estudio se emplea el estándar de malla de P&V en frentes de 3.5 m x 3.5 m para roca regular (RMR 35 – 50), el cual se muestra en la figura 31. Este estándar fue seleccionado por las condiciones específicas de la mina.

Figura 31

Diseño de la malla de P&V actual.



Nota. Diseño actual de la malla de perforación con taladros de producción de 45 mm de diámetro y taladros rimados en el arranque de 102 mm de diámetro.

El diseño de la malla de perforación actual consta de 32 taladros de producción de 45 mm de diámetro, 4 taladros de alivio en la corona de 45 mm de diámetro para voladura controlada, y 4 taladros de alivio rimados de 102 mm de diámetro. En la figura 32 se presenta la distribución detallada de estos taladros en la malla de perforación y voladura.

Figura 32

Distribución de taladros en la malla de P&V actual.

Distribución Actual de taladros	Taladros	
	Cargados	Vacios
Arranque	4	
primera ayuda	4	
segunda ayuda	4	
tercera ayuda	4	
ayuda corona	2	
ayuda arrastre	0	
ayuda cuadradores	0	
cuadradores	4	
corona	5	
arrastre	5	
rimado arranque		4
alivio corona		4
Total	32	8

Asimismo, se recopilaron los datos técnicos de P&V de la malla actual para estimar las métricas clave.

Figura 33

Datos técnicos para el diseño de malla de P&V actual.

Datos técnicos	Valor	Medida
Ancho (A)	3.50	m
Alto (H)	3.50	m
Densidad de la roca (p)	2.80	g/cm ³
Número de cartuchos	199	unidad
Número de taladros perforados	32	tal
Taladros cargados	24	tal
Taladros de alivio	8	tal
Tiempo de perforación	4.00	hrs
Longitud del barreno (L)	12.00	pies
Longitud del barreno (L)	3.66	m
Longitud efectiva de perforación	3.47	m
Longitud efectiva de perforación	11.40	pies
Longitud de carga	2.32	m
Longitud de carga	7.60	pies
Metros perforados	117	m
Densidad de carga	1.29	Kg/m
Peso cartucho Emulnor 3000 1 1/2 x 12"	0.39	Kg

Figura 34
Métricas clave del diseño de malla de P&V actual.

Métricas clave	Fórmula	Resultado
Avance lineal	$l = 0.95 * L$	$l = 3.47 \text{ m}$
Avance por disparo	$l = 0.95 * L$	$l = 3.47 \text{ m}$
Avance por disparo	$l = 0.95 * L$	$l = 11.40 \text{ pies}$
Longitud efectiva de avance		$l \text{ eff.} = 3.47 \text{ m}$
Longitud efectiva de avance		$l \text{ eff.} = 11.40 \text{ Pies}$
Area	$(A * H * (\pi + 8)) / 12$	$S = 11.37 \text{ m}^2$
Perimetro	$4 * \sqrt{S}$	$P = 13.49 \text{ m}$
Numero de taladros	$Nt = (P / 0.6) + (1.5 * S)$	$Nt = 40 \text{ Tal}$
Numero de taladros cargados	$Nt \text{ cargados} = Nt - Nt \text{ alivio}$	$Nt = 32 \text{ Tal}$
Volumen fragmentado	$V = S * l$	$V = 39.52 \text{ m}^3$
Tonelaje fragmentado	$Tn = V * \rho$	$Tn = 110.66 \text{ tn}$
Consumo por disparo	$\text{kg disp} = \text{Densidad carga} * \text{long carga} * Nt \text{ cargados}$	$\text{kg disp} = 95.84 \text{ Kg}$
Factor de carga	$FC = (\text{Kg disp}) / V$	$FC = 2.43 \text{ Kg/m}^3$
Factor de carga lineal	$FCL = ((\text{kg disp}) / Nt) / \text{Long efec avance}$	$FCL = 0.86 \text{ Kg/m}$
Cartucho por taladro	$\text{Cart tal} = FC / \text{Peso cart}$	$\text{Cart tal} = 6.21 \text{ Cart/Tal}$
Cartucho por disparo	$\text{Cart disp} = \text{Cart tal} * Nt$	$\text{Cart disp} = 199 \text{ Cart/disp}$

De las métricas claves, se destaca que actualmente por las características de la labor de producción se tiene un factor de carga de 2.43 kg/m^3 , y se consume 95.84 kg de mezcla explosiva por disparo distribuidos en 187 cartuchos de Emulnor 3000 de dimensiones $1 \frac{1}{2}'' \times 12''$.

Por otro lado, se identificó que como sistema de iniciación actual se utiliza el detonador ensamblado, denominado Carmex, compuesto por un fulminante común N° 8, un tramo de mecha de seguridad, un conector para mecha rápida y un block de sujeción, al cual se asegura la mecha rápida que recorre todos los taladros cargados por el perímetro de la sección y la zona media, incluyendo también un margen de seguridad de 50% del perímetro más de mecha rápida.

3.3.2. Resultados del segundo objetivo específico

En relación con el segundo objetivo específico, se empleó un modelo matemático empírico para determinar el diámetro necesario del taladro de alivio en el arranque. Esto se hizo considerando que la longitud del barreno utilizado actualmente para perforar los taladros en la malla de P&V es de 12 pies, equivalente a 3.66 m . Al sustituir este valor en la fórmula:

$$D2 = 3.66 * 41.61 - 16.51 = \mathbf{136 \text{ mm}}$$

El resultado indica que el diámetro de taladro de alivio requerido para el arranque es de 136 mm o 0.136 m . Sin embargo, dado que una broca de ese tamaño no está disponible en la mina subterránea donde se está llevando a cabo la investigación, se optó por perforar

varios taladros de alivio con un diámetro equivalente menor al obtenido con D2. Para ello, se aplicó el modelo matemático y se reemplazaron los datos en la fórmula, optando por utilizar 3 taladros de alivio equivalentes:

$$D3 = 136 / \sqrt{3} = 78 \text{ mm}$$

De esta manera, se determinó que se necesitan 3 taladros de alivio de 78 mm o 0.078 m para la sección de la labor de producción en la cual se realizará el rediseño de la malla de P&V. Posteriormente, se procedió a calcular los burdens y espaciamentos para las cuatro secciones del diseño geométrico de arranque, hastiales, arrastre y corona, teniendo en cuenta el diámetro de alivio de 0.078 m. La figura 36 detalla este cálculo.

Figura 35

Estimación burdens y espaciamentos para el diseño de malla de P&V propuesto.

Burden y espaciamento diseño de malla de P&V propuesto		
Primera Sección	$B1 = 1.5 * D3$	B1 = 0.12 m
	$E1 = B1 * \sqrt{2}$	E1 = 0.17 m
Segunda Sección	$B2 = B1 * \sqrt{2}$	B2 = 0.17 m
	$E2 = 1.5 * B2 * \sqrt{2}$	E2 = 0.35 m
Tercera Sección	$B3 = 1.5 * B2 * \sqrt{2}$	B3 = 0.35 m
	$E3 = 1.5 * B3 * \sqrt{2}$	E3 = 0.75 m
Cuarta Sección	$B4 = 1.5 * B3 * \sqrt{2}$	B4 = 0.75 m
	$E4 = 1.5 * B4 * \sqrt{2}$	E4 = 1.59 m
Espaciamento en hastiales	$E = (La)/(NT-1)$ La: Longitud del hastial	E hastiales = 0.80 m
Espaciamento en Arrastre	$E = ((A-2*0.10))/(NT-1)$	E arrastre = 0.83 m
Espaciamento en Corona	$E = K * 1$ K: 15 a 16	E corona = 0.72 m

De igual forma, se realizó un resumen de los valores obtenidos para el diseño.

Figura 36

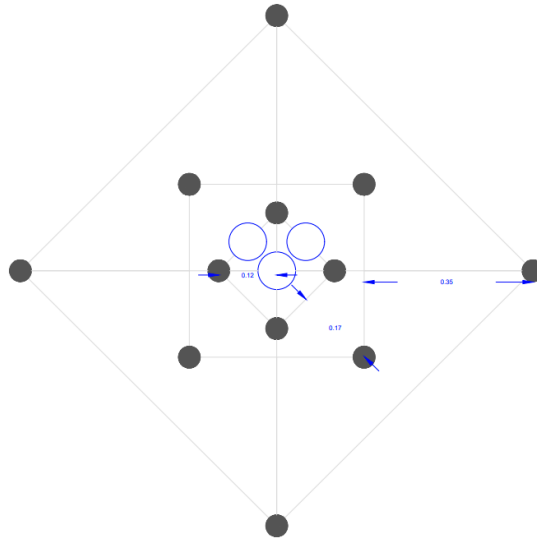
Resumen de valores para el rediseño de la malla de P&V.

Ubicación	Burden (B)	Espaciamento (E)	Unidad
Primera sección	0.12	0.17	m
Segunda sección	0.17	0.35	m
Tercera sección	0.35	0.75	m
Cuarta sección	0.75	1.59	m
Hastiales	-	1.00	m
Arrastre	-	0.83	m
Corona	-	0.72	m

Luego, utilizando AutoCAD, se diseñó el arranque con el corte cilíndrico propuesto y la malla de P&V con los burdens y espaciamentos definidos.

Figura 37

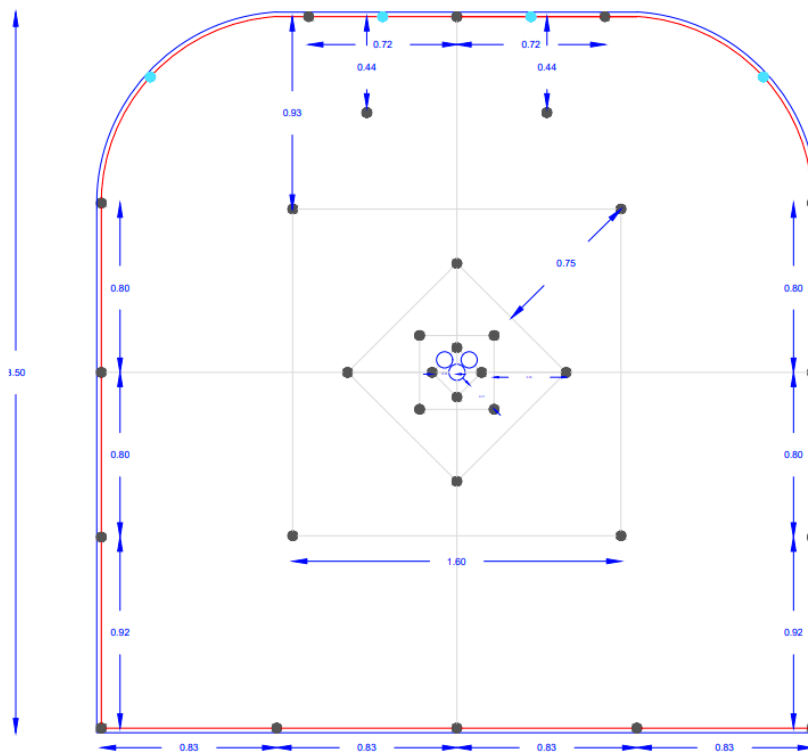
Diseño del arranque aplicando corte cilíndrico propuesto.



Nota. Diseño de taladros de alivio equivalentes en el arranque aplicando corte cilíndrico.

Figura 38

Diseño de malla de P&V propuesta.



Nota. Diseño de malla de perforación y voladura propuesta en la investigación, se distribuyen 39 taladros en 32 cargados, 4 de alivio en la corona para controlar los contornos, y 3 de mayor diámetro de alivio en el arranque.

Finalmente, se determinó la distribución de los taladros en la malla de P&V propuesta, donde hay 32 taladros de producción de 45 mm de diámetro, 4 taladros de alivio en la corona de 45 mm de diámetro para voladura controlada, y 3 taladros de alivio rimados de 78 mm de diámetro en el arranque.

Figura 39

Distribución propuesta de los taladros en la malla de P&V.

Distribución Actual de taladros	Taladros	
	Cargados	Vacios
Arranque	4	
primera ayuda	4	
segunda ayuda	4	
tercera ayuda	4	
ayuda corona	2	
ayuda arrastre	0	
ayuda cuadradores	0	
cuadradores	4	
corona	5	
arrastre	5	
rimado arranque		3
alivio corona		4
Total	32	7

3.3.3. Resultados del tercer objetivo específico

Antes de abordar el tercer objetivo específico, es necesario analizar el diámetro actual del cartucho de la mezcla explosiva utilizada. Actualmente, este diámetro es de 1 ½” o 38 mm, mientras que el taladro de producción tiene un diámetro de 45 mm. Esto significa que el diámetro del cartucho ocupa el 84% del taladro de producción, dejando apenas 7 mm de espacio para la mecha de seguridad, que tiene un diámetro de 5.4 mm. Existe la preocupación de que, debido a la fricción con las paredes del taladro, la mecha de seguridad pueda cortarse al introducir los cartuchos. Para mitigar este riesgo, se propone reducir el diámetro del cartucho de mezcla explosiva a 1 ¼” o 32 mm. Esto permitirá un mejor confinamiento de la carga explosiva en el taladro y reducirá la posibilidad de tiros cortados debido a fallos en el sistema de iniciación.

El tercer objetivo específico consiste en comparar los resultados teóricos del diseño de la malla de P&V actual con los de una nueva malla propuesta. Para esto, se han recopilado datos técnicos relevantes en una tabla, que servirán para determinar las métricas clave del diseño de la nueva malla de P&V. Como parte de estos datos técnicos, se ha calculado la densidad de carga de la mezcla explosiva considerando el cambio de diámetro de los cartuchos, de 1 ½” a 1 ¼”.

$$d_e = \frac{1.14 * 31.75_e^2 * \pi}{4000} = \mathbf{0.90 \text{ kg/m}}$$

Se determinó que la densidad de carga del Emulnor 3000 1 ¼" x 12" es de 0.90 kg/m, según la fórmula de reemplazo. La tabla de datos técnicos de la malla de P&V propuesta se muestra en la figura 40. Posteriormente, se estimaron las métricas clave del diseño de la malla de P&V propuesta, las cuales se detallan en la figura 41.

Figura 40

Recopilación de datos técnicos para la malla de P&V propuesta.

Datos técnicos	Valor	Medida
Ancho (A)	3.50	m
Alto (H)	3.50	m
Densidad de la roca (p)	2.80	g/cm3
Número de cartuchos	203.69	unidad
Número de taladros perforados	32.00	tal
Taladros cargados	24.00	tal
Taladros de alivio	8.00	tal
Tiempo de perforación	4.00	hrs
Longitud del barreno (L)	12.00	pies
Longitud del barreno (L)	3.66	m
Longitud efectiva de perforación	3.47	m
Longitud efectiva de perforación	11.40	pies
Longitud de carga	2.32	m
Longitud de carga	7.60	pies
Metros perforados	117.04	m
Densidad de carga	0.90	Kg/m
Peso cartucho Emulnor 3000 1 1/4 x 12"	0.27	Kg

Figura 41

Métricas clave del diseño de la malla de P&V propuesta.

Métricas clave	Formula	Resultado
Avance lineal	$I = 0.95 * L$	I = 3.47 m
Avance por disparo	$I = 0.95 * L$	I = 3.47 m
Avance por disparo	$I = 0.95 * L$	I = 11.40 pies
Longitud efectiva de avance		I eff.= 3.47 m
Longitud efectiva de avance		I eff.= 11.40 Pies
Area	$(A*H*(\pi+8))/12$	S = 11.37 m2
Perimetro	$4*VS$	P = 13.49 m
Numero de taladros	$Nt = (P/0.6)+(1.5*S)$	Nt = 39 Tal
Numero de taladros cargados		Nt = 32 Tal
Volumen fragmentado	$V = S * I$	V = 39.52 m3
Tonelaje fragmentado	$Tn = V * p$	Tn = 110.66 tn
Consumo por disparo	$kg \text{ disp} = \text{Densidad carga} * \text{long carga} * Nt \text{ cargados}$	kg disp = 66.91 Kg
Factor de carga	$FC = (Kg \text{ disp}) / V$	FC = 1.69 Kg/m3
Factor de carga lineal	$FCL = ((kg \text{ disp})/Nt) / \text{Long efec avance}$	FCL = 0.60 Kg/m
Cartucho por taladro	$Cart \text{ tal} = FC / \text{Peso cart}$	Cart tal = 6.37 Cart/Tal
Cartucho por disparo	$Cart \text{ disp} = \text{Cart tal} * Nt$	Cart disp = 204 Cart/disp

Posteriormente, se llevó a cabo un análisis comparativo de las métricas clave entre el diseño de malla de P&V actual y la nueva malla propuesta.

Figura 42

Análisis comparativo de métricas claves del diseño de malla de P&V actual vs el propuesto.

Métrica clave	Unidad	Malla actual	Malla propuesta
Avance lineal	m	3.47	3.47
Longitud efectiva de avance	m	3.47	3.47
Área	m ²	11.37	11.37
Perímetro	m	13.49	13.49
Número de taladros de alivio	Tal	8	7
Número de taladros cargados	Tal	32	32
Número de taladros totales	Tal	40	39
Volumen fragmentado	m ³	39.52	39.52
Tonelaje fragmentado	tn	110.66	110.66
Consumo por disparo	Kg	95.84	66.91
Factor de carga	Kg/m ³	2.43	1.69
Factor de carga lineal	Kg/m	0.86	0.60
Cartucho por taladro	Cart/Tal	6	6
Cartucho por disparo	Cart/disp	199	204

Según los resultados obtenidos, se identifica una reducción en el número de taladros de alivio con corte cilíndrico de 4 a 3, ya que el diámetro equivalente de 78 mm cumple con el modelo matemático utilizado para calcular tanto el diámetro como el número de taladros de alivio necesarios. Esta disminución no afecta la cantidad de taladros de producción, que se mantiene en 32 taladros de 45 mm distribuidos uniformemente en toda la malla.

En cuanto al consumo de mezcla explosiva por disparo, se observa una significativa reducción, pasando de 95.84 kg a 66.91 kg. Este descenso se atribuye al cambio en la densidad de carga, que resulta de la sustitución del diámetro de 1 ½ pulgadas a 1 ¼ pulgadas. Con este cambio, la densidad de carga se reduce de 1.29 kg/m a 0.90 kg/m, lo que implica una mayor eficiencia en el uso de los explosivos.

Además, se detecta una disminución en el factor de carga, que baja de 2.43 kg/m³ a 1.69 kg/m³. Esta reducción en el factor de carga es un indicativo de una operación más eficiente y económica, ya que se requiere menos cantidad de explosivo para lograr el mismo efecto en el arranque de material. Cabe destacar que, a pesar de necesitar más cartuchos de mezcla explosiva, incrementando de 199 a 204, la disminución en la cantidad total de mezcla explosiva usada por disparo compensa este incremento, resultando en una operación globalmente más eficiente.

En conclusión, la implementación de estos cambios no solo optimiza la cantidad de taladros de alivio necesarios, sino que también mejora la eficiencia en el uso de explosivos, reduciendo tanto el consumo por disparo como el factor de carga, lo cual repercute en una operación más económica y segura.

Por otro lado, para esta propuesta de diseño de malla de perforación y voladura se plantea utilizar un sistema de iniciación con retardo, por lo cual se propone utilizar Fanel, el cual es un detonador no eléctrico compuesto un fulminante N° 12 con un retardo que de acuerdo con su número de serie permite detonar al Fanel en diferentes intervalos de tiempo. Además, cada unidad de Fanel estaría amarrado a un cordón detonante que recorre todo el perímetro y parte media de la malla de perforación y voladura, este cordón se empalma a un par de Carmex (detonador ensamblado) para ser utilizados como iniciador junto con medio metro de mecha rápida amarrada al extremo de los Carmex.

Según la escala de tiempos nominales de retardo para Fanel establecidos por el fabricante Famesa, los cuales se detallan en la figura 43, se procedió a definir en el nuevo diseño de malla de P&V colocando el número de serie correspondiente a cada taladro de la malla.

Figura 43

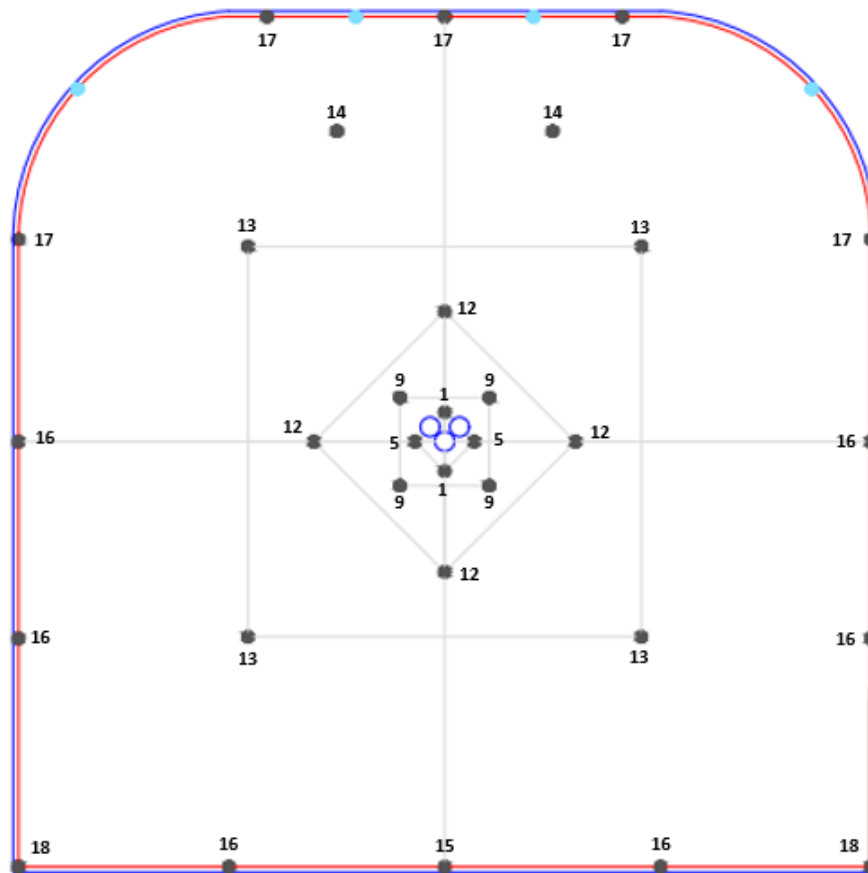
Serie de tiempos de retardo para el detonador.

PERIODO CORTO		PERIODO LARGO	
N° SERIE	TIEMPO DE RETARDO (ms)	N° SERIE	TIEMPO DE RETARDO (s)
0	0	1	0,5
1	25	2	1,0
2	50	3	1,5
3	75	4	2,0
4	100	5	2,5
5	125	6	3,0
6	150	7	3,5
7	175	8	4,0
8	200	9	4,5
9	225	10	5,0
10	250	11	5,6
11	300	12	6,2
12	350	13	6,8
13	400	14	7,4
14	450	15	8,0
15	500	16	8,6
16	600		
17	700		
18	800		
19	900		
20	1000		

Nota. Escala de tiempos nominales de retardo del detonador Fanel establecidos por Famesa para la definición de la secuencia de detonación.

Figura 44

Secuencia de detonación del diseño de malla de P&V propuesto.



Nota. Se definieron los tiempos de retardo comenzando con los taladros en el arranque, que tienen periodos cortos (ms). Posteriormente, se establecieron los tiempos de retardo largos (s) para los taladros de ayuda, rotura, cuadradores, corona y arrastre.

3.3.4. Resultados del cuarto objetivo específico

En relación con el último objetivo específico, se calcularon los costos de perforación y voladura tanto para el diseño de malla actual como para el diseño propuesto con el nuevo arranque de corte cilíndrico. Para esto, se recopilaron los costos unitarios de los equipos y accesorios de perforación, masa explosiva, accesorios de voladura, entre otros.

Figura 45

Recopilación de Costos unitarios de P&V.

Costos	Valor	Moneda	Vida útil	Unidad
CU perforadora jumbo	650,000.00	USD	70,080.00	hr
CU barreno 12 Pies	465.89	USD	3,000.00	pies
CU lubricante	2.43	USD/litro		
CU Broca 45mm	68.50	USD	755.00	pies
CU Broca 78mm	143.01	USD	850.00	pies
CU Broca 102mm	253.67	USD	919.00	pies
Compresora	5.90	USD		
Sueldo de perforista	27.03	USD/día		
Sueldo ayudante perforista	17.57	USD/día		
Costo caja Emulnor 3000 1 1/2 x 12"	84.09	USD/Caja	94.00	unidades/caja
CU Emulnor 3000 1 1/2 x 12"	0.89	USD/cartucho		
Costo caja Emulnor 3000 1 1/4 x 12"	55.65	USD/Caja	94.00	unidades/caja
CU Emulnor 3000 1 1/4 x 12"	0.59	USD/cartucho		
CU Mecha rapida	0.42	USD/m		
Cu Camex (armada de mecha lenta 2.7 m)	0.78	USD		
CU Fanel (4.2 m)	1.08	USD/unidad		
CU Cordon detonante 4P (4g/m) (P + 40%P)	0.21	USD/m		

Partiendo de estos costos unitarios se calcularon los costos de perforación y voladura del diseño de malla actual utilizado para labores de producción, como se detalla a continuación.

Figura 46

Cálculo de costos de P&V por disparo del diseño de malla actual.

Diseño de malla de P&V actual			
Perforación			
Costos de máquina perforadora			
Costo/pie =	9.28	USD/hr	
Costo/disparo =	3,383.56	USD/Disparo	
Costo de barreno 12 pies			
Costo/pie =	0.16	USD/pie	
Costo/disparo =	56.65	USD/disparo	
Costo de lubricante			
consumo de lubricante =	0.65	litro/disparo	
Costo/disparo =	1.58	USD/disparo	
Costo de la broca 45mm			
Costo/pie =	0.09	USD/pie	
Costo/disparo =	37.23	USD/disparo	
Costo de la broca 102mm			
Costo/pie =	0.28	USD/pie	
Costo/disparo =	12.59	USD/disparo	
Costo aire comprimido			
tiempo de perforación =	4.00	hr/disparo	
Costo/disparo =	23.60	USD/disparo	
Costo de mano de obra (MO)			
perforista por día =	1.00	disparo/día	
MO =	44.59	USD/disparo	
Costo total de perforación =	3,559.81	USD/Disparo	
Voladura			
Costo unitario mezcla explosiva en cartucho			
Cantidad utilizada =	199	unidades	
Costo/disparo =	177.71	USD/disparo	
Costo de Carmex (Fulminante + Mecha lenta + conecta)			
Costo por taladro =	0.78	USD/Tal	
Costo/disparo =	25.02	USD/disparo	
Costo de mecha rápida			
Metro requeridos =	21.58	m/Tal	
Costo por metro =	0.42	USD/m	
Costo/disparo =	9.07	USD/disparo	
Costo total de voladura =	211.80	USD/Disparo	

Para el escenario propuesto, se planteó cambiar de masa explosiva en cartucho de 1 1/2" x 12" a 1 1/4" x 12", así como implementar un nuevo sistema de iniciación con retardo reemplazando principalmente al Carmex por Fanel en el cebo de cada taladro cargado de la malla.

3.4. INTERPRETACIÓN DE LOS RESULTADOS

a. Interpretación de resultados del primer objetivo específico:

Según los datos recopilados, podemos destacar:

- El macizo rocoso en la labor de producción, con una sección de 3.5 x 3.5 m, presenta un índice RMR entre 35 a 50. Este valor sitúa la calidad de la roca en la categoría regular B (IIIB), lo que implica que la roca tiene características mecánicas y estructurales moderadas.
- El diseño de la malla de P&V actual comprende un total de 40 taladros, distribuidos en 32 taladros de producción de 45 mm, 4 taladros de alivio de mayor diámetro (102 mm) en el arranque, y 4 taladros de alivio en la corona para el control de los contornos, con el mismo diámetro que los taladros de producción. Actualmente, ya se emplea un corte cilíndrico en los taladros de alivio en el arranque.
- Se emplea la mezcla explosiva EMULNOR 3000, con dimensiones de 1 1/2" x 12". El sistema de iniciación utilizado es el detonador ensamblado CARMEX, que incluye un fulminante N° 8, una mecha de seguridad, un conector para mecha rápida y un bloque de sujeción. También se utiliza la mecha rápida Z-18, que tiene una longitud de 150 m.
- El avance de perforación actual es de 3.47 metros por ciclo de voladura, lo cual es adecuado para las condiciones de la sección y la calidad de la roca. El factor de carga es de 2.43 Kg/m³, lo que indica la cantidad de explosivo por unidad de volumen de roca. El consumo de explosivos por disparo es de 95.84 kg, con 187 cartuchos de la mezcla explosiva Emulnor 3000.

b. Interpretación de resultados del segundo objetivo específico:

- El resultado del estudio indica que se requiere un taladro de alivio con un diámetro de 136 mm (0.136 m) para el arranque. Sin embargo, debido a la indisponibilidad de brocas de ese tamaño en la mina subterránea, se decidió perforar varios taladros de alivio con un diámetro menor. Aplicando un modelo matemático, se determinó que se pueden utilizar 3 taladros de alivio equivalentes con un diámetro de 78 mm o 0.078 m cada uno.
- Para la distribución de taladros en el diseño de la malla de P&V propuesto, se consideran 32 taladros de producción de 45 mm y 7 taladros de alivio. De los cuales, cuatro estarán ubicados en la corona y tendrán el mismo diámetro que los taladros de

producción para controlar la voladura. Los otros tres taladros serán de arranque con corte cilíndrico y tendrán un diámetro mayor de 78 mm.

c. Interpretación de resultados del tercer objetivo específico:

- Actualmente, el diámetro del cartucho es de 1 ½” o 38 mm, ocupando el 84% del taladro de producción de 45 mm. Con solo 7 mm de espacio para la mecha de seguridad de 5.4 mm, existe el riesgo de corte por fricción al introducir los cartuchos. Para mitigar este riesgo, se propone reducir el diámetro del cartucho a 1 ¼” o 32 mm, mejorando así el confinamiento de la carga explosiva y reduciendo posibles tiros cortados.
- Se tuvo una reducción en el consumo de masa explosiva por disparo, pasando de 95.84 kg en el diseño actual a 66.91 kg, una reducción de 28.93 kg menos por disparo, esto debido a que al cambiar de Emulnor 3000 1 ½” x 12” con una densidad de carga de 1.29 kg/m a un Emulnor 3000 1 ¼” x 12” con una densidad de carga de 0.90 kg/m.
- El actual diseño de malla de perforación y voladura contempla un sistema de iniciación convencional compuesto por un detonador ensamblado (Carmex) unidos por todo el perímetro y centro con mecha rápida como iniciador. Considerando las dimensiones de la sección y que tiene más de 30 taladros, para el diseño propuesto se planteó utilizar un sistema de iniciación con retardo, de manera que se pueda mejorar la fragmentación, por lo que se plantea la secuencia detallada anteriormente.

d. Interpretación de resultados del cuarto objetivo específico:

- Se analizaron los costos de perforación y voladura de la malla de P&V actual dando como resultado 3,771.61 USD por disparo, esto debido a que se utiliza para la perforación una broca de 102 mm de diámetro y una masa explosiva en cartucho con un diámetro de 1 ½”, lo que reemplazando la broca por una de 78 mm para los taladros de alivio en el arranque y un cartucho de diámetro de 1 ¼” se logra una reducción por disparo de 57.86 USD.
- Específicamente, el cambio de diámetro de 1 ½” a 1 ¼” requiere menos cantidad de mezcla explosiva en cartucho y el precio es menor para el diámetro de 1 ¼”. Esto permite un ahorro de 57.12 USD en mezcla explosiva. Por otro lado, el sistema de iniciación propuesto con retardador aumentaría el costo del sistema de iniciación en 6.08 USD. En total, los costos de voladura se reducen en 51.03 USD por disparo.

3.5. IMPACTO ECONOMICO

Para evaluar la viabilidad económica de la malla de P&V propuesta, se contrastaron los costos de perforación y voladura con los relacionados al diseño de malla actual, como se muestra en la figura 49. En este análisis comparativo, se identificó que con el nuevo diseño de malla de P&V se redujeron los costos de perforación por disparo de 3,559.81 USD a 3,552.98 USD, lo cual representa un ahorro en perforación por disparo de 6.83 USD. Esta reducción se logró mediante la disminución del diámetro del taladro de alivio rimado de 102 mm a 78 mm en el arranque con corte cilíndrico, además de la eliminación de un taladro de alivio debido a la modificación del diseño de arranque de uno cuadrado a uno en rombo.

Asimismo, se observa una reducción en los costos de voladura por disparo en 51.03 USD. Esto se debe al cambio de un costo de voladura actual por disparo de 211.80 USD, utilizando Emulnor 3000 1 ½” x 12” como masa explosiva y un sistema de iniciación compuesto por la mecha rápida y un Carmex (una mecha lenta armada con fulminante y conectada a mecha rápida), a un costo de voladura propuesto de 160.76 USD. Se reemplazó el encartuchado por Emulnor 3000 1 ¼” x 12”, que tiene un menor diámetro, además, se una mejora en el sistema de iniciación con retardo compuesto por Fanel amarrados a un cordón detonando que es iniciado por 2 Carmex empalmados y medio metro de mecha rápida.

Figura 49

Comparativo de costos de P&V con la malla actual vs la malla propuesta.

Escenario Actual		Escenario Propuesto	
Perforación		Perforación	
Costo de máquina perforadora		Costo de máquina perforadora	
Costo/pie =	9.28 USD/hr	Costo/pie =	9.28 USD/hr
Costo/disparo =	3,383.56 USD/Disparo	Costo/disparo =	3,383.56 USD/Disparo
Costo de barreno 12 pies		Costo de barreno 12 pies	
Costo/pie =	0.16 USD/pie	Costo/pie =	0.16 USD/pie
Costo/disparo =	56.65 USD/disparo	Costo/disparo =	56.65 USD/disparo
Costo de lubricante		Costo de lubricante	
consumo de lubricante =	0.65 litro/disparo	consumo de lubricante =	0.65 litro/disparo
Costo/disparo =	1.58 USD/disparo	costo/disparo =	1.58 USD/disparo
Costo de la broca 45mm		Costo de la broca 45mm	
Costo/pie =	0.09 USD/pie	Costo/pie =	0.09 USD/pie
Costo/disparo =	37.23 USD/disparo	costo/disparo =	37.23 USD/disparo
Costo de la broca 102mm		Costo de la broca 78mm	
Costo/pie =	0.28 USD/pie	Costo/pie =	0.17 USD/pie
Costo/disparo =	12.59 USD/disparo	costo/disparo =	5.75 USD/disparo
Costo aire comprimido		Costo aire comprimido	
tiempo de perforación =	4.00 hr/disparo	tiempo de perforación =	4.00 hr/disparo
Costo/disparo =	23.60 USD/disparo	costo/disparo =	23.60 USD/disparo
Costo de mano de obra (MO)		Costo de mano de obra (MO)	
perforista por día =	1.00 disparo/día	perforista por día =	1.00 disparo/día
MO =	44.59 USD/disparo	MO =	44.59 USD/disparo
Voladura		Voladura	
Costo unitario mezcla explosiva en cartucho		Costo unitario mezcla explosiva en cartucho	
Cantidad utilizada =	198.66 unidades	Cantidad utilizada =	203.69 unidades
Costo/disparo =	177.71 USD/disparo	costo/disparo =	120.59 USD/disparo
Costo de Carmex (Fulminante + Mecha lenta + conecto)		costo de Fanel (Fulminante + mecha lenta + retardo)	
Costo por taladro =	0.78 USD/Tal	Costo por taladro =	1.08 USD/Tal
Costo/disparo =	25.02 USD/disparo	costo/disparo =	34.43 USD/disparo
Costo de mecha rápida		Costo cordon detonante	
Metro requeridos =	21.58 USD/Tal	Metros requeridos =	18.89 USD/Tal
Costo por metro =	0.42 USD/m	Costo por metro =	0.21 USD/m
Costo/disparo =	9.07 USD/disparo	costo/disparo =	3.97 USD/disparo
Costo de Carmex como iniciador		Costo de Carmex como iniciador	
Unidades requeridas =	2.00 unidades	Unidades requeridas =	2.00 unidades
Costo por unidad =	0.78 USD/unidad	Costo por unidad =	0.78 USD/unidad
costo/disparo =	1.56 USD/disparo	costo/disparo =	1.56 USD/disparo
Costos mecha rápida		Costos mecha rápida	
Metros requeridos =	0.50 m/Tal	Metros requeridos =	0.50 m/Tal
Costo por metro =	0.42 USD/m	Costo por metro =	0.42 USD/m
costo/disparo =	0.21 USD/disparo	costo/disparo =	0.21 USD/disparo
Perforación			
Item	Costo	Moneda	
Costo de máquina perforadora	3,383.56	USD	
Costo de Barreno	56.65	USD	
Costo de Lubricante	1.58	USD	
Costo de Brocas	49.82	USD	
Costo de Aire comprimido	23.60	USD	
Costo de Mano de Obra	44.59	USD	
Costo Total	3,559.81	USD	
Voladura			
Item	Costo	Moneda	
Costo unitario mezcla explosiva en cartucho	177.71	USD	
Costo de Carmex	25.02	USD	
Costo de mecha rápida	9.07	USD	
Costo Total	211.80	USD	
Perforación y voladura			
Item	Costo	Moneda	
Costo perforación	3,559.81	USD/disparo	
Costo voladura	211.80	USD/disparo	
Costo Total P & V	3,771.61	USD/disparo	
Avance por disparo	3.47	m/disparo	
Costo metro avanzado	1,085.44	USD/m	
Perforación			
Item	Costo	Moneda	
Costo de máquina perforadora	3,383.56	USD	
Costo de Barreno	56.65	USD	
Costo de Lubricante	1.58	USD	
Costo de Brocas	42.99	USD	
Costo de Aire comprimido	23.60	USD	
Costo de Mano de Obra	44.59	USD	
Costo Total	3,552.98	USD	
Voladura			
Item	Costo	Moneda	
Costo unitario mezcla explosiva en cartucho	120.59	USD	
Costo de Fanel	34.43	USD	
Costo del cordón detonante	3.97	USD	
Costo de carmex	1.56	USD	
Costo de mecha rápida	0.21	USD	
Costo Total	160.76	USD	
Perforación y voladura			
Item	Costo	Moneda	
Costo perforación	3,552.98	USD/disparo	
Costo voladura	160.76	USD/disparo	
Costo Total P & V	3,713.74	USD/disparo	
Avance por disparo	3.47	m/disparo	
Costo metro avanzado	1,068.79	USD/m	

4. CAPÍTULO 4: CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

4.1. CONCLUSIONES

- Reducir el diámetro del cartucho de 1 ½” a 1 ¼” en un taladro de producción de 45 mm ofreció múltiples ventajas al ingresar al taladro con mayor holgura. Se incrementó la seguridad al disminuir el riesgo de que el sistema de iniciación con retardo (fanel) insertado en un cartucho, cuyo tubo de choque tiene un diámetro de 3.5 mm, se dañe o se corte por fricción al ingresar al taladro. Esto se logró al tener más espacio en mm para que el cebo pueda ingresar al taladro adecuadamente. Además, esta reducción permitió un mejor confinamiento de la carga explosiva y reducir la posibilidad de tiros cortados. En cuanto a eficiencia y economía, el cambio también resultó beneficioso, ya que la masa explosiva utilizada por disparo se redujo significativamente de 95.84 kg a 66.91 kg, lo que implicó una disminución de 28.93 kg por disparo. Este ahorro fue posible gracias al uso del explosivo Emulnor 3000 con un diámetro reducido, que tenía una menor densidad de carga en el taladro, 0.90 kg/m en lugar de 1.29 kg/m. En resumen, la modificación propuesta mejoró la seguridad del proceso, optimizó el uso de materiales explosivos, redujo costos y aumentó la eficiencia operativa.
- Los costos de perforación se redujeron de 3,559.81 USD a 3,552.98 USD debido a la estimación del diámetro equivalente de alivio requerido en la sección de la labor de producción. Se determinó que era posible reducir de 4 taladros de alivio de 102 mm en el diseño actual a 3 taladros de alivio de 78 mm en el diseño propuesto sin afectar el desempeño de la voladura. Este cambio resultó en un ahorro de 6.83 USD por disparo en la perforación.
- Al cambiar el diámetro de la mezcla explosiva de 1 ½” a 1 ¼”, se requirió una menor cantidad de mezcla y su precio fue menor, lo que resultó en un ahorro significativo de \$57.12 en mezcla explosiva por disparo. Sin embargo, la sustitución de un sistema de iniciación convencional mejorado con conector y mecha rápida (Carmex) por el sistema de iniciación con retardo (Fanel) aumentó el costo en \$6.08. A pesar de este aumento, el cambio global resultó en una reducción neta de \$51.03 en los costos de voladura por disparo. Esto sugirió que la optimización del diámetro del cartucho puede ser una estrategia efectiva para reducir los costos totales de operación. Asimismo, la mejora en el sistema de iniciación, sustituyendo el Carmex por un sistema de iniciación con retardo

(Fanel), contribuyó a una mejora en el proceso de voladura. Mejora la fragmentación, el avance lineal, la sobre rotura y la caída de roca.

- En la comparación de costos de perforación y voladura entre el diseño actual y el propuesto, se identificó una disminución en el costo de P&V por metro avanzado, pasando de 1,085.44 USD a 1,068.79 USD, lo que representó un ahorro de 16.65 USD por metro avanzado. Además, se observó una reducción en los costos de perforación por disparo, disminuyendo de 3,771.61 USD a 3,713.74 USD, lo que implicó un ahorro de 57.86 USD por disparo. Estos ahorros se lograron mediante la reducción del diámetro del taladro de alivio y la eliminación de un taladro de alivio (4") debido al cambio de diseño del arranque por un corte cilíndrico. En conjunto, estas optimizaciones mostraron una mejora significativa en la eficiencia y la economía del proceso de voladura.

4.2. RECOMENDACIONES

- Se sugiere que, dado el cambio de diámetro del cartucho de mezcla explosiva de 1 1/2" a 1 1/4", los operadores encargados del carguío en la malla de perforación aseguren el confinamiento de los cartuchos en el taladro para que la mezcla explosiva se adhiera a las paredes del taladro. Esto contribuirá a mejorar el confinamiento dentro del taladro y, por ende, la efectividad de la voladura.
- Se recomienda utilizar un cartucho de Emulnor 3000 de 1 1/4" de diámetro para el cebo, ya que es la mezcla explosiva en cartucho con la mayor velocidad de detonación disponible en mina para el tipo de roca regular o semi dura. Este cebo debe ser colocado en dirección a la carga explosiva dentro del taladro ósea hacia la boca del taladro, de modo que la onda de choque liberada por el cebo generando los puntos calientes necesarios en toda la columna de carga para la detonación más efectiva de los cartuchos.
- Es fundamental la implementación de un sistema de iniciación con retardos, para mejorar la fragmentación, avance lineal de la voladura y minimizar las vibraciones en el macizo rocoso. Importante tener en cuenta que, los tiempos de inicio en el corte cilíndrico se determina con tiempos cortos, dado a la clasificación actual de la roca, se sugiere que la secuencia nominal de tiempos entre taladro y taladro en el corte cilíndrico sea de 100 milisegundos.

- Se sugiere a realizar una evaluación continua de los costos y la eficiencia de las operaciones de perforación y voladura. Esto implicará ajustar los parámetros del diseño de la malla de P&V según sea necesario para mantener y mejorar los ahorros económicos logrados en el proceso.

REFERENCIAS

- Acuña, M. & Torres, F. (2021). *Evaluación geomecánica para la recuperación de pilares de la zona alta, sección I en la empresa minera los Quenuales S.A. - Unidad Minera Yauliyacu*. [Tesis de Titulación, Universidad Nacional de Huancavelica] Repositorio institucional. <http://repositorio.unh.edu.pe/handle/UNH/3906>
- Ames, V. (2008). *Diseño de las mallas de perforación y voladura utilizando la energía producida por las mezclas explosivas*. [Tesis de Maestría, Universidad Nacional De Ingeniería] Repositorio institucional. <http://hdl.handle.net/20.500.14076/635>
- Ames, V. (2015). *Tecnología de Explosivos* (8ª ed.). Huancayo, Perú
- Apaza, E. (2020). *Diseño de las mallas de perforación y voladura utilizando la energía producida por las mezclas explosivas. Mejora de la perforación y voladura, mediante el rediseño de malla y aplicación del corte cilíndrico en labores de avance unidad de producción Alpacay – Minera Yanaquihua*. [Tesis de Titulación, Universidad Nacional San Agustín de Arequipa] Repositorio institucional. <http://hdl.handle.net/20.500.14076/635>
- Apaza, E. (2020). *Mejora de la perforación y voladura, mediante el rediseño de malla y aplicación del corte cilíndrico en labores de avance unidad de producción Alpacay - Minera Yanaquihua*. [Tesis de Titulación, Universidad Nacional de San Agustín de Arequipa] Repositorio institucional. <http://hdl.handle.net/20.500.12773/11673>
- Calvin J. Konya. (2000). *Diseño de Voladuras*: Ediciones cuicatl.
- Chai, X. W., Shi, S. S., Yan, Y. F., Li, J. G., & Zhang, L. (2019). Key blasting parameters for deep-hole excavation in an underground tunnel of phosphorite mine. *Advances in Civil Engineering*, 2019. <https://doi.org/10.1155/2019/4924382>
- Cheng B, Wang HB, Zong Q, Xu Y, Wang MX, Zhu NN (2021). Study on the novel technique of straight hole cutting blasting with a bottom charged central hole exploded supplementally. *Arab J Geosci*, 14, 2867–2878. <https://doi.org/10.1007/s12517-021-09223-4>
- Díaz, G. & Sotelo, C. (2019). *Optimización del avance lineal en las labores de exploración y desarrollo de la Unidad Minera Santa María - Compañía Minera Poderosa S.A. con la aplicación de los criterios fundamentales de la ingeniería de*

la voladura. [Tesis de Titulación, Universidad Peruana de Ciencias Aplicadas] Repositorio institucional. <http://hdl.handle.net/10757/629960>

EXSA S.A (2009). *Manual Práctico de Voladura de Rocas* (4ª ed.): Edición anual

Guillen, M. (2018). *Reducción del factor de carga y optimización de costos con la aplicación de corte cilíndrico en arranque de labores de avance en roca sedimentaria marga – Mina Animon – IESA*. [Tesis de Titulación, Universidad Nacional de San Agustín de Arequipa] Repositorio institucional. <http://repositorio.unsa.edu.pe/handle/UNSA/7727>

Guillen, M. (2018). *Reducción del factor de carga y optimización de costos con la aplicación de corte cilíndrico en arranque de labores de avance en roca sedimentaria marga – Mina Animon – IESA*. [Tesis de Titulación, Universidad Nacional de San Agustín de Arequipa] Repositorio institucional. <http://repositorio.unsa.edu.pe/handle/UNSA/7727>

Himanshu VK, Mishra AK, Roy MP, Vishwakarma AK, Singh PK (2021). Numerical simulation-based approach for assessment of blast induced deformation pattern in slot raise excavation. *Int J Rock Mech Min Sci*, 144, 104816. <https://doi.org/10.1016/j.ijrmms.2021.104816>

Himanshu, V.K., Mishra, A.K., Priyadarshi, V. et al. (2021) Estimation of Optimum Burden for Blasting of Different Rock Strata in an Indian Iron Ore Mine. *J Geol Soc India* 97, 760–766. <https://doi.org/10.1007/s12594-021-1757-4>

Himanshu, V.K., Mishra, A.K., Vishwakarma, A.K. et al. (2022) Explicit dynamics based numerical simulation approach for assessment of impact of relief hole on blast induced deformation pattern in an underground face blast. *Geomech. Geophys. Geo-energ. Geo-resour.* 8, 19. <https://doi.org/10.1007/s40948-021-00327-5>

López Jimeno, C. (2003). *Manual de Perforación y Voladura de Rocas*. España.

Mishra, A. K., Rout, M., Singh, D. R., & Jana, S. P. (2018). Influence of Gassing Agent and Density on Detonation Velocity of Bulk Emulsion Explosives. *Geotechnical and Geological Engineering*, 36(1), 89–94. <https://doi.org/10.1007/s10706-017-0308-7>

Vega, J. (2018). *Evaluación integral del sistema de ventilación, para que el trabajador desarrolle sus actividades en condiciones normales, en la empresa minera los*

Quenuales - Unidad Minera Yauliyacu. [Tesis de Titulación, Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión] Repositorio institucional.
<http://repositorio.undac.edu.pe/handle/undac/861>

Yilmaz, O. (2023) Drilling and blasting designs for parallel hole cut and V-cut method in excavation of underground coal mine galleries. *Sci Rep* 13, 2449.
<https://doi.org/10.1038/s41598-023-29803-6>

Yilmaz, O., & Unlu, T. (2014). An application of the modified Holmberg-Persson approach for tunnel blasting design. *Tunnelling and Underground Space Technology*, 43, 113–122. <https://doi.org/10.1016/j.tust.2014.04.009>

Zhang, Z., Qiu, X., Shi, X., Zhou, J., Luo, Z., Ouyang, J., & Zhang, H. (2023). Optimization of the matching relationship between the stemming length and minimum burden in cut blasting of large-diameter long-hole stopes. *Geomechanics and Geophysics for Geo-Energy and Geo-Resources*, 9(1).
<https://doi.org/10.1007/s40948-023-00674-5>