

**UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN CRISTÓBAL
DE HUAMANGA**

**FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS, GEOLOGÍA Y
CIVIL**

ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



TESIS:

**Implementación del diagrama de perforación y voladura para
optimizar la calidad de excavación en la rampa Eli 2 de la
Unidad Minera Santa María, 2024**

Para optar el título profesional de:
INGENIERO DE MINAS

PRESENTADO POR:
Bach. Elias CCENTE CERDAN

ASESOR:
Msc. Ing. Kelvis BERROCAL ARGUMEDO

AYACUCHO - PERÚ

2026

DEDICATORIA

A mis queridos padres, Eusebio y Gliceria; a mi padre, por su amor, esfuerzo y apoyo incondicional; y a la memoria de mi madre, quien desde el cielo guía mi camino día a día con su amor y sus enseñanzas. A mis hermanos, quienes son el motor fundamental de mi vida y la motivación que me impulsa a perseguir mis sueños y alcanzar cada una de mis metas.

AGRADECIMIENTO

A Dios, por permitirme tener una hermosa familia unida, por guiar mis pasos y por brindarme la fuerza, la salud y la sabiduría necesarias para alcanzar mis objetivos. Gracias por su infinita bondad y amor.

Mi eterno agradecimiento a Minera Poderosa, Unidad Minera Santa María; a la empresa contratista Corimayo Servicios Mineros S.A.C.; y, en especial, al Ing. Víctor Hugo Licas Tipe, ingeniero residente de obra, así como a los supervisores de mina, quienes desde el primer día me hicieron sentir parte del equipo, fomentando el respeto, el compromiso y la unidad en el trabajo. Gracias por brindarme la oportunidad de desarrollar este trabajo de investigación y hacer posible la ejecución de este proyecto de tesis.

A mi alma mater, la Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga, y a todos los docentes, por compartir sus conocimientos y experiencias, contribuyendo a mi formación profesional en la industria minera.

ÍNDICE GENERAL

DEDICATORIA	i
AGRADECIMIENTO	iii
ÍNDICE GENERAL	iv
ÍNDICE DE TABLAS	ix
ÍNDICE DE ANEXOS	xii
RESUMEN	xiii
ABSTRACT.....	xiv
CAPITULO I	1
INTRODUCCIÓN	1
1.1 Planteamiento del problema	2
1.2 Formulación del problema.....	4
1.2.1 Problema general	4
1.2.2 Problemas específicos	4
1.3 Objetivos de la investigación.....	4
1.3.1 Objetivo general	4
1.3.2 Objetivos específicos	4
1.4 Importancia y justificación del proyecto	4
1.4.1 Importancia.....	4
1.4.2 Justificación teórica.....	5
1.4.3 Justificación metodológica	6
1.4.4 Justificación práctica.....	7
1.5 Alcance y limitaciones	8
1.5.1 Alcance	8
1.5.2 Limitaciones.....	9
CAPITULO II	11

MARCO TEÓRICO.....	11
2.1 Antecedentes del problema.....	11
2.1.1 Antecedentes internacionales	11
2.1.2 Antecedentes nacionales	13
2.1.3 Antecedentes locales	15
2.2 Bases teóricas	17
2.2.1 Macizo rocoso.....	17
2.2.2 Resistencia de la roca	18
2.2.3 Índice de calidad de la roca - RQD.....	18
2.2.4 Clasificación geomecánica	19
a. Q de Barton.....	19
b. Clasificación RMR bieniawski (rock mass ratng).	20
2.2.5 Perforación y voladura.....	21
a. Diseño de malla de perforación en minería subterránea.....	22
b. Principio de perforación.....	22
2.2.6 Tipos de perforación.....	22
a. Sistemas de perforación por percusión	22
b. Perforación neumática.	23
c. Perforadoras con martillo en cabeza	23
d. Perforadoras con martillo en fondo	23
2.2.7 Sistema de perforación a rotación.....	24
a. Errores y defectos en la perforación	24
2.2.8 Tipo de reacción en función de la cinética química de los explosivos.	26
2.2.9 Propiedades y características de los explosivos	27
2.2.10 Explosivos industriales.	29
2.2.11 Accesorios de voladura.....	33

2.2.12	<i>Modelo matemático áreas de influencia</i>	38
2.2.13	<i>Distribución de la energía</i>	40
2.2.14	<i>Voladura controlada</i>	41
2.2.15	<i>Tipos de voladura controlada en minas subterráneas</i>	42
2.3	<i>Bases conceptuales</i>	42
2.3.1	<i>Perforación</i>	42
2.3.2	<i>Voladura</i>	42
2.3.3	<i>Sobre rotura</i>	43
2.3.4	<i>Voladura controlada</i>	43
2.3.5	<i>Factor de carga</i>	43
2.3.6	<i>Costos</i>	44
a.	<i>Costos unitarios</i>	44
b.	<i>Costos de operación</i>	44
2.4	<i>Hipótesis</i>	45
2.4.1	<i>Hipótesis general</i>	45
2.4.2	<i>Hipótesis específicas</i>	45
2.5	<i>Variables</i>	45
2.5.1	<i>Variable dependiente</i>	45
2.5.2	<i>Variable independiente</i>	45
CAPITULO III MATERIALES Y MÉTODOS		46
3.1	<i>Materiales</i>	46
3.1.1	<i>Generalidades</i>	46
3.1.1.1	<i>Ubicación y acceso</i>	46
3.1.2	<i>Geología Regional</i>	47
3.1.3.	<i>Geología local</i>	50
3.1.4	<i>Correlación entre geología regional y geología local</i>	50

3.1.5.	<i>Estratigrafía</i>	51
3.1.6.	<i>Clima y relieve</i>	53
3.2	Métodos	54
3.2.1	<i>Diseño de investigación.</i>	54
3.2.2	<i>Tipo de investigación.</i>	54
3.2.3	<i>Nivel de Investigación</i>	54
3.2.4	<i>Población y muestra.</i>	55
3.2.5	<i>Unidad de análisis</i>	55
3.2.6	<i>Criterios de inclusión y exclusión</i>	56
3.2.7	<i>Técnicas e instrumentos de recolección de datos</i>	57
3.2.7.1	<i>Técnicas de recolección.</i>	57
3.2.7.2	<i>Instrumentos de recolección</i>	57
3.2.8	<i>Técnicas de procesamiento y análisis de datos</i>	58
CAPITULO IV RESULTADO Y DISCUSIÓN.....		59
4.1	Desarrollo de la investigación	59
4.1.1	<i>Ingeniería de diseño y optimización de la malla de perforación</i>	59
4.1.2.	<i>Análisis de la malla de perforación inicial.</i>	59
4.1.2	<i>Estudio de la sobrerotura en la rampa Eli 2</i>	60
4.1.2.1	<i>Análisis de sobrerotura pre implementación.</i>	60
4.1.3	<i>Recolección de datos en rampa Eli 2</i>	61
4.1.4	<i>Costo por metro lineal</i>	64
4.1.5	<i>Diseño de la nueva malla de perforación.</i>	65
4.1.6	<i>Aplicación del modelo matemático por áreas de influencia.</i>	66
4.1.7	<i>Simulación con Jk simblast.</i>	71
4.2	Resultados post implementación del modelo matemático de áreas de influencia	74

4.2.1	<i>Análisis de sobrerotura post implementación.</i>	74
4.2.2	<i>Recolección de datos en rampa Eli 2</i>	76
4.2.3	<i>Costo por metro lineal</i>	78
4.2.4	<i>Resumen</i>	79
4.3	Prueba de hipótesis	80
4.3.1	<i>Prueba de Normalidad de Datos</i>	80
4.3.2	<i>Prueba de hipótesis</i>	80
4.4	Discusión de resultados	81
CONCLUSIONES		83
RECOMENDACIONES		84
REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS		85
GLOSARIO		90
ANEXOS		92

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1 <i>Características técnicas del Famecorte E 20</i>	32
Tabla 2 <i>Fanel® Ms Periodo Corto</i>	37
Tabla 3 <i>Fanel® Lp Periodo Largo</i>	37
Tabla 4 <i>Límites de la ubicación de la unidad minera Santa María</i>	46
Tabla 5 <i>Acceso a la unidad minera santa maría</i>	46
Tabla 6 <i>Coordenadas de la unidad minera Santa María</i>	47
Tabla 7 <i>Estaciones de trabajo y de toma de muestras (Fallas)</i>	48
Tabla 8 <i>Estaciones de trabajo y de toma de muestras (Fallas)</i>	48
Tabla 9 <i>Vida útil de aceros de perforación</i>	62
Tabla 10 <i>Consumo de aceros de perforación durante el periodo junio–julio de 2024</i>	62
Tabla 11 <i>Consumo de explosivo durante el periodo junio–julio de 2024</i>	63
Tabla 12 <i>Consumo de accesorios de voladura durante el periodo junio–julio de 2024</i>	63
Tabla 13 <i>Datos de mano de obra durante el periodo junio–julio de 2024</i>	64
Tabla 14 <i>Costo por metro lineal junio y julio 2024</i>	64
Tabla 15 <i>Parámetros de perforación</i>	65
Tabla 16 <i>Parámetros de la roca</i>	66
Tabla 17 <i>Resultados del factor de seguridad</i>	67
Tabla 18 <i>Resultados obtenidos del burden nominal por áreas de influencia</i>	69
Tabla 19 <i>Nueva distribución de taladros</i>	70
Tabla 20 <i>Comparativa del periodo de línea base y el periodo post implementación (sobrerotura) ...</i>	75
Tabla 21 <i>Consumo de aceros de perforación mes agosto</i>	76
Tabla 22 <i>Consumo de explosivo mes agosto</i>	77
Tabla 23 <i>Consumo de accesorios de voladura mes agosto</i>	77
Tabla 24 <i>Datos de mano de obra mes agosto</i>	78
Tabla 25 <i>Costo por metro lineal</i>	78
Tabla 26 <i>Comparación de indicadores pre y post implementación</i>	79

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1 Registro de sobre rotura en rampa Eli 2 en el mes de Junio y Julio.....	3
Figura 2 Control de avance lineal de mes de junio en la rampa ELI_2	3
Figura 3 Propiedades mecánicas y físicas de la roca.....	18
Figura 4 Clasificación geomecánica RQD	19
Figura 5 Valores Q de Barton.....	20
Figura 6 Ficha geomecánica para RMR.....	21
Figura 7 Taladro de alivio de pequeño diámetro.....	24
Figura 8 Desviación en el paralelismo	25
Figura 9 Espaciamientos irregulares entre taladros	25
Figura 10 Irregular longitud de taladro	25
Figura 11 Intersección de taladros	26
Figura 12 Excesiva densidad de carga	26
Figura 13 Emulnor encartuchada de Famesa.....	31
Figura 14 Características técnicas de emulnor encartuchada de Famesa	31
Figura 15 Famecorte E20 con su centralizado	32
Figura 16 Carmex	33
Figura 17 Ignición rápida o mecha rápida	34
Figura 18 Cordón detonante	35
Figura 19 Fanel color rojo periodo largo y color amarillo periodo corto	36
Figura 20 Área de influencia del taladro con Burden y Espaciamiento	40
Figura 21 Plano de ubicación de la región Pataz.....	47
Figura 22 Plano geológico regional	49
Figura 23 Plano geológico local.....	50
Figura 24 Estratigrafía Batolito de Pataz.....	53
Figura 25 Malla de perforación anterior.....	59
Figura 26 Distribución de taladros de la antigua malla de perforación	60
Figura. 27 Sobrerotura Rp Eli 2 en el mes de junio y julio 2024.....	61
Figura 28 Representación gráfica de los costos de operación por metro lineal	64
Figura 29 Parámetros de voladura de carga de fondo y de columna.....	66
Figura 30 Nueva malla de perforación optimizado	70
Figura 31 Simulación en el JK Simblast 2D Face	72
Figura 32 Grafica de tiempo vs masa en Jk simblast.....	72
Figura 33 Distribución de Energía Explosiva en Jk simblast.....	73
Figura 34 Resultado en campo de la voladura optimizada.....	74

Figura 35	<i>Sobrerotura en los 30 disparos post implementación en la Rampa Eli 2</i>	75
Figura 36	<i>Representación gráfica de los costos de operación por metro lineal en el pre de la rampa</i>	78

ÍNDICE DE ANEXOS

Anexo 1 <i>Matriz: Implementación del diagrama de perforación y voladura para optimizar la calidad de excavación en la rampa ELI 2 de la Unidad Minera Santa María, 2024</i>	92
Anexo 2 <i>Plano de labor</i>	92
Anexo 3. <i>Cálculo de datos</i>	93
Anexo 4. <i>Evidencia de parámetros de roca.</i>	95
Anexo 5. <i>Distribución de taladros y carga explosiva en nueva malla de perforación.</i>	96
Anexo 6. <i>Malla de perforación y voladura.</i>	97
Anexo 7. <i>Registros de sobrerotura post implementación</i>	98
Anexo 8. <i>Especificaciones técnicas de explosivos y accesorios de voladura.</i>	99
Anexo 9. <i>Evidencia fotográfica de campo</i>	100

RESUMEN

La presente investigación, desarrollada en la Unidad Minera Santa María, tuvo como objetivo principal optimizar la calidad de la excavación en la rampa Eli 2 a través de la implementación de un nuevo diagrama de perforación y voladura. Este diseño se fundamentó en el modelo matemático de áreas de influencia, con el fin de lograr una distribución más eficiente de la energía explosiva y un mayor control del perfil de la labor. Metodológicamente, el estudio se enmarcó en un enfoque cuantitativo de tipo aplicado y adoptó un diseño cuasi experimental con un esquema de comparación antes y después. Se consideró una línea base documental, construida a partir de los registros operativos correspondientes a los meses de junio y julio, mientras que la muestra post intervención estuvo conformada por 30 disparos ejecutados en la rampa, seleccionados mediante un muestreo no probabilístico por conveniencia. La unidad de análisis para el estudio fue cada evento de voladura realizado en el frente de la labor. El análisis de resultados permitió contrastar los indicadores técnicos de sobrerotura, avance lineal, factor de carga y costo operativo, evidenciando que la adopción del nuevo diagrama contribuyó significativamente a mejorar el control del perfil de excavación y a optimizar la distribución de la energía generada por los explosivos. En consecuencia, la investigación demuestra que el diseño implementado se configura como una alternativa técnica viable y efectiva para elevar la calidad de la excavación y la eficiencia operativa en labores subterráneas.

Palabras clave: perforación, voladura, sobrerotura, carga operante, factor de carga, áreas de influencia.

ABSTRACT

This research, conducted at the Santa María Mining Unit, aimed to optimize the quality of excavation in the Eli 2 ramp through the implementation of a new drilling and blasting design. This design was based on the mathematical model of areas of influence, seeking a more efficient distribution of explosive energy and greater control of the excavation profile. Methodologically, the study followed a quantitative, applied approach and adopted a quasi-experimental design with a before-and-after comparison scheme. A documentary baseline was established from operational records corresponding to June and July, while the post-intervention sample consisted of 30 blasts carried out in the ramp, selected through non-probabilistic convenience sampling. The unit of analysis was each blasting event performed at the tunnel face. The analysis of results allowed for the comparison of technical indicators such as overbreak, linear advance, powder factor, and operating cost, showing that the adoption of the new diagram significantly contributed to improving excavation profile control and optimizing the energy distribution generated by the explosives. Consequently, the research demonstrates that the implemented design constitutes a viable and effective technical alternative to enhance excavation quality and operational efficiency in underground workings.

Keywords: drilling, blasting, overbreak, operating charge, powder factor, areas of influence.

CAPITULO I

INTRODUCCIÓN

La excavación de labores subterráneas en minería constituye una de las etapas más críticas del ciclo productivo, debido a su influencia directa en la estabilidad del macizo rocoso, la seguridad operacional y los costos de sostenimiento. En este contexto, la perforación y voladura se erigen como el método predominante para la fragmentación de roca en minería subterránea; no obstante, su eficiencia depende en gran medida del diseño técnico del diagrama de perforación, de la correcta distribución de la energía explosiva y de la interacción con las propiedades geomecánicas del macizo rocoso (EXSA, 2019).

Uno de los principales problemas asociados a un diseño inadecuado de voladura es la sobrerotura (overbreak), fenómeno que implica una excavación excesiva más allá del perfil teórico de diseño. Este efecto genera inestabilidad en las excavaciones, incrementa los costos de sostenimiento y provoca dilución del mineral, afectando negativamente la rentabilidad de la operación minera. De acuerdo con Evert Hoek, la calidad de la excavación en roca dura está directamente relacionada con el control del daño inducido por voladura, el cual depende de la correcta dosificación y distribución de la energía explosiva en el contorno de la labor.

En la práctica operativa, se evidencia que muchos diseños de malla de perforación se basan en criterios empíricos o en experiencias previas, lo que puede generar inconsistencias en el avance, consumo excesivo de explosivos y variabilidad en los resultados. Frente a esta limitación, surgen enfoques basados en modelos matemáticos que buscan optimizar el diseño de voladura mediante la cuantificación de la interacción entre taladros. Tal es el caso del modelo de áreas de influencia propuesto por René Ojeda, el cual permite determinar de manera más precisa parámetros clave como el burden y el espaciamiento, en función de las características del macizo rocoso y del explosivo utilizado.

En la Unidad Minera Santa María, específicamente en la rampa Eli 2, se han identificado deficiencias en la calidad de excavación, evidenciadas por niveles elevados de sobrerotura, variabilidad en el avance por disparo y un consumo de explosivos que no

siempre se traduce en eficiencia operativa. Esta situación refleja la necesidad de implementar un diseño de perforación y voladura técnicamente fundamentado, que permita optimizar la distribución de la energía y mejorar los indicadores de desempeño.

Desde una perspectiva técnica, el control de la sobrerotura no solo responde a criterios geométricos de diseño, sino también a la relación entre la energía liberada por el explosivo y la resistencia del macizo rocoso. Tal como señalan autores en ingeniería de voladura, una sobrecarga energética puede generar fracturamiento excesivo y daño estructural, mientras que una carga insuficiente limita la fragmentación y reduce el avance efectivo (Jimeno, Jimeno & Carcedo, 1995). En ese sentido, el diseño óptimo busca un equilibrio entre fragmentación, desplazamiento y control del daño.

La presente investigación evalúa la calidad de excavación mediante la implementación de un diagrama de perforación y voladura basado en el modelo de áreas de influencia, analizando su efecto en la reducción de la sobrerotura, la optimización del factor de carga y la mejora del avance por disparo. El estudio emplea un diseño cuasi experimental con comparación de resultados antes y después de la implementación, utilizando registros de campo y modelos matemáticos bajo un enfoque cuantitativo. Asimismo, corresponde a una investigación aplicada orientada a mejorar el proceso operativo de voladura.

1.1 Planteamiento del problema

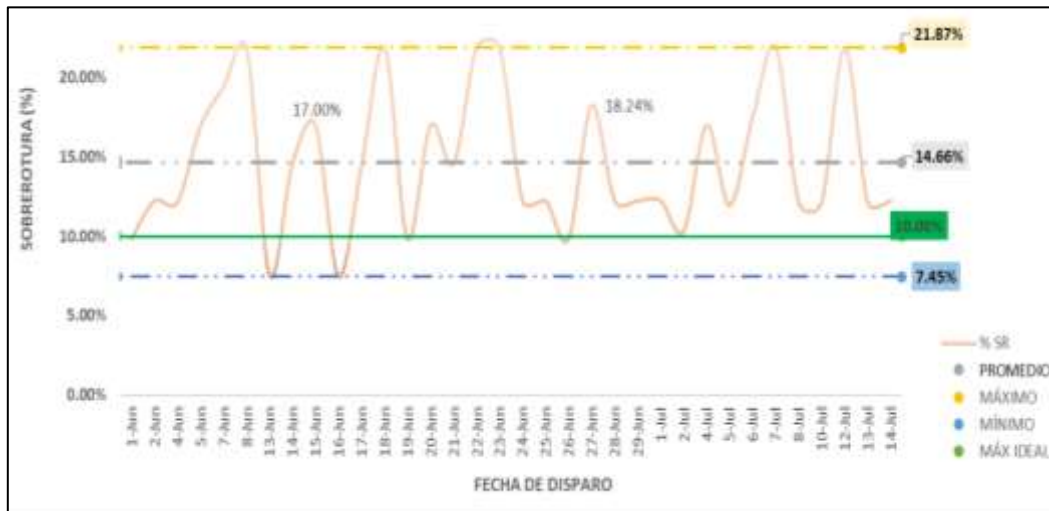
La minería subterránea depende de un adecuado diseño de perforación y voladura, dado su impacto directo en la estabilidad de las labores, los requerimientos de sostenimiento y los costos operativos. En la Unidad Minera Santa María, la rampa Eli 2 ha evidenciado problemas significativos en la calidad de excavación, manifestados principalmente en elevados niveles de sobrerotura, que durante los meses de junio y julio alcanzaron valores de hasta 21,87 %. A ello se suman avances promedio de 2,75 m por disparo y un factor de carga de 39,85 kg/m, indicadores que reflejan una distribución ineficiente de la energía explosiva y un aprovechamiento subóptimo de los recursos.

Ante esta problemática, se plantea la necesidad de optimizar el diseño de la malla de perforación mediante la aplicación del método de áreas de influencia, complementado con simulaciones en el software JK Simblast. El objetivo es reducir la sobrerotura, mejorar el avance lineal por disparo y lograr un uso más eficiente de la energía

explosiva, de modo que se alcance un equilibrio técnico entre fragmentación, control del perfil de excavación y eficiencia operativa.

Figura 1

Registro de sobre rotura en rampa Eli 2 en el mes de Junio y Julio



Nota. Elaboración propia.

Figura 2

Control de avance lineal de mes de junio en la rampa ELI_2



Nota. Elaboración propia.

1.2 Formulación del problema

1.2.1 Problema general

¿Cuál es el diagrama de perforación y voladura, para optimizar la calidad de excavación en la rampa Eli 2 de la Unidad Minera Santa María, 2024?

1.2.2 Problemas específicos

- a. ¿Cuál será porcentaje de reducción de sobre rotura con el nuevo diagrama de perforación y voladura en la rampa Eli 2 de la Unidad Minera Santa María 2024?
- b. ¿Cuál será el factor de carga lineal óptima con el nuevo diagrama de perforación y voladura en la rampa Eli 2 de la Unidad Minera Santa María, 2024?
- c. ¿En qué medida la implementación de un nuevo diagrama de perforación y voladura mejora la eficiencia de avance lineal por disparo y reduce los costos operativos en la rampa Eli 2 de la Unidad Minera Santa María 2024?

1.3 Objetivos de la investigación

1.3.1 Objetivo general

Diseñar el nuevo diagrama de perforación y voladura para optimizar la calidad de excavación en la rampa Eli 2 de la Unidad Minera Santa María, 2024.

1.3.2 Objetivos específicos

- ✓ Determinar el porcentaje de reducción de sobre rotura mediante el nuevo diagrama de perforación y voladura en la Rampa Eli 2 de la Unidad Minera Santa María 2024
- ✓ Determinar el factor de carga lineal optima mediante el nuevo diagrama de perforación y voladura en la Rampa ELI 2 de la Unidad Minera Santa María 2024
- ✓ Diseñar el nuevo diagrama de perforación y voladura para mejorar la eficiencia de avance lineal por disparo y reducir el costo de operación en la rampa Eli 2 de la Unidad Minera Santa María 2024

1.4 Importancia y justificación del proyecto

1.4.1 Importancia

La relevancia de la presente investigación es de naturaleza multidimensional, dado que incide directamente en los pilares técnicos, económicos y de seguridad de la Unidad Minera Santa María. En primer lugar, la eficiencia en el avance lineal resulta fundamental para cumplir con el planeamiento de minado mensual, ya que un diseño

optimizado garantiza que el avance real se aproxime a la longitud perforada, evitando así los denominados "soplados" o disparos deficientes que retrasan la profundización de la rampa Eli 2.

En segundo lugar, la optimización del factor de carga reviste especial importancia, pues radica en encontrar el equilibrio energético exacto para la fragmentación de la roca. Utilizar menos explosivo para romper la misma cantidad de material no solo reduce los costos directos por insumos, sino que también disminuye la generación de gases tóxicos y humos, lo que mejora los tiempos de reingreso del personal a la labor y contribuye a condiciones más seguras.

Asimismo, la preservación de la vida útil de los equipos constituye otro aspecto relevante. Al mejorar la fragmentación y obtener una granulometría adecuada, se reduce el desgaste mecánico de los equipos de carguío (Scooptrams) y acarreo, optimizando los costos de mantenimiento y el consumo de neumáticos, lo que se traduce en una mayor disponibilidad operativa.

Finalmente, la integridad del sostenimiento se ve favorecida por un diseño de malla basado en áreas de influencia, ya que esta metodología minimiza la Vibración Pico de Partícula (PPV). De este modo, se evita que las ondas de choque dañen el shotcrete y los pernos instalados previamente, garantizando la estabilidad a largo plazo de la infraestructura permanente de la rampa.

1.4.2 Justificación teórica

Desde una perspectiva científica y técnica, la presente investigación se fundamenta en la aplicación de los principios de la mecánica de rocas y la termodinámica de explosivos para optimizar la fragmentación del macizo rocoso. En este marco, el estudio encuentra su sustento teórico en un conjunto de premisas interrelacionadas que abordan los fenómenos involucrados en el proceso de voladura.

En primer lugar, la interacción energía-macizo rocoso constituye un pilar fundamental, ya que el diseño de malla, el burden, el espaciamiento y la secuencia de iniciación son los parámetros que determinan la distribución de fracturas inducidas y el nivel de daño remanente en el contorno de la labor. Una distribución energética ineficiente favorece la formación de grietas más allá del perfil teórico, incrementando la sobrerotura operativa y comprometiendo la estabilidad de la excavación.

En segundo lugar, la investigación se sustenta en el modelo de áreas de influencia, postulado por René Ojeda (2005), el cual propone cuantificar el radio de acción de cada

taladro mediante modelos matemáticos que integran variables críticas, tales como la resistencia a la compresión uniaxial (σ_c), el índice de calidad de la roca (RQD) y la presión de detonación del explosivo (PoD). Este enfoque permite transitar de diseños empíricos hacia una ingeniería de voladura de precisión, basada en criterios cuantitativos que ajustan los parámetros de perforación a las condiciones reales del macizo rocoso.

Asimismo, se incorpora la teoría de la voladura controlada, cuyo concepto central es el control del daño en excavaciones permanentes, fundamentado en el uso de cargas desacopladas y de baja energía lineal, como el Famecorte E-20, para preservar la integridad estructural de la labor. Esta aproximación garantiza que la energía liberada sea suficiente para la fragmentación, sin comprometer la estabilidad geomecánica de los hastiales y la corona, lo que resulta esencial para el sostenimiento a largo plazo.

Finalmente, el estudio se alinea con la teoría de optimización de procesos mineros, donde el control de parámetros operativos —como el factor de carga y la eficiencia de disparo— se traduce en una mejora directa de la productividad y la sostenibilidad económica del ciclo de minado. De este modo, la justificación teórica no solo aborda los fundamentos físicos y mecánicos de la voladura, sino que también integra una visión sistémica orientada a la eficiencia global de la operación.

1.4.3 Justificación metodológica

La investigación propone un enfoque cuantitativo de tipo aplicado, basado en la comparación controlada entre dos escenarios operativos. El primero corresponde a la situación inicial, representada por la voladura convencional ejecutada durante el periodo de línea base; el segundo escenario se establece tras la implementación del diseño optimizado mediante el modelo de áreas de influencia. Esta estructura comparativa permite evaluar el efecto de la intervención técnica sobre los indicadores de desempeño del proceso de perforación y voladura.

Metodológicamente, la validez del estudio se sustenta en tres pilares fundamentales. En primer lugar, la medición de indicadores operativos, que comprende la evaluación de la eficiencia de avance y el porcentaje de sobrerotura, registrados tanto antes como después de la intervención técnica. En segundo lugar, el análisis de eficiencia energética, orientado a la determinación del factor de carga (kg/m^3) y la carga operante óptima por cada disparo ejecutado, lo que permite cuantificar el aprovechamiento de la energía explosiva. En tercer lugar, la validación estadística, mediante la cual el análisis

comparativo posibilita establecer relaciones causales entre el diseño de la malla de perforación y el comportamiento del macizo rocoso, utilizando pruebas de hipótesis que garantizan resultados objetivos y verificables.

Asimismo, el diseño metodológico integra de manera articulada las variables independientes —como los parámetros de perforación (burden y espaciamiento) y la distribución de cargas explosivas— con las variables dependientes, representadas por la calidad de excavación y la productividad por disparo. Esta estructura permite analizar el impacto directo de la ingeniería de voladura en la rentabilidad y seguridad de la operación minera, proporcionando una base sólida para la toma de decisiones técnicas. Desde la perspectiva científica, el estudio se enmarca dentro de la investigación aplicada en ingeniería, donde la validación se fundamenta en resultados medibles y replicables, siguiendo los estándares de optimización técnica establecidos para la minería subterránea. De este modo, la justificación metodológica no solo respalda la rigurosidad del proceso investigativo, sino que también asegura la pertinencia y aplicabilidad de los hallazgos en el contexto operativo real.

1.4.4 Justificación práctica

En términos prácticos, la investigación responde a una problemática operativa crítica identificada en la Unidad Minera Santa María, caracterizada por niveles elevados de sobrerotura en la rampa Eli 2 —con picos que alcanzaron el 21,87 %— y una baja eficiencia de avance promedio. La implementación de un diseño de malla basado en el modelo de áreas de influencia permite abordar esta situación desde tres frentes complementarios.

En primer lugar, se optimiza la calidad de excavación mediante la reducción de la sobrerotura del 14,84 % al 9,52 %, lo que permite que la labor se mantenga dentro de los límites ideales de diseño establecidos en el 10 %. Esta mejora se traduce en una disminución significativa del consumo excesivo de shotcrete y pernos de sostenimiento, reduciendo los costos asociados al mantenimiento de la infraestructura.

En segundo lugar, se mejora la productividad operacional al incrementar el avance lineal de 2,85 m a 3,03 m por disparo, elevando la eficiencia de la voladura del 77,3 % al 82,8 %. Este avance resulta vital para cumplir con los cronogramas de profundización de la rampa, asegurando que los plazos de ejecución se mantengan dentro de lo planificado.

En tercer lugar, se logra una reducción de los costos de insumos al disminuir el factor de carga lineal de 39,42 kg/m a 33,42 kg/m, lo que representa un ahorro de aproximadamente 6 kg de explosivo por cada metro lineal avanzado. Este menor consumo de explosivos no solo impacta positivamente en el presupuesto operativo, sino que también contribuye a reducir la generación de gases y vibraciones.

Desde una perspectiva estratégica, la estandarización de este nuevo diagrama de perforación permite estabilizar el ciclo de minado y reducir las penalizaciones por incumplimiento de estándares técnicos. Adicionalmente, la propuesta constituye un modelo técnico replicable en otras labores de la unidad con características geomecánicas similares, fortaleciendo así la gestión basada en la eficiencia de costos y la seguridad de las excavaciones subterráneas.

1.5 Alcance y limitaciones

1.5.1 Alcance

La investigación se circunscribe al análisis y evaluación de la optimización del diagrama de perforación y voladura como técnica de control de la calidad de excavación en labores subterráneas de profundización. Para tal efecto, el estudio comprende el diseño y la comparación de mallas de perforación, mediante la evaluación del esquema convencional frente al diseño optimizado a través del modelo matemático de áreas de influencia, lo que permite establecer las diferencias técnicas entre ambos enfoques.

Asimismo, se contempla la evaluación de parámetros técnicos fundamentales, tales como el burden, el espaciamiento, el factor de carga y la secuencia de iniciación, variables críticas que determinan la eficiencia del proceso de voladura. De manera complementaria, se incluye la medición de indicadores de calidad, que abarca el registro y control del porcentaje de sobrerotura (overbreak) y la eficiencia del avance lineal por disparo, elementos esenciales para cuantificar el desempeño de la excavación.

Otro componente relevante es la determinación de la carga operante óptima, que implica el cálculo del volumen y tipo de explosivo necesario para lograr una fragmentación eficiente, minimizando al mismo tiempo el daño inducido al macizo rocoso. Finalmente, se realiza un análisis del rendimiento operativo, mediante la comparación del avance efectivo frente a la longitud de perforación y la evaluación de la reducción de costos en insumos explosivos.

Es importante precisar que la investigación no aborda el rediseño integral del método de explotación, sino que se enfoca específicamente en la optimización del proceso de perforación y voladura como variable de control operativo, circunscrita a secciones de 4,5 m x 4,5 m. Desde la perspectiva de la ingeniería minera, el estudio se centra en la relación entre el control de la energía explosiva y la estabilidad del macizo rocoso remanente, lo que delimita claramente su campo de acción y sus contribuciones esperadas.

1.5.2 Limitaciones

En el desarrollo de la presente investigación se identificaron diversos factores, tanto externos como internos, que podrían influir en el alcance y la interpretación de los resultados obtenidos. Estas limitaciones, detalladas a continuación, deben ser consideradas al momento de evaluar la generalización de las conclusiones y la aplicabilidad de la propuesta en otros contextos operativos.

En primer lugar, la variabilidad geomecánica constituye una limitación técnica inherente al estudio, dado que el modelo de áreas de influencia depende estrechamente de las características del macizo rocoso, tales como el índice de calidad de la roca (RQD) y la resistencia a la compresión. La presencia de fallas locales, diaclasas imprevistas o cambios repentinos en la litología de la rampa Eli 2 pueden alterar el comportamiento esperado de la voladura, introduciendo un grado de incertidumbre que escapa al control del diseño.

En segundo lugar, la disponibilidad operativa representa una restricción práctica significativa, ya que la toma de datos y la ejecución de las pruebas experimentales están sujetas al ritmo de producción de la Unidad Minera Santa María. Factores como la prioridad asignada al ciclo de minado, la disponibilidad de equipos de perforación (Jumbos) o las interrupciones ocasionadas por servicios auxiliares —ventilación, bombeo, entre otros— limitan la continuidad absoluta de las pruebas, afectando la periodicidad y consistencia de las mediciones.

En tercer lugar, el factor humano introduce un margen de error operativo que, aunque se busca mitigar mediante una supervisión rigurosa, resulta difícil de eliminar por completo en un entorno de minería mecanizada. La precisión en el marcado de la malla y la correcta inclinación de los taladros dependen de la pericia del personal de perforación, lo que puede generar desviaciones respecto al diseño teórico.

Asimismo, la limitación temporal constituye otro aspecto relevante, pues el periodo de evaluación post implementación estuvo conformado por 30 disparos, lo que circunscribe los resultados a una ventana operativa específica de la rampa Eli 2. Esta restricción impide extender las conclusiones a periodos más prolongados sin el respaldo de un seguimiento continuo.

Finalmente, el acceso a insumos representa una limitación de carácter logístico y comercial, ya que la investigación se restringe a los tipos de explosivos y accesorios de iniciación provistos por la empresa minera y la empresa contratista (Corimayo). En consecuencia, no se evalúan otras alternativas comerciales que no formen parte del inventario actual de la unidad, lo que delimita el espectro de opciones técnicas consideradas en el estudio.

CAPITULO II

MARCO TEÓRICO

2.1 Antecedentes del problema

2.1.1 Antecedentes internacionales

Hong et al (2023), desarrollaron un estudio orientado al “análisis experimental y numérico de la sobrerotura y subrotura inducidas por voladura en labores subterráneas”, con el objetivo de evaluar el comportamiento del perfil excavado después de la voladura, considerando que estos fenómenos constituyen problemas críticos debido a su influencia en los costos de excavación, la seguridad operacional y la estabilidad del macizo rocoso; metodológicamente, el estudio integró mediciones de campo mediante escáner láser FocusS 150 y simulación numérica tridimensional con el programa LS-DYNA, aplicada a una galería profunda de una mina de fosfato en China, cuyos resultados evidenciaron que las condiciones de esfuerzo in situ, el espaciamiento de los taladros de contorno, la concentración de carga, el coeficiente de desacoplamiento y el retacado influyen directamente en la distribución y magnitud de la sobrerotura, determinándose que los mejores resultados en el control del contorno se obtuvieron con un espaciamiento de 0,70 m, una concentración de carga de 0,9 kg/m y un coeficiente de desacoplamiento de 2,5; el estudio concluyó que el control técnico de los parámetros de perforación y voladura permite reducir el daño periférico del macizo rocoso y mejorar la calidad de excavación, antecedente que resulta pertinente para la presente investigación en la medida que sustenta la importancia de controlar la sobrerotura mediante parámetros técnicos de diseño, una adecuada distribución de la energía explosiva y la validación de resultados en campo..

Olamide Taiwo et al (2024), realizaron un estudio orientado a “mejorar la eficiencia en el uso de explosivos mediante la predicción del factor de carga a partir de características críticas del macizo rocoso”, con el objetivo de desarrollar modelos predictivos que permitan estimar con mayor precisión este indicador en operaciones de voladura, considerando su influencia directa en la productividad, la fragmentación y los costos operativos; metodológicamente, el estudio empleó un enfoque cuantitativo predictivo, utilizando datos de 180 disparos ejecutados en una mina de dolomita en Nigeria, así como modelos de aprendizaje automático —árboles de decisión, redes neuronales artificiales y regresión de procesos gaussianos—, cuyos resultados demostraron que el

modelo de árbol de decisión presentó el mejor desempeño predictivo, permitiendo estimar de manera más precisa el factor de carga óptimo; el estudio concluyó que la adecuada predicción del factor de carga contribuye a mejorar la planificación y ejecución de la voladura, optimizando el uso de explosivos, antecedente que se relaciona con la presente investigación porque respalda el análisis de la carga operante y del factor de carga como indicadores técnicos fundamentales para optimizar el diagrama de perforación y voladura en labores subterráneas.

Liu et al (2023), desarrollaron un estudio orientada a “minimizar la sobrerotura en diferentes secciones de túneles mediante modelamiento predictivo y optimización de parámetros de voladura”, con el objetivo de formular un modelo capaz de predecir la sobrerotura y establecer parámetros de diseño que permitan mejorar el control del perfil excavado; metodológicamente, el estudio empleó un enfoque cuantitativo basado en modelos predictivos, algoritmos metaheurísticos y análisis de condiciones geológicas asociadas a la excavación por perforación y voladura, cuyos resultados permitieron identificar que la sobrerotura está influenciada por la interacción entre las condiciones del macizo rocoso y los parámetros controlables de voladura —tales como espaciamiento, carga explosiva y distribución de energía—; el estudio concluyó que la predicción y optimización de parámetros de voladura contribuyen a reducir la sobrerotura en secciones de túnel con diferentes condiciones geológicas, antecedente que resulta importante para la presente investigación porque refuerza la necesidad de implementar diseños técnicos de perforación y voladura basados en criterios cuantitativos y no únicamente en criterios empíricos.

Yuan et al (2024), desarrollaron un estudio sobre la “evaluación inteligente de la sobrerotura inducida por voladura, incorporando condiciones geológicas en diferentes secciones de túnel”, con el objetivo de proponer un enfoque híbrido que permita evaluar este fenómeno considerando tanto los parámetros de voladura como las características del terreno; metodológicamente, el estudio aplicó modelos inteligentes y análisis de variables geológicas para estimar el comportamiento de la sobrerotura en excavaciones subterráneas, cuyos resultados evidenciaron que este fenómeno no depende únicamente de la cantidad de explosivo utilizada, sino también de las condiciones geológicas, la calidad del macizo rocoso y la interacción entre el diseño de voladura y el entorno geomecánico; el estudio concluyó que los modelos híbridos permiten mejorar la

evaluación de la sobrerotura al integrar variables técnicas y geológicas, antecedente que resulta pertinente para la presente investigación porque sustenta que la calidad de excavación debe evaluarse considerando la relación entre el diseño de perforación y voladura, la carga explosiva y las condiciones del macizo rocoso.

Liu et al (2024), desarrollaron un estudio orientado “al control de la sobrerotura en túneles excavados mediante perforación y voladura, integrando la calidad del macizo rocoso y la importancia relativa de los parámetros de diseño”, con el objetivo de proponer un método inteligente para predecir y controlar este fenómeno, considerando que la optimización de los parámetros de voladura resulta fundamental para mejorar la estabilidad y la seguridad de los túneles; metodológicamente, el estudio empleó modelos de aprendizaje profundo, análisis de importancia de variables mediante SHAP y optimización de parámetros según diferentes calidades del macizo rocoso, cuyos resultados mostraron que el método propuesto permitió reducir las áreas de sobrerotura post voladura en diferentes secciones de túnel en 12,8 % y 16,4 %, respectivamente; el estudio concluyó que la integración entre calidad del macizo rocoso y optimización de parámetros de voladura permite mejorar el control del perfil de excavación, antecedente que fortalece la presente investigación porque demuestra que la sobrerotura puede reducirse mediante diseños técnicos ajustados a la calidad geomecánica y a la correcta distribución de la energía explosiva.

2.1.2 Antecedentes nacionales

Solorzano (2024), desarrolló un estudio denominado "Optimización del proceso de perforación y voladura para mejorar la eficiencia de avance y controlar la sobrerotura en los frentes de avance de la Unidad Minera Cerro Lindo, Nexa Resources S. A. A.", cuyo objetivo fue optimizar dicho proceso para mejorar la eficiencia de avance y controlar la sobrerotura en frentes de avance; metodológicamente, el estudio fue de tipo experimental, al manipularse la variable independiente para observar sus efectos sobre la variable dependiente, y la muestra estuvo conformada por el BP 700 del Nv. 1550 OB6; los resultados demostraron que, luego de la optimización, la eficiencia de avance aumentó de 88,20 % a 93,60 %, obteniéndose un avance promedio de 4,85 m, mientras que el porcentaje de sobrerotura se redujo de 14,90 % a 8,70 %; el estudio concluyó que la optimización de los parámetros de perforación y voladura mejora el avance lineal y reduce la sobrerotura en labores subterráneas, antecedente que resulta relevante para

la presente investigación porque aborda directamente los indicadores de eficiencia de avance y sobrerotura, los cuales también se evalúan en la Rampa Eli 2.

Cuarez (2024), desarrolló un estudio sobre “el diseño de malla de perforación y voladura para mejorar la estabilidad del macizo rocoso en el Crucero 730 de la U.E.A. La Paccha, Compañía Minera Caravelí S. A. C.”, con el objetivo de determinar un diseño que contribuya al control de la estabilidad del macizo rocoso, comparando la malla propuesta con la malla utilizada inicialmente en la mina; metodológicamente, el estudio fue de tipo aplicado, de nivel descriptivo-correlacional, y empleó la prueba t para muestras relacionadas con un nivel de significancia de 0,05; los resultados mostraron que el volumen roto se redujo de 18,38 m³ a 16,48 m³ por disparo debido a la disminución de la sobrerotura, el área afectada por este fenómeno se redujo de 12,30 m² a 10,11 m², y el mapeo geomecánico evidenció una mejora del RQD de 30 % a 65 %; el estudio concluyó que la malla propuesta permitió controlar la estabilidad del macizo rocoso en la periferia de la sección excavada, antecedente que resulta relevante porque relaciona el diseño de malla, la sobrerotura y la estabilidad geomecánica, elementos centrales en la presente investigación.

Asto (2023), realizó una investigación titulada "Voladura de precorte para prevención de sobrerotura en frentes de avance del Nv. 4380 Cía. Minera Kolpa S. A. – Huancavelica 2022", cuyo objetivo general fue determinar la influencia de la voladura de precorte en la prevención de la sobrerotura en frentes de avance del Nv. 4380 de la Cía. Minera Kolpa S. A.; metodológicamente, el estudio fue de tipo aplicativo, de nivel explicativo y diseño correlacional, y la muestra estuvo conformada por una labor del Nv. 4380; los resultados indicaron que, sin voladura de precorte, el ancho promedio fue de 3,41 m, el alto promedio de 3,40 m y el avance promedio de 2,61 m, mientras que con voladura de precorte el ancho promedio fue de 3,08 m, el alto promedio de 3,11 m y el avance promedio de 2,76 m, registrándose además una disminución de la sobrerotura promedio de 23 % a 7 %; el estudio concluyó que la voladura de precorte influye significativamente en la prevención de sobrerotura en frentes de avance, antecedente que fortalece la presente investigación porque evidencia que el control del contorno de excavación depende del diseño técnico de la malla, la distribución de carga y la aplicación de voladura controlada.

Salvatierra y Silvestre (2023), desarrollaron el estudio titulado "Optimización de perforación y voladura para reducir sobrerotura Rampa 2531 Mina Rosa Cía. Consorcio Minero Horizonte S. A. Trujillo - La Libertad - 2020", cuyo objetivo fue reducir la sobrerotura generada en labores de avance y mejorar la eficiencia del avance lineal por disparo; metodológicamente, el estudio se centró en la optimización de la perforación y voladura controlada mediante el uso de Famecorte y la perforación de taladros de alivio en corona con espaciamiento de 30 cm; los resultados evidenciaron una reducción de la sobrerotura de 19,9 % a 10,6 %, logrando una disminución promedio de 9,3 % por disparo; el estudio concluyó que el control de los parámetros de perforación, el uso adecuado de carga explosiva según el tipo de roca y la aplicación de cargas desacopladas permiten mejorar el control de la sección de diseño y reducir la sobrerotura, antecedente que resulta pertinente porque aborda directamente una rampa minera, el uso de Famecorte, el control de corona y hastiales, y la reducción de sobrerotura, aspectos directamente vinculados con la presente tesis.

2.1.3 Antecedentes locales

Castro y Rosado (2023), desarrollaron el estudio titulado "Evaluación del proceso de perforación y voladura para la optimización de costo en labores de avance, Unidad Minera Santa María", cuyo objetivo fue evaluar dicho proceso para optimizar los costos en labores de avance de la Unidad Minera Santa María; metodológicamente, el estudio fue de tipo aplicado, de nivel correlacional y diseño no experimental, y la población y muestra estuvieron conformadas por labores mineras de avance ubicadas en el nivel 2120 de la Unidad Minera Santa María, Compañía Minera Poderosa S. A.; los resultados permitieron verificar que en las labores RA ELI 2 (-), RA RABI 5 (+) y RA RABI 6 (-) se requería mejorar el tiempo de perforación, así como la cantidad y distribución de explosivos por taladro, a fin de optimizar tiempos muertos y reducir costos asociados al consumo de explosivos y aceros de perforación; el estudio concluyó que la evaluación técnica del proceso de perforación y voladura influye directamente en la optimización del costo en labores de avance, antecedente que resulta altamente pertinente porque se desarrolla en la misma Unidad Minera Santa María y considera directamente la labor RA ELI 2, vinculada con la presente investigación.

Yucra (2022), desarrolló una investigación titulada "Reducción de costos de perforación y voladura mediante rediseño de malla y carga explosiva adecuada en la

Galería San Fernando de la Unidad Santa María, Cía. Minera Poderosa S. A. - La Libertad". El objetivo fue reducir los costos de perforación y voladura mediante el rediseño de la malla de perforación y la aplicación de una carga explosiva adecuada. Metodológicamente, el estudio tuvo enfoque cuantitativo, de tipo experimental, con diseño preexperimental, longitudinal y comparativo. La investigación se realizó con una sección de 2.80 m x 3.00 m, y los controles se efectuaron durante 24 guardias mediante fichas de control. Los resultados evidenciaron que el costo de perforación se redujo de 132.30 US\$/m a 122.84 US\$/m, obteniéndose una diferencia de 9.46 US\$/m; mientras que el costo de voladura disminuyó de 193.09 US\$/m a 156.99 US\$/m, logrando una reducción de 36.10 US\$/m. el estudio concluyó que el rediseño de malla y la carga explosiva adecuada permiten reducir los costos de perforación y voladura, antecedente que resulta relevante porque se desarrolla en la Unidad Santa María de Compañía Minera Poderosa y evidencia la relación entre diseño de malla, carga explosiva y eficiencia económica.

Condor y Rodriguez (2023), desarrollaron una investigación titulada "Optimización de los procesos de perforación y voladura mediante modelos matemáticos para incrementar la productividad en la Cortada SE Nv. 1680 - Mina Tingo, Compañía Minera Poderosa S. A. - Pataz – Perú, 2022", cuyo objetivo fue seleccionar y aplicar un modelo matemático que permita rediseñar la malla de perforación y voladura para incrementar la productividad en la Cortada SE Nv. 1680 de Mina Tingo; metodológicamente, la investigación se desarrolló bajo un enfoque cuantitativo, iniciando con el análisis de la malla actual para identificar oportunidades de mejora y proponer un nuevo diseño basado en modelos matemáticos; los resultados evidenciaron que la aplicación adecuada del modelo matemático generó un ahorro en el proceso de perforación y voladura de S/ 819, equivalente aproximadamente a 223 dólares; el estudio concluyó que la optimización mediante modelos matemáticos permite mejorar la productividad y reducir costos en labores subterráneas, antecedente que resulta pertinente porque pertenece al contexto de Compañía Minera Poderosa, en Pataz, y se relaciona con el uso de modelos matemáticos para rediseñar mallas de perforación y voladura, similar al enfoque de áreas de influencia aplicado en la presente tesis.

Calizaya (2025), realizó una investigación titulada "Reducción de sobreexcavación de labores de avance y producción con el uso de explosivo Emulnor 500 en el nivel 2570

de la Minera Aurífera Retamas S. A. – Trujillo 2024", cuyo objetivo fue evaluar el impacto del uso del explosivo Emulnor 500 en la reducción de la sobreexcavación en labores de avance y producción; metodológicamente, el estudio tuvo enfoque cuantitativo, diseño comparativo y aplicación de métodos estadísticos no paramétricos, principalmente la prueba de Wilcoxon, para comparar el comportamiento del Emulnor 500 frente al explosivo convencional E1000, analizando variables como resistencia de roca, cantidad de explosivo, tiempo de carga, sobreexcavación, avance, productividad y costos; los resultados mostraron que el Emulnor 500 permitió un control más eficiente del volumen excavado, redujo la cantidad promedio de explosivo utilizado de 5208,65 kg a 5061,93 kg y disminuyó los costos operativos de USD 20 780,84 a USD 16 143,01; el estudio concluyó que el uso de Emulnor 500 constituye una alternativa técnica y económicamente eficiente para controlar la geometría de las labores sin comprometer el avance, antecedente que resulta relevante porque aborda el uso de emulsiones explosivas, sobreexcavación, avance y costos en un contexto minero de La Libertad, cercano al entorno operativo de la presente investigación.

2.2 Bases teóricas

2.2.1 *Macizo rocoso*

El macizo rocoso se define como el conjunto conformado por la matriz rocosa y las discontinuidades que la atraviesan. Generalmente, se presenta de forma heterogénea y exhibe un comportamiento discontinuo y anisotrópico, debido a la frecuencia y orientación de los planos de discontinuidad, lo que condiciona su respuesta tanto geomecánica como hidráulica (Yauri, 2024). Así también, el macizo rocoso es la descripción de manera cualitativa y cuantitativa, que ayuda a conocer sus propiedades físicas y mecánicas, como:

- Porosidad.
- Densidad.
- Alteración.
- Composición mineralógica.
- Sensibilidad.
- Deformación.

- Resistencia.

Figura 3

Propiedades mecánicas y físicas de la roca

	Propiedades	Métodos de determinación
Propiedades de identificación (propiedades físicas)	Composición mineralógico	Descripción visual
	Fábrica y textura	Microscopía óptica y electrónica
	Tamaño de grano	Difracción de rayos X
	Color	
	Porosidad	Técnicas de laboratorio
	Peso específico	
	Humedad	
	Permeabilidad	Ensayo de permeabilidad
	Alterabilidad	Ensayo de alterabilidad
Propiedades mecánicas	Resistencia a compresión simple	Ensayo de compresión simple
		Ensayo de carga puntual
		Martillo de Schmidt
	Resistencia a la tracción	Ensayo de tracción directa
		Ensayo de tracción indirecta
	Velocidad de ondas sísmicas	Medida de ondas elásticas
	Resistencias parámetros (c y ϕ)	Ensayo de compresión triaxial
	Deformabilidad (módulos de deformación, elástica, estático o dinámica E, ν)	Ensayo de compresión uniaxial Ensayo de velocidad sísmica

Nota: Material extraído de Gonzáles (2002).

2.2.2 Resistencia de la roca

La deformabilidad y la resistencia de las rocas son la base para interpretar su comportamiento mecánico. La resistencia se entiende como el esfuerzo máximo que puede soportar una roca frente a ciertas deformaciones. Por ejemplo, en un ensayo de compresión uniaxial, se define como el peso máximo que es capaz de resistir la probeta antes de romperse.

2.2.3 Índice de calidad de la roca - RQD

Se trata de un estudio cuantitativo de la calidad del macizo rocoso, que se define como los testigos que superan los 100 mm. Que se obtiene en segmentos del barreno de una perforadora diamantina. La siguiente es la manera en que se conoce el valor de los testigos como resultado de la exploración.

$$RQD = \frac{\sum \text{Longitud de testigos} > 10\text{cm.} \cdot 100}{\text{Longitud perforada}}$$

Otra forma de hallar el RQD es en función al número de discontinuidades, donde J_v es el número de discontinuidades por metro cubico:

$$RQD = 115 - 4.5 * J_v$$

Figura 4

Clasificación geomecánica RQD

RQD	CALIDAD DE LA ROCA
< 25 %	Muy pobre
25 - 50 %	Pobre
50 - 75 %	Aceptable
75 - 90 %	Buena
> 90 %	Excelente

Nota: Material extraído de Practical Rock Engineering, Hoek, 2007

2.2.4 *Clasificación geomecánica*

El propósito de clasificar el macizo rocoso es entender las variables requeridas para su utilización en proyectos y diseños de ingeniería. Los métodos primordiales son

a. Q de Barton.

Método de clasificación geomecánica creado por Lien, Lunde y Barton en 1974, cuyo objetivo es calcular parámetros geotécnicos del macizo rocoso para la planificación de túneles. Se estima de la forma siguiente, en la que:

$$Q = (RQD * J_r * J_w) / (J_n * J_a * SRF)$$

Donde:

J_n = Índice de diaclasada, o grado de fracturación del macizo rocoso.

J_r = Índice de rugosidad de las discontinuidades.

J_w = coeficiente reductor por la presencia de agua.

J_a = Índice de alteración de discontinuidades.

SRF = Coeficiente que considera el estado tensorial del macizo rocoso

Figura 5

Valores Q de Barton

TABLA DE CLASIFICACIÓN FINAL	(Q)
Excepcionalmente malo	$< 0,01$
Extremadamente malo	$0,01 - 0,1$
Muy malo	$0,1 - 1$
Malo	$1 - 4$
Medio	$4 - 10$
Bueno	$10 - 40$
Muy bueno	$40 - 100$
Extremadamente bueno	$100 - 400$
Excepcionalmente bueno	> 400

Nota. Material extraído de Lien, Lunde y Barton (1974)

b. Clasificación RMR bieniawski (rock mass ratng).

Este método de categorización fue establecido en 1973 por Bieniawski y ha recibido actualizaciones posteriores en los años 1979 y 1989. El método conecta diferentes índices de calidad con parámetros geotécnicos del macizo rocoso, además de elementos vinculados a la excavación y el soporte en túneles. Se incluyen entre los factores evaluados:

- La resistencia uniaxial de la roca matriz.
- El RQD o índice de calidad de la roca.
- Las condiciones hidrogeológicas.
- La separación entre discontinuidades.
- Las características de las discontinuidades.
- Y la orientación de las discontinuidades en relación con la dirección de la excavación.

Cada uno de estos parámetros geomecánicos es evaluado con una puntuación. Después, se considera la dirección de las discontinuidades para ajustar estas puntuaciones. Esto posibilita el cálculo del valor final del RMR (Rock Mass Rating).

Figura 6

Ficha geomecánica para RMR

Parámetros		Escala de Valores								
1	Resistencia de la Matriz Rocosa (Mpa)	Índice de Carga Puntual	≥10	10-4	4-2	2-1	Resistencia baja			
		Compresión Simple (MPa)	≥250	250-100	100-50	50-25	25-5	5-1	≤1	
		Valoración	15	12	7	4	2	1	0	
2	Índice de Calidad de la roca (%)		100-90	90-75	75-50	50-25	25-0			
		Valoración	20	17	13	8	3			
3	Espaciamiento de juntas (m)		≥3	3-0.60	0.6-0.2	0.2-0.06	≤0.06			
		Valoración	25	20	12	8	5			
4	Estado de las juntas	Longitud de Discontinuidad (m)	≤1	1-3	3-10	10-20	≥20			
			Valoración	6	5	2	1	0		
		Abertura (mm)	Sin abertura	≤0.10	0.1-1	1-5	≥5			
			Valoración	6	5	3	1	0		
		Rugosidad	Muy Rugosa	Rugosa	Ligeramente	Ondulada	Suave			
			Valoración	6	5	3	1	0		
		Relleno (mm)	Ninguno	Relleno Duro ≤5	Relleno duro ≥5	Relleno Blando ≤5	Relleno Blando ≥5			
			Valoración	6	5	2	2	0		
		Alteración	Inalterada	Ligeramente	Moderada	Muy alterada	Descompuesta			
			Valoración	6	5	3	1	0		
Valoración Total		30	25	13	6	0				
5	Agua subterránea	Cantidad de Filtración por 10 m de túnel (litros/min)	Ninguna	≤10	10-25	25-125	≥125			
			Presión de agua o en la fisura	0	0-0.1	0.1-0.2	0.2-0.5	≥0.5		
			Esfuerzo principal o mayor	0	0-0.1	0.1-0.2	0.2-0.5	≥0.5		
			Estado General	Totalmente Seco	Ligeramente Húmedo	Húmedo	Ligera presión de agua	Serios Problemas de agua		
		Valoración	15	10	7	4	0			

Nota. Material extraído de Cahuaya y Yucra (2022).

2.2.5 Perforación y voladura

La perforación y voladura es un método que se utiliza para extraer roca en terrenos de diversas características, cuando los medios mecánicos no son rentables económicamente. Por lo tanto, este proceso puede ser implementado en cualquier forma de explotación, ya sea en el sector minero o en la construcción civil, es decir, donde sea preciso quitar tierra. La voladura y perforación se refiere a la práctica de hacer agujeros en las rocas, donde después se coloca un tipo específico de explosivo que detonará, liberando la energía necesaria para dividir el macizo rocoso. La perforación y la voladura están relacionadas con dos tecnologías distintas: la tecnología de perforación y la tecnología para diseñar y ejecutar explosiones (Zevallos, 2022).

a. Diseño de malla de perforación en minería subterránea

El diseño de la malla de perforación consiste en una serie de taladros que se realizan en un frente. Para diseñar los taladros, hay que tener en cuenta lo siguiente: la simetría, la geometría, la ubicación, la dirección, el ángulo y la profundidad fijada. La malla de perforación se diseña con los siguientes fines:

- Reducir los gastos de perforación y cantidad de explosivos
- Obtener un buen avance
- Mantener el tamaño o sección de la labor uniforme
- Determinar el orden y salida de los taladros.

La malla de perforación tiene que ver con cómo se distribuirán los taladros, considerando el burden y el espaciamiento, así como su vinculación con la profundidad del taladro. Las operaciones de voladura subterránea son distintas a las de minería superficial porque no tienen la cara adicional de alivio que es habitual en las actividades superficiales. En las operaciones subterráneas, existe únicamente una cara que debe ser perforada y crear aliviaderos perpendiculares a la misma mediante los primeros taladros que se detonan. Si no se genera el adecuado alivio al iniciarse los primeros taladros, la porción restante de la voladura generará una fragmentación mínima y se soplará. (EXSA, 2019).

b. Principio de perforación

Se sustenta en los principios de rotación y percusión mecánicos, que generan impactos y fricción que causan la fragmentación y pulverización de rocas en una zona del mismo tamaño que el diámetro de la broca hasta una profundidad determinada por la longitud del barreno empleado. La perforación eficiente consiste en obtener la penetración más profunda con el costo más bajo posible (EXSA,2019)

2.2.6 Tipos de perforación

a. Sistemas de perforación por percusión

Se les llama de este modo a las técnicas de perforación en las que la roca se fractura sobre todo debido al golpe continuo de una herramienta con un filo más o menos afilado. En la actualidad, se utilizan métodos rotopercusivos que combinan el golpeo

con un movimiento de rotación de la herramienta cortante y una ligera presión en dirección a empuje para lograr una transmisión energética más efectiva. En estos sistemas, la rapidez de perforación está directamente relacionada con la potencia de percusión, que se define como el producto entre la energía de cada golpe y la frecuencia con que ocurren. Por otra parte, el empuje y la rotación desempeñan papeles secundarios. Su efecto en la velocidad de perforación es limitado siempre y cuando se mantengan por encima de ciertos valores mínimos que garanticen un contacto constante con la roca y una distribución apropiada de los impactos. El martillo es el componente responsable de producir la percusión; funciona a través del movimiento alternativo de un pistón que choca reiteradamente con la herramienta de perforación. Este pistón tiene la capacidad de operar ya sea con aire comprimido (en perforaciones neumáticas) o con aceite hidráulico (en perforaciones hidráulicas). (Bernaola et al., 2013))

b. Perforación neumática.

El fluido de accionamiento para la perforación neumática es el aire comprimido a determinada presión, generalmente entre los siguientes valores: 7 bar y 25 bar (Bernaola et al., 2013)

Las 2 alternativas son:

La percusión: se debe producir fuera del taladro y se transmite a la broca a través de la sarta de varillaje – martillo de cabeza. (Bernaola et al., 2013)

El martillo: debe estar en el fondo del taladro, golpeando directamente el pistón sobre la broca – martillo de fondo. (Bernaola et al., 2013).

c. Perforadoras con martillo en cabeza

Se trata de las perforadoras que tienen un martillo diseñado para funcionar con aire a una presión máxima de 7 bar -8 bar. Por lo tanto, es necesario contar con una energía de impacto adecuada y un área de trabajo del pistón amplia (es importante considerar que la energía de impacto resulta del producto de tres factores: el área, la carrera y la presión efectiva del pistón). El martillo en cabeza incluye el dispositivo de rotación, que puede ser independiente o no de la percusión, dependiendo del tamaño y del diseño. (Bernaola et al., 2013).

d. Perforadoras con martillo en fondo

Estas perforadoras son distintas a los martillos en cabeza, ya que contienen el mecanismo de percusión solamente (los componentes que generan la rotación y el empuje funcionan de manera totalmente independiente y están ubicados en la superficie). (Bernaola et al., 2013)

2.2.7 Sistema de perforación a rotación

Son los métodos de perforación que están disponibles, en los cuales la fragmentación se disminuye por medio de compresión, corte o ambos. La perforación rotativa se define por dos acciones fundamentales: la aplicación de un empuje sobre el útil de perforación que exceda la resistencia a la compresión de la roca y el par de giro que genera el corte por cizalladura (Bernaola et al., 2013).

a. Errores y defectos en la perforación

En arranques: insuficiente diámetro o número de taladros.

Figura 7

Taladro de alivio de pequeño diámetro

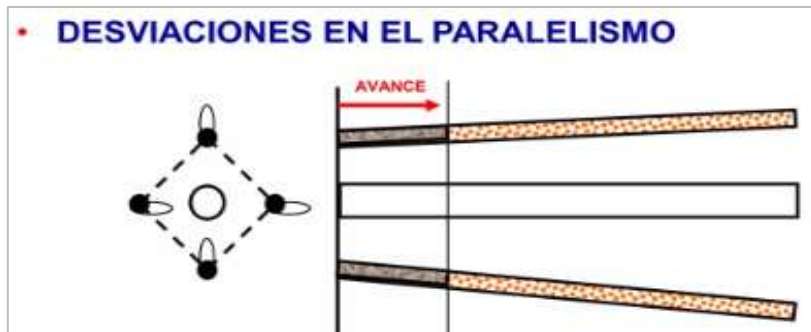


Nota. Material extraído del manual de Perforación y voladura FAMESA explosivos SAC.

Desviaciones en el paralelismo: En este caso el burden no se mantiene uniforme, resulta mayor al fondo lo que afecta al fracturamiento y avance.

Figura 8

Desviación en el paralelismo

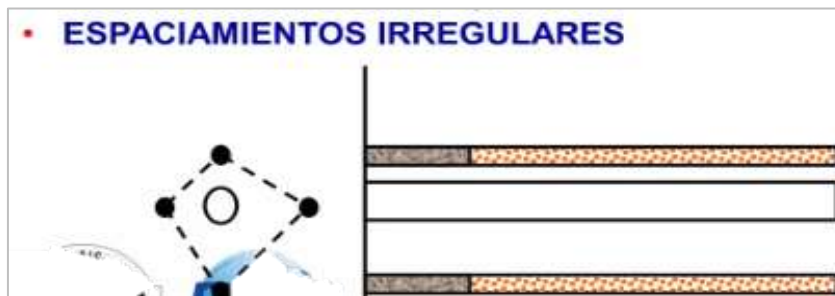


Nota. Material extraído del manual de Perforación y voladura famesa explosivos SAC.

Espaciamientos irregulares entre taladros: propician fragmentación gruesa o soplo del explosivo, pero es solucionable con un adecuado orden de salida de los taladros

Figura 9

Espaciamientos irregulares entre taladros



Nota. Material extraído del manual de Perforación y voladura famesa explosivos SAC.

La irregular longitud de taladro: Influye en el avance (especialmente si el de alivio es muy corto) y también determina una nueva cara muy irregular

Figura 10

Irregular longitud de taladro



Nota. Material extraído del manual de Perforación y voladura famesa explosivos SAC

Intersección de taladros: Afecta a la distribución de la carga explosiva en el cuerpo de la roca a romper.

Figura 11

Intersección de taladros

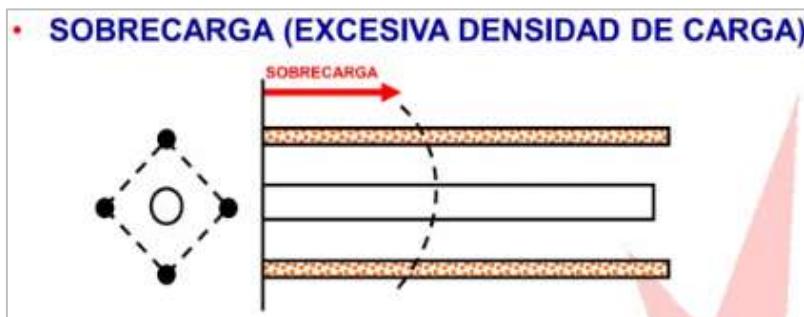


Nota. Material extraído del manual de Perforación y voladura famosa explosivos SAC

Sobrecarga (excesiva densidad de carga): Mayor número de taladros que los necesarios o diámetros muy grandes.

Figura 12

Excesiva densidad de carga



Nota. Material extraído del manual de Perforación y voladura famosa explosivos SAC.

2.2.8 Tipo de reacción en función de la cinética química de los explosivos

Los explosivos son compuestos químicos o mezclas, ya sean sólidas o líquidas, que generan una liberación repentina de energía (calor, luz, presión y sonido) por medio de una reacción rápida. Bernaloa A (2013) sostiene que los explosivos son compuestos químicos con enlaces moleculares relativamente inestables. Esto quiere decir que, al recibir un estímulo externo como la fricción, el calor o el impacto, reaccionan con mucha rapidez: se rompen y crean nuevas moléculas más estables. Esta reacción es de

oxidación-reducción y comienza a partir de lo que se llama "puntos calientes", lo cual provoca una explosión. Cuando el explosivo explota, emite gases a temperaturas y presiones muy elevadas, lo que provoca una onda de choque o compresión. De esta manera, la energía química del explosivo se transforma en energía mecánica, y es la onda de compresión resultante la causa de que la roca se fragmenta, debido a que los gases generados durante la reacción hacen que el volumen aumente.

Combustión: La combustión es una reacción química que consiste en la oxidación de un material y, usualmente, genera una gran cantidad de energía térmica.

En cambio, la deflagración es otra reacción exotérmica que se propaga por medio del calor que se difunde a través del material. A pesar de que es parecida a la combustión en su naturaleza, la deflagración se produce más rápidamente. No obstante, su velocidad continúa siendo más lenta que la del sonido en el propio material, por lo que se le considera una reacción subsónica. Aproximadamente 1000 atmósferas de presión se producen a lo largo de este proceso.

Detonación: La detonación es un tipo de combustión que tiene lugar a una velocidad superior a la del sonido, y se caracteriza por producir una onda de choque. Esta onda produce alteraciones drásticas en la presión y la temperatura, dado que la reacción química tiene lugar casi de inmediato. También es un proceso de naturaleza tanto química como física, el cual se distingue por una velocidad de reacción muy alta y por la producción de grandes volúmenes de gases a temperaturas extremadamente altas.

2.2.9 *Propiedades y características de los explosivos*

Potencia explosiva: La capacidad del explosivo de desintegrar y lanzar la roca depende en gran medida de su composición química. Es preciso emplear una técnica de voladura apropiada que facilite el uso eficaz de esa energía para aprovecharla al máximo.

Poder rompedor: La capacidad del explosivo de fragmentar la roca durante la detonación, que se basa sobre todo en su densidad y velocidad de detonación, se conoce como el poder rompedor. A través de ensayos como la prueba Hess, que mide la deformación generada en un bloque de plomo, se determina. La voladura tiene dos efectos fundamentales: la brisancia, que provoca la trituración de las rocas, y el efecto Trauzl, que promueve el movimiento y expansión del material roto..

Velocidad de detonación: La velocidad de detonación es la rapidez con que se propaga la onda explosiva en el interior del explosivo, lo cual determina cuánta energía se libera durante la voladura. Se basa sobre todo en la densidad, el diámetro de carga, el confinamiento, la iniciación y las condiciones del explosivo.

Densidad: La densidad del explosivo, que equivale a la masa contenida en un volumen específico y se expresa en g/cm^3 , es un parámetro importante para determinar la carga necesaria para una voladura. Las emulsiones, las gelatinas y los hidrogeles tienen un rango de 1,2 a 1,5 g/cm^3 ; las dinamitas tienen entre 0,9 y 1,2 g/cm^3 ; y los agentes granulares presentan entre 0,75 y 1,0 g/cm^3 . A mayor densidad, la capacidad de impactar la roca y la concentración de energía aumentan.

Resistencia al agua: La habilidad de un explosivo para sostener su rendimiento cuando se encuentra en contacto con agua o humedad es lo que se conoce como resistencia al agua. Esta propiedad está determinada por su composición y estructura, siendo las emulsiones, las dinamitas gelatinas y los slurries los que presentan la mayor impermeabilidad. Los explosivos granulares, en cambio, muestran una sensibilidad más alta al agua a causa de su estructura porosa; por ello, necesitan condiciones apropiadas para ser almacenados y usados.

Diámetro crítico: Las cargas explosivas de forma cilíndrica tienen un diámetro mínimo y si este se disminuye demasiado, la onda de detonación no consigue expandirse adecuadamente. En ciertas circunstancias, simplemente no se propaga; en otras, sí lo hace, pero a un ritmo muy inferior al que debería tener bajo condiciones normales.

Categoría de humos: La detonación de un explosivo comercial produce una variedad de gases, incluyendo vapor de agua, polvo, óxidos de nitrógeno (NO y NO_2) y óxidos de carbono (CO y CO_2). En ocasiones también se generan gases sulfurosos como SO_3 , H_2S o AlO_2 si el explosivo tenía aluminio o azufre.

Más allá de los gases no dañinos, siempre se generan algunos gases irritantes o tóxicos, que se conocen con el nombre genérico de "humos". El monóxido de carbono y el dióxido de nitrógeno son algunos de ellos, los cuales pueden representar un riesgo para la salud.

Los explosivos se dividen en categorías de acuerdo con la cantidad de estos gases tóxicos, las cuales establecen cuándo pueden ser usados sin poner en peligro a los empleados. Los de primera categoría pueden utilizarse en trabajos subterráneos sin inconvenientes. Los de segunda categoría solo se deben utilizar en lugares con buena

ventilación, generalmente mediante ventilación forzada. Y aquellos de tercera categoría están limitados a labores en superficie.

Por ejemplo, los explosivos como el ANFO pueden tener una capacidad contaminante mayor que la de las emulsiones o las dinamitas, debido a que tienden a producir más óxidos de nitrógeno.

Sensibilidad: La sensibilidad se refiere al potencial de un explosivo de ser detonado por un iniciador, como un fulminante, un cebo o una mecha detonante. Un explosivo debe ser lo suficientemente sensible para reaccionar a ese estímulo con el fin de que funcione adecuadamente. Esta cualidad cambia en función del tipo de explosivo.

En términos prácticos, los fulminantes número 6 y número 8 son los más utilizados como iniciadores y se escogen en función de la sensibilidad del explosivo que se va a emplear.

2.2.10 Explosivos industriales.

Dinamitas: Esta clase de explosivo está compuesta por una dosis pequeña de sensibilizador, que puede ser TNT, nitroglicerina o un combinado de los dos; así como nitrato de amonio, un combustible que balancea el exceso de oxígeno.

Algunas de sus propiedades son su baja potencia, escasa sensibilidad, resistencia limitada al agua y una densidad que se encuentra entre 1 g/cm³ y 1.2 g/cm³. Asimismo, su velocidad de detonación oscila entre 2000 y 4000 m/s.

Dinamita gelatinosa: Este explosivo tiene una cantidad significativa de nitroglicerina y emplea la nitrocelulosa como gelificante, lo que produce una mezcla con una textura gelatinosa. Es notable por tener una alta potencia, una resistencia adecuada al agua, un rango de densidad que va de 1.4 a 1.5 g/cm³ y una velocidad de detonación entre 4000 y 7000 m/s.

Anfo: Este explosivo está hecho de nitrato de amonio que se combina con aceite combustible, normalmente de la variedad hidrocarburo, y tiene una textura granulada. La fórmula clásica de este compuesto contiene un 94% de nitrato de amonio, que tiene la función de oxidante, y un 6% de aceite, que es el combustible.

El nitrato de amonio es soluble; por lo tanto, se vuelve ineficaz porque pierde su capacidad de detonar al disolverse. Por eso, no tiene resistencia al agua. Se distingue por poseer una potencia reducida, una densidad muy baja (aproximadamente de 0.8 g/cm³) y una velocidad de detonación que oscila entre los 2000 y los 3000 m/s.

Hidrogeles: Son explosivos que incorporan una cantidad determinada de agua en su composición. Es posible que contengan elementos como el aluminio metálico, TNT o sales orgánicas, por ejemplo el nitrato de monometilamina (NH_4NO_3) o el nitrato de hexamina (NaNO_3), y generalmente tienen entre un 12% y un 15% de agua. Se les incorporan gelificantes, estabilizantes y espesantes para optimizar su estabilidad y consistencia.

Se distinguen por poseer una gran potencia, una velocidad de detonación que oscila entre 3500 y 4500 m/s, una resistencia al agua muy buena y una densidad media de 1.2 a 1.3 g/cm³.

Emulsiones: Con la finalidad de encontrar explosivos más seguros y poderosos, en particular para emplearlos en perforaciones donde existe agua, la industria creó una nueva generación de explosivos. Estos se conforman por una etapa dispersa de diminutas gotas de solución de nitrato de sodio (NaNO_3) o nitrato de amonio (NH_4NO_3) en agua, las cuales están cubiertas con una fina capa de aceite mineral.

Asimismo, añaden burbujas de aire o microesferas vacías de vidrio para aumentar la intensidad de la onda detonante. Se caracterizan por su elevada resistencia al agua y una velocidad de detonación que oscila entre 4500 y 5500 metros por segundo.

Explosivos de la empresa Famesa: De acuerdo con Famesa (2019), el Emulnor es un explosivo de tipo emulsión que se encuentra encerrado en una envoltura de plástico. Se distingue por su seguridad, su fuerza, su resistencia a la humedad y por producir gases de voladura de alta calidad.

Está concebido para emplearse en cualquier tipo de trabajo minero, tanto en explotación como en desarrollo, ya sea en perforaciones secas, húmedas o inundadas. Puede utilizarse como cebo en la columna explosiva o como carga primaria.

Al no tener nitroglicerina en su composición y generar menos gases dañinos, se posibilita que el personal vuelva a la zona laboral más rápido, lo que optimiza los ciclos operativos sin poner en riesgo la seguridad. Cada tipo de cartucho tiene características particulares y se distingue sin dificultad por el color de su empaque.

- Emulnor de 500 se emplea para la voladura de rocas muy suaves.
- Emulnor de 1000 se utiliza para las voladuras de roca suaves a intermedias.
- Emulnor de 3000 se utiliza para la voladura de rocas intermedias a duras.
- Emulnor de 5000 este tipo se utiliza para la voladura de rocas muy duras.

Figura 13

Emulnor encartuchada de Famesa



Nota. Elaboración propia

Figura 14

Características técnicas de emulnor encartuchada de Famesa

CARACTERÍSTICAS TÉCNICAS:					
	UNIDAD	EMULNOR 500	EMULNOR 1000	EMULNOR 3000	EMULNOR 5000
Densidad relativa	g/cm ³	0,90 ± 0,15	1,13 ± 0,1	1,14 ± 0,1	1,16 ± 0,1
Velocidad de detonación confinado (*)	m/s	4 400 ± 300	5 800 ± 300	5 700 ± 300	5 500 ± 300
Velocidad de detonación sin confinar (**)	m/s	3 500 ± 300	4 500 ± 300	4 400 ± 300	4 200 ± 300
Presión de detonación	kbar	44	95	93	88
Energía	kcal/kg	628	785	920	1010
Volumen normal de gases	l/kg	952	920	880	870
Potencia relativa en peso (***)	%	70	87	102	112
Potencia relativa en volumen (***)	%	77	120	142	159
Sensibilidad al Fulminante	---	N° 8	N° 8	N° 8	N° 8
Resistencia al agua	---	Excelente	Excelente	Excelente	Excelente
Categoría de humos	---	Clase 1	Clase 1	Clase 1	Clase 1
(*) Velocidad de detonación en tubo de hierro de 1 ½ pulgadas de diámetro. (**) Velocidad de detonación como cartucho de 1 pulgada de diámetro. (***) Potencias relativas referidas al ANFO con potencia convencional de 100. Los valores expresados son resultados a condiciones normales (20°C y 1 atm).					

Nota. Extraído de catálogo digital de Famesa Explosivos.

Famecorte E 20: Se presenta en tubos semirrígidos que se pueden ensamblar, lo que permite construir una columna explosiva continua de la longitud requerida.

También tiene un accesorio denominado "centrador", que sirve para sostener la columna centrada en el taladro y generar un anillo de aire alrededor. Esto contribuye a minimizar la repercusión del explosivo sobre el suelo.

Figura 15

Famecorte E20 con su centralizado



Nota: Uso de famecorte en la voladura

Características técnicas de Famecorte E20

Tabla 1

Características técnicas del Famecorte E 20

CARACTERÍSTICAS TÉCNICAS	UNIDAD	FAMECORTE E-20
Densidad relativa	g/cm ³	1,10 ± 0,1
Velocidad de detonación (*)	m/s	4 200 ± 600
Presión de detonación	kbar	48
Potencia relativa en peso (**)	%	74
Resistencia al agua	---	Buena
Categoría de humos	---	Clase 1
Volumen normal de gases	l/kg	909
Diámetro del tubo	mm	17,5
Longitud del tubo	mm	512

(*) Confinado en su propio envase.

(**) Referido al ANFO con potencia convencional de 100.

Los valores expresados son resultados a condiciones normales (20°C y 1 atm).

Nota. Material Extraído de catálogo digital de Famesa Explosivos.

2.2.11 Accesorios de voladura

Es esencial garantizar un inicio de detonación adecuado en cualquier trabajo que requiera el empleo de explosivos, tanto en minería como en obras civiles, para que los taladros estallen en una secuencia controlada y específica.

Sistema de suministro de energía Carmex: El Carmex fue creado como un sistema de iniciación confiable y eficiente para llevar a cabo voladuras convencionales. Está constituido por un fulminante común número 8, un segmento de mecha de seguridad, un conector para mecha rápida y un bloque de sujeción que opera como seguro plástico. El ensamblaje es llevado a cabo por personal especializado.

Entre sus rasgos más sobresalientes se encuentran su color verde y un periodo de combustión de 160 segundos, con un margen de error por metro de ± 10 segundos.

Figura 16

Carmex



Nota: Extraído de catálogo digital de Famesa Explosivos

Mecha rápida: Es un elemento del sistema tradicional de activación de explosivos, compuesto por una masa pirotécnica, dos alambres y un revestimiento plástico externo. Produce una llama incandescente al quemarse, con la temperatura adecuada para prender la carga pirotécnica del conector para mecha rápida, lo que asegura que la mecha de seguridad se encienda correctamente. Entre sus rasgos sobresalientes se

encuentran: una cubierta exterior de plástico, un color rojo (mecha rápida Z 18) y un promedio de combustión de 35 segundos por metro..

Figura 17

Ignición rápida o mecha rápida



Nota: Extraído de catálogo digital de Famesa Explosivos

Pentacord o cordón detonante: Es un accesorio no eléctrico que se usa en voladuras, resaltando por su velocidad de detonación rápida, su facilidad de manejo y su seguridad. Está formado por un núcleo de pentrita (PETN) cubierto con fibras sintéticas y envuelto en una capa de plástico. En los cordones reforzados, se añaden hilos y resinas parafinadas que mejoran su resistencia a la abrasión y a la tracción. En esta unidad se emplean los modelos Pentacord 5 P y 5 PE, que sirven como línea troncal en voladuras descendentes, sobre todo en perforaciones de diámetro pequeño o mediano. Asimismo, se utilizan para comenzar el fanel. Su velocidad de detonación es de 7000 metros por segundo.

Figura 18

Cordón detonante



Nota: Extraído de catálogo digital de Famesa Explosivos.

Fanel: Es un sistema de iniciación eficaz, empleado en trabajos civiles y en minería, que posibilita una sincronización confiable al eliminar riesgos potenciales. Está conformado por los componentes que se enumeran a continuación.

Fulminante retardado: Es un potente número 12 que incluye en su interior un explosivo primario muy delicado, uno secundario de gran potencia y un elemento retardante que posibilita la detonación durante diferentes períodos de tiempo, dependiendo de su número de serie. Hay dos tipos: el de período corto (MS) y el de período largo (LP).

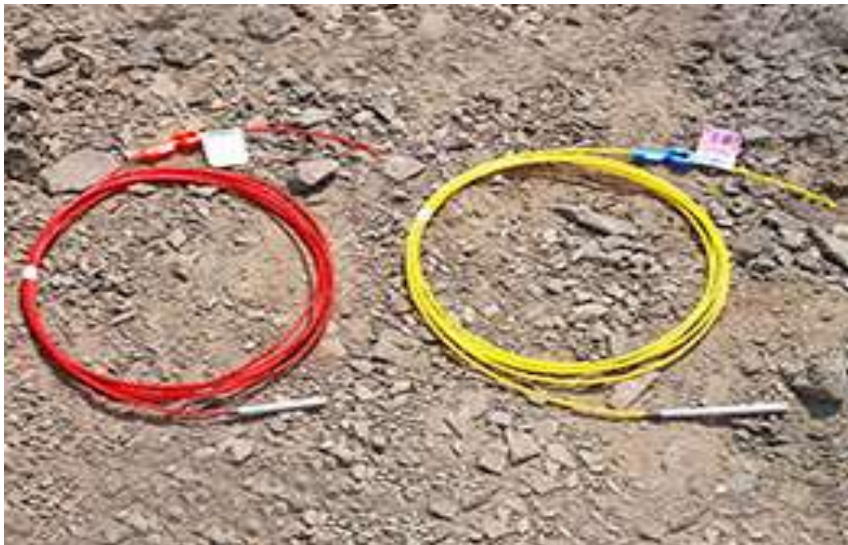
Tubo de choque o manguera fanel: Este tubo se ha hecho con un material termoplástico que tiene una gran resistencia a nivel mecánico. Cuando se activa la sustancia reactiva que recubre su interior, produce una onda de choque con la presión y temperatura requeridas para hacer estallar el fulminante de retardo. Uno de los extremos del tubo está sellado con ultrasonido y el otro se une al fulminante. Los colores distinguen el tipo de retardo: rojo o naranja para el MS (corto periodo) y amarillo para el LP (largo periodo).

Etiqueta. Esta presenta el número de serie y el tiempo de retardo, en segundos o milisegundos.

Conector plástico de tipo J: Es un bloque creado específicamente para unir de manera segura la manguera Fanel con el cordón detonante, asegurando un contacto adecuado entre los dos.

Figura 19

Fanel color rojo periodo largo y color amarillo periodo corto



Nota: Extraído de catálogo digital de Famesa Explosivos

Tabla 2*Fanel® Ms Periodo Corto*

Serie Estándar		Serie Universal	
Nº de serie	Tiempo de retardo (milisegundos)	Nº de serie	Tiempo de retardo (milisegundos)
C	0	0	0
1	25	1	25
2	50	2	50
3	75	3	75
4	100	4	100
5	125	5	125
6	150	6	150
7	175	7	175
8	200	8	200
9	225	9	250
10	250	10	300
11	300	11	350
12	350	12	400
13	400	13	450
14	450	14	500
15	500	15	600
16	600	16	700
17	700	17	800
18	800	18	900
19	900	19	1000
20	1000	20	1100
		21	1200

Nota. Extraído libro de Famesa Explosivos (2019).

Tabla 3*Fanel® Lp Periodo Largo*

Serie Estándar		Serie Universal	
Nº de serie	Tiempo de retardo (segundos)	Nº de serie	Tiempo de retardo (segundos)
1	0,50	0	0
2	1,00	1	0,2
3	1,50	2	0,4
4	2,00	3	0,6
5	2,50	4	1
6	3,00	5	1,4
7	3,50	6	1,8
8	4,00	7	2,4
9	4,50	8	3
10	5,00	9	3,8
11	5,60	10	4,6
12	6,20	11	5,5
13	6,80	12	6,4
14	7,40	13	7,4
15	8,00	14	8,5
16	8,60	15	9,6

Nota. Extraído libro de Famesa Explosivos (2019), todas las unidades llevan montado un conector J para facilitar las conexiones con líneas maestras de cordón detonante de bajo gramaje (3 g/m o 5 g/m).

Para sustentar las cualidades operativas que se tomaron en cuenta al concebir el diagrama de perforación y voladura, se exponen en el Anexo 08 los pormenores técnicos de los explosivos y complementos de voladura que fueron empleados en la investigación.

2.2.12 Modelo matemático áreas de influencia

Una fase esencial en la planificación minera es el diseño de una malla de perforación, porque posibilita optimizar la utilización de explosivos, conseguir que el macizo rocoso se fragmenta apropiadamente y asegurar condiciones seguras durante las operaciones. Este diseño técnico, que sigue la propuesta de René Ojeda (2007), tiene como objetivo calcular el área de influencia de los taladros, tomando en cuenta tres áreas particulares:

Zona 1: Define el diámetro del taladro (Φ), que se determina en función de la clase de roca, el tipo de explosivo a emplear y la capacidad del equipo perforador. Los diámetros más grandes posibilitan una columna de carga más extensa, lo que significa que se libera más energía; sin embargo, esto implica también que se necesita mayor precisión y control operativo.

Zona 2: Es la zona donde se encuentra el explosivo, que es la sección del taladro destinada a contener la columna de carga. En este lugar se toma en cuenta la densidad del explosivo, el tipo de encendido, la energía específica y, lo más importante, el acoplamiento del explosivo (A_e), que es el nivel de contacto entre las paredes del taladro y el explosivo. Un acoplamiento de calidad optimiza en gran medida la transmisión de energía al macizo rocoso.

Zona 3: Es la región que se ve afectada después de la voladura y está sujeta a factores como el tipo de roca, las condiciones de confinamiento, la presión de detonación y la geometría de la malla. La forma en que la energía producida por el explosivo se distribuye en el macizo, y que tiene un impacto directo sobre la fragmentación y el movimiento del material volado, es determinada por esta zona.

La elaboración de esta malla se basa en principios de tecnología de explosivos, resistencia de materiales y mecánica de rocas. Se tienen en cuenta las propiedades geomecánicas, por ejemplo, la desviación de perforación (D_p), el índice de calidad del material (RQD) y la resistencia a compresión uniaxial (σ_c), así como también los

factores correctores, que son el factor de carguío (Fc) y el factor de seguridad (Fs). Para asegurar un diseño eficaz y seguro, estos parámetros son fundamentales.

Se emplean fórmulas para calcular el burden, que es la distancia entre un taladro y la cara libre más cercana, con el fin de lograr una distribución apropiada de los taladros. Existen dos tipos principales.

Burden nominal (Bn): Se estima empíricamente con la siguiente fórmula

$$Bn = \Phi - \left(\frac{PoD * Fc * Ae}{Fs * \sigma_c * RQD} + 1 \right)$$

Burden ideal (Bi): Se calcula considerando las propiedades de la roca y las características del explosivo

$$Bi = Bn - Dp$$

Donde:

Dp = Indica la desviación de perforación.

Bn= Representa el burden nominal (m).

Sn= Es el espaciamiento nominal (m) .

Φ= Representa el diámetro del taladro (m).

PoDtal = Representa la presión de detonación del taladro (Kg/cm²).

RQD = Es el índice de calidad de la roca.

σc = Representa la resistencia a la compresión de roca, (Kg/cm²).

Fs = Es el factor de seguridad.

Fc =Es el factor de carguío.

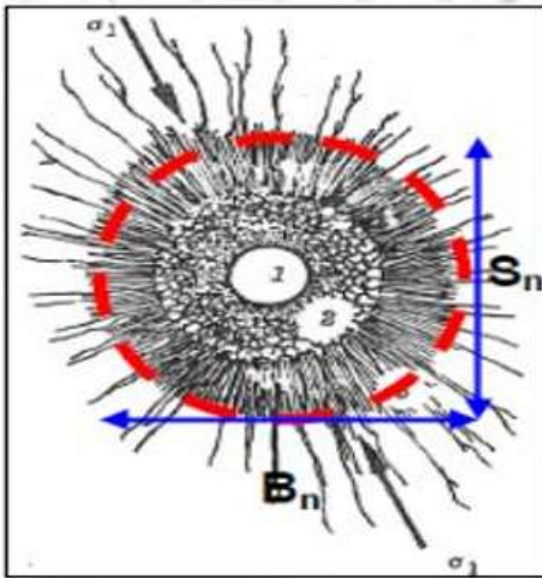
Ae = Representa el acoplamiento del explosivo.

Para conseguir una cobertura óptima de fragmentación y evitar áreas de sobrecarga o subfragmentación, se determina el espaciamiento nominal entre los taladros (Sn) con base en el burden, manteniendo normalmente una relación $Sn = (1.0 \text{ a } 1.5) \times Bn$. Por último, es relevante tener en cuenta la desviación de perforación (Dp), particularmente en taladros profundos, pues tiene el potencial de modificar la geometría real de la malla diseñada, lo que podría perjudicar el desempeño de la voladura y causar fragmentación excesiva o insuficiente. Al optimizar los recursos, aumentar la eficacia en las operaciones y asegurar la seguridad de las labores mineras, un diseño de malla de perforación y voladura bien fundamentado hace posible maximizar la eficiencia operativa. Para el análisis técnico y la mejora constante de las operaciones mineras, es

fundamental la metodología que se basa en las áreas de influencia de René Ojeda (2005).

Figura 20

Área de influencia del taladro con Burden y Espaciamiento



Nota. Extraído de e E.HOEK/E.T. BROWN.

2.2.13 Distribución de la energía

El término "distribución de energía explosiva" hace referencia a cómo se reparte la energía que un explosivo libera al ser detonado. Esta distribución tiene la posibilidad de cambiar en función de aspectos como la forma del pozo, la carga explosiva y la naturaleza del terreno. Distribuir la energía de manera eficaz implica alcanzar la suavidad apropiada del material que se desea y, simultáneamente, reducir al mínimo los impactos adversos de las vibraciones, los bultos y los daños en la estructura. Para conseguir una apropiada repartición de energía en los trabajos de voladura, es fundamental considerar diferentes elementos como la clase y el número de explosivos empleados, la distancia que hay entre las brocas, el orden en que se detonan y el tipo de dispositivo detonador que se utiliza. Para prevenir daños no deseados, es importante también considerar las propiedades del terreno y las estructuras aledañas.

La repartición de la energía en una voladura se ve también influenciada por las propiedades geomecánicas del macizo rocoso, además de los factores que ya hemos señalado. Para conseguir una distribución de energía más eficaz y controlada, se pueden

optimizar las mallas de perforación y voladura. Dado que la supervisión y el monitoreo durante la voladura son esenciales para evaluar y modificar los parámetros si es preciso, con el fin último de reducir al mínimo los efectos dañinos sobre la estabilidad de las labores subterráneas y obtener una fragmentación ideal. Es importante la distribución de energía porque tiene en cuenta elementos como el tamaño y la forma de los fragmentos resultantes, la vibración producida y la gestión del polvo.

La velocidad de explosión (VOD) y la densidad son los factores principales que regulan cómo la energía del explosivo se transfiere a la roca. rasgos de impedancia. Con base en lo anterior, hay muchas situaciones variadas, como cuando la impedancia de la roca es inferior a la del explosivo. En este caso, la tensión que las paredes reflejan se alargará y la que se desarrolla en la roca será menor.

2.2.14 Voladura controlada

De acuerdo con Bernaloa et al. (2013), emplea cargas explosivas lineales de escasa energía, las cuales se insertan en orificios ubicados muy cerca uno del otro. El propósito es que estos taladros se disparen al mismo tiempo y en una secuencia determinada, con el fin de elaborar un plano de fractura o rotura ininterrumpido que establezca la superficie o el corte final.

La cantidad de taladros que se necesitan en el frente guarda una relación directa con la sección transversal del área o frente de trabajo; conforme se incrementa dicha sección, también lo hace el número de taladros, los explosivos y el consumo de aceros. Para prevenir la sobreexcavación, el principio fundamental de la voladura controlada es minimizar el factor de acoplamiento alrededor del perímetro de la labor.

Según EXSA (2019), el propósito de la voladura controlada es impedir que se rompa la roca más allá de los límites establecidos previamente, o que haya una excavación excesiva. Es un método exclusivo para generar superficies de corte lisas y claramente delineadas sin dañar en gran medida la roca restante, lo cual ayuda a incrementar su estabilidad. La estabilidad es un elemento fundamental de las obras subterráneas permanentes, porque ayuda a evitar peligros como el colapso de los techos y otros inconvenientes, así como la estabilidad superficial de los taludes en las laderas cortadas. Para definir y controlar la formación de una grieta o plano de ruptura continua, que limita la superficie final de un corte o excavación, se emplean cargas explosivas lineales de baja energía. Estas se colocan en perforaciones cercanas entre sí y se detonan al mismo tiempo. Se emplea a menudo en tareas subterráneas para mejorar la

autosuficiencia de las paredes y techos, así como para el acabado superficial de los túneles en operaciones hidráulicas o viales, lo que reduce la cantidad de hormigón proyectado o shotcrete usado para brindar soporte en las labores.

2.2.15 Tipos de voladura controlada en minas subterráneas

Voladura de precorte: Exa (2019) describe que el método consiste en emplear una línea de barrenos, por lo general de diámetros reducidos y muy próximos entre sí, con disparo instantáneo y cargas explosivas desacopladas. El objetivo es generar un plano de fractura o discontinuidad en la masa rocosa antes de comenzar a detonar la explosión principal o de producción. Disparar los taladros de precorte al mismo tiempo que los de producción es factible, aunque con un ligero desfase, entre 90 y 120 milisegundos. Este método de voladura se utiliza para prevenir una sobrerotura excesiva y tiene un costo mayor que otros tipos de voladura.

Recorte de voladura: Según Exa (2019), la voladura recorte implica la explosión de una única línea de taladros con cargas de explosivo desacopladas. Este procedimiento supone dividir la roca hacia un frente libre; las cargas están más separadas que en el caso del precorte y es menos costoso utilizar este tipo de voladura. La voladura se lleva a cabo tras la detonación de la voladura principal o de producción. En la unidad minera Parcoy CMH.S.A., empleamos esta clase de voladura.

2.3 Bases conceptuales

2.3.1 Perforación

Se considera la primera operación unitaria en el proceso minero, cuyo propósito es formar cavidades cilíndricas llamadas taladros dentro del macizo rocoso. Para que ocurra una fractura localizada, este procedimiento se fundamenta en la transferencia de energía mecánica (rotativa, percusiva o las dos) desde un origen externo a la roca, sobrepasando su resistencia a la compresión. La perforación tiene que hacerse siguiendo estrictos estándares de profundidad, inclinación, espaciamiento y precisión en la malla (burden), dado que cualquier desvío geométrico afecta la manera en que se distribuye la energía explosiva, lo cual puede generar problemas de fragmentación, presencia de "culos" (taladros no detonados del todo) y un mal uso de la cara libre (Jimeno et al., 1995).

2.3.2 Voladura

Es el procedimiento físico-químico de descomposición de la roca a través de la explosión de una combinación explosiva contenida. Cuando el explosivo detona, se convierte casi inmediatamente en gases a una temperatura y presión muy altas, lo que produce una onda de golpe que se propaga a través del macizo a velocidades superiores a la del sonido. La energía se segmenta en dos etapas: la presión de detonación, que tritura las rocas alrededor del taladro, y la presión de gas, que provoca el agrandamiento de las grietas presentes y mueve el material. Una voladura técnica tiene como objetivo no solo fragmentar, sino también mejorar el "pila de carga" (muckpile) con el fin de que el equipo de limpieza opere a su máxima capacidad (Persson et al., 1994).

2.3.3 *Sobre rotura*

El fenómeno de sobre rotura es el que ocurre cuando la excavación va más allá del límite de la línea de diseño o "perfil teórico" de la labor. Desde el punto de vista geomecánico, supone un perjuicio irreversible al auto-sostenimiento del macizo, pues reduce la fortaleza del arco de autosoporte en las paredes y la corona. En términos técnicos, se mide a través del coeficiente de utilización de la sección o el porcentaje de sobreexcavación. La ausencia de ajuste en el tiempo de retardo entre taladros, un burden inapropiado o la sobrecarga explosiva en los taladros periféricos son las causas principales que posibilitan que la energía se escape hacia las discontinuidades naturales de la roca.

2.3.4 *Voladura controlada*

Es una técnica especializada de ingeniería diseñada para reducir los impactos negativos de la voladura convencional. Se basa en la teoría del desacoplamiento, que implica emplear explosivos de menor diámetro que el taladro. Esto permite que el aire funcione como un amortiguador de la onda de choque y así disminuya la presión en las paredes del taladro. El uso de técnicas como el Smooth Blasting (disparo suave al final del ciclo) o el Pre-splitting (formación de una grieta antes del disparo principal) permite alcanzar un acabado estable y liso. Esto no solo disminuye el riesgo de que los trabajadores sufran accidentes debido a la caída de rocas, sino que también reduce en gran medida los costos operativos relacionados con el sostenimiento y el concreto lanzado (Jimeno et al., 1995).

2.3.5 *Factor de carga*

En el diseño de mallas, es el parámetro más relevante para medir la eficiencia económica y energética. Matemáticamente, se define como la relación entre la masa de

explosivo (en kilogramos) y el volumen de roca fragmentada (kg/m^3), o bien como la masa de roca desplazada (kg/t). Un factor de carga insuficiente puede causar una fragmentación gruesa (bolonería) que complica el carguío. Por otro lado, un factor demasiado alto provoca una sobre-fragmentación innecesaria, proyecciones rocosas riesgosas y un incremento en los gastos por explosivos. La optimización de este proceso depende de cómo interactúan las características del explosivo (presión, densidad, VOD) y las constantes elásticas del macizo rocoso (Ratio de Poisson, Módulo de Young) (Persson et al., 1994).

2.3.6 Costos

Es el valor económico vinculado a los recursos que se emplean durante la realización de una actividad específica o un proceso productivo. Representa el uso de equipos, materiales, mano de obra y otros componentes requeridos para crear un producto o prestar un servicio, cuyo objetivo es producir una ganancia o un resultado esperado.

a. Costos unitarios

Es el valor monetario necesario para llevar a cabo una actividad o fabricar una unidad específica, teniendo en cuenta los recursos empleados en el proceso, como la mano de obra, los materiales, los equipos y otros costos relacionados.

b. Costos de operación

Los costos de producción, según Gregorio & Hurtado (2020), son el precio que una compañía está dispuesta a pagar para elaborar productos y servicios. Los costos vinculados a la producción abarcan los costos directos de las materias primas (que constituyen la mayor parte del valor del producto, por ejemplo, el mineral de hierro en un edificio), los costos directos de la mano de obra (que son el costo del trabajador para convertir el producto en acabado) y los costos indirectos (los cuales están relacionados con el costo del producto de manera indirecta).

Con el fin de mantener el control financiero sobre estas operaciones, deben calcularse con exactitud los costos unitarios directos de los productos o servicios que se trasladan de una fábrica a otra. Los requisitos previos que se detallan a continuación deben ser cumplidos. Al calcular y utilizar la producción equivalente, en su caso, para asignar costos a los diferentes productos y desglosar los costos unitarios por componentes de costo.

2.4 Hipótesis

2.4.1 Hipótesis general

El diseño de un nuevo diagrama de perforación y voladura optimiza significativamente la calidad de excavación en la rampa Eli 2 de la Unidad Minera Santa María ,2024.

2.4.2 Hipótesis específicas

- ✓ La reducción de sobre rotura es significativa mediante el nuevo diagrama de perforación y voladura en la rampa Eli 2 de la Unidad Minera Santa María 2024.
- ✓ El factor de carga lineal es óptimo mediante el nuevo diagrama de perforación y voladura en la rampa Eli 2 de la Unidad Minera Santa María 2024
- ✓ El nuevo diseño del diagrama de perforación y voladura permitirá mejorar la eficiencia del avance lineal por disparo y reducir el costo de operación en la rampa Eli 2 de la Unidad Minera Santa María 2024

2.5 Variables

2.5.1 Variable dependiente

Calidad de Excavación: La calidad en las excavaciones subterráneas se refiere a la capacidad de ofrecer un servicio preciso en términos de dimensiones (trazos, anchos, profundidades, secciones) y de mantener hastiales y coronas uniformes según el diseño para garantizar así una tarea segura.

- ✓ Avance por disparo
- ✓ Costo de operación
- ✓ % de sobre rotura

2.5.2 Variable independiente

Diagrama de perforación y voladura: Se refiere a la concepción de una malla de perforación a través del modelo matemático de áreas de influencia, el cual es un procedimiento para mejorar el diseño de estas mallas y conseguir que el macizo rocoso se fragmenta adecuadamente, manteniendo bajo control la difusión de la energía explosiva y la dilución o sobre rotura.

- ✓ Malla de perforación
- ✓ Distribución de la carga explosiva
- ✓ Geomecánica de la roca
- ✓ Burden y espaciamiento
- ✓ Tipo de explosivo
- ✓ RQD

CAPITULO III

MATERIALES Y MÉTODOS

3.1 Materiales

3.1.1 Generalidades

3.1.1.1 Ubicación y acceso.

La compañía minera Poderosa S.A. está situada en el distrito de Pataz, en la provincia y el departamento del mismo nombre. La concesión está situada entre los 1,250 y los 3,000 metros sobre el nivel del mar. El análisis de este proyecto tiene lugar en la Unidad Minera Santa María, ubicada al sur de la minera.

En términos geográficos, está situada en el Flanco Nororiental de la Cordillera de los Andes, en el Batolito de Pataz y a la derecha del Río Marañón. Tiene las siguientes fronteras.

Tabla 4

Límites de la ubicación de la unidad minera Santa María

	Límites
NORTE	Provincia de Bolívar
SUR	Provincia de Pataz
ESTE	Dpto. de San Martín
OESTE	Provincia de Sánchez Carrión

Nota. Elaboración propia

Acceso

Se puede ir a la mina por tierra o aire, y se puede llegar completamente por vía terrestre desde Lima. Los tiempos de viaje se muestran según la ruta que se tome (pueden cambiar dependiendo del clima).

Tabla 5

Acceso a la unidad minera Santa María

DESPLAZAMIENTO	MEDIO DE TRANSPORTE	TIEMPO	TIPO DE VIA
Lima-Trujillo	Bus	9 hr	Autopista asfaltada
Trujillo-mina	Bus	13 hr	Carretera Sin asfaltar
Lima-Trujillo	Avión	45 min	Autopista asfaltada
Trujillo-Chagual	Avioneta	30 min	Carretera Sin asfaltar
Chagual-Campamento	Camioneta	1 hora 30 min	trocha

Nota. Elaboración propia

Tabla 6

Coordenadas de la unidad minera Santa María

	COORDENADAS
LATITUD	7°43'10.24"S
LONGITUD	77°39'44.44"O
	COORDENADAS UTM
NORTE	9,425 960.0
ESTE	211 367.0

Nota. Elaboración propia

Figura 21

Plano de ubicación de la región Pataz



Nota. Material extraído del área de geología, Compañía Minera Poderosa S.A.

3.1.2 Geología Regional

La geología de la región, conforme a Wilson y Reyes (1964), es resultado del desarrollo estructural de la cordillera oriental en el norte del país, donde los ciclos Andino, Hercínico y Precámbrico confluyen en un relieve con valles y altiplanicies. El Complejo Maraón, una secuencia poderosa del Precámbrico con más de 2,000 metros de profundidad y que incluye rocas metavolcánicas y metamórficas como filitas y esquistos, es el que compone el basamento regional. La presentación más evidente de estas unidades se encuentra a lo largo del cauce del río Maraón (Miranda, 1983; Schreiber, 1989; Rivera, 1992).

Tabla 7*Estaciones de trabajo y de toma de muestras (Fallas)*

Sitio	Falla	Nivel	Litología	N° de muestras	Comentario
JIM	Qori-huarmi	1987	Hornfels	7	Cerca de veta Mercedes
JIM	Qori-huarmi	2080 Rampa Lola	Granodiorita	14	Parte sin veta
JIM	San Lucas	1937 CR NW	Monzogranito	15	Corredor de fallas
CON	San Juan	2600 GL N	Diorita	15	Parte sin veta
CON	San Juan	2450 GL N	Diorita	6	Cerca de veta Consuelo
CON	Perejil	2700 CRNW	Diorita	11	Parte sin veta
CON	Perejil	2450 CR N	Diorita	7	Cerca de veta Consuelo
CON	San Teofilo	2530 GL N	Diorita	7	Próxima a parte con veta
CON	San Teofilo	2700 GL N	Diorita	6	Próxima a veta
CON	San Luis	2700 GL N	Diorita	3	Próxima a veta
CON	San Luis	2530 Rampa Chinita	Diorita	7	En zona de veta

Nota: Publicación “Vetas Auríferas de Pataz y su génesis en el marco de la evolución geológica de la Cordillera Oriental en el Norte del Perú” - Fausto Cueva Castillo, 1989.

Tabla 8*Estaciones de trabajo y de toma de muestras (Fallas)*

Sitio	Veta	Nivel	Litología	N° de muestras	Comentario
JIM	Jimena	1937 GL N	Granodiorita	14	O, .5, 1, 3m cada lado y otras (Zona estéril)
JIM	Jimena	1867 GL N	Granodiorita	8	O, .5, 1, 3m cada lado (Zona rica)
JIM	Consuelo	2650 Gl N	Diorita/Lamprófiro	8	O, .5, 1, 3m cada lado (Zona rica)
JIM	Consuelo	2450 CR 0	Diorita	8	O, .5, 1, 3m cada lado (Zona de sulfuros pobres)

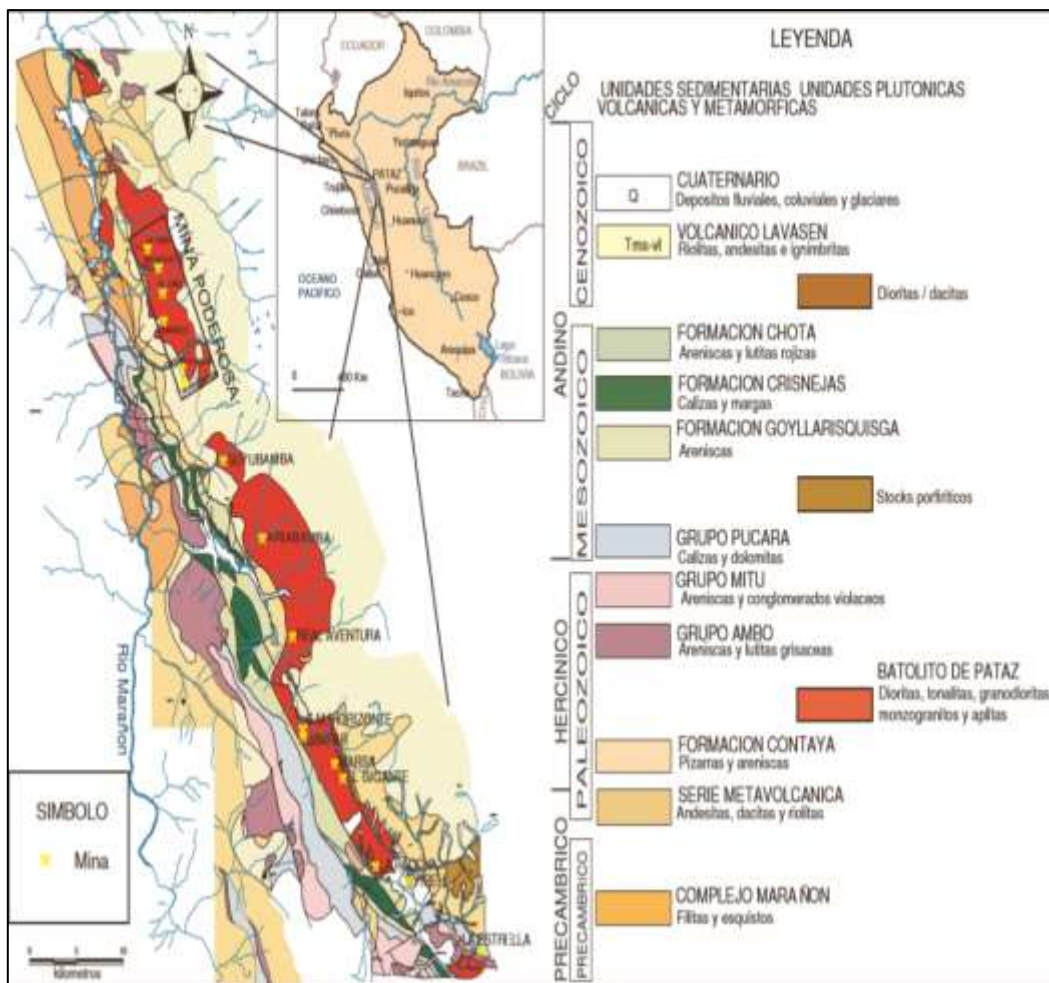
Nota. Publicación “Vetas Auríferas de Pataz y su génesis en el marco de la evolución geológica de la Cordillera Oriental en el Norte del Perú” - Fausto Cueva Castillo, 1989.

La Serie Metavolcánica, que se remonta a finales del Precámbrico, fue implantada sobre la base del Complejo Maraón durante el Paleozoico. Luego vino el ciclo Hercínico. La Formación Contaya (Ordovícico) es la que representa a este último, y tiene secuencias turbidíticas oscuras muy potentes, que se encuentran sobre todo en la periferia del Batolito de Pataz o como enclaves y xenolitos en su interior (Rivera, 1992).

El término de la era Paleozoica se distingue por una etapa epirogénica que originó el Grupo Mitu (Pérmico-Triásico), cuyas molasas son de color rojo (Dalmayrac, 1970). El ciclo Andino se inicia en el Mesozoico con las dolomitas y calizas del Grupo Pucará (Triásico-Jurásico), que están situadas en discordancia angular sobre unidades más antiguas, superando los 500 metros de espesor. En el Cretácico inferior, la Formación Goyllarisquiza está constituida por areniscas y material pelítico (100-300 m de potencia), seguida de los 200 metros de margas y calizas que componen la Formación Crisnejas (Benavides, 1956). Para concluir, la Formación Chota se encuentra al final del Cretáceo superior. Sus siltitas y lutitas de color rojo, también llamadas "capas rojas", se asientan en discordancia angular sobre la unidad que ya existía.

Figura 22

Plano geológico regional



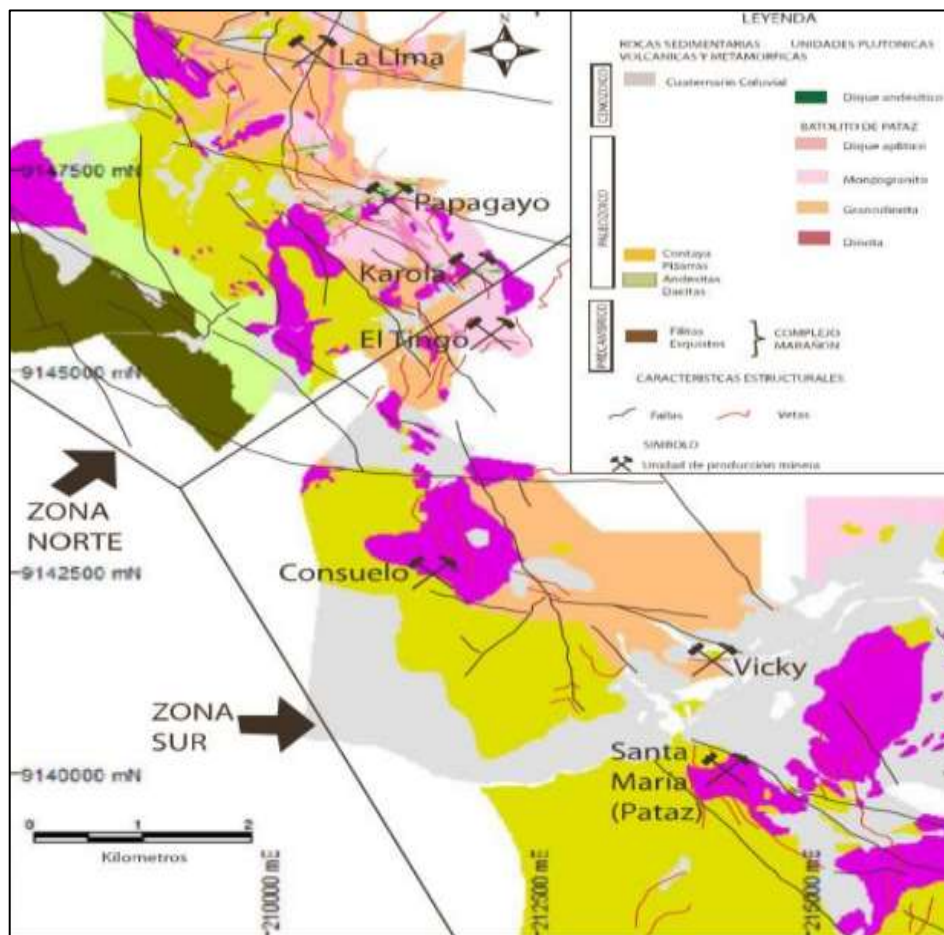
Nota. Material extraído del Área de geología Cía. Minera Poderosa

3.1.3. Geología local

La litología de la mina se compone de: granodioritas, monzogranitos, diques aplíticos y pegmatíticos que son parte de la serie ácida; en cambio, tonalitas, dioritas y microdioritas forman parte de una serie intermedia con manifestaciones tardías de diques lamprófiros y diabasa. Las partes más grandes de la secuencia intrusiva de la zona y del Batolito de Patáz se componen, entre otros, por tonalitas, granitos y monzogranitos. La secuencia ácida que incluye granito está compuesta por estos elementos. Las rocas ácidas incluyen enclaves de varias dimensiones, desde centímetros hasta metros, con microdioritas, metavolcánicas y dioritas de la serie preintrusivas.

Figura 23

Plano geológico local



Nota. Material extraído del Área de Geología Cía. Minera Poderosa.

3.1.4 Correlación entre geología regional y geología local

La Rampa ELI 2 de la Unidad Minera Santa María se encuentra situada dentro del marco estructural y litológico de la geología regional correspondiente a la zona de estudio. El Batolito de Pataz y estructuras mineralizadas asociadas a sistemas de vetas y fallas influyen a nivel regional en la zona, lo que determina cómo se distribuyen las unidades litológicas y cómo se comporta geomecánicamente el macizo rocoso.

La respuesta a la perforación y la detonación en la Rampa ELI 2, a nivel local, depende de la fuerza de las rocas, el grado de fractura, si hay discontinuidades y cómo están orientadas las estructuras. La litología se relaciona principalmente con zonas de alteración estructural y con rocas intrusivas. Por lo tanto, la correlación entre la geología local y regional hace posible entender que los rasgos del macizo rocoso que se encuentran en el trabajo no son independientes, sino que están relacionados con el contexto estructural de la región.

En esa línea, las condiciones particulares del frente de avance pueden ser definidas por la geología local, a la vez que la información geológica regional permite contextualizar la existencia de unidades litológicas y estructuras más grandes. Esta relación es crucial para diseñar el diagrama de perforación y voladura, ya que variables como la carga operante, el espacio entre agujeros, el burden y el control de sobrerotura tienen que ser adaptados a las condiciones reales del macizo rocoso en la Rampa ELI 2.

3.1.5. *Estratigrafía*

Estratigráficamente, el área muestra una secuencia que comprende desde el Precámbrico hasta el Cuaternario. El Complejo Maraón (del Precámbrico al Ordovícico) es la base, y se distingue una parte inferior compuesta de esquistos y filitas, y otra superior formada por pizarras y metavolcánicos. Hacia el este se encuentra el Batolito de Pataz (Carbonífero), que tiene una longitud de 100 km y un ancho de 5 km. Este cuerpo intrusivo exhibe una zonación petrográfica que abarca desde tonalitas hasta granitos, con la inclusión de diques aplíticos y andesíticos pre-minerales.

Los Volcánicos Lavasén (Terciario medio) se superponen a estas unidades de manera angular. Tienen una potencia superior a 1,000 metros y una composición intermedia a ácida (en su mayoría tufos), y pueden correlacionarse con el volcán Calipuy Superior.

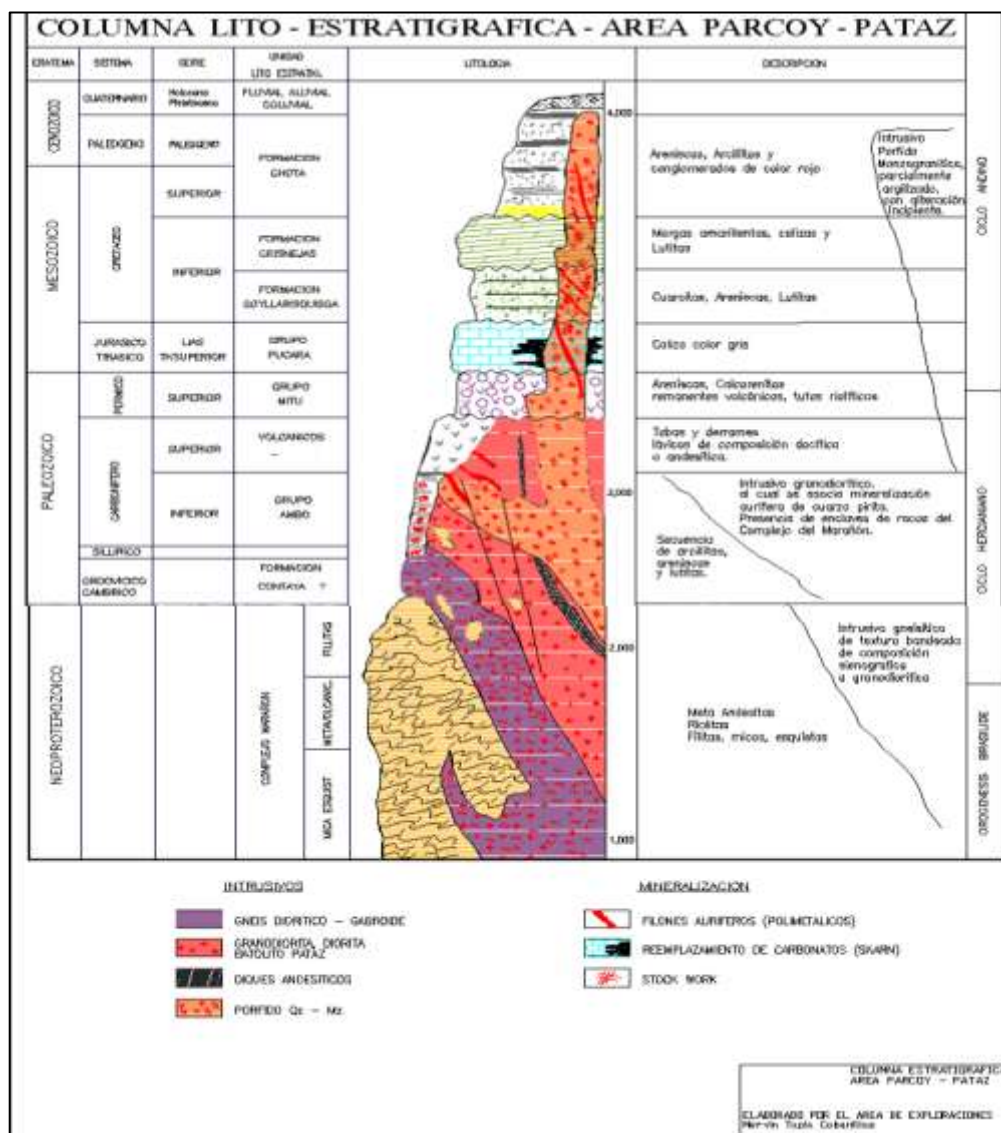
Con respecto a la geología estructural, el Complejo Mara  n presenta una disposici  n monoclinica y ha sido impactado por pliegues isoclinales y chevron de menor escala. La esquistosidad se desarrolla paralela y discordante a los planos axiales, con rumbo hacia el noroeste y buzamiento hacia el noreste. Esto es resultado de un esfuerzo compresivo que va de NE a SW.

Conjunto mara  n: Constituida por metavolc  nicos y filitas, una secuencia estratigr  fica de aproximadamente 2000 m de potencia. Su edad corresponde al per  odo prec  mbrico.

- Rocas intrusivas: Est   conformado por el batolito de Pataz, que tiene una forma lenticular y alargada de 80 km, se orienta entre el norte (200  ) y el oeste (300  ), y contiene las estructuras mineralizadas locales.
- Cuaternario: Compuesto por dep  sitos aluviales, pie de monte y fluvioglaciares, con dep  sitos morr  nicos que se encuentran a m  s de 3500 metros sobre el nivel del mar.

Figura 24

Estratigrafía Batolito de Pataz



Nota. Material extraído del Departamento de Geología CMPSA

3.1.6. *Clima y relieve*

La temperatura, que oscila entre 10 °C en áreas altas y 35 °C en las más bajas, determina que el clima de la zona sea templado o cálido, dependiendo de la altitud. En el sector oriental, hasta los 2 500 metros sobre el nivel del mar, las lluvias se concentran entre enero y marzo, lo que favorece una vegetación densa. Los procesos erosivos y tectónicos han originado un relieve que muestra valles profundos, pendientes marcadas y elevaciones de entre 1.200 y 4.200 metros sobre el nivel del mar.

3.2 Métodos

3.2.1 *Diseño de investigación.*

El marco teórico de Carrasco (2005) sirve como base para el diseño cuasi-experimental que se utiliza en este estudio. Esta configuración es técnicamente válida porque posibilita una comparación controlada de "antes y después" entre dos contextos operativos: la red de perforación tradicional (línea base de junio-julio) y la red perfeccionada a través del modelo de áreas de influencia. En contraste con un experimento puro, las unidades de análisis (los 31 disparos analizados en la Rampa ELI 2) no fueron escogidas de manera aleatoria, sino que se eligieron a partir de frentes de avance reales donde se trató con variables independientes como la cantidad de taladros y la distribución de carga para examinar su impacto directo sobre la calidad del trabajo de excavación.

3.2.2 *Tipo de investigación.*

La investigación se clasifica como aplicada, pues se centra en la aplicación de los fundamentos de la investigación básica y la ingeniería de voladura para solucionar problemas concretos en las operaciones mineras. La investigación pretende convertir el saber teórico acerca de la fragmentación de rocas y la energía de los explosivos en una solución técnica viable que optimice el uso de recursos y asegure la eficacia del ciclo minero, mejorando así la calidad de las excavaciones.

3.2.3 *Nivel de Investigación*

En virtud de que intenta establecer cómo el uso del diagrama de perforación y voladura afecta la calidad de excavación en la rampa Eli 2, el nivel de investigación es explicativo. Para este propósito, se estudian las variaciones que se producen en indicadores como la sobrerotura, el avance por disparo y los costos de operación. Esto facilita determinar la relación entre causa y efecto entre la implementación del diseño nuevo y los resultados logrados.

3.2.4 Población y muestra.

Población

La población estuvo conformada por los disparos ejecutados en la Rampa Eli 2 de la Unidad Minera Santa María durante el periodo de estudio.

Muestra

La muestra fue no probabilística por conveniencia, ya que la selección de disparos se realizó en función de la disponibilidad de registros técnicos completos y su coincidencia con el periodo posterior a la puesta en marcha del nuevo diagrama de perforación y voladura. La muestra se compuso de 30 disparos evaluados en el periodo posterior a la implementación, que incluían datos de sobrerotura, carga operante, avance lineal, distribución de explosivos y condiciones de ejecución.

Con fines de comparación, se tomó una línea base documental que corresponde a los registros operativos de junio y julio de 2024. Esta información hizo posible describir la conducta inicial del procedimiento de perforación y voladura antes de que se aplicara el nuevo diseño.

3.2.5 Unidad de análisis

La unidad de análisis en esta investigación está compuesta por cada disparo individual realizado en el frente de avance de la Rampa ELI 2. Se escoge el disparo como unidad esencial porque es el acontecimiento técnico donde se juntan la distribución de la carga explosiva, la elaboración de la malla de perforación y la reacción geomecánica del macizo rocoso.

De manera más específica, la unidad observacional comprende

- El diseño geométrico del frente: Evaluado mediante la disposición de los taladros según el modelo de áreas de influencia.
- El avance lineal efectivo: Medido por cada ciclo de voladura para determinar la eficiencia de la perforación.
- El perfil de excavación (sobrerotura): Analizado sistemáticamente después de cada detonación para verificar la precisión del corte y el control del daño inducido.

- La carga operante: Cantidad y tipo de explosivo utilizado por disparo para el cálculo del factor de carga real.

3.2.6 Criterios de inclusión y exclusión.

Criterios de inclusión

Se incorporan a la investigación todos los eventos de voladura realizados en la Rampa ELI 2 que cumplan estrictamente con las siguientes condiciones técnicas:

- Diseño de Sección: Disparos ejecutados en frentes con dimensiones programadas de 4.5 m x 4.5 m.
- Metodología de Diseño: Ciclos de avance donde se aplicó el modelo matemático de áreas de influencia para la determinación del burden y espaciamiento.
- Integridad de Datos Operativos: Reportes que contengan la información completa sobre el número de taladros perforados, carga operante por disparo y longitud de barra utilizada (12 pies).
- Verificación Topográfica: Avances que cuenten con la medición de la sección real excavada para el cálculo preciso del porcentaje de sobrerotura.
- Cronología del Estudio: Datos recolectados durante las fases de línea base (junio-julio) y la fase de optimización octubre del año 2024

Se excluyen del análisis:

Se omiten del análisis aquellos disparos que presenten factores externos que invaliden la comparación técnica:

- Interferencia Geomecánica Crítica: Frentes que atraviesen zonas de falla lito-estructural no previstas o eventos de inestabilidad (desprendimientos mayores) que alteren la geometría de la labor independientemente de la voladura.
- Fallos en la Ejecución Técnica: Disparos deficientes producto de accesorios defectuosos, taladros interceptados o errores en la secuencia de iniciación que no correspondan al diseño original.
- Inconsistencia en el Reporte: Registros con datos ambiguos, falta de trazabilidad en el consumo de explosivos o ausencia de marcación de la malla en el frente.

- **Labores Fuera de Alcance:** Cualquier disparo realizado en labores de desarrollo o explotación distintas a la rampa Eli 2, incluso si pertenecen a la misma unidad minera.,

3.2.7 Técnicas e instrumentos de recolección de datos

Los métodos e instrumentos para la recolección de datos son el grupo de técnicas y herramientas que facilitan la extracción de información del campo para corroborar una investigación. En ingeniería, las técnicas son los procedimientos (por ejemplo, medir u observar), y los instrumentos son los medios físicos o digitales (como el software o el equipo topográfico) en los que se registra esta información. Estos permiten la conversión de observaciones empíricas a datos técnicos objetivos, lo que permite transformar cada disparo en indicadores medibles de avance y sobrerotura. Al cotejar los datos obtenidos antes y después de la implementación del modelo de áreas de influencia, son el puente para demostrar que este modelo tiene un verdadero efecto.

3.2.7.1 Técnicas de recolección.

Técnica de observación: Según Ojeda (2007) la observación “Es una técnica que consiste en observar atentamente el fenómeno, hecho o caso, tomar información y registrarla para su posterior análisis.

Técnica de simulación: Una de las técnicas utilizadas es la simulación mediante programas que permiten observar el tipo de comportamiento del macizo rocoso bajo diferentes escenarios de diseño de carga de explosivos.

3.2.7.2 Instrumentos de recolección.

Los instrumentos que se usarán para la recolección de datos serán seleccionados de manera que nos permitirán realizar el trabajo en forma ordenada y metódica, Consideramos los siguientes.

- **Ficha de Registro de Datos de Campo (Observación),** llamado también ficha de observación como los reportes e informes generados por el área de perforación y voladura (Ficha de observación).
- **Programa Minero de Análisis y Simulación:** El JkSimblast, que permitirá el análisis de energía, de la velocidad pico partícula que permitirá tomar decisiones para la distribución de explosivo.

- Modelo matemático áreas de influencia Permite realizar los cálculos del nuevo diseño de malla de perforación.

3.2.8 Técnicas de procesamiento y análisis de datos

El análisis, desde una perspectiva, implica desglosar la información recogida para examinar cada uno de sus componentes. Esto posibilita la identificación de sus rasgos más importantes. En resumen, el análisis es organizar las relaciones y consecuencias que se derivan de los datos reunidos.

Para procesar y analizar los datos, primero se reunirá toda la información requerida a través de las herramientas propuestas; después, se utilizará Microsoft Excel para el procesamiento y análisis. El programa JK Simblast se usará para simular explosiones y estudiar cómo se distribuyen los explosivos una vez que se hayan conseguido los resultados del cálculo.

Los datos recopilados serán organizados en tablas con el fin de entenderlos mejor. En los resultados mostraremos histogramas, estadística descriptiva, estadística inferencial para la verificación de hipótesis y otros elementos.

CAPITULO IV

RESULTADO Y DISCUSIÓN

4.1 Desarrollo de la investigación

4.1.1 Ingeniería de diseño y optimización de la malla de perforación

La configuración técnica de los diagramas de disparo utilizados en la rampa Eli 2 se describe en esta sección. Se examina el diseño de la malla desde una perspectiva ingenieril, evaluando cómo la carga explosiva y la disposición de los taladros interactúan con el macizo rocoso para conseguir las metas de avance y fragmentación.

4.1.2. Análisis de la malla de perforación inicial.

En esta sección, dispondremos de los datos y resultados obtenidos de la malla de perforación que se utilizaba en la rampa Eli 2. Se pretende que los niveles de sobre rotura, avance de disparo y factor de carga sirvan como datos básicos.

Figura 25

Malla de perforación anterior

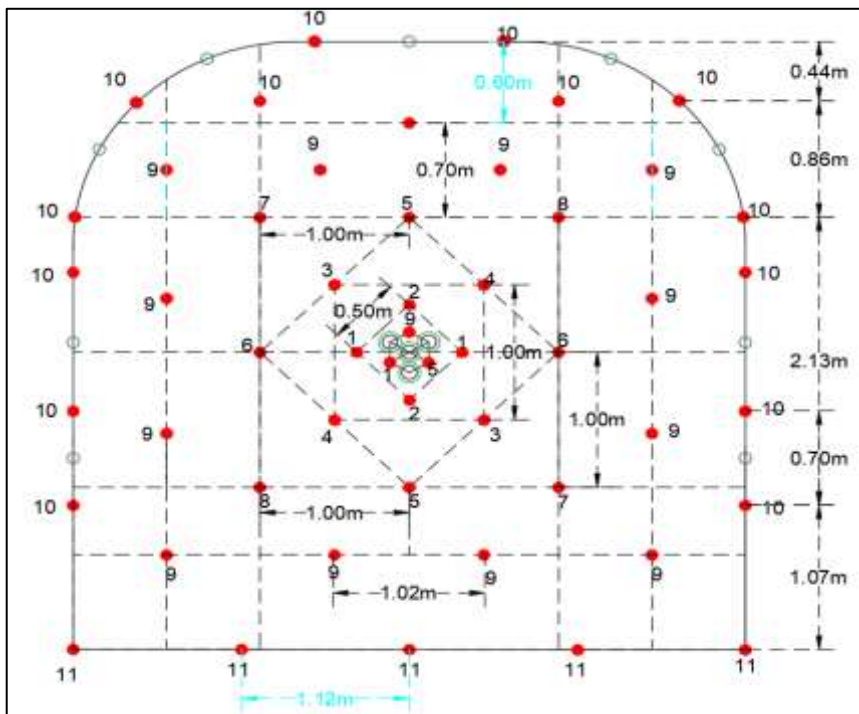


Figura 26

Distribución de taladros de la antigua malla de perforación

Sección	4.5	4.5	N° Tal. Cargados	TAL. VACIOS	EMULNOR	EMULNOR	TOTAL
Diametro de Perf.	45	mm			5000 11/4X12	3000 11/4X12	(KG)
Long. Perforación (m)	3.22						
Tipo de roca (media)					Cart. / Tal	Cart. / Tal	
Arranque			3	4	9	2	
Ayuda 1			4		9	2	
Ayuda 2			4			9	
Ayuda 3			4			7	
Ayuda 4			4			7	
Produccion			15			8	
corona			6	5		7	
hastiales			6	4		7	
Arrastre			5		10	2	
N° TALADROS A CARGAR			51	13			
Total cartuchos					113	320	
Kg de explosivo por tipo de cartucho					30.1 kg	85.1 kg	115.2 kg

Durante el periodo de junio a julio se utilizó una malla de perforación con 4 rimadoras, 13 taladros de alivio y 51 taladros cargados. La voladura se ejecutó con 115.2 kg de carga explosiva y barras de perforación de 12 pies, obteniéndose un avance promedio de 2.89 m por disparo y un factor de carga de 39.89 kg/m.

4.1.2 Estudio de la sobrerotura en la rampa Eli 2

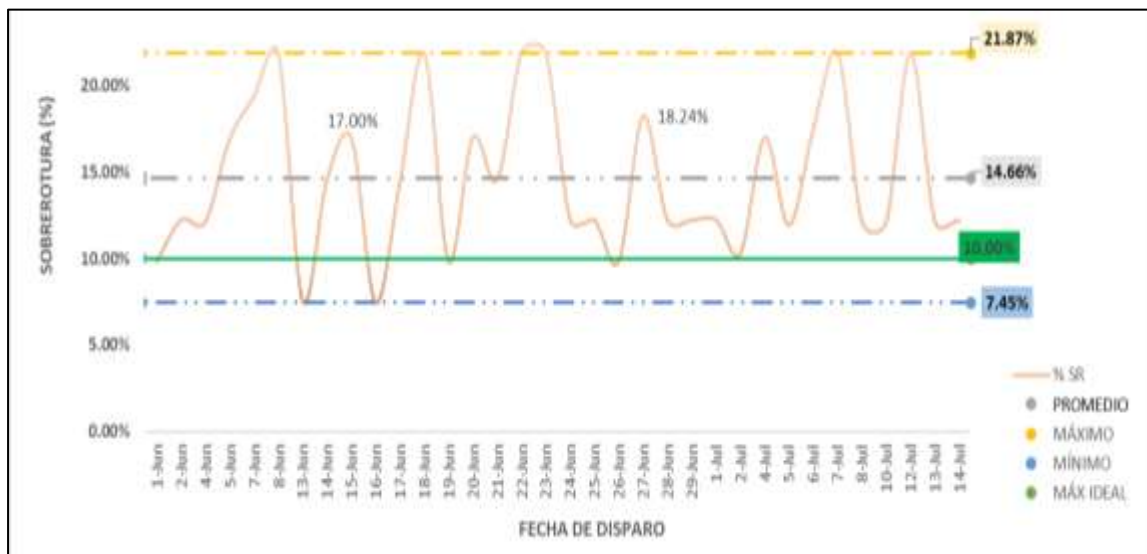
La medición del "overbreak" o sobrerotura, que se refiere a la excavación adicional fuera del límite proyectado de 4.5m x 4.5m, es el enfoque principal de este estudio. Es crucial controlar este parámetro, puesto que una sobrerotura alta aumenta los costos de acarreo y carguío y, principalmente, el consumo de concreto lanzado (shotcrete) para la estabilización.

4.1.2.1 Análisis de sobrerotura pre implementación.

Se recolectaron los datos iniciales de perforación y voladura de la rampa ELI 2, teniendo en cuenta la malla de perforación y la carga explosiva, para medir el consumo de recursos y la sobrerotura antes del proceso de optimización.

Figura. 27

Sobrerotura Rp Eli 2 en el mes de junio y julio 2024



Nota. Elaboración propia.

El gráfico de julio y junio de 2024 mostró una sobrerotura promedio del 14,84 %, que excede el límite del 10 % e incluye fluctuaciones entre el 7,45 % y el 21,87 %, lo que demuestra la necesidad de mejorar la perforación y carga explosiva en la rampa Eli 2.

4.1.3 Recolección de datos en rampa Eli 2

Dado que no existieron registros continuos en los meses de junio y julio, se emplearon los informes semanales de operaciones mineras para crear la base de datos que sirvió como referencia para el estudio.

Frente de avance rampa Eli 2

La rampa Eli 2 del NV 2120 presenta un macizo rocoso de calidad media (RMR 41–60). Se evaluaron los consumos operativos de junio y julio como referencia inicial del estudio.

Tabla 9*Vida útil de aceros de perforación*

Aceros de perforación	Precio unitario	Vida Útil
Brocas de 45mm	\$ 51	500 PP
Broca rimadora de 102mm	\$ 242	4500 PP
Barra R32 de 12'	\$ 392	5000 PP
Shank adapter T38 COP1838 525mm	\$ 203	5500 PP

Nota. La abreviatura PP. Significa pies perforados

Tabla 10*Consumo de aceros de perforación durante el periodo junio-julio de 2024*

Aceros de perforación						
Fecha	Nº Disparo	Avance (m)	Broca de 45mm	Rimadora de 102mm	Barra 12'	Shank adapter
Jun - 1ª semana	5	14.45	3.00	0.30	0.90	0.20
Jun - 2ª semana	5	14.45	3.00	0.30	0.90	0.20
Jun - 3ª semana	7	20.23	4.00	0.50	1.10	0.40
Jun - 4ª semana	8	23.12	4.50	0.50	1.40	0.60
Jul - 1ª semana	6	17.34	3.50	0.40	0.90	0.40
Jul - 2ª semana	5	14.45	3.00	0.30	0.90	0.20
Total	36	104.04	21.00	2.30	6.10	2.00
Precio Unitario			\$ 51	\$ 242	\$ 392	\$ 203
Importe			\$ 1071.00	\$ 556.60	\$ 2391.20	\$ 406.00
Costo/metro (USD/m)			\$ 10.29	\$ 5.35	\$ 22.98	\$ 3.90
						\$ 42.53

En la rampa Eli 2, se identificó una condición de roca de dureza media con RMR (41-58), lo que genera un comportamiento particular en el consumo de aceros de perforación.

- Para 5 frentes de avance (disparo) se considera el uso de 3 broca de 45 mm.
- La broca rimadora de 102 mm presenta una duración estimada de 16 disparos.
- La barra de perforación de 12 pies se reemplaza después de 6 voladuras, representando un consumo de 0,195 unidades por disparo.
- En el caso del shank adapter, su periodo de utilización considera 15 voladuras, tomando en cuenta su empleo en la rampa.

Tabla 11*Consumo de explosivo durante el periodo junio–julio de 2024*

Explosivo					
Fecha	N° Disparo	Avance (m)	EMULNOR 3000 11/4X12 (unid)	EMULNOR 5000 11/4X12 (unid)	Total de explosivo (kg)
Jun - 1° semana	5	14.45	565	1600	575.80
Jun - 2° semana	5	14.45	565	1600	575.80
Jun - 3° semana	7	20.23	791	2240	806.12
Jun - 4° semana	8	23.12	904	2560	921.28
Jul - 1° semana	6	17.34	678	1920	690.96
Jul - 2° semana	5	14.45	565	1600	575.80
Total	36	104.04	4068	11520	4145.74
Precio Unitario			\$ 0.91	\$ 0.94	
Importe			\$ 3701.88	\$ 10828.80	\$ 14530.68
Costo/metro (USD/m)			\$/m 35.58	\$/m 104.08	\$/m 139.66

Tabla 12*Consumo de accesorios de voladura durante el periodo junio–julio de 2024*

Accesorios							
Fecha	N° Disparo	Avance (m)	Fanel LP DE 4.2 mt. (unid)	Carmex (unid)	Pentacorp 5P(m)	Mecha rápida (m)	TOTAL
Jun - 1° semana	5	14.45	255	10	180.00	0.5	
Jun - 2° semana	5	14.45	255	10	180.00	0.5	
Jun - 3° semana	7	20.23	357	14	252.00	0.7	
Jun - 4° semana	8	23.12	408	16	288.00	0.8	
Jul - 1° semana	6	17.34	306	12	216.00	0.6	
Jul - 2° semana	5	14.45	255	10	180.00	0.5	
Total	36	104.04	1836	72	1296.00	3.6	
Precio Unitario			\$ 1.21	0.83	\$ 0.23	\$ 0.35	
Importe			\$ 2221.56	59.76	\$ 298.08	\$ 1.26	\$ 2580.66
Costo/metro (USD/m)			\$/m 21.35	\$/m 0.57	\$/m 2.87	\$/m 0.01	\$/m 24.80

Los valores presentados en la Tabla 12 corresponden al consumo semanal de accesorios de voladura. En cada disparo se registra un fanel de 4,2 m por taladro cargado, dos Carmex como elemento iniciador, de 30 a 35 m de pentacord para el amarre del circuito y 0,5 m de mecha rápida y uso 115 kg de explosivo por disparo ver tabla 11. La mano de obra se considera al igual que lo explicado por la tabla 13.

Tabla 13*Datos de mano de obra durante el periodo junio–julio de 2024*

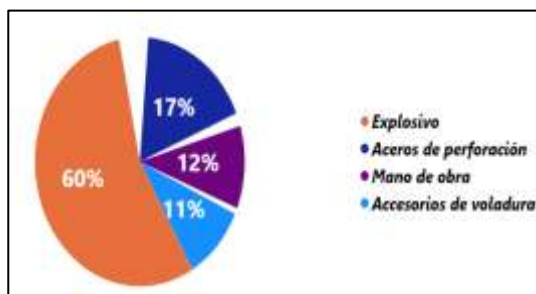
Mano de obra									
Fecha	N° Disparo	Avance (m)	Operador de Jumbo	Ayudante de Jumbo	Cargadores/ desatadores	Operador de Scoop	Capataz	Jefe de guardia	TOTAL
Jun - 1° semana	5	14.45	2.5	2.5	5.0	1.7	1.3	0.95	
Jun - 2° semana	5	14.45	2.5	2.5	5.0	1.7	1.3	0.95	
Jun - 3° semana	7	20.23	3.5	3.5	7.0	2.4	1.8	1.33	
Jun - 4° semana	8	23.12	4.0	4.0	8.0	2.7	2.0	1.52	
Jul - 1° semana	6	17.34	3.0	3.0	6.0	2.0	1.5	1.14	
Jul - 2° semana	5	14.45	2.5	2.5	5.0	1.7	1.3	0.95	
Total	36	104.04	18	18	36.00	12	9.0	7	
Precio Unitario			\$ 31.25	24.62	\$ 23.67	\$ 27.46	\$ 35.98	\$ 75.76	
Importe			\$ 562.50	\$ 443.18	\$ 852.27	\$ 336.14	\$ 323.86	\$ 518.18	\$ 3036.14
Costo/metro (USD/m)			\$/m 5.41	\$/m 4.26	\$/m 8.19	\$/m 3.23	\$/m 3.11	\$/m 4.98	\$/m 29.18

4.1.4 Costo por metro lineal

El procesamiento de la información correspondiente a junio y julio permitió estimar un costo unitario de perforación y voladura de 234.22 US\$/m para la rampa Eli 2. La valorización se efectuó considerando el consumo de aceros de perforación, explosivos, accesorios de voladura y la mano de obra directa. Los resultados obtenidos se presentan en la Tabla 14 Costo por metro lineal junio y julio 2024

Tabla 14*Costo por metro lineal junio y julio 2024*

Descripcion	Importe	Costo/metro
Aceros de perforación	\$ 4220.80	\$ 40.57
Explosivo	\$ 14530.68	\$ 139.66
Accesorios de voladura	\$ 2580.66	\$ 24.80
Mano de obra	\$ 3036.14	\$ 29.18
Total	\$ 24368.28	\$ 234.22

Figura 28*Representación gráfica de los costos de operación por metro lineal*

La figura muestra que los explosivos representan el mayor costo de perforación y voladura con 60 %, seguido de los aceros de perforación con 17 %, siendo los principales componentes del costo operativo.

4.1.5 Diseño de la nueva malla de perforación.

La nueva malla de perforación es el producto de las modificaciones efectuadas en la labor inicial y cómo estas se comportaron en la práctica; además, se podrá apreciar una distribución más equilibrada de taladros y carga explosiva, lo cual permitió que la línea avanzara más y redujo el grado de sobrerotura. Se utilizó un modelo matemático por áreas de influencia y también se llevó a cabo la simulación en el JK SIMBLAST 2D FACE para optimizar la antigua malla.

Tabla 15

Parámetros de perforación

Parámetros de Perforación				
Sección				
Alto	4.5	m		
Ancho	4.5	m		
Ø1= diametro de taladro cargado (m)	45	mm	0.045	m
Diametro de taladro alivio	102	mm	0.102	m
Longitud de barreno	12	ft	3.658	m
Eff perforacion	90%			
Eff voladura	95%		0.950	
Longitud de taladro	3.22			

Nota. Los datos fueron obtenidos de los registros técnicos de perforación y voladura de la Rampa ELI 2. Ver Anexo 06.

Los parámetros de roca que se utilizaron para crear el diagrama de perforación y voladura fueron adquiridos basándose en los datos geomecánicos existentes de la Rampa ELI 2, tomando en cuenta registros de campo, mapeo geomecánico y/o información técnica suministrada por el departamento de Geología de la Unidad Minera Santa María. Se emplearon estos parámetros para describir la conducta del macizo rocoso y establecer las condiciones de diseño de la malla de perforación, en particular lo que tiene que ver con la densidad, resistencia de la roca, clasificación geomecánica y condiciones estructurales del frente de avance. El Anexo 04 contiene la evidencia documental pertinente.

Tabla 16

Parámetros de la roca

Parámetro de roca	III B (calidad media)-Granodiorita	
Densidad de la roca	2.65	Tm/m3
σ_c = Resistencia a la Compresión (Mpa)	119	Mpa
RQD = índice de calidad de la roca	60	%

Nota. Los parámetros geomecánicos fueron obtenidos de la información técnica de campo y/o laboratorio disponible para la Rampa ELI 2. Ver Anexo 04.

Figura 29

Parámetros de voladura de carga de fondo y de columna

Parametros de Voladura carga de fondo	Arraque	1ª Ayudas	2da Ayudas	Hastiales	Corona	arrastre
Explosivo	5000 (1 1/2"12)	5000 (1 1/2"12)	5000 (1 1/2"12)	1000 (1 1/4 x 12")	famecorte 20	3000 (1 1/2"12)
Densidad de explosivo	1.16 g/cm3	1.16 g/cm3	1.16 g/cm3	1.13 g/cm3	1.12 g/cm3	1.14 g/cm3
Presion de detonacion	88 Kbar	88 Kbar	88 Kbar	95 Kbar	68 Kbar	93 Kbar
Øe = Diámetro de explosivo (m)	38 mm	38 mm	38 mm	38 mm	20 mm	38 mm
Le = Longitud de explosivo (m)	305 mm	305 mm	305 mm	305 mm	500 mm	305 mm
Nº de cartuchos	1 Cart/tal	1 Cart/tal	1 Cart/tal	1 Cart/tal	1 Cart/tal	9 Cart/tal
% Acoplamiento	86 %	86 %	86 %	88 %	50 %	86 %
% Acoplamiento mínimo	84.44 %	84.44 %	84.44 %	86 %	45 %	84.44 %
Carga de columna	5000 (1 1/2"12)	5000 (1 1/2"12)	5000 (1 1/2"12)	1000 (1 1/4 x 12")	famecorte 20	3000 (1 1/2"12)
Densidad de explosivo	1.16 g/cm3	1.16 g/cm3	1.16 g/cm3	1.13 g/cm3	1.12 g/cm3	1.14 g/cm3
Presion de detonacion	88 Kbar	88 Kbar	88 Kbar	95 Kbar	68 Kbar	93 Kbar
Øe = Diámetro de explosivo (m)	38 mm	38 mm	38 mm	38 mm	20 mm	38 mm
Le = Longitud de explosivo (m)	300 mm	300 mm	305 mm	305 mm	500 mm	305 mm
Nº de cartuchos	10 Cart/tal	10 Cart/tal	10 Cart/tal	1 Cart/tal	4 Cart/tal	9 Cart/tal
% Acoplamiento	86 %	86 %	86 %	88 %	50 %	86 %
% Acoplamiento mínimo	84.44 %	84.44 %	84.44 %	86 %	45 %	84.44 %

4.1.6 Aplicación del modelo matemático por áreas de influencia.

Cálculo del factor de seguridad.

Se tiene la siguiente formula

$$F_s = \left(\frac{P_0 D * F_c * A_e}{\left(\frac{Bn}{\phi 1} - 1 \right) * \sigma_c * RQD} \right)$$

Donde:

PoDtal = Representa la presión de detonación del taladro (Kg/cm²).

Bn= Representa el burden nominal (m).

σ_c = Representa la resistencia a la compresión de roca, (Kg/cm²).

RQD = Es el índice de calidad de la roca.

Ae = Representa el acoplamiento del explosivo.

Φ = Representa el diámetro del taladro (m).

Fs = Es el factor de seguridad

Para luego aplicar aplicar la formula y obtener los siguientes resultados

Tabla 17

Resultados del factor de seguridad

FS	
6	Arranque
5	Ayuda
4	Producción
2.5	Contorno/hastiales
2	corona
3.5	hastiales
3	arrastre

Nota. Elaboración propia

Factor de carguío de carga explosiva.

$$Fc = \left(\frac{\phi_e^2 * Le * N^{\circ} \text{ de cartuchos}}{\phi_e^2 * Ltal} \right)$$

Donde:

Le = Longitud del explosivo

Ltal=longitud del taladro

F.carga(arranque)= 0.661

Factor acoplamiento.

$$Ae = \left(\frac{\phi e}{\phi 1} \right)$$

$$Ae(Fondo - arranque) = 0.844$$

$$Ae(Columna - arranque) = 0.844$$

Longitud de carga explosiva.

$$Lc = \left(\frac{\phi e}{Ae * \phi tal} \right)^2 * Le * \left(\frac{N^{\circ} \text{ cartucho}}{taladro} \right)$$

$$Lc(arranque - fondo) = 0.305$$

$$Lc(arranque - columna) = 3$$

$$Lc(arranque) = 3.305$$

Volumen de explosivo.

$$Ve = \frac{\pi * (\phi e)^2}{4} * Le * \left(\frac{N^{\circ} cartucho}{taladro} \right)$$

$$Ve(arranque - fondo) = 0.346$$

$$Ve(arranque - columna) = 3.402$$

$$Ve(arranque) = 3.748$$

Factor de carguío de fondo.

$$f.c.f = \frac{(\phi e)^2 ef}{(\phi e)^2 tal} * \left(\frac{L.c.f}{L tal} \right)$$

$$f.c.f(arranque) = 0.066$$

Factor de carguío de columna.

$$F.c.c = \frac{(\phi e)^2 * Lcc}{(\phi e)^2 tal * Ltal}$$

$$F.c.c(arranque) = \frac{(\phi e)^2 ef}{(\phi e)^2 tal} * \left(\frac{L.c.f}{L tal} \right)$$

Presion de detonacion del taladro.

$$PoDtal = (PoDcc * Fcc) + (PoDcc * Fcf)$$

$$PoDtal(arranque) = 64244.64$$

Burden nominal.

$$Bn = \phi 1 * \left(\frac{P_0 D * Fc * Ae}{Fs * \sigma c * RQD} + 1 \right)$$

$$Bn(arranque) = 0.57$$

Burden ideal.

$$Bi = Bn - Dp$$

$$Bi(arranque) = 0.51$$

Donde:

Dp = Indica la desviación de perforación.

Bn= Representa el burden nominal (m).

Sn= Es el espaciamiento nominal (m) .

Φ = Representa el diámetro del taladro (m).

PoDtal = Representa la presión de detonación del taladro (Kg/cm²).

RQD = Es el índice de calidad de la roca.

σ_c = Representa la resistencia a la compresión de roca, (Kg/cm²).

Fs = Es el factor de seguridad.

Fc =Es el factor de carguío.

Ae = Representa el acoplamiento del explosivo.

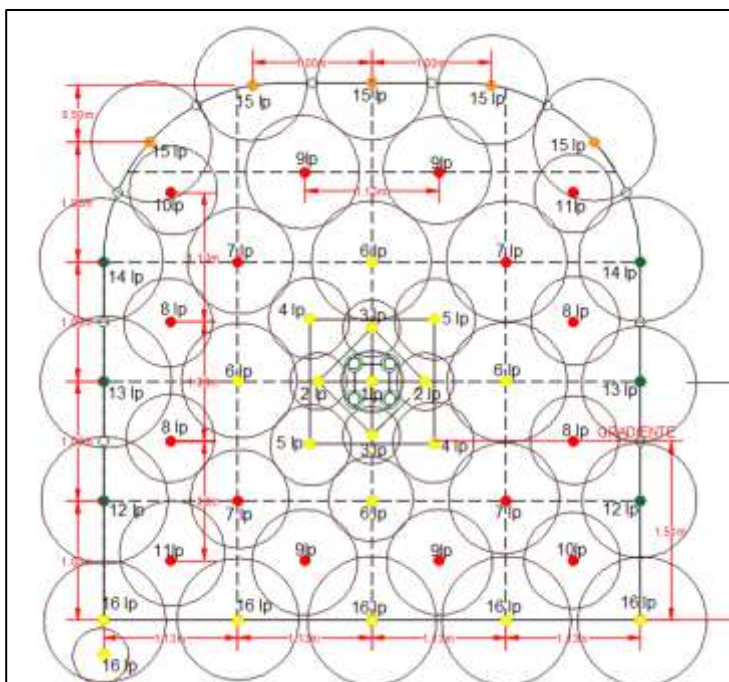
Resultados obtenidos.

Tabla 18

Resultados obtenidos del burden nominal por áreas de influencia

	Arranque	2DA AYU	Ayuda	Producción	Arrastre	Corona	hastiales
Burden Nominal	0.57	0.84	0.67	0.84	1.11	0.46	1.27
Burden ideal = Bi	0.51	0.79	0.62	0.79	1.06	0.4	1.22

Nota. Los cálculos del burden nominal e ideal fueron desarrollados aplicando el modelo matemático de áreas de influencia. Ver Anexo 03.

Figura 30*Nueva malla de perforación optimizado*

La nueva malla de perforación es el resultado de la aplicación del modelo matemático por áreas de influencia, se puede observar que hubo un ligero cambio en el arranque y en los taladros de la corona y de los hastiales

Tabla 19*Nueva distribución de taladros*

	N° Tal. Cargados	N° Tal. Vacíos	EMULNOR 5000 11/4X12 Cart. / Tal	EMULNOR 3000 11/4X12 Cart. / Tal	EMULNOR 1000 11/4X12 Cart. / Tal	FAMECORTE E-20 Cart. / Tal	TOTAL
1 Arranque	5	4	10				
2 Ayuda 1	4		10				
3 Ayuda 2	4		10				
4 Ayuda 3	4	5		9			
5 Ay. Corona	4			9			
6 Ay. Arrastre	4			9			
7 Ay. Hastiales	4	4		8			
8 Astiales	6				7		
9 Corona	5					5	
10 Arrastre	5		9				
11 Cuneta	1		9				
N° Taladros cargados	46	13					
Total cartuchos			184	140	42	25	
Kg de explosivo por tipo de cartucho			48.94 kg	37.23 kg	10.50 kg	3.47 kg	100.14 kg

Nota. La distribución de taladros y carga explosiva corresponde al diseño post implementación. Ver Anexo 06.

Se logró perfeccionar la malla de perforación y el uso de explosivos mediante la implementación del modelo matemático por áreas de influencia en una sección de $4,5 \times 4,5$ metros en roca media. La perforación se redujo en un 9,8 % gracias a la nueva propuesta, que disminuyó los taladros cargados de 51 a 46. Además, la carga explosiva pasó de ser de 115,20 kg a 100,14 kg. Esto se consiguió utilizando Emulnor 1000, Emulnor 5000 y Famecorte E-20 en la corona para una distribución más eficaz de la energía, lo cual ayudó a controlar la excavación.

4.1.7 Simulación con Jk simblast.

Para este punto se desarrolló la simulación mediante este programa de la siguiente manera

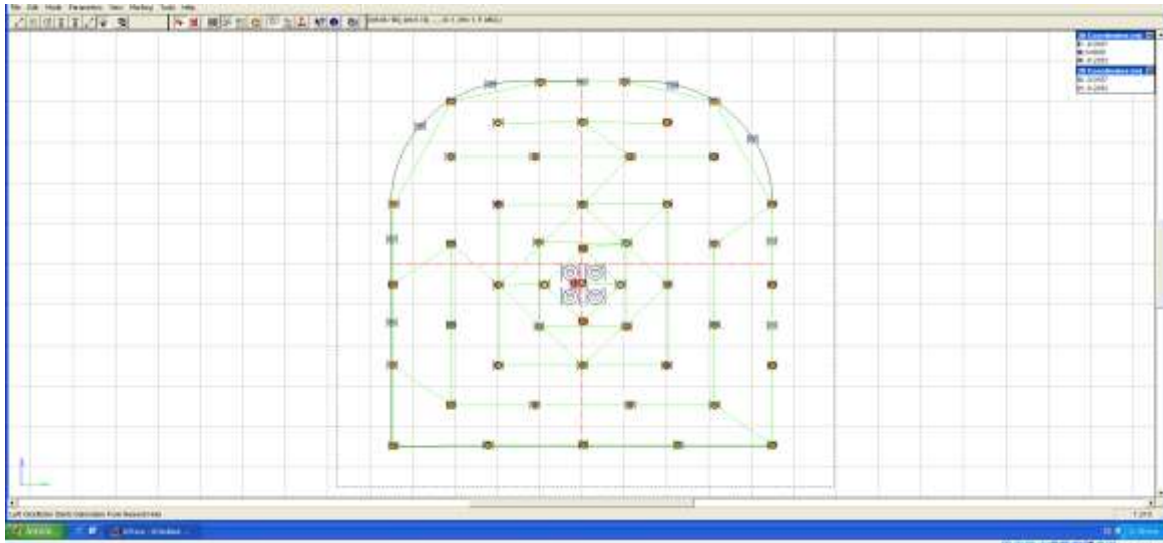
Análisis de la Carga Máxima Acoplada (Gráfica de Tiempo vs. Masa):

En la secuencia óptima de salida, las líneas verticales indican que los taladros se detonan uno después del otro, no al mismo tiempo. Esto previene que las ondas de choque se superpongan. Además, se nota que la carga máxima es de 7.1 kg (a los 1011 ms). Este valor es muy bajo y regulado, lo que produce una PPV (Velocidad Pico de Partícula) de únicamente 0.09 mm/s a una distancia de 1,000 metros. El hecho de que el PPV sea tan bajo asegura que las vibraciones no causarán la separación de rocas ni afectarán el sostenimiento (pernos, shotcrete) colocado en partes anteriores de la rampa.

Con el propósito de verificar el diseño optimizado de la malla en la rampa, se llevó a cabo una simulación por computadora que posibilita examinar tanto la fragmentación teórica como las repercusiones de vibraciones. El punto clave a rescatar es:

Figura 31

Simulación en el JK Simblast 2D Face

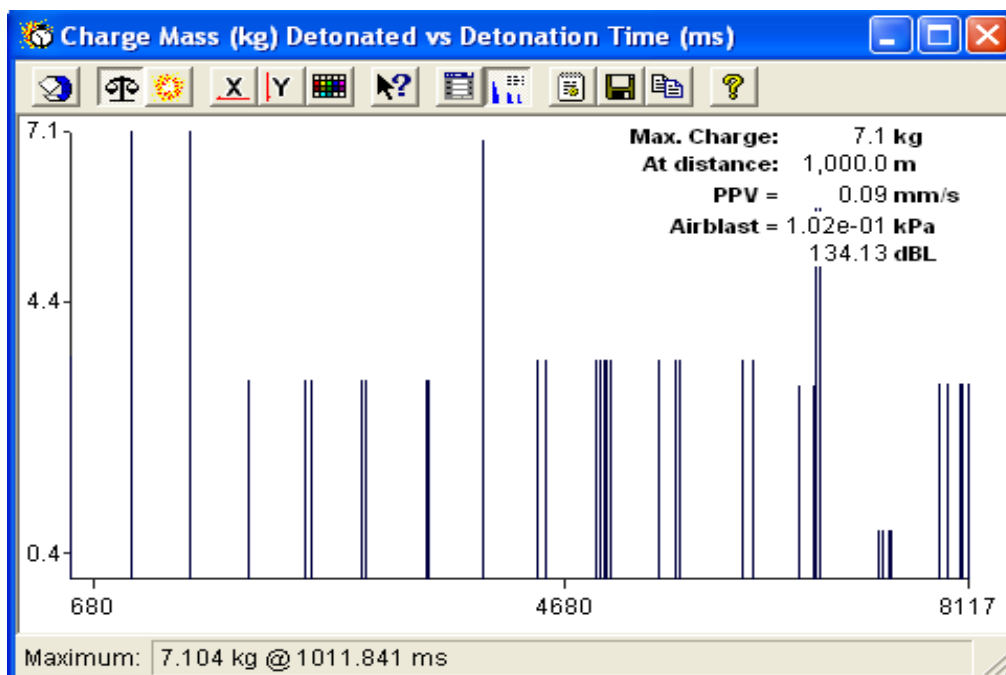


Nota. elaboración propia

Para el amarre del nuevo diseño de malla se utilizó 47 faneles y cordones detonantes de periodo largo (3p).

Figura 32

Grafica de tiempo vs masa en Jk simblast

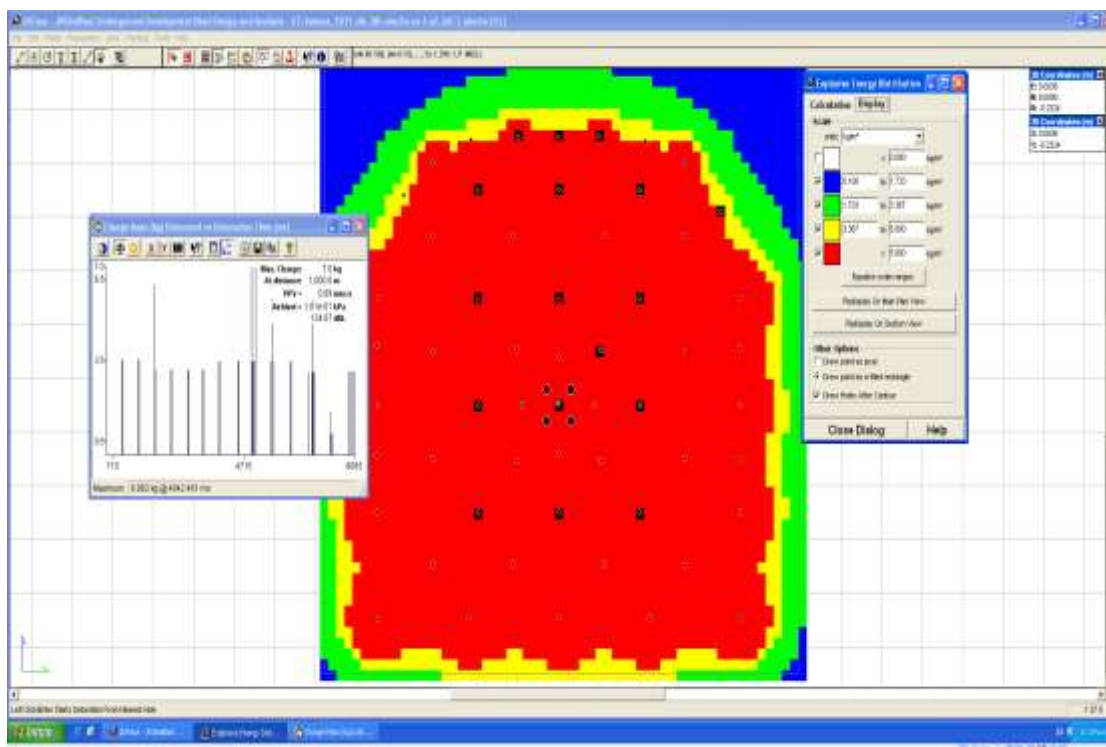


Nota. Elaboración propia

Control de la Energía Específica (Mapa de Calor): La zona roja (energía > 5.0 kg/m³) está perfectamente confinada al centro y las ayudas, lo que garantiza una excelente fragmentación del arranque para asegurar el avance de la rampa. También se aprecia un descenso controlado de la energía hacia los bordes (zonas amarilla, verde y azul). Esto demuestra que el uso de Famecorte E-20 y la reducción de carga en la corona logran una "amortiguación" que protege el macizo rocoso, reduciendo el factor de sobreexcavación.

Figura 33

Distribución de Energía Explosiva en Jk simblast



Nota. Elaboración propia.

Figura 34

Resultado en campo de la voladura optimizada



La fotografía es una muestra en campo del resultado la perforación y voladura optimizada realizado con el modelo matemático por áreas de influencia.

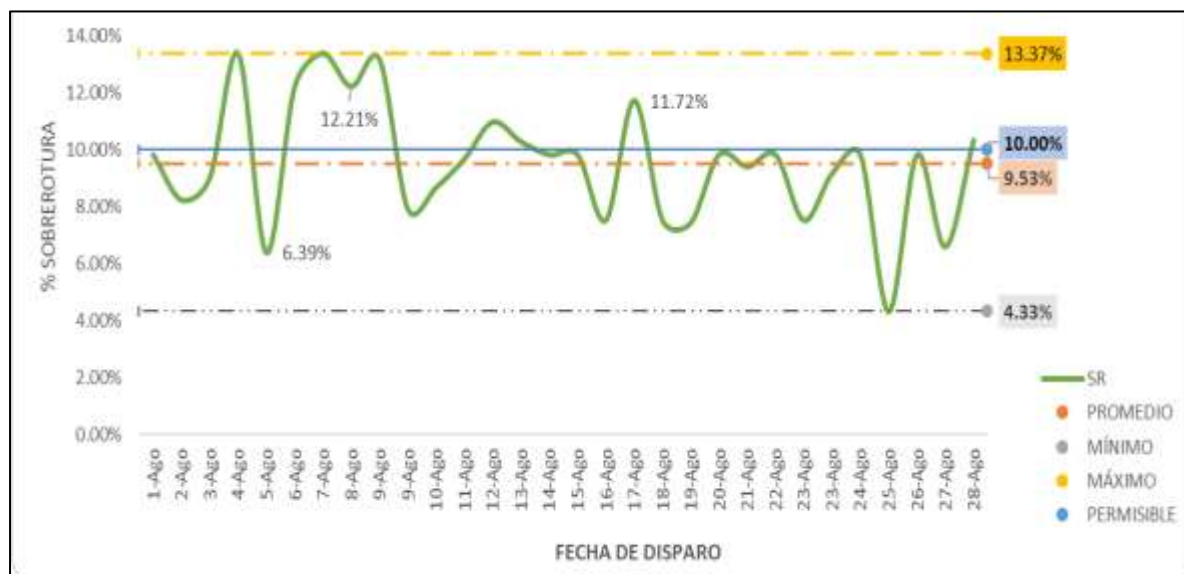
4.2 Resultados post implementación del modelo matemático de áreas de influencia

4.2.1 Análisis de sobrerotura post implementación.

Para el periodo de sobrerotura en los 30 disparos post implementación, una vez aplicado el modelo matemático por áreas de influencia, se obtuvo una reducción en la sobrerotura, ya que se redujeron los taladros y se disminuyó factor de carga lineal.

Figura 35

Sobrerotura en los 30 disparos post implementación en la Rampa Eli 2



Nota. Elaboración propia

Durante agosto, la rampa Eli 2 alcanzó una sobrerotura promedio de 9,52 %, inferior al límite establecido de 10 %. Comparado con la línea base de junio y julio, con valores superiores al 20 %, la optimización redujo las desviaciones, registrando un máximo de 13,37 % y un mínimo de 4,33 %. Estos resultados confirman la mejora del control de excavación mediante el ajuste de la malla y la distribución de carga explosiva.

Tabla 20

Comparativa del periodo de línea base y el periodo post implementación (sobrerotura)

Indicador de Sobrerotura	Antes (Jun-Jul)	Después Ago	Variación (%)
Mínimo	7.45%	4.33%	41.9%
Promedio	14.84%	9.52%	35.84%
Máximo	21.87%	13.37%	38.9%
Valor Ideal (Límite)	10.00%	10.00%	-

Nota. La comparación se elaboró con base en los registros de sobrerotura de junio-julio y los 30 disparos post implementación.

Cumplimiento de Estándares: Antes de la optimización, el promedio de sobrerotura era de 14.84%, superando significativamente el límite ideal del 10%. Tras la

implementación del nuevo diseño, el promedio descendió a 9.52%, logrando situar la operación dentro de los parámetros de control técnico.

Reducción de Picos: El valor máximo de SR se redujo de un crítico 21.87% a un 13.37%, lo que indica una mayor estabilidad y predictibilidad en la voladura.

Consistencia Operativa: Se observa que en el periodo post-implementación, la gran mayoría de los disparos (como los de la segunda quincena de octubre) se mantienen cerca o por debajo del 9%, a diferencia del periodo inicial donde era común superar el 13%

4.2.2 Recolección de datos en rampa Eli 2

a. Frente de avance rampa Eli 2

La aplicación del modelo matemático de áreas de influencia permitió incrementar el rendimiento de los disparos en la rampa Eli 2. Los avances obtenidos oscilaron entre 2,95 y 3,06 m por ciclo, evidenciando un mejor desempeño del nuevo diseño de perforación y voladura.

Tabla 21

Consumo de aceros de perforación mes agosto

El consumo de aceros de perforación en la rampa se definió según el rendimiento operativo

Aceros de perforación							
Fecha	N° Disparo	Avance (m)	Broca de 45mm	Rimadora de 102mm	Barra 12'	Shank adapter	Total
Ago - 1° semana	8	24.48	4.00	0.5	1.20	0.35	
Ago - 2° semana	7	21.42	3.00	0.3	0.80	0.3	
Ago - 3° semana	7	21.42	3.00	0.4	1.00	0.3	
Ago - 4° semana	8	24.48	4.00	0.6	1.30	0.4	
Total	30	91.8	14.0	1.8	4.30	1.35	
Precio Unitario			\$ 51	\$ 242	\$ 392	\$ 203	
Importe			\$ 714.00	\$ 435.60	\$ 1685.60	\$ 274.05	\$ 3109.25
Costo/metro (USD/m)			\$ 7.78	\$ 4.75	\$ 18.36	\$ 2.99	\$ 33.87

de cada elemento.

- Para 2 frentes de avance (disparo) se considera el uso de 1 broca de 45 mm.
- La broca rimadora de 102 mm presenta una duración estimada de 22 disparos.
- La barra de perforación de 12 pies se reemplaza después de 7 voladuras, representando un consumo de 0.14 unidades por disparo.

- En el caso del shank adapter, su periodo de utilización considera 22 voladuras, tomando en cuenta su empleo en la rampa.

Tabla 22

Consumo de explosivo mes agosto

Fecha	N° Disparo	Avance (m)	Explosivo				Total de explosivo (kg)
			Famecorte 20 (unid)	E- EMULNOR 1000 11/4X12 (unid)	EMULNOR 3000 11/4X12 (unid)	EMULNOR 5000 11/4X12 (unid)	
Ago - 1° semana	8	24.48	200	336	1120	1472	3128
Ago - 2° semana	7	21.42	175	294	980	1288	2737
Ago - 3° semana	7	21.42	175	294	980	1288	2737
Ago - 4° semana	8	24.48	200	336	1120	1472	3128
Total	30	91.8	750	1260	4200	5520	11730
Precio Unitario			\$ 1.10	\$ 0.89	\$ 0.91	\$ 0.94	
Importe			\$ 825.00	\$ 1121.40	\$ 3822.00	\$ 5188.80	\$ 10957.20
Costo/metro (USD/m)			\$/m 8.99	\$/m 12.22	\$/m 41.63	\$/m 56.52	\$/m 119.36

Tabla 23

Consumo de accesorios de voladura mes agosto

Fecha	N° Disparo	Avance (m)	Accesorios				TOTAL
			Fanel LP DE 4.2 mt. (und)	Carmex (und)	Pentacorp 5P(m)	Mecha rápida (m)	
Ago - 1° semana	8	24.48	368	16	240	0.8	
Ago - 2° semana	7	21.42	322	14	210	0.7	
Ago - 3° semana	7	21.42	322	14	210	0.7	
Ago - 4° semana	8	24.48	368	16	240	0.8	
Total	30	91.8	1380	60	900.00	3	
Precio Unitario			\$ 1.21	\$ 0.83	\$ 0.23	\$ 0.35	
Importe			\$ 1669.80	49.80	\$ 207.00	\$ 1.05	\$/m 1927.65
Costo/metro (USD/m)			\$/m 18.19	\$/m 0.54	\$/m 2.25	\$/m 0.01	\$/m 21.00

Tabla 24*Datos de mano de obra mes agosto*

Mano de obra								
Fecha	N° Disparo	Avance (m)	Operador de Jumbo	Ayudante de Jumbo	Cargadores/ desatadores	Operador de Scoop	Capataz	Jefe de guardia
Ago - 1° semana	8	24.48	3.8	4.0	8.0	2.7	2.0	1.52
Ago - 2° semana	7	21.42	3.4	3.5	7.0	2.4	1.8	1.33
Ago - 3° semana	7	21.42	3.4	3.5	7.0	2.4	1.8	1.33
Ago - 4° semana	8	24.48	3.8	4.0	8.0	2.7	2.0	1.52
Total	30	91.8	14	15	30.00	10	7.5	6
Precio Unitario			\$ 31.25	\$ 24.62	\$ 23.67	\$ 27.46	\$ 35.98	\$ 75.76
Importe			\$ 450.00	\$ 369.32	\$ 710.23	\$ 280.11	\$ 269.89	\$ 431.82
Costo/metro (USD/m)			\$/m 4.90	\$/m 4.02	\$/m 7.74	\$/m 3.05	\$/m 2.94	\$/m 4.70
								\$/m 27.36

4.2.3 Costo por metro lineal

El procesamiento de la información correspondiente al mes de agosto permitió estimar un costo unitario de perforación y voladura de 200.79 US\$/m para la rampa Eli 2. La valorización se efectuó considerando el consumo de aceros de perforación, explosivos, accesorios de voladura y la mano de obra directa. Los resultados obtenidos se presentan en la Tabla 25

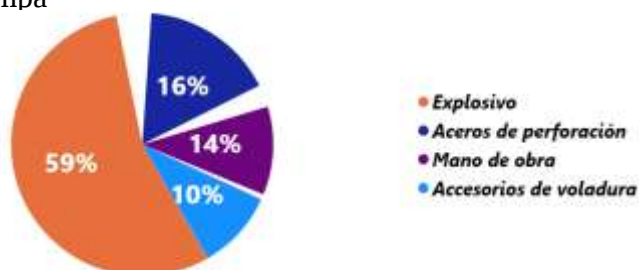
Costo por metro lineal junio y julio 2024

Tabla 25*Costo por metro lineal*

Descripcion	Importe	Costo/metro
Aceros de perforación	\$ 3036.65	\$ 33.08
Explosivo	\$ 10957.20	\$ 119.36
Accesorios de voladura	\$ 1927.65	\$ 21.00
Mano de obra	\$ 2511.36	\$ 27.36
Total	\$ 18432.86	\$ 200.79

Figura 36

Representación gráfica de los costos de operación por metro lineal en el pre de la rampa



La figura muestra que los explosivos representan el mayor costo de perforación y voladura con 59 %, seguido de los aceros de perforación con 16 %, siendo los principales componentes del costo operativo.

4.2.4 Resumen

En la siguiente tabla se presentan los valores correspondientes al factor de avance y al factor de carga antes y después de la implementación del modelo de áreas de influencia.

Tabla 26

Comparación de indicadores pre y post implementación

INDICADORES	Rampa Eli 2		
	pre	post	mejora
Sobrerotura promedio	14.66%	9.53%	35%
Factor de carga	39.85 Kg/m	32.75 Kg/m	18%
Avance por disparo	2.75 m	3.06 m	10%
Costo de perforacion y voladura	\$/m 236.18	\$/m 200.79	15%

Resultados en la rampa Eli 2 después de la implementación del modelo de áreas de influencia.

- El indicador promedio de sobre rotura mejora en un 35 %
- El factor de carga mejora un 18%
- El avance por disparo un 8 %
- Costo de perforación y voladura 15 %, la reducción de costo por metro de avance fue de un ahorro de 35.39 \$/m.

4.3 Prueba de hipótesis

4.3.1 Prueba de Normalidad de Datos

La prueba de Shapiro-Wilk es recomendada para muestras pequeñas ($n < 50$) y evalúa si los datos provienen de una distribución normal (Shapiro & Wilk, 1965).

Hipótesis:

H_0 : Los datos siguen una distribución normal

H_1 : Los datos no son distribución normal

Criterio:

$p > 0.05 \rightarrow$ datos tiene una distribución normal normales

$p \leq 0.05 \rightarrow$ datos no tiene distribuciones normales

Tabla 1.
Prueba de normalidad

<i>Tabla 2.</i>	<i>Variable</i>	<i>N</i>	<i>Estadístico W</i>	<i>Sig. (p)</i>	<i>Interpretación</i>
	Factor carga (Antes)	30	0.9626	0.3607	Normal
	Factor carga (Después)	30	0.9228	0.0317	No normal
	Sobrerotura (Antes)	30	0.9571	0.26	Normal
	Sobrerotura (Después)	30	0.9688	0.5074	Normal
	Avance (Antes)	30	0.8867	0.004	No normal
	Avance (Después)	30	0.8661	0.0014	No normal

Interpretación esperada (coherente con tus resultados):

- Factor de carga; distribución aproximadamente normal
- Sobre rotura; ligera variabilidad, pero aceptable normalidad
- Avance; comportamiento estable, cercano a normal

Por lo tanto, justifica el uso de pruebas paramétricas (t de Student)

4.3.2 Prueba de hipótesis

Se usa la t de Student para muestras pareadas cuando se comparan mediciones antes y después en el mismo grupo (Montgomery, 2019).

Hipótesis general:

H_0 : No existe diferencia significativa entre antes y después de la implementación de la malla de perforación

H_1 : Existe diferencia significativa entre antes y después de la implementación de la malla de perforación

Tabla 3.
Prueba t de Student para muestras relacionadas

Par de variables	Media diferencia	Desv. estándar	Error estándar	IC 95% Inferior	IC 95% Superior	t	gl	Sig. (bilateral)
Factor de carga	0.1803	0.1909	0.0348	0.1091	0.2514	5.172	30	0.000016
Sobrerotura	5.3273	4.4116	0.8054	3.6784	6.9763	6.614	30	0.0000003
Avance	-0.1977	0.2159	0.0394	-0.2783	-0.117	-5.02	30	0.000024

Los hallazgos de la prueba t de Student para muestras relacionadas muestran diferencias que son estadísticamente significativas ($p < 0.05$) en todos los parámetros estudiados. Se nota una disminución importante del factor de carga después de que se aplicó el modelo de áreas de influencia. Además, se observa una reducción importante en la sobrerotura, lo que evidencia un mejoramiento en la calidad de excavación. Por otra parte, el progreso revela un aumento importante, lo que demuestra una optimización en la eficacia operacional del procedimiento de voladura y perforación.

Por lo tanto, se acepta la hipótesis alternativa y se niega la nula, dando como resultado que el uso del modelo matemático de áreas de influencia tiene un impacto importante en la calidad de excavación.

4.4 Discusión de resultados

Análisis y Control de la Sobrerotura (SR).

La disminución del promedio de sobrerotura de un 14.84% en la línea base a un 9.52% después de la puesta en marcha del nuevo diseño es el hallazgo más relevante de la investigación. Gracias a este incremento del 35.85%, la operación en la rampa Eli 2 logra estar por debajo del umbral técnico ideal del 10% fijado por la unidad minera.

La implementación del modelo matemático de áreas de influencia de René Ojeda (2005) es la razón principal detrás de esta disminución, ya que este modelo posibilitó un cálculo más exacto del burden y el espaciamiento, basándose en la resistencia del macizo rocoso y las propiedades del explosivo. La disipación de energía no necesaria hacia la periferia del trabajo fue impedida al optimizar la malla, disminuyendo así el agrietamiento del macizo remanente.

Los descubrimientos tienen una conexión muy cercana con lo que Huincho reportó en el año 2022, quien logró disminuir la sobreexcavación de un 14.90% a un 8.70% a través de la optimización de perforaciones en la unidad Cerro Lindo. De igual manera,

en Raura se superan proporcionalmente los resultados de Leiva (2018), que fueron del 1.87%. El nuevo diseño no solo es más eficaz, sino que también es más predecible y seguro para la integridad estructural de la rampa, como lo demuestra el descenso de los picos de SR, del 21.87% a un 13.37%.

Optimización del Avance Lineal por Disparo.

La productividad ha mejorado en un 10 % debido al aumento del progreso medio de 2.75 m a 3.06 m. Es aún más crucial que la eficacia de disparo crezca del 89 % al 95 %. Este hallazgo confirma que una malla diseñada de manera científica permite un uso más eficiente de la longitud de perforación (12 pies). La estabilidad registrada en agosto, con progresos de hasta 3.06 m, señala que el orden de encendido y la configuración de los taladros de alivio fueron apropiados para generar la cara libre requerida en una excavación con una sola cara.

Cuando se compara este aspecto con los antecedentes, se nota que coincide con Quispe (2021), quien consiguió aumentar la eficacia de perforación del 90% al 97% en Minera Poderosa. Según EXSA (2019), si no se genera el alivio adecuado, la voladura produce escasa fragmentación y "sopla" el explosivo. Los resultados después de la implementación demuestran que este nuevo diagrama resolvió dicho cuello de botella en las operaciones.

Eficiencia en el factor carga

Es importante desde el punto de vista técnico la disminución del Factor de Carga Lineal de 39.85 kg/m a 32.75 kg/m (un 18% menos), ya que evidencia que se puede recorrer más metros lineales con una menor cantidad de explosivos por metro lineal.

En lugar de ayudar al progreso, causaba excesivas vibraciones y deterioro del macizo (sobrerotura).

Este ahorro de alrededor de 6 kg de explosivo por metro lineal tiene un impacto directo en la disminución del costo operativo, que se reduce a 35.39 \$/m, concuerda con lo que Yucra (2022) presentó, al disminuir los costos de voladura de 193.09 a 156.99 US\$/m mediante la optimización de la carga. Esto demuestra que aplicar el modelo de áreas de influencia no es únicamente un progreso técnico, sino una táctica esencial para optimizar la economía en la Unidad Minera Santa María.

CONCLUSIONES

- Se estableció que el diagrama de perforación y voladura optimizado mejoró la calidad de excavación en la rampa Eli 2 de la Unidad Minera Santa María, a través de una distribución eficaz de los taladros y una elección apropiada de explosivos. Como resultado, disminuyó la sobre rotura, se optimizó el uso de explosivos, aumentó el avance por disparo y se redujeron los costos operativos del procedimiento.
- La aplicación del diseño renovado generó una disminución notable en el promedio de sobre rotura, que pasó de 14.84% en la línea base a 9.52% después de la implementación. Esta mejora del 35% hizo que la operación estuviera por debajo del límite técnico ideal de 10% fijado por la unidad minera, lo que redujo el daño al macizo rocoso.
- El factor de carga lineal se redujo de 39.85 kg/m a 32.75 kg/m gracias a la implementación del modelo de áreas de influencia. Además, el consumo de explosivos por disparo se redujo del 115.2 kg a 100.14 kg (13 %), gracias al empleo conjunto de Emulnor 1000, Emulnor 5000 y Famecorte E-20, con lo que se logró una fragmentación apropiada del macizo rocoso y un uso más eficaz de la energía de detonación con un consumo más bajo de explosivos.
- La puesta en marcha del diseño de perforación y voladura más reciente posibilitó perfeccionar el desempeño del ciclo de avance, al aumentar el progreso lineal medio de 2.75 m a 3.06 m por disparo; esto equivale a un aumento del 10 % en la productividad. Además, la eficacia del disparo mejoró del 89 % al 95 %, lo que demuestra un diseño más eficaz de la malla y un uso más óptimo de la longitud perforada. Esta optimización se tradujo en una disminución de los gastos operativos de perforación y voladura, que bajaron de 236.18 \$/m a 200.79 \$/m, lo que supuso un ahorro de 35.39 \$/m por cada voladura, o sea el 15 % del costo inicial.

RECOMENDACIONES

- Implementar como estándar operacional el diseño de malla basado en el modelo matemático de áreas de influencia para labores con secciones de 4.5 x 4.5 m en macizos rocosos de calidad media, aplicando un control continuo de los parámetros de diseño como malla de perforación, distribución de carga explosiva, sobre rotura, avance lineal, eficiencia del disparo y costos operativos.
- Fortalecer el control de la perforación mediante la supervisión del paralelismo y profundidad de los taladros, además de capacitar a los operadores de Jumbo en la ejecución de la malla optimizada para asegurar una mayor eficiencia de avance y aprovechar los beneficios de la reducción de 4 taladros cargados por disparo.
- Continuar con la aplicación del modelo de áreas de influencia para la optimización de la carga explosiva, ajustando la distribución de energía según las condiciones del macizo rocoso, con el objetivo de mantener una fragmentación eficiente y reducir el consumo de explosivos.
- Implementar un sistema de monitoreo continuo de los parámetros de perforación y voladura, considerando avance lineal, eficiencia del disparo, sobre rotura, consumo de explosivos y costos operativos, para facilitar la evaluación de resultados y la mejora continua del proceso.

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- Asto, J. (2023). Voladura de precorte para prevención de sobrerotura en frentes de avance del Nv. 4380 CIA. Minera Kolpa S.A. – Huancavelica 2022. UNIVERSIDAD NACIONAL DE HUANCATELICA (CREADA).
- Bedón, G., & Jhonny, E. (2021). Diseño de malla de perforación utilizando el modelo matemático de Holmberg para mejorar la fragmentación de la voladura en la construcción del inclinado virgen de la puerta 2, mina Santa Bárbara de Trujillo SAC - 2020. Obtenido de <http://repositorio.unasam.edu.pe/handle/UNASAM/4795>
- Bernaola Alonso, J., Castilla Gómez, J., & Herrera Herbert, J. (2013). Perforación y voladura de rocas en minería. Obtenido de <https://oa.upm.es/id/eprint/21848>
- Cahuaya yana, J. A., & Yucra Montoya, F. Y. (2020). Implementación de una malla de perforación y voladura aplicando el método de áreas de influencia para la reducción de costos en una unidad minera en el distrito de yarabamba - Arequipa. Tesis de licenciatura. Obtenido de <https://repositorio.continental.edu.pe/item/1dc4f167-dd33-4572-a56a-1d7c32e3c800>
- Calizaya, D. (2025). Reducción de sobreexcavación de labores de avance y producción con el uso de explosivo emulnor 500 en el nivel 2570 de la Minera Aurífera Retamas S. A. – Trujillo 2024 ”. UNIVERSIDAD NACIONAL DE HUANCATELICA.
- Castro, O., & Rosado, L. (2023). Evaluación del proceso de perforación y voladura para la optimización de costo en labores de avance, Unidad Minera Santa María [Universidad continental]. In Universidad Continental. <https://repositorio.continental.edu.pe/handle/20.500.12394/13272>
- Castro Cangalava, O. I., & Rosado Quispe, L. E. (2023). Evaluación del proceso de perforación y voladura para la optimización de costo en labores de avance, Unidad Minera Santa maría. Tesis de licenciatura, Universidad Nacional del Centro del Perú. Obtenido de <https://repositorio.continental.edu.pe/handle/20.500.12394/13272>
- Carrasco Diaz, S. (2005). Metodología de la investigación científica. Lima. Obtenido de https://www.academia.edu/26909781/Metodologia_de_La_Investigacion_Cientifica_Carrasco_Diaz_1
- Condor, O., & Rodriguez, A. (2023). Optimización de los procesos de perforación y voladura mediante modelos matemáticos para incrementar la productividad en la cortada se nv. 1680 - mina tingo, compañía minera poderosa s.a. - Patay – Perú, 2022 [Universidad

- privada del norte]. <https://orcid.org/0000-0002-6793-775X>
- Colombia, G. d. (2018). Guía de seguridad para sostenimiento de minas subterráneas. Bogotá.
- Cordova, i. (2024). Propuesta de mejora del rendimiento con nueva tecnología de perforadora manual hidráulica (Jack Leg) para el proyecto de la U.P. El Dorado, 2022. Universidad Nacional Jorge Basadre Grohmann, Tacna. Obtenido de <https://repositorio.unjbg.edu.pe/server/api/core/bitstreams/540e6e93-9ef7-409f-931b-003d1e184365/content>
- Choque velarde, E. (2017). Diseño de perforación y voladura por el método de roger holmberg para reducir las incidencias de voladuras deficientes en la CIA Minera ARES S.A.C. - U.O. Arcata. Tesis de grado, Universidad Nacional del Altiplano. Obtenido de http://repositorio.unap.edu.pe/bitstream/handle/20.500.14082/4654/Choque_Velarde_Emerson.pdf?sequence=1&isAllowed=y
- Cuarez, D. (2024). Diseño de malla de perforación y voladura para la estabilidad del macizo rocoso en el crucero 730 U.E.A. La Paccha – Compañía Minera Caraveli S.A.C. – La Libertad – 2022 [UNIVERSIDAD NACIONAL DE HUANCABELICA]. In Repositorio Institucional - UNH. <http://repositorio.unh.edu.pe/handle/UNH/2755>
- Exsa, S. (2009). Manual de práctico de voladura 3ra edición.
- Hernandez Correa, E. (2019). Estudio comparativo de la SobreExcavación en Desarrollos Horizontales con Anfo Versus Desarrollos Realizados con Emulsión en la mina Esmeralda, División el Teniente Codelco. Tesis pre frado, Técnica Federico Santa María. Obtenido de <https://hdl.handle.net/11673/47313>
- Horna, A. (2012). Desde la idea hasta la sustentación: 7 pasos para una tesis exitosa. universidad de San Martin de Porres, Instituto de Investigación de la Facultad de Ciencias Administrativas y Recursos Humanos, Lima. Obtenido de <http://www.administracion.usmp.edu.pe/investigacion/files/7-PASOS-PARA-UNA-TESIS-EXITOSA-Desde-la-idea-inicial-hasta-la-sustentaci%C3%B3n.pdf>
- Huacho Torres, M. (2018). Diseño de mallas de perforación y voladura para mejorar avances en Nv 12 Veta Oroya - Compañía Minera Casapalca S.A. Tesis de grado, Universidad Nacional del Cnetro del Perú. Obtenido de <https://repositorio.uncp.edu.pe/items/d3b0c3e2-d065-4444-a6bc-4bf05604fec8>
- Hong, Z., Tao, M., Cui, X., Wu, C., & Zhao, M. (2023). Experimental and numerical studies of the blast-induced overbreak and underbreak in underground roadways. *Underground Space (China)*, 8, 61–79. <https://doi.org/10.1016/j.undsp.2022.04.007>

- Huicho Torres, J. (2022). Optimización del proceso de perforación y voladura para mejorar la eficiencia de avance y controlar la sobrerotura en los Frentes de Avance de la Unidad Minera Cerro Lindo, Nexa Resources S.A.A. Tesis pre grado, Universidad Continental, Huancayo. Obtenido de <https://hdl.handle.net/20.500.12394/12258>
- Gregorio Molina, D., & Hurtado Cabello, M. (2020). Los costos de producción y su incidencia en la rentabilidad de la empresa corporación el Trigal S.A.C. Ate. Tesis, Universidad Autónoma del Perú, Facultad de ciencias de la gestión, Lima. Obtenido de <https://hdl.handle.net/20.500.13067/1661>
- Leiva Menoda, M. (2018). Influencia de la estandarización de la malla de perforación y voladura en las sobre roturas para labores de sección 3.5 m x 3.5 m en un macizo rocoso de clase IV aplicando el "Modelo matemático de áreas de influencias", en la compañía Minera Raura S.A. Tesis de grado, Universidad Continental. Obtenido de <https://hdl.handle.net/20.500.12394/7031>
- Liu, Y., Li, A., Zhang, H., Wang, J., Li, F., Chen, R., Wang, S., & Yao, J. (2023). Minimization of overbreak in different tunnel sections through predictive modeling and optimization of blasting parameters. *Frontiers in Ecology and Evolution*, 11(September), 1–21. <https://doi.org/10.3389/fevo.2023.1255384>
- Liu, Y., Li, A., Wang, S., Yuan, J., & Zhang, X. (2024). A feature importance-based intelligent method for controlling overbreak in drill-and-blast tunnels via integration with rock mass quality. *Alexandria Engineering Journal*, 108(July), 1011–1031. <https://doi.org/10.1016/j.aej.2024.09.084>
- Lopez Jimeno, C., & Lopez Jimeno, E. (s.f.). Manual de perforación y voladura de rocas. Instituto Geológico y Minero de España, Madrid - España. Obtenido de <https://oa.upm.es/86748/>
- Lopez, H. (2023). Excavación de chimenea de ventilación mediante la plataforma trepadora Alimak STH-5E en mina AGROMIN "La Bonita". Universidad Daniel Alcides Carrion, Cerro de Pasco. Obtenido de http://repositorio.undac.edu.pe/bitstream/undac/3679/1/T026_73046019_T.pdf
- Luna, W. (2021). OPTIMIZACIÓN DE PERFORACIÓN Y VOLADURA MEDIANTE UN NUEVO DISEÑO DE MALLA EN LA EJECUCIÓN DEL BY PASS 4200 N DE LA UNIDAD MINERA INMACULADA HOCHSCHILD MINING-AYACUCHO. UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO, Puno. Obtenido de <http://repositorio.unap.edu.pe/handle/20.500.14082/17519>

- Ojeda Mestas, w. (2007). Diseño de mallas de perforación y voladura subterránea aplicando un modelo matemático de áreas de influencia. Informe profesional, Colegio de Ingenieros del Perú. Obtenido de https://d1wqtxts1xzle7.cloudfront.net/56854062/disenomallas-perforacion-y-voladura-subterranea-libre.pdf?1529767426=&response-content-disposition=inline%3B+filename%3DDISENO_DE_MALLAS_DE_PERFORACION_Y_VOLADU.pdf&Expires=1776063327&Signature=KCeA7HI0smAn5
- Oscartegui Rivero, E. (2020). Aplicación del software 2dface para optimizar los estándares de perforación voladura en la rampa -205 SMC Toropunto Ltd. Tesis, Universidad Nacional del Centro del Perú. Obtenido de <https://repositorio.uncp.edu.pe/items/2fa6103e-2652-4cd7-828f-d32df3f0189f>
- Olamide Taiwo, B., Gebretsadik, A., Abbas, H. H., Khishe, M., Fissaha, Y., Kahraman, E., Rabbani, A., & Abiodun Akinlabi, A. (2024). Explosive utilization efficiency enhancement: An application of machine learning for powder factor prediction using critical rock characteristics. *Heliyon*, 10(12), e33099. <https://doi.org/10.1016/j.heliyon.2024.e33099>
- Palomino Vidal. (2016). Optimización del proceso de Perforación y Voladura en las labores de desarrollo, para mejorar la eficiencia en compañía Minera Poderosa SA. universidad Nacional de Trujillo, La Libertad.
- Quinga Quinteros, J. (2016). Elección del diseño de explotación de la veta Yucal-Chirimoyo existente en el área minera "El corazón", ubicada en el cantón cotacachi, parroquia García Moreno, provincia de Imbabura. Tesis de grado, Universidad Central Del Ecuador. Obtenido de <http://www.dspace.uce.edu.ec/handle/25000/5969>
- Rodriguez Snachez, D. (2017). Modelo matemático "áreas de influencia" aplicado en perforación y voladura en el cruce 934 sur de la compañía minera Atacocha S.A. Tesis de grado, Universidad Nacional Santiago Antúnez de Mayolo. Obtenido de <https://repositorio.unasam.edu.pe/handle/UNASAM/2024>
- Romani Carhuamaca, R. (2019). Diseño de mallas de perforación y voladura para optimizar avances y sobrerotura Nv 1225-Mina Andaychagua - VCMSAA. Tesis de grado, Universidad Nacional del Centro del Perú. Obtenido de <http://repositorio.uncp.edu.pe/handle/20.500.12894/5133>
- Salvatierra, A., & Silvestre, A. (2023). Optimización de perforación y voladura para reducir sobrerotura rampa 2531 Mina Rosa Cia. Consorcio Minero Horizonte S.A. Trujillo - La Libertad - 2020 [Universidad Nacional de Huancavelica]. In Repositorio Institucional - UNH. <http://repositorio.unh.edu.pe/handle/UNH/2755>

- Solorzano, A. (2024). Control de perforación y voladura por tipo de terreno para el análisis de costos en la compañía minera Cerro Lindo – Nexa Resources. UNIVERSIDAD NACIONAL DANIEL ALCIDES CARRIÓN.
- Tique, e. (2020). evaluación y control de indicadores de voladura de tajos mediante el método de taladros largos en la unidad inmaculada compañía minera ares. universidad nacional de MOQUEGUA, Moquegua, Perú. Obtenido de <https://repositorio.unam.edu.pe/handle/UNAM/159>
- Villanueva, A. (2019). Diseño de malla de perforación para optimización del proceso operativo de perforación y voladura en la zona Chino II de la Compañía Minera Caraveli SAC 2015. Universidad Nacional Santiago Antúnez de Mayolo. Obtenido de https://repositorio.unasam.edu.pe/bitstream/handle/UNASAM/3317/T033_70143813_T.pdf?sequence=1&isAllowed=y
- Yauri, E. (2024). Optimización de la voladura utilizando explosivo QUANTEX-73 y SLURREX-Q en el tajo (FASE 4-5) en la mina Cuajone. [universidad nacional del centro del Perú]. <https://iseeaustralia.org/wp-content/uploads/2022/08/10-Sarah-Bell.pdf>
- Yuan, J., Wang, Q., Wang, J., Fan, Y., Jiao, W., & Li, A. (2024). A Novel Hybrid Intelligent Approach to Assess Blasting-Induced Overbreak Incorporating Geological Conditions in Different Tunnel Sections. Electronics (Switzerland), 13(23), 17. <https://doi.org/10.3390/electronics13234755>
- Yucra, E. (2022). Reducción de costos de perforación y voladura mediante rediseño de malla y carga explosiva adecuada en la galería san fernando de la unidad santa maría, cía minera poderosa s.a. - la libertad. UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO.
- Zevallos, L. (2022). Alternativa de mejora de la malla de perforación y voladura, para reducir los costos de producción en La Empresa Minera Volcán – Unidad San Cristóbal. <http://repositorio.undac.edu.pe/handle/undac/1654>

GLOSARIO

- **Acoplamiento (Ae):** Grado de contacto físico entre la carga explosiva y las paredes del taladro. Un acoplamiento total optimiza la transferencia de energía al macizo rocoso.
- **Arranque:** Grupo de taladros situados en el centro del frente de excavación cuya finalidad es crear una cavidad inicial o cara libre para facilitar el desplazamiento del resto de la roca en el disparo.
- **Avance Lineal:** Distancia efectiva que progresa la labor minera tras la ejecución de un disparo de voladura.
- **Brisancia:** Propiedad de un explosivo referida a su capacidad de trituración o fragmentación de la roca mediante la onda de choque inicial.
- **Burden (B):** Distancia perpendicular más corta desde un taladro hacia la cara libre más cercana o superficie de alivio.
- **Cara Libre:** Superficie expuesta del macizo rocoso que no ofrece resistencia al desplazamiento del material fragmentado durante la voladura.
- **Carga Operante:** Cantidad total de explosivo (en kilogramos) que se utiliza en un disparo o evento de voladura específico.
- **Cuellos de Botella:** Limitaciones operativas en el ciclo minado que restringen la productividad, como una baja eficiencia de avance o exceso de sobrerotura.
- **Desviación de Perforación (Dp):** Error geométrico respecto al diseño original de la malla que ocurre durante la perforación, afectando el paralelismo o la profundidad de los taladros.
- **Eficiencia de Disparo:** Relación porcentual entre el avance lineal real obtenido y la longitud total perforada en el frente.
- **Espaciamiento (S):** Distancia lateral entre dos taladros adyacentes pertenecientes a la misma fila de una malla de perforación.
- **Factor de Carga:** Parámetro que mide la cantidad de explosivo consumido por unidad de volumen o masa de roca removida, expresado generalmente en kg/m^3 o kg/t .
- **Hastiales:** Paredes laterales de una labor subterránea (túnel o rampa).
- **Macizo Rocos:** Unidad geológica que comprende tanto la roca intacta (matriz) como las discontinuidades (fallas, diaclasas, fracturas) que la atraviesan.

- **Malla de Perforación:** Esquema geométrico que define la ubicación, orden, profundidad y ángulo de los taladros en el frente de una excavación
- **Modelo de Áreas de Influencia:** Método matemático utilizado para optimizar el diseño de mallas de voladura mediante el cálculo de la zona de impacto energético de cada taladro en función de las propiedades del terreno y del explosivo.
- **Presión de Detonación:** Presión extrema generada por la reacción química del explosivo al momento de su detonación, responsable de la fracturación inicial de la roca.
- **RQD (Rock Quality Designation):** Índice cuantitativo que mide la calidad del macizo rocoso basándose en la recuperación de fragmentos de testigos de perforación mayores a 10 cm.
- **Sobrerotura (Overbreak):** Excavación excedente o no planificada que ocurre fuera del perfil teórico o diseño geométrico de la labor minera.

ANEXOS

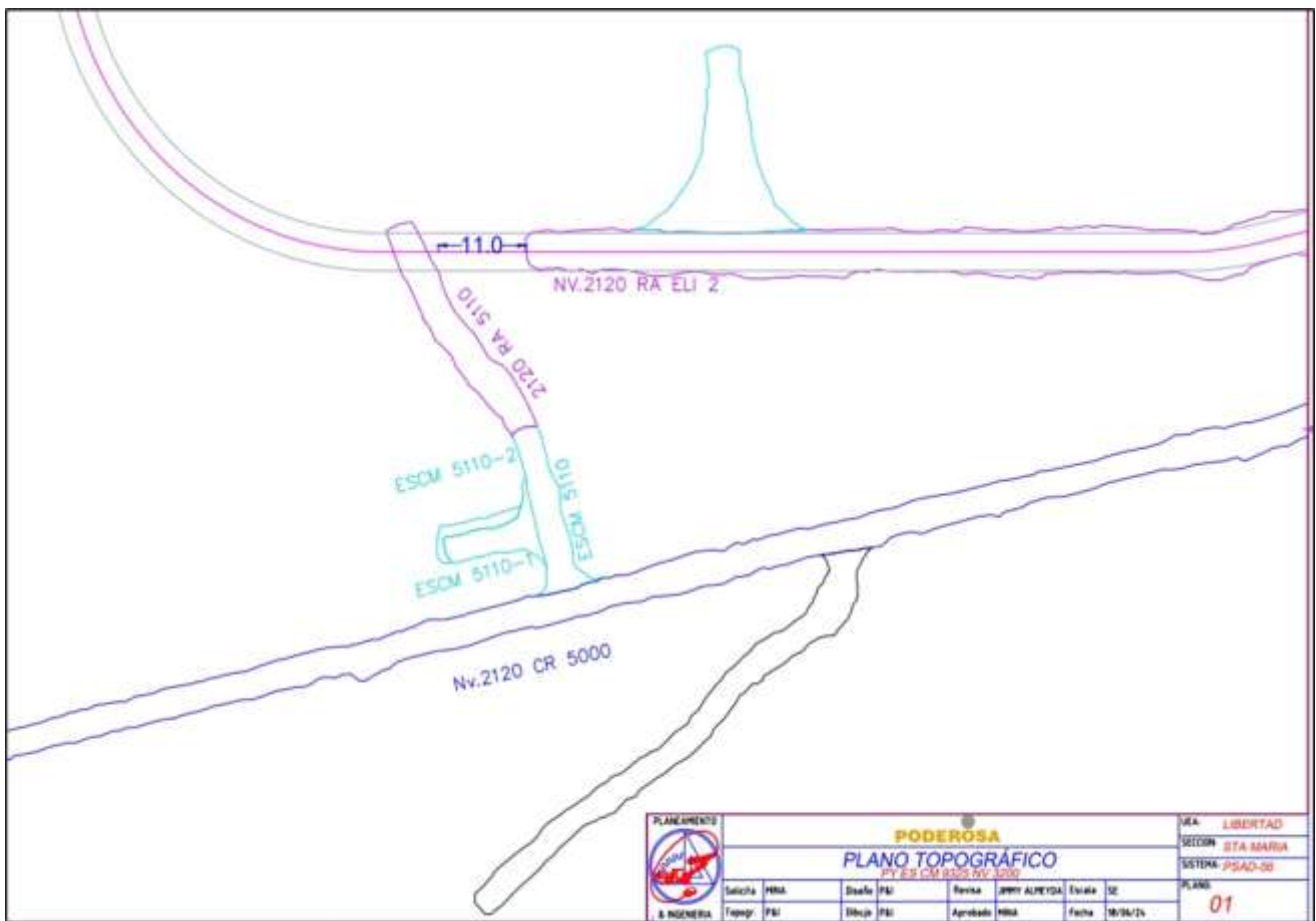
Anexo 1

Matriz: Implementación del diagrama de perforación y voladura para optimizar la calidad de excavación en la rampa ELI 2 de la Unidad Minera Santa María, 2024

PROBLEMAS	OBJETIVOS	HIPÓTESIS	VARIABLES	MÉTODO DE INVESTIGACIÓN
PROBLEMA GENERAL ¿Cuál es el diagrama de perforación y voladura, para optimizar la calidad de excavación en la rampa Eli 2 de la Unidad Minera Santa María, 2024?	OBJETIVO GENERAL Diseñar el nuevo diagrama de perforación y voladura para optimizar la calidad de excavación en la rampa Eli 2 de la Unidad Minera Santa María 2024.	HIPÓTESIS GENERAL El nuevo diseño del diagrama de perforación y voladura mejora la eficiencia de avance lineal por disparo y reduce el costo de operación en la rampa Eli 2 de la Unidad Minera Santa María 2024.	VARIABLE VARIABLE INDEPENDIENTE X: Diagrama perforación y voladura Dimensiones	TIPO DE INVESTIGACIÓN Aplicada NIVEL DE INVESTIGACIÓN Explicativo DISEÑO Cuasi experimental
PROBLEMAS ESPECÍFICOS ¿Cuál será porcentaje de reducción de sobre rotura con el nuevo diagrama de perforación y voladura en la rampa Eli 2 de la Unidad Minera Santa María, 2024? ¿Cuál será el factor de carga lineal óptima con el nuevo diagrama de perforación y voladura en la rampa Eli 2 de la Unidad Minera Santa María, 2024? ¿En qué medida la implementación de un nuevo diagrama de perforación y voladura mejora la eficiencia de avance lineal por disparo y reduce los costos operativos en la rampa Eli 2 de la Unidad Minera Santa María, 2024?	OBJETIVOS ESPECÍFICOS - Determinar el porcentaje de reducción de sobre rotura mediante el nuevo diagrama de perforación y voladura en la rampa Eli 2 de la Unidad Minera Santa María 2024. - Determinar factor de carga lineal óptima mediante el nuevo diagrama de perforación y voladura en la rampa Eli 2 de la Unidad Minera Santa María 2024. - Diseñar el nuevo diagrama de perforación y voladura para mejorar la eficiencia de avance lineal por disparo y reducir el costo de operación en la rampa Eli 2 de la Unidad Minera Santa María, 2024.	HIPÓTESIS ESPECÍFICAS - La reducción de sobre rotura es significativa mediante el nuevo diagrama de perforación y voladura en la rampa Eli 2 de la Unidad Minera Santa María 2024. - El factor de carga lineal es óptimo mediante el nuevo diagrama de perforación y voladura en la rampa ELI 2 de la Unidad Minera Santa María 2024 - El nuevo diseño del diagrama de perforación y voladura permitirá mejorar la eficiencia del avance lineal por disparo y reducir el costo de operación en la rampa Eli 2 de la Unidad Minera Santa María 2024	X1: Malla de perforación. X2: Distribución de la carga explosiva X3: Geomecánica de la roca X4: Burden y espaciamiento X5: Tipo de explosivo X6: RQD VARIABLE DEPENDIENTE Y: Calidad de Excavación Dimensiones Y1: Avance por disparo Y2: Costo de operación Y3: % de sobre rotura	POBLACIÓN La población está compuesta por la rampa Eli 2 de la Unidad Minera Santa María 2024. MUESTRA La muestra estuvo constituida por 30 disparos de avance ejecutados en la rampa Eli 2 de la Unidad Minera Santa María TÉCNICA Análisis documental y revisión de registros. INSTRUMENTO Reportes de sobre rotura Modelo matemático áreas de influencia

Anexo 2

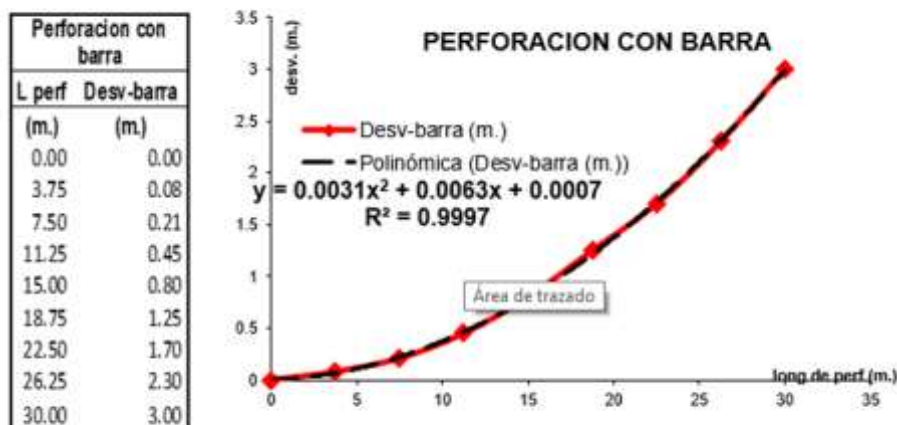
Plano de labor



Anexo 3. Cálculo de datos.

FC = Factor de carguío de carga explosiva					
$F_c = \frac{V_c}{V_{tal}} = \frac{\pi * \phi_e^2 * L_e * N_{cartuchos}}{\pi * \phi_{tal}^2 * L_{tal}} = \frac{\phi_e^2 * L_e * N_{cartuchos}}{\phi_{tal}^2 * L_{tal}}$					
Arranque	1º Ayudas	2da Ayudas	hastiales	corona	arrastre
0.661	0.661	0.661	0.595	0.330	0.661
Factor Acoplamiento					
$A_e = \frac{\phi_e}{\phi_1}$					
Arranque	1º Ayudas	2da Ayudas	hastiales	corona	arrastre
0.844	Ae = Acoplamiento Fondo	0.844	0.844	0.844	0.844
0.844	Ae = Acoplamiento columna	0.844	0.844	0.444	0.844
Longitud de carga de explosivo					
$L_c = \left(\frac{\phi_e}{A_e * \phi_{tal}} \right)^2 * L_e * \left(\frac{N^{\circ} \text{cartuchos}}{\text{taladro}} \right)$					
Arranque	1º Ayudas	Produccion	hastiales	corona	arrastre
3.305	3.305	3.355	3.05	2.805	3.355
Longitud de carga de fondo (m)					
0.305	0.305	0.305	0.305	0.305	0.305
Longitud de carga de columna (m)					
3	3	3.05	2.745	2.5	3.05
PoD = Presion de detonación taladro (kg/cm2)					
$PoD_{tal} = (PoD_{cc} * F_{cc}) + (PoD_{cc} * F_{cf})$					
Arranque	1º Ayudas	producción	hastiales	corona	arrastre
64244.64	64244.64	65216.57	62656.42	16802.57	65216.57
63.002 Kbar	63.002	63.956	61.445	16.478	63.956
Factor de carguío de carga de fondo					
0.066	0.066	0.066	0.066	0.066	0.066
Factor de carguío de carga de columna					
0.650	0.650	0.661	0.595	0.150	0.661

Gráfica de la longitud de perforación con barra VS desviación de la barra



Nota. Perforación con barras. (Ojeda Mestas, 2012).

Burden ideal = Bi	$B_i = B_n - Y$							
0.515			0.620				0.629	
Carga explosiva por taladro = Kg								
5.535								
	$W_{tal} = \left(\frac{LCC * \phi^2 * \pi}{4} \right) * \rho$							
Taco minimo Tm=								
0.26								
$T_{min} = \frac{e}{F_s}$	$T_{min} = \frac{PoD_{tal} * \phi_{tal}}{2 * F_s * \sigma_c * RQD}$							
3.13	Avace por disparo Av/disp=							
		$Av/disp = L_{tal} * Ef_{voladura}$						
	Volumen roto							
0.181	Diámetro de alivio máximo Dm= (m)							
	181.40 mm							
	7.14 in							
		$D_{max} = \frac{B_n}{\pi}$						
3.163	Número de taladros de alivio (NA)							
		$na = \left(\frac{\phi_{max}}{\phi_a} \right)^2$						
Espaciamento entre taladros de alivio (SA)								
0.180		$S_{min} = \frac{B_n}{N^{\circ}tal \text{ de alivio}}$						
Ángulo entre taladros de alivio (α)=º								
36.232								

		Arranque	2DA AYUDA	Ayuda	Producción	Arrastre	Corona	hastiales
Burden Nominal	Burden Nomina	0.57	0.84	0.67	0.84	1.11	0.46	1.27
Burden ideal = Bi	Burden ideal = B	0.51	0.79	0.62	0.79	1.06	0.40	1.22

Anexo 4. Evidencia de parámetros de roca.

MODELO GEOTÉCNICO MODELO DE CALIDAD DE MACIZO ROCOSO - RAMPA DE PROFUNDIZACIÓN 										
Caracterización Geotécnica										
Unidad Geotécnica		RMR89(*) (Rock Mass Rating)			GSI (**) (Geological Strength Index)			RQD (%) (Rock Quality Designation)		
		Mín	Prom	Máx	Mín	Prom	Máx	Mín	Prom	Máx
INTB	Granodiorita	42	55	67	37	50	62	21	60	91
CLZ	Caliza	39	51	62	34	46	57	39	51	62
CLZ ALT	Caliza Alterada	28	41	53	23	36	48	0	28	66
INTR ALT	Intrusivo Alterado	25	38	48	20	33	43	0	23	53
M	Oxido	23	32	43	18	27	38	0	17	50
CHERT	France Chert	38	50	60	33	45	55	13	46	88
SKRN	Skarn	34	43	53	29	38	48	13	31	45

MODELO GEOTÉCNICO

MODELO DE CALIDAD DE MACIZO ROCOSO - RAMPA DE PROFUNDIZACIÓN



Propiedades de Roca Intacta

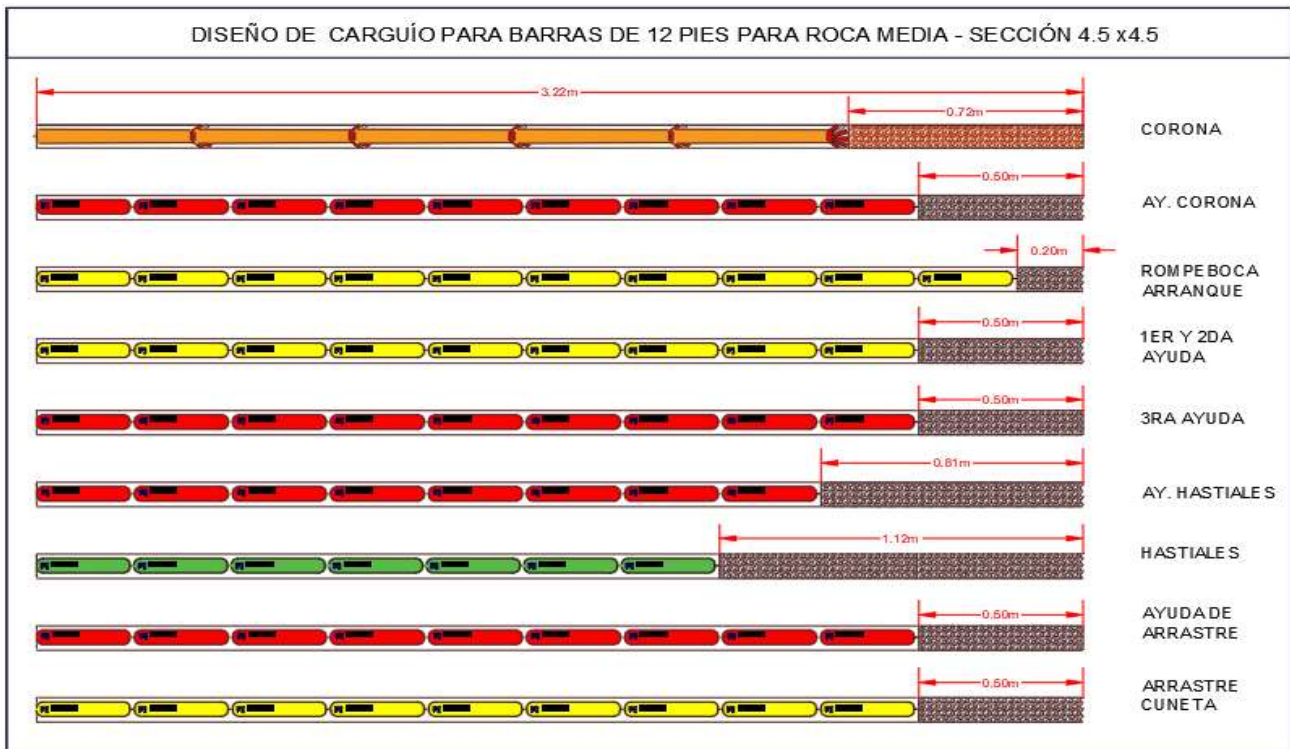
Unidad Geotécnica	Densidad (kN/m³)	σ_{ci} (MPa)		Constante de Hoek & Brown "m _i "			Propiedades elásticas		
	Prom	Mín	Prom	Máx	Mín	Prom	Máx	Módulo de Young "E" (GPa)	Coefficiente de Poisson "v"
Granodiorita	26.6	75	119	170	13	15	17	20.6	0.21
Caliza	26.6	36	53	78	9.0	10.9	12.5	16.9	0.25
Caliza Alterada	26.3	28	46	72	10	11.6	13	22.9	0.19
Intrusivo Alterado	24.8	41	68	111	13.5	14.7	16.5	20.6	0.19
Oxido	36.5	26	40	61	15	16.6	18	2.5	0.36
France Chert	-	23	38	60	16.5	19.2	21	-	-
Skarn	28.1	65	89	110	13	15.4	18	23.3	0.36

Anexo 5. Distribución de taladros y carga explosiva en nueva malla de perforación.

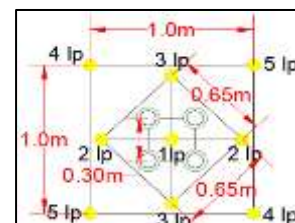
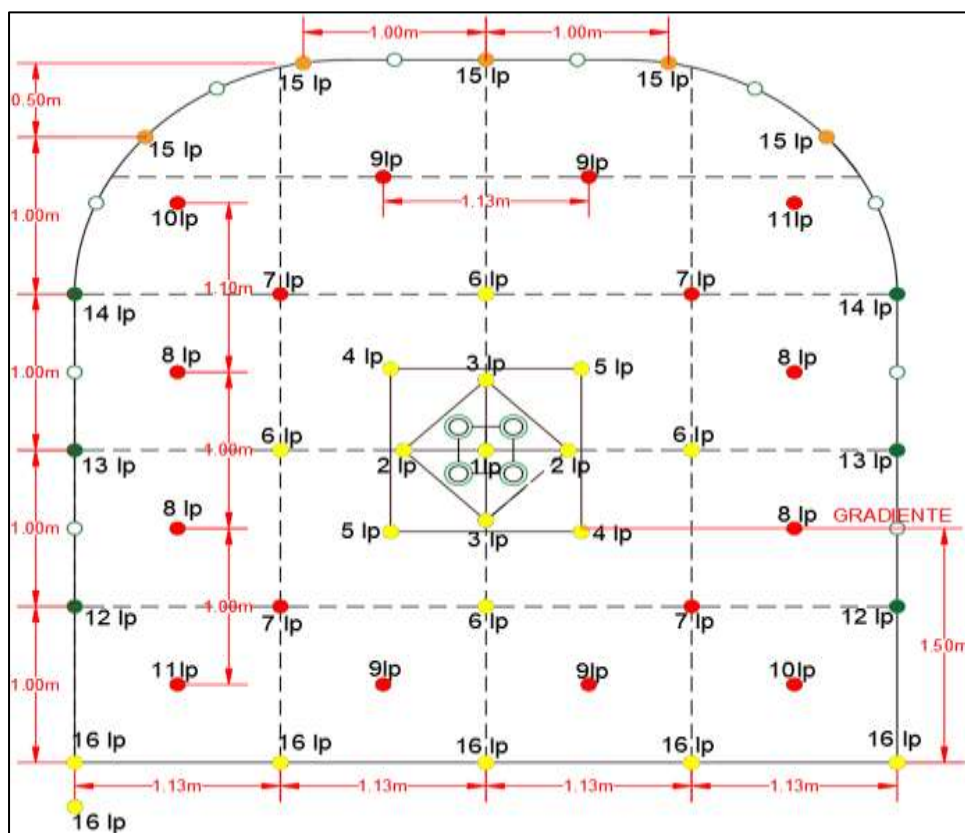
Sección	4.5	4.5	N° Tal. Cargados	EMULNOR 5000 11/4X12	EMULNOR 3000 11/4X12	EMULNOR 1000 11/4X12 0.2500	FAMECORTE E-20	TOTAL	FANEL 4.2 LP	FANEL 4.2 MS		
Diametro de Perf.	45	mm							Retardo (mm)	Cantidad	Retardo (mm)	Cantidad
Long. Perforación (m)	3.22											
Tipo de roca	media											
Arranque			5	10					1	1		
Ayuda 1			4	10					2	2		
Ayuda 2			4	10					3	3		
Ayuda 3			4		9				4	4		
Ay. Corona			4		9				5	5		
Ay. Arrastre			4		9				6	6		
Ay. Hastiales			4		8				7	7		
Astiales			6			7			8	8		
Corona			5				5		9	9		
Arrastre			5	9					10	10		
Cuneta			1	9					11	11		
N° TALADROS A CARGAR			46						12	12		
Total cartuchos				184	140	42	25		13	13		
Kg de explosivo por tipo de cartucho				48.94	37.23	10.50	3.47	100.14 kg	14	14		
									15	15		
									16	16		
										17		
										18		
										19		
										20		
									TOTAL	46		

PERFORACIÓN:	PARAMETROS	ACCESORIOS DE VOLADURA :
DIAMETRO (Ø) RIMADORA	102 mm.	FANEL LP DE 4.2 mt. 46 Unid.
DIAMETRO (Ø) BROCA	45 mm.	FANEL MS DE 4.2 mt. 0 Unid.
N° DE TAL. CARGADOS	46 Unid.	PENTACORD 5P 30 mts.
N° DE TAL. ALIVIO	4 Unid.	CARMEX DE 7' 2 Unid.
N° DE TAL. ALIVIO CONTORNO	10 Unid.	MECHA RAPIDA 0.1 mts.
N° TOTAL DE TAL. PERF.	60 Unid.	RENDIMIENTOS :
LONGITUD DE BARRA	12 Pies	SECCION 4.50 4.50
LONGITUD DE PERF. EFECTIVA	3.22 mts.	METRO CUBICO ROTOS 56.76 M³
EFICIENCIA VOLADURA	3.06 mts.	PESO ESPECIFICO DESM. 2.7 Tn/m³
		TON. DE MATERIAL DESM. 153.3 Ton.

K.G. DE EXPLOSIVOS	100.14	Kg.
FACTOR DE AVANCE	32.75	Kg/Mt.
FACTOR DE POTENCIA	0.65	Kg/Ton.
FACTOR DE CARGA	1.76	Kg/M³



Anexo 6. Malla de perforación y voladura.



Anexo 7. Registros de sobrerotura post implementación.

FECHA	TURNO	ZONA	LABOR	N° TAL	TAL. CARG	SECCIÓN IDEAL	ANCHO REAL (A)	ALTURA REAL (H)	L. BARRA (PIES)	J. GUARDIA	FAMECORTE E-20	Emulnor 1000	Emulnor 3000	Emulnor 5000	Mecha rápida 2-18	Cordón det. 5P	CARMEX 2.4 MTR	PESO EXPLOSIVOS (KG)	AVANCE	F.C kg/m	SOBREROTURA
1-Ago	DIA	JULIE	RA ELI 2	60	46	4.5X4.5	4.8	4.6	12	TEDDY FLORES	25	42	140	184	0.01	30	2	100.34	3	33.45	9.82%
2-Ago	DIA	JULIE	RA ELI 2	60	46	4.5X4.5	4.63	4.7	12	TEDDY FLORES	25	42	140	184	0.01	30	2	100.34	2.92	34.36	8.24%
3-Ago	DIA	JULIE	RA ELI 2	60	46	4.5X4.5	4.6	4.8	12	TEDDY FLORES	35	54	176	228	0.01	30	2	100.15	3.4	29.46	9.01%
4-Ago	DIA	JULIE	RA ELI 2	60	46	4.5X4.5	4.7	4.85	12	TEDDY FLORES	25	42	140	184	0.01	30	2	100.34	2.9	34.60	13.37%
5-Ago	DIA	JULIE	RA ELI 2	60	46	4.5X4.5	4.65	4.6	12	TEDDY FLORES	25	42	140	184	0.01	30	2	100.34	3	33.45	6.39%
6-Ago	DIA	JULIE	RA ELI 2	60	46	4.5X4.5	4.7	4.8	12	TEDDY FLORES	25	42	140	184	0.01	30	2	100.34	2.9	34.60	12.21%
7-Ago	DIA	JULIE	RA ELI 2	60	46	4.5X4.5	4.85	4.7	12	TEDDY FLORES	35	54	176	228	0.01	30	2	100.15	3.4	29.46	13.37%
8-Ago	DIA	JULIE	RA ELI 2	60	46	4.5X4.5	4.7	4.8	12	TEDDY FLORES	25	42	140	184	0.01	30	2	100.34	2.96	33.90	12.21%
9-Ago	DIA	JULIE	RA ELI 2	60	46	4.5X4.5	4.82	4.72	12	TEDDY FLORES	25	42	140	184	0.01	30	2	100.34	2.9	34.60	13.16%
9-Ago	NOCHE	JULIE	RA ELI 2	60	46	4.5X4.5	4.52	4.8	12	CARLOS R	25	42	140	184	0.01	30	2	100.34	2.88	34.84	7.91%
10-Ago	DIA	JULIE	RA ELI 2	60	46	4.5X4.5	4.75	4.6	12	TEDDY FLORES	25	42	140	184	0.01	30	2	100.34	3	33.45	8.68%
11-Ago	DIA	JULIE	RA ELI 2	60	46	4.5X4.5	4.5	4.9	12	TEDDY FLORES	25	42	140	184	0.01	30	2	100.34	2.86	35.08	9.67%
12-Ago	DIA	JULIE	RA ELI 2	60	46	4.5X4.5	4.6	4.85	12	CARLOS R	25	42	140	184	0.01	30	2	100.34	2.9	34.60	10.97%
13-Ago	DIA	JULIE	RA ELI 2	60	46	4.5X4.5	4.6	4.82	12	CARLOS R	25	42	140	184	0.01	30	2	100.34	2.8	35.84	10.28%
14-Ago	DIA	JULIE	RA ELI 2	60	46	4.5X4.5	4.8	4.6	12	CARLOS R	25	42	140	184	0.01	30	2	100.34	3	33.45	9.82%
15-Ago	DIA	JULIE	RA ELI 2	60	46	4.5X4.5	4.6	4.8	12	CARLOS R	25	42	140	184	0.01	30	2	100.34	2.88	34.84	9.82%
16-Ago	DIA	JULIE	RA ELI 2	60	46	4.5X4.5	4.6	4.7	12	CARLOS R	30	42	99	267	0.01	35	2	100.15	2.88	34.77	7.53%
17-Ago	DIA	JULIE	RA ELI 2	60	46	4.5X4.5	4.78	4.7	12	CARLOS R	30	42	99	267	0.01	35	2	100.15	3	33.38	11.72%
18-Ago	NOCHE	JULIE	RA ELI 2	60	46	4.5X4.5	4.6	4.7	12	O. YAÑEZ	30	42	99	267	0.01	35	2	100.15	2.92	34.30	7.53%
19-Ago	NOCHE	JULIE	RA ELI 2	60	46	4.5X4.5	4.5	4.8	12	O. YAÑEZ	30	42	99	267	0.01	35	2	100.15	3.1	32.31	7.43%
20-Ago	NOCHE	JULIE	RA ELI 2	60	46	4.5X4.5	4.6	4.8	12	O. YAÑEZ	25	42	140	184	0.01	30	2	100.34	2.85	35.21	9.82%
21-Ago	NOCHE	JULIE	RA ELI 2	60	46	4.5X4.5	4.68	4.7	12	O. YAÑEZ	35	54	176	228	0.01	30	2	100.15	3.6	27.82	9.40%
22-Ago	NOCHE	JULIE	RA ELI 2	60	46	4.5X4.5	4.8	4.6	12	O. YAÑEZ	25	42	140	184	0.01	30	2	100.34	3	33.45	9.82%
23-Ago	NOCHE	JULIE	RA ELI 2	60	46	4.5X4.5	4.72	4.65	12	O. YAÑEZ	25	42	140	184	0.01	30	2	100.34	2.9	34.60	9.16%
23-Ago	DIA	JULIE	RA ELI 2	60	46	4.5X4.5	4.6	4.7	12	O. YAÑEZ	25	42	140	184	0.01	30	2	100.34	3	33.45	7.53%
24-Ago	DIA	JULIE	RA ELI 2	60	46	4.5X4.5	4.6	4.8	12	O. YAÑEZ	25	42	140	184	0.01	30	2	100.34	2.85	35.21	9.82%
25-Ago	NOCHE	JULIE	RA ELI 2	60	46	4.5X4.5	4.6	4.56	12	Y. CANCHARI	30	42	99	267	0.01	35	2	100.2	2.85	35.16	4.33%
26-Ago	NOCHE	JULIE	RA ELI 2	60	46	4.5X4.5	4.6	4.8	12	Y. CANCHARI	36	54	121	323	0.01	35	2	100.2	3.6	27.83	9.82%
27-Ago	DIA	JULIE	RA ELI 2	60	46	4.5X4.5	4.7	4.56	12	O. YAÑEZ	30	42	99	267	0.01	35	2	100.2	3.12	32.12	6.60%
28-Ago	DIA	JULIE	RA ELI 2	60	46	4.5X4.5	4.67	4.75	12	O. YAÑEZ	35	54	176	228	0.01	30	2	100.2	3.6	27.83	10.33%

Anexo 8. Especificaciones técnicas de explosivos y accesorios de voladura.

CARACTERÍSTICAS TÉCNICAS:					
	UNIDAD	EMULNOR 500	EMULNOR 1000	EMULNOR 3000	EMULNOR 5000
Densidad relativa	g/cm ³	0,90 ± 0,15	1,13 ± 0,1	1,14 ± 0,1	1,16 ± 0,1
Velocidad de detonación confinado (*)	m/s	4 400 ± 300	5 800 ± 300	5 700 ± 300	5 500 ± 300
Velocidad de detonación sin confinar (**)	m/s	3 500 ± 300	4 500 ± 300	4 400 ± 300	4 200 ± 300
Presión de detonación	kbar	44	95	93	88
Energía	kcal/kg	628	785	920	1010
Volumen normal de gases	l/kg	952	920	880	870
Potencia relativa en peso (***)	%	70	87	102	112
Potencia relativa en volumen (***)	%	77	120	142	159
Sensibilidad al Fulminante	---	N° 8	N° 8	N° 8	N° 8
Resistencia al agua	---	Excelente	Excelente	Excelente	Excelente
Categoría de humos	---	Clase 1	Clase 1	Clase 1	Clase 1
(*) Velocidad de detonación en tubo de fierro de 1 ½ pulgadas de diámetro. (**) Velocidad de detonación como cartucho de 1 pulgada de diámetro. (***) Potencias relativas referidas al ANFO con potencia convencional de 100. Los valores expresados son resultados a condiciones normales (20°C y 1 atm).					

Anexo 9. Evidencia fotográfica de campo.

1. Ra eli-2 limpieza de cuneta, pintado de rasante, Alcayatas para cable eléctrico



2. Fotografías en campo.





UNSCH

FACULTAD DE
INGENIERÍA
DE MINAS, GEOLOGÍA Y CIVIL

ACTA DE SUSTENTACIÓN DE TESIS N° 51-2026-FIMGC

PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE INGENIERO DE MINAS

En la Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga, en la ciudad de Ayacucho, en cumplimiento a la **Resolución Decanal No 247-2026-FIMGC-D**, a los **veintiuno días del mes de julio de 2026**, siendo las **4:00 p.m.**, reunidos en el **Auditorio de la Escuela Profesional de Ingeniería de Minas**, bajo la presidencia del **MSc. Ing. José Ernesto ESTRADA CARDENAS**, y los miembros: **Mgtr. Ing. Kelvis BERROCAL ARGUMEDO**, **Mgtr. Ing. Leonil Fernando QUISPE ARONES** y **Mgtr. Ing. Richar Ruben JORGE BERROCAL**, actuando como secretario docente el **Ing. Saul Walter RETAMOZO FERNANDEZ**, para proceder a la sustentación de tesis para optar el **Título Profesional de Ingeniero de Minas**, del Bachiller en Ciencias de la Ingeniería de Minas:

ELIAS CCENTE CERDAN

Quien presentó la tesis denominada:

Implementación del diagrama de perforación y voladura para optimizar la calidad de excavación en la rampa Eli 2 de la Unidad Minera Santa María, 2024

Los señores miembros del jurado luego de expuesta la tesis y absueltas las preguntas, deliberaron y declararon:

Aprobado con 17 (diecisiete)

Siendo las **5:35 p.m.** del día **21 de julio del 2026**, culmina el acto de sustentación de tesis, y en conformidad de lo actuado los miembros del jurado firmamos al pie del presente.

MSc. Ing. José Ernesto ESTRADA CARDENAS
Presidente

MSc. Ing. Leonil Fernando QUISPE ARONES
Miembro

MSc. Ing. Richar Ruben JORGE BERROCAL
Miembro

MSc. Ing. Kelvis BERROCAL ARGUMEDO
Miembro - Asesor

Ing. Saul Walter RETAMOZO FERNANDEZ
Secretario docente de la FIMGC



UNSCH

CONSTANCIA DE ORIGINALIDAD DE TRABAJO DE INVESTIGACIÓN

El que suscribe; en mi calidad de Instructor de Originalidad de Trabajos de Investigación y encargado de certificar la originalidad de la tesis abajo indicado y por lo tanto responsable verificador de originalidad de trabajo de tesis de pregrado en primera instancia, en cumplimiento a la Resolución de Consejo Universitario N°039-2021-UNSCH-CU, Reglamento de Originalidad de Trabajos de Investigación UNSCH, deja constancia que:

- Apellidos y Nombres del Bach. : CCENTE CERDAN, Elias
- Escuela Profesional : Ingeniería de Minas
- Título de la Tesis : Implementación del diagrama de perforación y voladura para optimizar la calidad de excavación en la rampa Eli 2 de la Unidad Minera Santa María, 2024
- Evaluación de la originalidad : 16% de similitud

Por tanto, según los artículos 12, 13 y 17 del Reglamento de Originalidad de Trabajos de Investigación, **es procedente la constancia de originalidad** para los fines que crea conveniente.

Ayacucho, 25 de agosto de 2026

MBA Ing° Leonil Fernando Quispe Aronés
Instructor de Originalidad de Trabajos de Investigación

Implementación del diagrama de perforación y voladura para optimizar la calidad de excavación en la rampa Eli 2 de la Unidad Minera Santa María, 2024

por Elias CCENTE CERDAN

Implementación del diagrama de perforación y voladura para optimizar la calidad de excavación en la rampa Eli 2 de la Unidad Minera Santa María, 2024

INFORME DE ORIGINALIDAD

16%	16%	2%	8%
INDICE DE SIMILITUD	FUENTES DE INTERNET	PUBLICACIONES	TRABAJOS DEL ESTUDIANTE

FUENTES PRIMARIAS

1	Submitted to Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga	3%
	Trabajo del estudiante	
2	hdl.handle.net	3%
	Fuente de Internet	
3	apirepositorio.unh.edu.pe	1%
	Fuente de Internet	
4	upc.aws.openrepository.com	1%
	Fuente de Internet	
5	repositorio.ucsm.edu.pe	1%
	Fuente de Internet	
6	repositorio.unamba.edu.pe	1%
	Fuente de Internet	
7	repositorio.unap.edu.pe	1%
	Fuente de Internet	
8	repositorio.unsch.edu.pe	1%
	Fuente de Internet	
9	repositorio.uap.edu.pe	<1%
	Fuente de Internet	
10	www.famesaexplosivos.com	<1%
	Fuente de Internet	
11	Submitted to Universidad Católica de Santa María	<1%
	Trabajo del estudiante	
12	dspace.unitru.edu.pe	<1%
	Fuente de Internet	
13	repositorio.uncp.edu.pe	<1%
	Fuente de Internet	
14	repositorio.unsaac.edu.pe	<1%
	Fuente de Internet	

Submitted to Atlanta International High School

15	Trabajo del estudiante	<1 %
16	idoc.tips Fuente de Internet	<1 %
17	es.slideshare.net Fuente de Internet	<1 %
18	Submitted to Universidad Tecnologica del Peru Trabajo del estudiante	<1 %
19	Submitted to unsaac Trabajo del estudiante	<1 %
20	repositorio.unh.edu.pe Fuente de Internet	<1 %
21	Submitted to Universidad Nacional de Moquegua Trabajo del estudiante	<1 %
22	repositorio.unc.edu.pe Fuente de Internet	<1 %
23	crea.ujaen.es Fuente de Internet	<1 %
24	bibliotecas.unsa.edu.pe Fuente de Internet	<1 %
25	doku.pub Fuente de Internet	<1 %
26	www.slideshare.net Fuente de Internet	<1 %
27	repositorio.ucv.edu.pe Fuente de Internet	<1 %
28	repositorio.undac.edu.pe Fuente de Internet	<1 %

Excluir citas
Excluir bibliografía

Activo
Activo

Excluir coincidencias

< 30 words