



UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO
FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS
ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



**MEJORA DE LA MALLA DE PERFORACIÓN PARA REDUCIR
COSTOS OPERATIVOS EN LA RAMPA 417 - U.M. LAS ÁGUILAS
– CIEMSA**

TESIS

PRESENTADA POR:

LUIS ARMANDO CARDENAS CONDORI

PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE:

INGENIERO DE MINAS

PUNO - PERÚ

2024



NOMBRE DEL TRABAJO

MEJORA DE LA MALLA DE PERFORACIÓN PARA REDUCIR COSTOS OPERATIVOS EN LA RAMPA 417 - U.M. LAS ÁGUILAS – CIEMSA

AUTOR

Luis Armando Cardenas Condori

RECuento DE PALABRAS

20245 Words

RECuento DE CARACTERES

104466 Characters

RECuento DE PÁGINAS

102 Pages

TAMAÑO DEL ARCHIVO

2.8MB

FECHA DE ENTREGA

Jun 25, 2024 7:36 PM GMT-5

FECHA DEL INFORME

Jun 25, 2024 7:37 PM GMT-5

● **17% de similitud general**

El total combinado de todas las coincidencias, incluidas las fuentes superpuestas, para cada base de datos.

- 15% Base de datos de Internet
- Base de datos de Crossref
- 12% Base de datos de trabajos entregados
- 2% Base de datos de publicaciones
- Base de datos de contenido publicado de Crossref

● **Excluir del Reporte de Similitud**

- Material bibliográfico
- Material citado
- Material citado
- Coincidencia baja (menos de 10 palabras)



ING. FIDEL HUISA MAMANI
INGENIERO DE MINAS
CIP 58768
CONSULTOR AMBIENTAL Y SEG. MINERA



Dr. Americo Arizaca Avalos
Director de la Unidad de Investigación
Facultad de Ingeniería de Minas

Resumen



DEDICATORIA

A mi madre, Sonia, por estar conmigo en cada paso que doy en la búsqueda de ser mejor persona y profesional.

A mi asesor, por su guía experta y su infinita paciencia en cada paso de mi investigación. Su dedicación y compromiso para mi éxito son invaluableles.

A mis amigos y colegas, por sus conversaciones inspiradoras, su apoyo emocional y su amistad durante el tiempo de desarrollo de mi tesis.

Luis Armando Cardenas Condori



AGRADECIMIENTOS

Me gustaría manifestar mi más sincero agradecimiento a mi director de tesis, el Dr. Fidel Huisa Mamani. Su experiencia, comprensión y paciencia enriquecieron mi travesía en el complejo y gratificante camino de la investigación. Su orientación constante y su fe inquebrantable en mis habilidades me han impulsado a alcanzar alturas que nunca hubiera imaginado.

Quisiera expresar mi agradecimiento a la Universidad Nacional del Altiplano por acogerme y ofrecerme la oportunidad de progresar en mi trayectoria profesional. En particular, agradezco a la Facultad de Ingeniería de Minas. La confianza que han depositado en mis habilidades y su disposición para brindarme apoyo han sido cruciales para la conclusión exitosa de esta tesis.

Asimismo, me gustaría expresar mi agradecimiento a todas las personas que colaboraron en el avance de mi investigación. Agradezco a todos aquellos que contribuyeron en la recopilación de datos y a quienes dedicaron su tiempo a examinar mi trabajo. Esta tesis no sería lo que es sin su orientación y valiosas recomendaciones.

Luis Armando Cardenas Condori



ÍNDICE GENERAL

	Pág.
DEDICATORIA	
AGRADECIMIENTOS	
ÍNDICE GENERAL	
ÍNDICE DE TABLAS	
ÍNDICE DE FIGURAS	
ÍNDICE DE ANEXOS	
ACRÓNIMOS	
RESUMEN	15
ABSTRACT.....	16
CAPÍTULO I	
INTRODUCCIÓN	
1.1. DESCRIPCIÓN DE LA REALIDAD PROBLEMÁTICA	17
1.2. JUSTIFICACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN	17
1.3. FORMULACIÓN DEL PROBLEMA	18
1.3.1. Pregunta general.....	18
1.3.2. Preguntas específicas	19
1.4. HIPÓTESIS DE LA INVESTIGACIÓN	19
1.4.1. Hipótesis general.....	19
1.4.2. Hipótesis específicas	19
1.5. OBJETIVOS DE LA INVESTIGACIÓN.....	20
1.5.1. Objetivo general	20
1.5.2. Objetivos específicos	20



1.6.	ALCANCE DE LA INVESTIGACIÓN.....	20
1.7.	LIMITACIONES DE LA INVESTIGACIÓN	21

CAPÍTULO II

REVISIÓN DE LITERATURA

2.1.	ANTECEDENTES DE LA INVESTIGACIÓN.....	22
2.2.	BASES TEÓRICAS	27
2.2.1.	Marco conceptual	28
2.2.2.	Mecánica de rocas	32
2.2.3.	Resistencia mecánica de las rocas	32
2.2.4.	Propiedades de las rocas y factores de alteración	33
2.2.4.1.	Propiedades físicas de las rocas	33
2.2.4.2.	Factores de alteración de las rocas.....	34
2.2.5.	Perforación subterránea y fundamentos	35
2.2.5.1.	Métodos mecánicos de perforación	38
2.2.5.2.	Condiciones de perforación	39
2.2.6.	Distribución y denominación de taladros.....	41
2.2.7.	Tipo de arranque	43
2.2.8.	Fragmentación en voladura de rocas.....	44
2.2.9.	Diseño de malla de perforación.....	46
2.2.9.1.	Cálculo de numero de taladros	46
2.2.9.2.	Cálculo de la longitud de los taladros.....	47
2.2.9.3.	Cálculo del burden o espaciamiento entre taladros	48
2.2.10.	Distribución de carga explosiva	51
2.2.10.1.	Cálculo del factor de carga.....	51



2.2.10.2.Cálculo de densidad de carga.....	51
2.2.10.3.Cálculo de carga de fondo.....	52
2.2.10.4.Cálculo de volumen del explosivo	52
2.2.10.5.Cálculo del movimiento de roca (vol. y ton.)	53
2.2.11. Explosivos y agentes de voladura	53
2.2.12. Factores influyentes en la actuación de los explosivos.....	57
2.2.13. Costos en minería.....	57
2.2.13.1.Objetivos de costos	58
2.2.13.2.Costos según actividad.....	58
2.2.13.3.Costos según asignación	59
2.2.13.4.Costo de perforación	59

CAPÍTULO III

MATERIALES Y MÉTODOS

3.1. UBICACIÓN	61
3.2. ACCESIBILIDAD	61
3.3. ENFOQUE DE LA INVESTIGACIÓN.....	62
3.4. NIVEL DE INVESTIGACIÓN.....	62
3.5. DISEÑO DE LA INVESTIGACIÓN	62
3.6. UNIVERSO POBLACIONAL.....	63
3.6.1. Población.....	63
3.6.2. Muestra.....	63
3.7. TÉCNICAS DE RECOLECCIÓN DE DATOS.....	63
3.7.1. Análisis comparativo.....	63
3.7.2. Análisis documental	64



3.8. MATERIALES.....	64
3.9. DEFINICIÓN DE LAS VARIABLES DE LA INVESTIGACIÓN	64
3.9.1. Variable independiente.....	64
3.9.2. Variable dependiente.....	65

CAPÍTULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1. EFICACIA DE LA MALLA DE PERFORACION EN EL AVANCE LINEAL DE LA RAMPA 417	66
4.1.1. Perforación	66
4.1.2. Voladura.....	67
4.1.3. Caracterización del macizo rocoso según GSI.....	67
4.1.4. Malla de perforación utilizada	70
4.1.5. Distribución de taladros en la malla de perforación.....	71
4.1.6. Parámetros de perforación.....	72
4.2. MEJORA DE LA MALLA DE PERFORACIÓN PARA EL ÓPTIMO AVANCE LINEAL DE LA RAMPA 417	73
4.2.1. Realización del planeamiento del proyecto y plano topográfico para el avance programado	73
4.2.2. Propuesta de mejora de la malla de perforación	74
4.2.3. Parámetros de perforación de la mejora de la malla de perforación	75
4.2.4. Control de la labor.....	77
4.2.4.1. Control de la labor mes de julio.....	77
4.2.4.2. Control de la labor mes de agosto.....	78
4.2.4.3. Control de la labor mes de setiembre	79



4.2.4.4. Control de la labor mes de octubre	79
4.3. Evaluación DEL AVANCE LINEAL Y COSTOS OPERATIVOS EN LA RAMPA 417.....	80
4.3.1. Eficiencia por disparo	81
4.3.2. Cumplimiento de avance semanal.....	81
4.3.3. Factor de carga mes de agosto	82
4.3.4. Parámetros de avance real – mes de agosto	84
4.3.5. Evaluación de los costos en la ejecución de la rampa N°417	85
4.4. DISCUSIÓN	88
V. CONCLUSIONES.....	90
VI. RECOMENDACIONES	92
VII. REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS.....	93
ANEXOS.....	97

ÁREA : Ingeniería de Minas

TEMA : Análisis de costos mineros

FECHA DE SUSTENTACIÓN: 28 de junio del 2024.



ÍNDICE DE TABLAS

	Pág.
Tabla 1 Índice de calidad de la roca.....	33
Tabla 2 Características del macizo rocoso.....	35
Tabla 3 (Dt) Relacion de la dureza de roca con la distancia entre taladros	47
Tabla 4 (K) Relación del coeficiente de la roca con la dureza de la roca.....	47
Tabla 5 Formulación para el cálculo de burden y espaciamiento.....	49
Tabla 6 "K" constante de tipo de roca.....	50
Tabla 7 Características técnicas del Emulnor	56
Tabla 8 Factores influyentes en la actuación de los explosivos.....	57
Tabla 9 Accesibilidad a la U.M. Las Águilas	62
Tabla 10 Tabla GSI para la determinación de la calidad del macizo rocoso in situ. ...	68
Tabla 11 Distribución de taladros en malla de perforación antigua	71
Tabla 12 Parámetros de perforación de la malla utilizada.....	72
Tabla 13 Cantidad en peso de los accesorios de voladura	72
Tabla 14 Distribución de taladros en la mejora de malla de perforación	75
Tabla 15 Detalle de los taladros en el diseño de malla nuevo	76
Tabla 16 Control de la rampa - mes de julio.....	78
Tabla 17 Control de la rampa - mes de agosto.....	78
Tabla 18 Control de la rampa - mes de setiembre	79
Tabla 19 Control de la rampa - mes de octubre	80
Tabla 20 Parámetros de avance durante el mes de agosto	84



Tabla 21	Sumatoria del avance real de la rampa - mes de agosto semanal	85
Tabla 22	Cantidad de explosivos utilizados durante el mes de agosto.	86
Tabla 23	Parámetros de voladura utilizados en la rampa N° 417 - mes de agosto	86
Tabla 24	Resumen de accesorios de voladura con la mejora de malla - agosto	87
Tabla 25	Costos de consumo de explosivos en la realización de la rampa de acceso N°417 en el mes de agosto.....	87



ÍNDICE DE FIGURAS

	Pág.
Figura 1 Diagrama del proceso de planificación de perforación	37
Figura 2 Perforación por rotación	38
Figura 3 Perforación por rotopercusión	39
Figura 4 Denominación de los taladros en un frente de avance	41
Figura 5 Burn cut o corte quemad	43
Figura 6 Diagrama del proceso de ejecución de una perforación	44
Figura 7 Proceso de detonación	45
Figura 8 Calculo de burden y espaciamento	49
Figura 9 Costos aproximados de operaciones unitarias en minería	60
Figura 10 Ubicación geográfica de la unidad minera Las Águilas	61
Figura 11 Evaluación de la malla de perforación utilizada	70
Figura 12 Mejora de la malla de perforación en frentes de avance de 2.5m x 2.5m	74
Figura 13 Reporte de operaciones de la rampa N°417 del mes de agosto	80
Figura 14 Eficiencia por disparo en avance por supervisor	81
Figura 15 Avances semanales en el mes de agosto (ml/semana)	82
Figura 16 Factor de carga por metro lineal en 4' acorde a KPI's	82
Figura 17 Factor de carga por metro lineal en 6' acorde a KPI's	83



ÍNDICE DE ANEXOS

	Pág.
ANEXO 1 Plano topográfico del diseño de la rampa de acceso N°417.....	97
ANEXO 2 Control de avance de la labor en el mes de Julio	98
ANEXO 3 Control de avance de la labor en el mes de Agosto.....	98
ANEXO 4 Control de avance de la labor en el mes de Setiembre	99
ANEXO 5 Control de avance de la labor en el mes de Octubre	99
ANEXO 6 Realización de la perforación en la rampa N°417	100
ANEXO 7 Levantamiento topográfico de la rampa N°417	100
ANEXO 8 Declaración jurada de autenticidad de tesis	101
ANEXO 9 Autorización para el depósito de tesis en el Repositorio Institucional.....	102



ACRÓNIMOS

VAN:	Valor Actual Neto.
FC:	Factor de carga explosiva.
DC:	Densidad de carga explosiva.
CF:	Carga de fondo.
NCN:	Explosivos en base a nitrocarbonitratos.
ANFO:	Explosivo de alta potencia (Ammonium Nitrate - Fuel Oil).
CIEMSA:	Consortio de Ingenieros Ejecutores Mineros S.A.
U.M. Las Águilas:	Unidad Minera Las Águilas



RESUMEN

Se aborda un análisis de la operación unitaria de perforación y voladura en la U.M. Las Águilas, a fin de identificar las deficiencias en la malla de perforación que ocasiona el no cumplimiento del avance lineal, se propone una mejora en la malla de perforación para secciones de 2.5m x 2.5m, que brinde una mejor eficiencia en la voladura, mejore los avances programados y reduzca costos operativos por disparo en la rampa de acceso N° 417. Se utilizó un enfoque cuantitativo de nivel correlacional y diseño experimental, analizando sistemáticamente datos del proceso de perforación y voladura. El desarrollo de esta investigación brinda una mejora en la malla de perforación, realizando variaciones en los accesorios de voladura para secciones de 2.5m x 2.5m, en la cual se evidenció un mayor rendimiento en el factor de avance y reduciendo los costos de esta operación unitaria. Los resultados obtenidos fueron la reducción de costos a un total de 28.12 \$/disparo, cambiando la carga explosiva de Emulnor 1000 y 3000 a Emulnor 3000 y 5000 conjuntamente con la distribución de taladros, reduciendo la cantidad de taladros en una propuesta de mejora de 46 taladros (41 cargados y 5 de alivio) a 43 taladros (38 cargados y 5 de alivio), con un total de consumo de explosivos de 85.780 kg en un mes de análisis y un movimiento de 245.565 toneladas, elevando el factor de carga de 3.98 a 4.19kg/m³ y un avance real de 1.5m por disparo.

Palabras Clave: Malla de perforación, Mejoramiento, Perforación y voladura, Reducción de costos.



ABSTRACT

An analysis of the unitary drilling and blasting operation in the U.M. Las Águilas, in order to identify the deficiencies in the drilling mesh that causes the non-compliance with the linear advance, an improvement in the drilling mesh for sections of 2.5m x 2.5m is proposed, which provides better efficiency in blasting, improves the programmed advances and reduces operating costs per shot in access ramp N° 417. A quantitative approach of correlational level and experimental design was used, systematically analyzing data from the drilling and blasting process. The development of this research provides an improvement in the drilling mesh, making variations in the blasting accessories for sections of 2.5m x 2.5m, in which a higher performance in the feed factor was evidenced and reducing the costs of this unitary operation. The results obtained were the reduction of costs to a total of \$28.12/shot, changing the explosive charge from Emulnor 1000 and 3000 to Emulnor 3000 and 5000 together with the distribution of holes, reducing the number of holes in a proposed improvement from 46 holes (41 loaded and 5 relief) to 43 holes (38 loaded and 5 relief), with a total explosives consumption of 85,780 kg in one month of analysis and a movement of 245,565 tons, raising the load factor from 3.98 to 4.19kg/m³ and a real advance of 1.5m per shot.

Keywords: Drilling Mesh, Improvement, Drilling and Blasting, Cost Reduction.



CAPÍTULO I

INTRODUCCIÓN

1.1. DESCRIPCIÓN DE LA REALIDAD PROBLEMÁTICA

En la unidad minera Las Águilas corresponde a la empresa minera CIEMSA, la cual ejecuta específicas galerías, tajeos y rampas en el cual cada maestro perforista realiza un diferente tipo de arranque en cada frente de avance y un diferente consumo de explosivo, actualmente se tiene en promedio 46 taladros con 41 taladros cargados por disparo, teniendo como costos operativos de perforación y voladura 128.54\$/disparo a un avance real de 1.2m por disparo. Esta problemática es la razón del presente estudio en el cual se pretende analizar el efecto de una mejora en la malla de perforación, para poder mejorar la productividad en frentes de avance de 2.5m x 2.5m en la U.M. Las Águilas, se propuso encontrar los parámetros de diseño de una malla de perforación adecuados para la reducción de costos operativos, determinando el tipo de explosivo y su cantidad optima a utilizar por disparo, poniendo esto en práctica en la realización de la rampa de acceso N° 417, proyecto que une los niveles de 4440 a 4420 m.s.n.m. en la U.M. Las Águilas.

Debido a la finalidad de la presente investigación, los resultados son medidos considerando el avance lineal, ya que, al mejorar las mallas de perforación y el uso de accesorios de voladura, se reducirán los costos operativos en la unidad minera.

1.2. JUSTIFICACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN

El problema que analizó el presente proyecto de investigación en la U.M. Las Águilas, es el de perforación y voladura a fin de buscar una mejora en el diseño de malla de perforación el cual influya en una adecuada distribución de taladros, uso de explosivos, factor de potencia, entre otros.



En la actualidad en la unidad minera se utilizan diferentes mallas de perforación incluso para un frente de avance del mismo nivel con las mismas características geológicas, geomecánicas y estructurales, los maestros perforistas utilizan únicamente su criterio y experiencia al realizar la perforación, existiendo de esta manera una diferencia significativa en la cantidad de los taladros perforados por cada disparo, así como también en el consumo de explosivos por disparo para realizar el avance respectivo. En esta investigación se toma en consideración únicamente la rampa de acceso N° 417, la cual tiene una sección de 2.50m x 2.50m, la cual parte del nivel 4440 al nivel 4420.

Considerando el costo elevado de perforación y voladura, actualmente el costo por disparo es de 128.54\$/disparo con el diseño de malla utilizado normalmente, a la vez se considerará el efecto del tipo de explosivo utilizado con la finalidad de establecer nuevos accesorios de voladura para optimizar la carga explosiva de acuerdo al tipo de explosivo utilizado, llegando al mismo fin el cual es la reducción de costos operativos. Actualmente se utiliza el explosivo Emulnor 1000 y 3000, con un encebado y con cordón detonante, el cual representa una eficiencia del 81.08% por disparo.

1.3. FORMULACIÓN DEL PROBLEMA

Al conocer la principal problemática, la cual es la de la deficiencia en el diseño de la malla de perforación utilizado, el problema se divide en:

1.3.1. Pregunta general

¿Cómo mejorar la malla de perforación para reducir los costos operativos en la rampa 417 – U.M. Las Águilas – CIEMSA?



1.3.2. Preguntas específicas

¿Cuál es la eficacia de la malla de perforación en el avance lineal de la rampa 417 – U.M. Las Águilas – CIEMSA?

¿Cómo mejorar la malla de perforación para el óptimo avance lineal de la rampa 417 – U.M. Las Águilas - CIEMSA?

¿Cuál es la reducción de costos operativos en el avance lineal de la rampa 417 – U.M. Las Águilas - CIEMSA?

1.4. HIPÓTESIS DE LA INVESTIGACIÓN

1.4.1. Hipótesis general

La mejora de la malla de perforación reduce los costos operativos en la rampa 417 – U.M. Las Águilas - CIEMSA.

1.4.2. Hipótesis específicas

Se determina la eficacia de la malla de perforación en el avance lineal de la rampa 417 – U.M. Las Águilas – CIEMSA.

Mejorando la malla de perforación se tiene un óptimo avance lineal de la rampa 417 – U.M. Las Águilas – CIEMSA.

Se reducen los costos operativos en el avance lineal de la rampa 417 – U.M. Las Águilas – CIEMSA.



1.5. OBJETIVOS DE LA INVESTIGACIÓN

1.5.1. Objetivo general

Mejorar la malla de perforación para reducir los costos operativos en la rampa 417 – U.M. Las Águilas – CIEMSA.

1.5.2. Objetivos específicos

Determinar la eficacia de la malla de perforación en el avance lineal de la rampa 417 – U.M. Las Águilas – CIEMSA.

Mejorar la malla de perforación para el óptimo avance lineal de la rampa 417 – U.M. Las Águilas – CIEMSA.

Reducir costos operativos en el avance lineal de la rampa 417 – U.M. Las Águilas – CIEMSA.

1.6. ALCANCE DE LA INVESTIGACIÓN

Los alcances del presente trabajo de investigación se centran en el estudio descriptivo - comparativo de la malla de perforación utilizada anteriormente en secciones de 2.5m x 2.5m en labores horizontales, con el diseño de una nueva malla de perforación en la rampa de acceso N° 417 de la unidad minera Las Águilas, teniendo en cuenta el enfoque de extracción, teorías y parámetros relacionados con la perforación y voladura, incluyendo aspectos vinculados a la eficiencia y los costos operativos. También se considera crucial la identificación de los accesorios de voladura apropiados para optimizar el proceso. Para lo cual se cuenta con la documentación correspondiente y archivos actualizados para la comparativa correspondiente hasta la presente fecha.



1.7. LIMITACIONES DE LA INVESTIGACIÓN

Las principales limitaciones de la investigación fueron:

Del investigador; me limité a realizar un estudio descriptivo ya que lo que se busca es especificar las propiedades y características del proceso de perforación y voladura el cual fue evaluado y los parámetros medidos en un solo punto de muestreo (rampa de acceso N° 417), se evaluó y recolectó datos sobre los problemas específicos en la unidad minera.

De la investigación, para poder obtener una conclusión final del presente trabajo de investigación, los resultados obtenidos fueron validados; se considera también necesario hacer estudios en otros frentes de avance, rampas, o en las otras unidades de la empresa CIEMSA, de esta manera poder contar con más resultados donde intervengan también más variables de investigación como el factor humano, factor tiempo y muchos otros aspectos económicos; los cuales constituyen una limitación al presente estudio.



CAPÍTULO II

REVISIÓN DE LITERATURA

2.1. ANTECEDENTES DE LA INVESTIGACIÓN

Los antecedentes descritos en los próximos párrafos están vinculados con la presente investigación, los cuales fueron examinados y evaluados minuciosamente. Estos constituyen una base teórica de gran relevancia debido a su extenso alcance de investigación a nivel regional, nacional e internacional, abarcando:

Cachi (2022) indica en su trabajo de investigación en una galería de la misma unidad minera, denominada galería N°435 a cargo de la contrata U&H Star, fue ejecutado en la galería 435, no se tuvo un tipo de arranque estandarizado y también el consumo de explosivo no estuvo estandarizado. Las mallas de perforación registraron un promedio de 37 taladros perforados y 33 taladros cargados por disparo, con un costo operativo de 353,99\$/disparo. Su meta era optimizar esta malla con el propósito de disminuir los costos operativos para U&H Star - Constructora e Inversiones S.A.C. en U.M. Las Águilas. Los resultados de su optimización revelaron una reducción en los costos operativos en perforación y voladura, alcanzando los 34,3\$/disparo, lo que representa una disminución de 6,88\$/disparo en perforación y 27,42\$/disparo en voladura. En resumen, la malla de perforación y voladura que implementó logró reducir los costos operativos en la galería 435 al reducir la cantidad de taladros cargados de 33 a 30 taladros/disparo.

En el estudio de Moreano (2022), aborda el análisis de operaciones mineras subterráneas con el objetivo de reducir los costos operativos en el proceso de perforación y voladura. El autor destaca la importancia de considerar la productividad, rentabilidad y seguridad al elegir un método de explotación minera. En este contexto, menciona que el



método de explotación de tajeos con taladros largos emerge como una opción beneficiosa desde perspectivas técnica y económica para la compañía minera. El uso de taladros largos en la perforación, especialmente con equipos versátiles como los perforadores Simba, se identifica como una alternativa que ofreció ventajas significativas. Se destacó la capacidad de obtener un mayor tonelaje de material fragmentado en cada disparo, lo que contribuyó a una mejora en la eficiencia operativa. Además, el análisis económico reveló que el método de explotación por taladros largos presenta un Valor Actual Neto (VAN) más alto en los flujos descontados calculados a lo largo de la vida útil de su mina de estudio. En cifras concretas, se menciona que el VAN para el minado por taladros largos alcanzó los \$111,693,722, en comparación con el VAN de \$100,662,119 para el minado convencional. Esto subraya la viabilidad financiera y la mejora en la rentabilidad asociada con la implementación del método de explotación de tajeos con taladros largos.

Considerando la investigación de Pilco (2021) donde diseñó una malla de perforación por medio de la clasificación del macizo rocoso para evitar sobre rotura, se centra en el diseño de una malla de perforación y voladura mediante la clasificación del macizo rocoso, con el objetivo de prevenir la sobre rotura en UM Las Águilas. El enfoque principal del estudio es la caracterización del macizo rocoso para mejorar el control en las coronas y hastiales. Un aspecto destacado de su investigación es la atención especial prestada al uso de explosivos de baja energía, con el fin de reducir y controlar la fragmentación en los distintos frentes de avance. El análisis reveló que se observan factores de carga lineal elevados en un tipo de roca mala (IV), con un factor de carga de 12.45 kg/m, y para un tipo de roca buena (II y III), de 13.20 kg/m. Este fenómeno se atribuyó al uso excesivo de Emulnor 3000 de 1" x 8". En consecuencia, la conclusión principal del estudio es la recomendación de explosivos específicos según el tipo de roca con la que se esté trabajando. Esta sugerencia se basó en la necesidad de adaptar el tipo



de explosivo para optimizar el control de la fragmentación y evitar la sobre rotura, especialmente en situaciones donde se han observado factores de carga lineal elevados.

Por otro lado, Colana (2020) en su trabajo de investigación, que trata sobre los efectos del diseño de malla de perforación y voladura, menciona que tuvo deficiencias con las operaciones unitarias de perforación y voladura, con un consumo de explosivos elevado, distribución de taladros inadecuado, que generaron un costo elevado en las operaciones unitarias. Concluyo que la implementación de un nuevo diseño de malla de perforación y voladura tuvo un impacto positivo en la reducción de costos. En comparación con su diseño anterior, donde el costo ascendía a S/. 901.56 por metro lineal de avance, su nuevo diseño ha logrado reducir este costo a S/. 818.017 por metro lineal de avance. Este cambio generó un ahorro notable de S/.83.55 por metro lineal de avance, demostrando así la eficacia y la eficiencia del nuevo enfoque en términos de optimización de costos en perforación y voladura.

Pucuhuanca (2019) en su investigación sobre optimización en la Unidad El Porvenir, trata de la reducción de costos, partiendo primero por la necesidad de conocer cada uno de los procesos de las operaciones, tuvo como detalle fundamental el ciclo de minado, identificando las debilidades en el proceso de operaciones, para optimizar el meto de explotación para incrementar la producción. Se menciona tambien que mejorar la productividad no solo conlleva a un aumento en la rentabilidad para el capital invertido, sino que también actúa como un estímulo para la inversión, promoviendo el crecimiento del empleo en la economía. Al mismo tiempo, el establecimiento de nuevos estándares operativos resultó en un rendimiento superior, contribuyendo así a elevar el nivel de producción en la Unidad donde se llevó a cabo la investigación. Este enfoque no solo optimiza los resultados financieros, sino que también impulsa el desarrollo económico y



la eficiencia operativa, generando beneficios tanto a nivel empresarial como a nivel macroeconómico.

Considerando a Espinoza & Vasquez (2019) en su investigación donde estudió la viabilidad técnica del incremento de avance por disparo en secciones 4x4m, el cual fue desarrollado en mina Condestable; el objetivo principal fue lograr avances superiores a 5 metros por disparo, fundamentado en la premisa de que realizar avances de mayor longitud permitiría la preparación más rápida de los tajos, alineándose con los objetivos de producción derivados de un cambio en el método de minado. La investigación se basó en un análisis estadístico que consideró datos de campo recopilados durante un periodo de tiempo representativo y confiable con un nivel de confianza del 95%. Los resultados revelaron que los avances efectivos superaron los 5 metros por disparo. Para alcanzar este resultado, se tuvieron en cuenta factores críticos como la sobre rotura, el factor de carga, las vibraciones generadas, la fragmentación y la estimación adecuada de la flota para garantizar la eficiencia y utilización óptima de los equipos de perforación. Estos hallazgos sugirieron que el aumento del metraje de avance por disparo puede ser técnica y operativamente viable, contribuyendo así a los objetivos de producción y eficiencia en el ciclo de minado.

Por otro lado, Parra (2018) realizó una investigación abordando la reducción de la carga explosiva con el uso del explosivo Emulnor, en la corona de labores de desarrollo para optimizar los costos de voladura, investigando sobre la reducción de la carga explosiva con el uso de Emulnor, en CIA minera MACDESA con el fin de optimizar los costos de voladura, para lo cual realizó una investigación aplicando estándares óptimos de trabajo en operaciones de carguío de taladros con Emulnor de 500, 1000, 3000 y 5000, donde aseguró así el éxito de ahorros por disparo evitando a la vez la sobre rotura en la



corona de labores de desarrollo. Concluyendo que se tuvo una respuesta positiva en la reducción de costos operativos directos y en general de todos los costos de las diferentes áreas que integran una unidad minera. Detallándose las pruebas realizadas in-situ en labores de desarrollo logrando la disminución de costos de voladura y sostenimiento, debido a que controlando el carguío del Emulnor logró evitar la inestabilidad de la labor específicamente en la corona de la excavación.

En contraste con la investigación de Buendia (2010) donde estudió el aumento de la productividad, se enfocó en mejorar la eficiencia del proceso mediante la implementación efectiva de la perforación en breasting. Este enfoque buscó optimizar la productividad dentro de la empresa. Planteando la hipótesis de que el minado semi-mecanizado incrementa la productividad utilizando técnicas de recolección de datos como la observación participante, encuestas y entrevistas, y se procesarán los datos utilizando estadística descriptiva. La justificación central de esta investigación radicó en la necesidad de perfeccionar los métodos de explotación subterránea aurífera con el fin de aumentar los ingresos y lograr una alta tasa de producción a costos más bajos. El propósito principal de este estudio fue mejorar la productividad, resaltando la importancia de optimizar la eficiencia para generar mayores ingresos y alcanzar una producción sostenible a costos reducidos. Además, se tomaron en cuenta aspectos críticos como la seguridad, el medio ambiente y la calidad en este proceso de mejora.

En la investigación de Lopez (2012), analiza la implementación y mejora de la perforación y voladura del subnivel de 3m x 3m de sección hasta alcanzar la longitud predeterminada por el contacto mineral/desmante. En conclusión, se analizó la optimización de la perforación y voladura en la Compañía Minera Cobre Nazca. Se planteó la necesidad de mejorar este método para aumentar la producción en los tajeos



del nivel 845. El estudio propuso la implementación de nuevos accesorios de voladura y técnicas de perforación, así como el establecimiento de estándares operativos para lograr un mayor rendimiento y niveles de producción. Se destaca la importancia de la productividad, la seguridad laboral y la planificación en términos de productividad en la industria minera. Analizando aspectos geológicos y estructurales del área de estudio, así como los procedimientos y estándares de trabajo utilizados en la mina.

Por otro lado Jáuregui (2009) investigó sobre la reducción de los costos operativos en mina, optimizando de los estándares de las operaciones unitarias de perforación y voladura, que abarca aspectos clave como las técnicas apropiadas de perforación y voladura, el análisis de costos, la mecánica de rocas y la seguridad laboral. Fue un enfoque integral adoptado, considerando todas las fases de la actividad minera como componentes interrelacionados de un sistema único. En este contexto, destacó la importancia de las operaciones de perforación y voladura como el núcleo fundamental de dicho sistema. La investigación buscó, por lo tanto, mejorar la eficiencia y reducir los costos operativos al establecer estándares objetivos respaldados por un enfoque científico y técnico en las operaciones de perforación y voladura, contribuyendo así a una gestión más efectiva y rentable de las actividades mineras.

2.2. BASES TEÓRICAS

En esta sección, como parte de este capítulo se utiliza como fundamentos teóricos las definiciones y conceptos establecidos referentes a los componentes influyentes en la realización de un adecuado estudio y análisis de diseño de una mejora en la malla de perforación que tenga influencia en la reducción de costos.



2.2.1. Marco conceptual

- Extracción - minería subterránea: Se emplea como método de explotación cuando las áreas mineralizadas, como vetas o cuerpos de mineral económico, presentan dimensiones estrechas y profundas. La adopción de este enfoque se respalda en evaluaciones técnicoeconómicas que respaldan la necesidad de perforar galerías de acceso, con el fin de facilitar la extracción de estos depósitos (Gonzales, 2002).
- Tajo: Labores temporales destinadas a la extracción de mineral.
- Planeamiento: En el ámbito minero se caracteriza como un proceso ininterrumpido y dinámico que se lleva a cabo mediante una serie de fases. Aunque estas etapas están diseñadas para seguir una lógica específica, es esencial ajustarlas constantemente para adaptarse a situaciones particulares que puedan surgir en el desarrollo de la actividad minera (Gonzales, 2002).
- Macizo rocoso: Se refiere al conjunto integral de bloques constituidos por la matriz rocosa y todas sus discontinuidades asociadas. Este término engloba la totalidad de elementos que conforman la estructura rocosa, incluyendo tanto la parte cohesiva como las discontinuidades presentes en la masa.
- Geomecánica: Se dedica al estudio teórico como práctico de las características mecánicas de los macizos rocosos. Este comportamiento geomecánico está condicionado por factores como la resistencia de la roca, el nivel de fracturación del conjunto rocoso y la resistencia de discontinuidades (Gonzales, 2002).



- Perforación en breasting: Se refiere a la ejecución de perforaciones de producción de forma horizontal, con la cara libre situada en la parte inferior de la malla de perforación. Este método implica realizar perforaciones de manera horizontal para facilitar la extracción de material, con la cara de trabajo orientada hacia la parte inferior de la estructura de perforación.
- Smooth blasting: O voladura suave es un tipo de técnica de voladura de contorno. En el contexto de túneles, también se le denomina voladura periférica. Este método busca minimizar la vibración, la sobre rotura y otros impactos adversos al realizar una detonación controlada alrededor del contorno del área a ser excavada. La voladura suave se utiliza para reducir los daños a las rocas circundantes, garantizando un proceso de excavación más controlado y eficiente (López, 2003).
- Burden: Se refiere a la distancia entre un taladro cargado con explosivos y la cara libre de una malla de perforación. La magnitud de este espacio depende de factores como el diámetro de perforación, las propiedades de la roca y las características del explosivo que se utilizará. Ajustar adecuadamente el burden es crucial para optimizar la eficacia de la voladura y garantizar una fragmentación controlada del material rocoso (Cámac, 2005).
- Espaciamiento: Se refiere a la distancia entre los taladros que han sido cargados con explosivos y que se encuentran en una misma fila, cuadrante o área de influencia dentro de una malla de perforación. Esta medida desempeña una función fundamental en el diseño de la voladura, ya que incide directamente en la distribución de la carga explosiva, lo cual



repercute en la fragmentación y eficiencia de la operación de voladura. La elección adecuada del espaciamiento tiene un impacto significativo en el logro de un control óptimo sobre la roca circundante durante todas las etapas del proceso minero.

- Taladro de alivio: Se caracteriza como una perforación hueca diseñada para permitir la reflexión de las ondas de compresión generadas por la voladura. Este procedimiento genera fuerzas de tensión que juegan un papel esencial en el proceso de fragmentación de la roca. La presencia de taladros de alivio desempeña un papel estratégico al influir en la manera en que las fuerzas explosivas interactúan con la formación rocosa, teniendo un impacto directo en el resultado final de la fragmentación durante la ejecución de la operación de voladura (EXSA, 2008).
- Costos operativos o de producción mina: Se definen como aquellos costos que se generan de manera continua durante el periodo de funcionamiento de una operación minera y están directamente vinculados a la producción. Estos costos incluyen tanto los costos directos, relacionados con los procesos productivos de la mina, como los costos indirectos, que son los gastos fijos independientes de la producción específica. En conjunto, los costos operativos reflejan los gastos continuos asociados con la extracción y procesamiento de minerales en una operación minera.
- Eficacia: En este contexto, la eficacia se mide al comparar el rendimiento real con el planificado, buscando entender en qué medida se han alcanzado los objetivos establecidos y cómo se han gestionado los recursos, especialmente en lo que respecta a los costos. Una mayor eficacia implica



una ejecución más exitosa y eficiente de las metas y presupuestos establecidos.

- Eficiencia: Se refiere a la evaluación de la utilización de los recursos existentes mediante el análisis del rendimiento y la productividad, así como del costo de las acciones ejecutadas. En otras palabras, se trata de medir cuán efectivamente se han empleado los recursos disponibles para lograr los resultados deseados. Una mayor eficiencia implica maximizar el rendimiento y la productividad mientras se minimizan los costos, lo que indica una gestión más efectiva y económica de los recursos en relación con los objetivos planteados.
- Optimización: Se define como un conjunto de técnicas que, mediante el uso de métodos y modelos matemático-analíticos, simplifican la planificación y establecen criterios para el desarrollo de algoritmos. Su objetivo es encontrar un conjunto de valores que maximicen un determinado criterio bajo ciertas restricciones. En esencia, la optimización implica la búsqueda eficiente de soluciones que proporcionen el valor máximo en función de los parámetros establecidos. En otras palabras, la optimización busca la configuración más eficiente o efectiva de variables dentro de un sistema para maximizar o minimizar una función objetivo, de acuerdo con los objetivos y restricciones definidos en el problema en cuestión. Es una herramienta valiosa en la toma de decisiones para mejorar el rendimiento y la eficiencia en diversas áreas, incluyendo operaciones mineras.
- Rendimiento: Al ser un contexto empresarial, el rendimiento se caracteriza como el logro deseado en relación con el obtenido por cada unidad que



ejecuta una actividad específica. Esta expresión denota la eficacia y la eficiencia con las que una unidad o entidad alcanza sus objetivos en comparación con las metas predefinidas (Parra, 2018).

2.2.2. Mecánica de rocas

La definición aceptada de la mecánica de rocas propuesta por el ISRM es el siguiente: una ciencia aplicada y teórica que se encarga del estudio del comportamiento mecánico de las rocas y del macizo rocoso y su interacción entre sí. Es la rama de la ingeniería civil, de carreteras o minera dedicada al estudio del comportamiento y respuesta de las rocas al campo de fuerzas en interacción en su entorno; la disciplina que mayormente la utiliza es la minería ya que es imprescindible para la realización de excavaciones las cuales se hacen modificando los campos de fuerza en su entorno físico de las rocas (Ramírez & Alejano, 2004).

2.2.3. Resistencia mecánica de las rocas

La resistencia mecánica de las rocas se refiere a la resistencia de comprensión, tracción y resistencia de esfuerzos estáticos, los cuales inicialmente se fueron utilizados como parámetros indicativos de la “aptitud” de la roca con respecto a la voladura, para poder medir su resistencia a la voladura.

El abordaje de los desafíos en la mecánica de rocas vinculados a la resistencia nos conduce a la necesidad de considerar sus resistencias dinámicas. Este aspecto cobra importancia dado que dichas resistencias experimentan un aumento proporcional al índice de carga y a la profundidad de la excavación. Es esencial tener en cuenta que, si la intensidad de la onda de choque supera tanto la

resistencia dinámica como la compresión, puede desencadenar estallidos de roca, también conocidos como trituración de la roca circundante. Este fenómeno impacta directamente en las paredes de la excavación, generando un riesgo de colapso en la estructura; según López (2003), el índice de calidad de la roca se puede clasificar en:

Tabla 1

Índice de calidad de la roca

Clasificación	Dureza	Resistencia a la compresión (MPa)
Muy blanda	1 a 2	10
Blanda	2 a 3	10 a 30
Media blanda	3 a 5	30 a 60
Media dura	4 a 6	60 a 120
Dura	6 a 7	120 a 200

Fuente: López et al. (2003)

2.2.4. Propiedades de las rocas y factores de alteración

2.2.4.1. Propiedades físicas de las rocas

Dureza: La dureza de un macizo rocoso se refiere a su resistencia a ser rayado o penetrado. Es una medida de la resistencia de la roca a la abrasión y a la deformación plástica.

Tenacidad: La tenacidad describe la capacidad de un macizo rocoso para absorber energía antes de fracturarse. Indica la resistencia de la roca a la propagación de grietas y a la fractura.

Densidad: La densidad se refiere a la masa de un macizo rocoso por unidad de volumen. Puede influir en la estabilidad de la roca, ya que



la presión del peso sobre capas inferiores puede afectar su comportamiento.

Textura: La textura de un macizo rocoso se relaciona con la disposición y tamaño de los granos minerales que lo componen. Puede ser fina, intermedia o gruesa, y afecta propiedades como la porosidad y la permeabilidad.

Porosidad: La porosidad es la proporción de espacios vacíos (poros) en un macizo rocoso. Influye en la capacidad de retención de agua, la permeabilidad y la susceptibilidad a la compactación.

Variabilidad: La variabilidad se refiere a la diversidad o heterogeneidad de las propiedades en un macizo rocoso. Puede influir en la uniformidad de la respuesta del macizo a las fuerzas externas y afectar la planificación y ejecución de proyectos geotécnicos.

2.2.4.2. Factores de alteración de las rocas

La alteración según EXSA (2008) es considerado como el deterioro producido por efecto del intemperismo y presencia de aguas freáticas en el macizo rocoso, además de fenómenos geológicos o geofísicos que las modifican o transforman.

Espaciamiento entre diaclasas, el espaciamiento entre juntas o diaclasas tiene gran influencia sobre la estructura del macizo rocoso a estudiar, la resistencia de este va disminuyendo según aumentando el número de juntas presentes en un área determinado. Es considerado que este factor es el más influyente en la disminución de resistencia del macizo

rocoso, independientemente de la resistencia compresiva del tipo de roca, entonces si un material rocoso de alta resistencia (200 MPa), si se encuentra muy fracturado con un espaciamiento de juntas cerrado, este es un macizo rocoso de poca resistencia. Bieniawski (1989) considero la clasificación de macizos rocosos como se muestra a continuación:

Tabla 2

Características del macizo rocoso

Descripción del espaciamiento	Espacio entre juntas	Tipo de macizo rocoso
Muy cerrado	< 50mm	Machacado
Cerrado	50 a 300 mm	Fracturado
Moderadamente	0.3 a 1 m	En bloques
Ancho	1 a 3 m	Masivo
Muy ancho	>3 m	Solido

Fuente: Bieniawski (1989)

2.2.5. Perforación subterránea y fundamentos

La perforación es una de las operaciones fundamentales en una operación minera, especialmente en el contexto de la voladura. durante la perforación, se crean huecos cilíndricos llamados taladros en la roca. estos taladros están diseñados para alojar el explosivo y sus accesorios iniciadores. la precisión y disposición adecuada de estos taladros son críticas para lograr una voladura controlada y eficiente, que a su vez facilita el posterior carguío, transporte y otras operaciones en la mina. cada una de estas operaciones unitarias juega un papel crucial en el ciclo de producción minera. Según EXSA (2008) la perforación es definida como la acción que a través de medios mecánicos tiene la finalidad de



generar una cavidad, con distribución y geometría adecuada en un macizo y varían según su aplicación. Existen dos métodos de mecanismo de perforación, estos son los métodos rotativos y roto percusivos. La estructura básica de la maquinaria utilizada es la siguiente:

Perforadora: sirve como fuente de energía mecánica en el proceso de perforación.

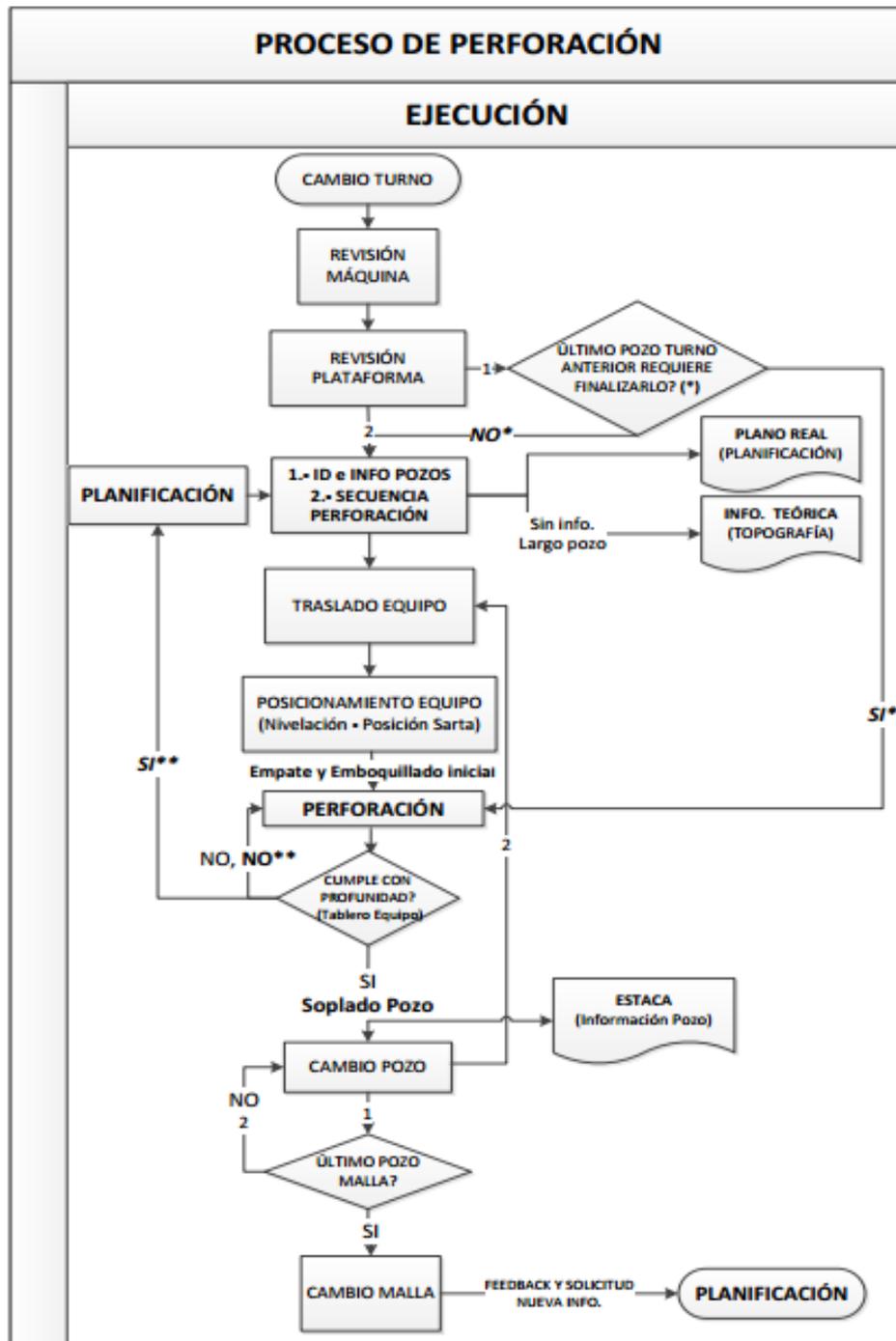
Varillaje: actúa como un sistema de transmisión que canaliza la energía generada por la perforadora.

Broca: dispositivo que mantiene contacto directo con el macizo, se encarga de transmitir la energía generada por la perforadora con el propósito de inducir el fracturamiento en la roca.

Fluido de Barrido: desempeña un papel crucial al llevar a cabo la limpieza y evacuación de los detritos generados durante la perforación, ya sea el uso de aire o agua.

Figura 1

Diagrama del proceso de planificación de perforación



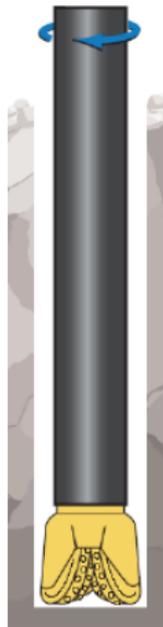
Fuente: INACAP (2018).

2.2.5.1. Métodos mecánicos de perforación

Perforación por rotación: La perforación rotativa realiza 2 acciones básicas transmitidas de la broca a la roca (empuje axial y torque), la energía es transmitida a la broca a través del tubo de perforación el cual gira y presiona la broca contra la roca. Los elementos cortantes de las brocas (como el carburo de tungsteno en un tricono) genera una presión sobre la roca que llega a producir la rotura de la misma, su función es hacer que la broca actúe sobre puntos de la roca en el fondo del barreno (OSINERGMIN, 2017).

Figura 2

Perforación por rotación



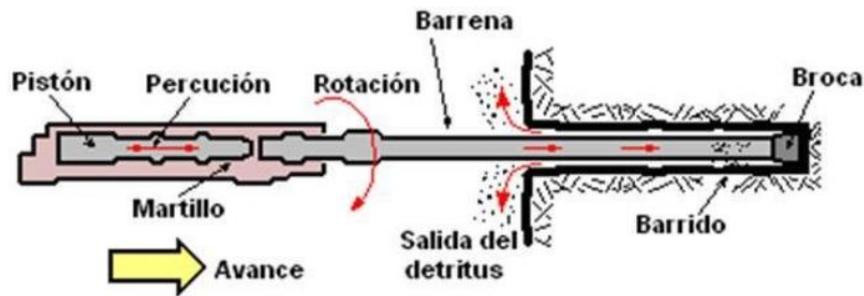
Fuente: INACAP (2018).

Perforación rotopercutiva: Es la más utilizada en todos los tipos de roca, desde rocas débiles hasta rocas fuertes. Su beneficio es el de una gran diversidad de diámetros de perforación y su fácil movilidad, son

empleados en operaciones a cielo abierto como subterráneas debido a sus beneficios (López et al., 2003).

Figura 3

Perforación por rotopercusión



Fuente: INACAP (2018).

2.2.5.2. Condiciones de perforación

Considerando las condiciones para conseguir una voladura eficiente, la elección de la máquina perforadora es tan importante como la selección del explosivo, es por ello que este trabajo se efectúa con la realización de cálculos correspondientes y la experiencia del maestro perforista, son condiciones que determinan pérdidas de la eficiencia de la energía explosiva en cada disparo. Teórica y prácticamente se puede decir que la calidad de los taladros al momento de ser perforados está limitada por 5 condiciones, diámetro, longitud, paralelismo o orientación, velocidad de penetración y estabilidad (López et al., 2003).

Diámetro: La broca a utilizar para según regla general a de ser el de menor diámetro factible ya que este es el más económico de realizar



Longitud: Este aspecto tiene impacto en la elección de la capacidad del equipo y en el avance por disparo, ya que está relacionado con la profundidad del taladro.

Paralelismo: Se considera que esta variable varía según el tipo de roca, el método de perforación y las características del equipo. Se busca alcanzar la mayor rectitud y alineación posible para lograr una distribución adecuada del explosivo en el arranque de perforación. Además, es crucial para la interacción efectiva de la carga explosiva durante la voladura. La orientación de los taladros es de suma importancia, debiendo ser paralelos a la superficie o cara libre, con el objetivo de evitar la sobre rotura y tiros cortados del macizo rocoso (Fernandez, 2012).

Estabilidad: En determinados terrenos, la perforación tiende a tardarse, por lo que es necesario revestir los taladros interiormente con tubos especiales para poderlos ser cargados, a su vez se pueden aplicar técnicas de revestimiento con la utilización de arcillas especiales como bentonita u otros que son utilizados en perforación de petróleo (OSINERGMIN, 2017).

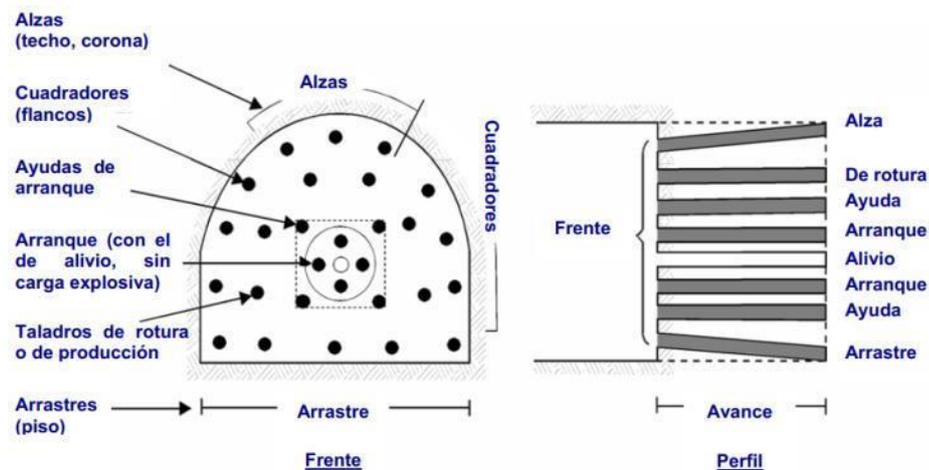
Velocidad de penetración: Esta característica no solo está determinada por la aplicación de fuerza, sino que también está influenciada por la limpieza del detritus del barreno, así como por el uso de aire comprimido y/o agua a presión en el taladro.

2.2.6. Distribución y denominación de taladros

Refiere sobre la denominación de los taladros en un frente de avance perforado previa la voladura:

Figura 4

Denominación de los taladros en un frente de avance



Fuente: EXSA (2008).

Taladros cuadradores: Una técnica esencial en minería subterránea, se describen como perforaciones laterales estratégicamente posicionadas en los hastiales, desempeñando el papel fundamental de constituir los flancos de la galería. Esta práctica específica juega un papel crucial en la conformación y estabilidad de la galería, permitiendo un acceso eficiente a las vetas o cuerpos de mineral. Además de proporcionar un soporte estructural, los taladros cuadradores contribuyen a optimizar la seguridad y la eficacia en las operaciones mineras al facilitar la extracción de los recursos minerales de manera controlada y eficiente.

Taladros de arranque: Desempeñan un papel crucial en la minería subterránea, ya que están diseñados con la finalidad de establecer la cara libre en el frente cerrado de una galería. Esta operación inicial da lugar a una segunda cara



libre que facilita la salida de los demás taladros, dando forma a un banco anular. Este enfoque estratégico no solo permite una eficiente extracción de los recursos minerales, sino que también contribuye a la estabilidad estructural de la galería subterránea. La creación de este banco anular optimiza la operatividad al proporcionar una estructura sólida que facilita la progresión y la extracción de minerales de manera sistemática y segura (Ames, 2008).

Taladros de techo o corona: Englobando todas las perforaciones llevadas a cabo en la parte superior de un frente de perforación. También se les conoce como taladros de corona. Estas perforaciones estratégicas desempeñan un papel esencial en la creación de una estructura de soporte en la parte superior del frente de perforación, contribuyendo significativamente a la estabilidad y seguridad de la galería subterránea. La implementación de taladros de corona no solo refuerza la integridad estructural, sino que también facilita la progresión eficiente y segura en las operaciones mineras al permitir una extracción controlada de minerales.

Taladros de alivio: Se sitúan alrededor y acompañan a los taladros de arranque. Su función principal radica en contribuir a la liberación de energía durante el proceso de perforación, facilitando así la salida inicial. Estos taladros desempeñan un papel estratégico al permitir que la energía generada durante la perforación se disipe de manera controlada, contribuyendo a la eficiencia y seguridad en la operación global. Al rodear los taladros de arranque, los taladros de alivio juegan un papel esencial en el manejo adecuado de las fuerzas involucradas en la excavación subterránea.

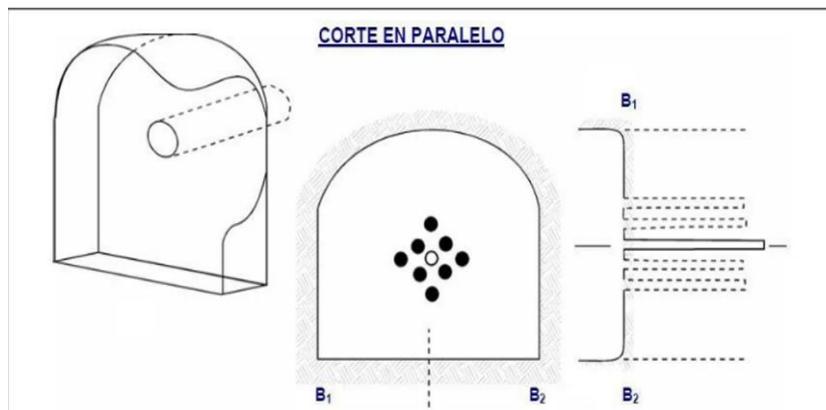
Taladros de arrastre o piso: Son taladros realizados en la base del frente de avance, su función principal es remover todo el material roto debido a que detona en la última fase o ultima secuencia (Fernandez, 2012).

2.2.7. Tipo de arranque

En minería subterránea se manejan generalmente 3 diferentes tipos de arranque de los frentes de avance, el utilizado en la U.M. Las Águilas es el Burn cut o corte quemado; este tipo de arranque consiste en tres o más taladros horizontales exactamente paralelos entre sí como tambien al eje de la galería. Si las condiciones del terreno no son favorables como la dureza de la roca, estos taladros deberán estar con un burden y espaciamiento mucho menor entre si. Se deben dejar uno o más taladros de alivio (sin cargar) como se muestra:

Figura 5

Burn cut o corte quemad

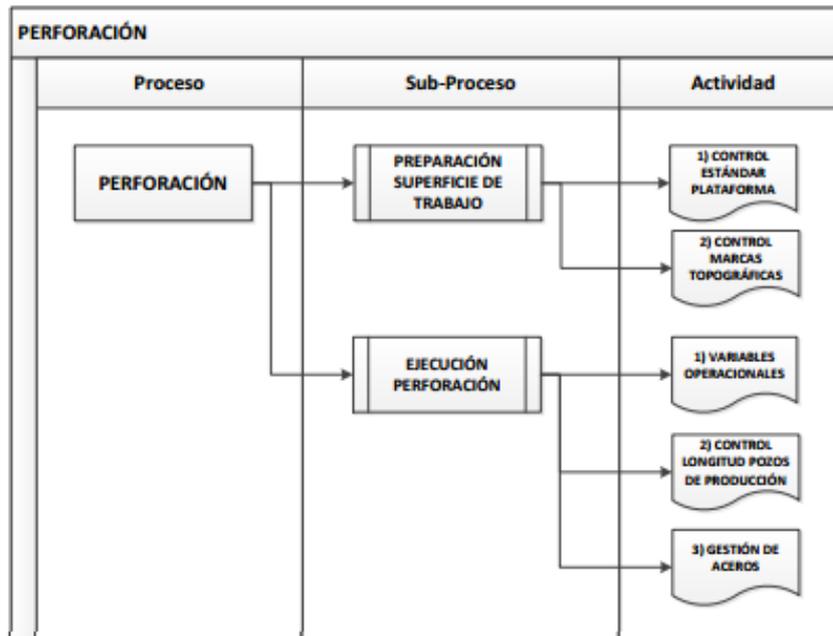


Fuente: López et al. (2003)

En el proceso de perforación, es de gran importancia resaltar la clasificación de los factores influyentes en su desarrollo para garantizar una operación óptima.

Figura 6

Diagrama del proceso de ejecución de una perforación



Fuente: INACAP (2018)

Cuando se consideran los riesgos asociados con la operación de perforación, es importante reconocer que estos pueden manifestarse en todas las fases del proceso productivo. Estos riesgos son susceptibles de clasificación y se encuentran presentes en cada etapa operativa. Sin embargo, es posible prevenir estos riesgos mediante la implementación de un plan de desarrollo de operación seguro. Se vuelve crucial la elaboración de un plan de acción específico para cada riesgo con probabilidad de ocurrencia, abarcando las etapas previas a la ejecución, durante la ejecución y posterior a la ejecución de la perforación.

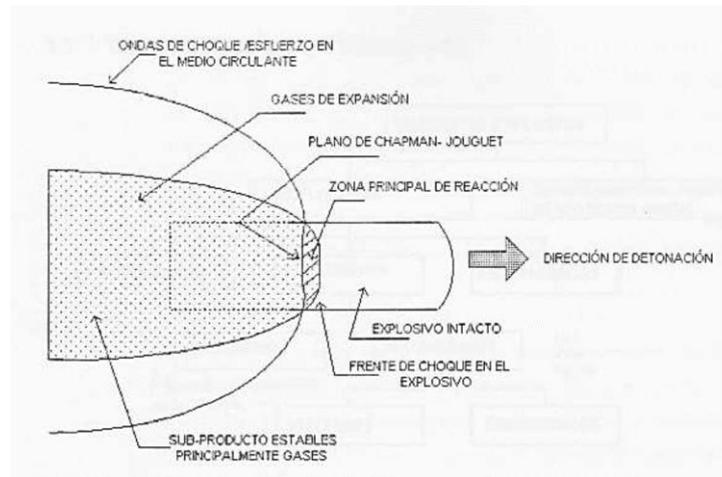
2.2.8. Fragmentación en voladura de rocas

Trata de la acción de los explosivos con su respuesta consecuente en el macizo rocoso circundante, donde se involucran diferentes factores como: tiempo, energía termodinámica, ondas de choque, entre otros, siendo este un complejo

mecanismo que interactúa en etapas (López et al., 2003), representadas en la siguiente figura:

Figura 7

Proceso de detonación



Fuente: Rodriguez (2017)

El proceso de fragmentación de rocas se inicia con la generación de la onda de choque y la detonación del explosivo. Las ondas de choque se propagan directamente hacia el macizo rocoso, dando lugar a su fracturamiento o agrietamiento inicial. Durante este proceso, se generan gases que se expanden a elevadas presiones y temperaturas, induciendo así la fracturación y desplazamiento subsiguiente de la roca. Este conjunto de etapas forma parte esencial del proceso de voladura en minería, donde la liberación controlada de energía resulta fundamental para lograr una fragmentación deseada y eficaz de la roca circundante. La selección del tipo de arranque también influye en este fenómeno. Como resultado de esta reacción, se forma un montículo de escombros y detritus debido al desplazamiento de la roca fracturada.

2.2.9. Diseño de malla de perforación

2.2.9.1. Cálculo de numero de taladros

La determinación de la cantidad de taladros necesarios en una voladura subterránea se sustenta en diversos factores, incluyendo el tipo de roca (su nivel de dureza), el grado de confinamiento en el frente, la fragmentación deseada y el diámetro de las brocas de perforación disponibles en la unidad minera. Estos elementos influyen en la decisión de ajustar la malla de perforación, ya sea disminuyendo o incrementando el número de taladros calculados teóricamente. Este proceso de cálculo busca optimizar la eficiencia de la voladura, adaptándola a las características específicas del macizo rocoso y garantizando así una fragmentación controlada y eficaz durante las operaciones mineras subterráneas. Según EXSA (2008) es posible calcular el número de taladros aproximadamente utilizando la siguiente fórmula:

$$N^{\circ} TAL = 10x\sqrt{(A \times H)} \quad \dots \text{Ec. (1)}$$

Donde:

H = Altura de labor

A = Ancho de labor

Una variante más precisa de esta fórmula es la siguiente:

$$N^{\circ} Tal = (P/dt) + (K \times S) \quad \dots \text{Ec. (2)}$$

Donde:

P = Perímetro de la sección de la labor en metros

N° Tal = Número de taladros, de:

$$N = \sqrt{A} \times 4 \quad \dots \text{Ec. (3)}$$

K = Coeficiente o factor de la roca

dt = Distancia entre los taladros de la circunferencia o periféricos.

S = Sección de labor

Tabla 3

(Dt) Relación de la dureza de roca con la distancia entre taladros

Dureza de la roca	Distancia entre taladros (m)
Roca suave	0.70 a 0.75
Roca intermedia	0.60 a 0.65
Roca dura	0.50 a 0.55

Fuente: EXSA (2008).

Tabla 4

(K) Relación del coeficiente de la roca con la dureza de la roca

Dureza de la roca	Distancia entre taladros (m)
Roca suave	0.70 a 0.75
Roca intermedia	0.60 a 0.65
Roca dura	0.50 a 0.55

Fuente: EXSA (2008)

2.2.9.2. Cálculo de la longitud de los taladros

La longitud de los taladros se establece en función del ancho efectivo de la sección, el método de arranque elegido y las especificaciones del equipo de perforación. En el caso de optar por el corte quemado, los



taladros pueden perforarse a profundidades de 2 y 3 metros, en contraste con el corte en V, donde la perforación puede oscilar entre 1 y 2 metros en excavaciones de sección reducida. EXSA (2008) indica que para calcular la longitud de los taladros de corte en V, cuña o pirámide se puede utilizar la siguiente ecuación:

$$L = 0,5 \times \sqrt{S} \quad \dots \text{Ec. (4)}$$

Donde: S : Es el área de la sección del túnel en m².

2.2.9.3. Cálculo del burden o espaciamiento entre taladros

Para el cálculo del primer burden y espaciamiento entre taladros, distancia del taladro de alivio central y los taladros de la primera sección, acorde a teoría no debería exceder de:

$$1,70 \times D2 \quad \dots \text{Ec. (5)}$$

D2 es el diámetro del taladro de alivio

D1 es el diámetro del taladro de producción

Si se requiere tener una fragmentación y salida de mineral satisfactorio. Se debe tener en cuenta que las condiciones de fragmentación pueden variar significativamente, dependiendo principalmente del tipo de explosivo a utilizar, caracterización de la roca y distancia entre taladros cargados y de alivio (Holmberg, 1982).

Tabla 5

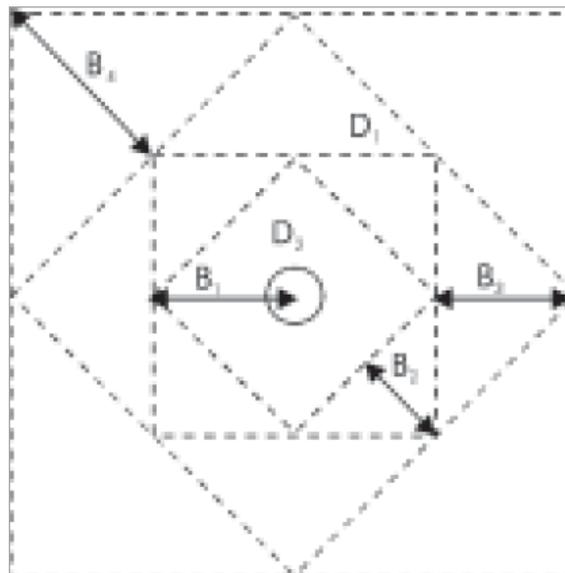
Formulación para el cálculo de burden y espaciamento

Cuadrante	Burden	Espaciamento
4ta	$B4 = 1.50 \times B3 \times \sqrt{2}$	$1.50 \times B4 \times \sqrt{2}$
3ra	$B3 = 1.50 \times B2 \times \sqrt{2}$	$1.50 \times B3 \times \sqrt{2}$
2da	$B2 = B1 \times \sqrt{2}$	$1.50 \times B2 \times \sqrt{2}$
1ra	$B1 = 1.50 \times D2$	$B1 \times \sqrt{2}$

Fuente: EXSA (2008)

Figura 8

Calculo de burden y espaciamento



Fuente: EXSA (2008).

Donde B= burden:

B1= B 1er cuadrante.

B2= B 2do cuadrante.

B3= B 3er cuadrante.



B4= B 4to cuadrante.

D2= Diámetro taladro de alivio.

Otro método para la realización del cálculo del burden, es mencionado por (Cámac, 2005), que hace mención a la consideración de que el burden está en función del diámetro y longitud del taladro y esta relación influye en el grado de fragmentación.

$$B = K \times \sqrt{(D' \times L)} \quad \dots \text{Ec. (6)}$$

Dónde:

B = burden en pies

K = constante de tipo de roca

D' = diámetro del taladro en pies

L = longitud del taladro en pies

Tabla 6

"K" constante de tipo de roca

Tipo de roca	Constante K
Muy suave	3
Suave	2.5
Intermedia	2
Dura	1.5
Muy dura	1

Fuente: OSINERGMIN (2017).



2.2.10. Distribución de carga explosiva

2.2.10.1. Cálculo del factor de carga

Es la relación existente entre el peso de explosivo y el volumen de material roto.

$$FC = (We/V) \quad \dots \text{Ec. (7)}$$

Donde:

V = Volumen del material roto.

We = Peso del explosivo

FC = Factor de carga.

2.2.10.2. Cálculo de densidad de carga

$$DC = 0,57 \times \rho_e \times \emptyset^2 \times (L - T) \quad \dots \text{Ec. (8)}$$

Dónde:

L = Longitud de perforación.

0,57 = Factor.

T = Taco.

\emptyset = Diámetro del taladro

DC = Densidad de carga, en kg/tal.

ρ_e = Densidad del explosivo utilizado.

2.2.10.3. Cálculo de carga de fondo

Se hace alusión a la carga explosiva de mayor densidad y potencia, la cual se posiciona en la parte inferior del taladro con el propósito de fracturar la sección más confinada y garantizar la rotura hasta el piso. La cantidad de esta carga se expresa en unidades de kg/m o lb/pie de explosivo. Teniendo en cuenta la resistencia de la roca y el diámetro de la carga, la longitud de la carga en la parte inferior variará desde 30 veces el diámetro ($30\emptyset$) para rocas de baja dureza hasta 45 veces el diámetro ($45\emptyset$) para rocas de gran dureza. Este enfoque estratégico se basa en adaptar la carga explosiva a las características específicas de la roca para lograr una fracturación controlada y eficiente durante el proceso de voladura.

$$CF = 1,3 \times B \quad \dots \text{Ec. (9)}$$

Donde:

B= Burden.

CF= Carga de fondo.

CF debe ser mayor que $0,6 B$ para que el tope superior esté al menos al nivel del piso del banco.

2.2.10.4. Cálculo de volumen del explosivo

El diámetro del taladro se determina por la longitud de la columna explosiva (columna continua) o por la suma de las cargas segmentadas.

$$Ve = (\emptyset \times Ce) \text{ en } m^3 \quad \dots \text{Ec. (10)}$$



Donde:

Ce = Columna explosiva.

Ø = Diámetro del taladro.

Ve = Volumen de explosivo.

2.2.10.5. Cálculo del movimiento de roca (vol. y ton.)

$$Volumen (V) = S \times L \quad \dots \text{Ec. (11)}$$

Donde:

L = Longitud taladros (m).

S = Dimensión de sección (m²).

V = Volumen de roca.

$$Tonelaje (t) = V \times \rho \quad \dots \text{Ec. (12)}$$

Donde:

ρ = Densidad de roca, entre 1,50 a 2,50.

V = Volumen de roca.

2.2.11. Explosivos y agentes de voladura

Dinamita: Las variantes modernas de dinamita, conocidas como gelatinas, se caracterizan por su textura plástica, lo que facilita su manipulación y aplicación. Comprenden aproximadamente entre el 30% y el 35% de nitroglicerina-nitrocelulosa, mientras que el resto está compuesto por oxidantes y otros aditivos.



Las dinamitas con una menor proporción de estos componentes tienden a ser menos moldeables y más susceptibles al agua, recibiendo la denominación de semigelatinas o pulverulentas.

Explosivos acuosos: Como el hidrogel, se componen de una fase continua que consiste en una solución acuosa de sales oxidantes saturada a temperatura ambiente, formando un gel soluble en agua. Esta fase continua se combina con una fase dispersa que puede contener partículas sólidas, gotitas líquidas o ambas. Cuando la dispersión es de naturaleza líquida, la composición se clasifica simultáneamente en la categoría de emulsiones del tipo "aceite en agua". Este tipo de explosivos presenta propiedades específicas que los hacen útiles en determinadas aplicaciones, proporcionando flexibilidad en su uso dependiendo de las condiciones y requisitos particulares (EXSA, 2008).

Explosivos especiales: Esta categoría abarca productos diseñados con un propósito particular o destinados a situaciones ambientales no convencionales. Los componentes principales de estos explosivos pueden abarcar desde explosivos convencionales hasta hidrogeles, así como explosivos moleculares como el TNT, mezclas de nitrato de amonio, entre otros. Estos productos suelen venir con envases o embalajes específicamente adaptados para su función o aplicación.

Hidrogeles o slurries: Al carecer de componentes explosivos intrínsecos en su estructura, no manifiestan ninguna reacción con el fulminante y son clasificados como "agentes de voladura hidrogel, slurries o papillas explosivas". Estos requieren un iniciador reforzado o un primer-booster para iniciar su proceso de detonación a una velocidad constante. En la ausencia de este iniciador, los hidrogeles pueden no detonar o hacerlo a velocidades bajas con transiciones



transitorias, resultando en un rendimiento energético reducido. Inicialmente, también se les conocía como explosivos de seguridad debido a esta característica. Adicionalmente, son reconocidos como water gels. Este tipo de composiciones explosivas ofrece versatilidad en su aplicación, adaptándose a diversas situaciones y requerimientos específicos en el ámbito de la voladura controlada.

Emulsiones: De manera análoga a los hidrogeles, los agentes de voladura emulsión no incorporan un componente explosivo en su formulación (aunque en ocasiones se sensibilizan con microesferas). Esto implica que también requieren ser activados mediante un iniciador de alta presión de detonación. Las emulsiones se emplean principalmente en perforaciones de diámetro mediano a grande en operaciones de minería a cielo abierto. Pueden ser utilizadas ya sea como carga de fondo de alta densidad o como carga de columna, ya sea total o espaciada, en perforaciones con agua o en rocas altamente resistentes. Este tipo de agentes de voladura ofrece flexibilidad en su aplicación, adaptándose a diferentes condiciones geológicas y requisitos específicos de las operaciones mineras (Morón, 2020).

Agentes de voladura NCN granulares, secos, ANFO y similares: En términos generales, estos agentes están compuestos por nitrato de amonio que es susceptible a un compuesto orgánico, ya sea en estado líquido o sólido, y por lo general, carece de propiedades explosivas. Es esencial que el nitrato sea poroso, con la porosidad suficiente para garantizar la absorción o retención de los agregados combustibles (EXSA, 2008).

Agentes mixtos (emulsión/ANFO o ANFOs pesados): Estos compuestos resultan de la combinación de emulsión y ANFO en diversas proporciones con el



objetivo principal de: 1°. Reducir tanto los costos como la potencia asociada a una emulsión pura, especialmente en voladuras en rocas desafiantes, ya sean secas o húmedas. 2°. Proporcionar resistencia al agua al ANFO saturando los espacios libres entre los prills o perlas del nitrato mediante la adición de emulsión. Estos ANFOs pesados pueden prepararse en diversas proporciones según los requisitos específicos de la voladura y la presencia de agua, abarcando desde un 10% hasta un 90% de emulsión, complementándose con ANFO. Las proporciones más comúnmente utilizadas son 30-70, 50-50, 60-40 y 80-20. Por lo general, las mezclas con menos del 50% de emulsión carecen de resistencia al agua, pero presentan un aumento significativo en la potencia explosiva, mientras que aquellas con más del 50% son progresivamente más resistentes al agua.

Emulnor: Es una emulsión explosiva encartuchada en una envoltura plástica que posee propiedades de seguridad, potencia, resistencia al agua y buena calidad de los gases de voladura, recomendablemente usado para toca media a roca dura, es el utilizado en la U.M. Las Águilas.

Tabla 7

Características técnicas del Emulnor

	EMULNOR 500	EMULNOR 1000	EMULNOR 3000	EMULNOR 5000
Densidad relativa (g/cm ³)	0,90	1,13	1,14	1,16
Velocidad de Confinado *	4 400	5 800	5 700	5 500
detonación (m/s) S/confinar **	3 500	4 500	4 400	4 200
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 *** (%)	63	85	100	105

Potencia relativa en volumen *** (%)	75	120	145	155
Sensibilidad al fulminante	N° 8	N° 8	N° 8	N° 8
Resistencia al agua	Excelente	Excelente	Excelente	Excelente
Categoría de humos	Primera	Primera	Primera	Primera

* Velocidad de detonación en tubo 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.

Fuente: (FAMESA, 2024).

2.2.12. Factores influyentes en la actuación de los explosivos

Los factores influyentes son el tamaño de partículas así como la velocidad de detonación y esto varía dependiendo del tipo de explosivo, como se indica en la siguiente tabla a continuación:

Tabla 8

Factores influyentes en la actuación de los explosivos

Explosivo	Tamaño de partículas (mm)	Velocidad de detonación (m/s)	Estado
Emulsión	0.001	5000 - 6000	Líquido
Hidrogel	0.2	3300	Sólido – líquido
Dinamita	0.2	4000	Sólido
ANFO	2.0	3200	Sólido

Fuente: EXSA (2008).

2.2.13. Costos en minería

Son los gastos que se realizan durante la ejecución del trabajo, el mismo debe ser controlado con exactitud y oportunamente, para tomar las correcciones que fueran necesarias (Jáuregui, 2012).



2.2.13.1. Objetivos de costos

Taddey (2004) plantea que los objetivos de los costos en operaciones mineras incluyen:

Proporcionar información para medir los ingresos y evaluar el inventario, sirven como una herramienta para calcular los ingresos generados por las actividades mineras y evaluar el inventario disponible. Esta información es esencial para comprender la rentabilidad y la posición financiera de la operación.

Ofrecer información para el control administrativo de las operaciones y actividades, los costos proporcionan datos clave para el control administrativo, permitiendo a la gerencia supervisar y gestionar eficientemente las operaciones diarias. Esta función es crucial para optimizar el rendimiento y garantizar la eficacia en el uso de los recursos.

Suministrar la información sobre la cual se basa la administración para el planeamiento y la toma de decisiones, ofrecen la base para la toma de decisiones estratégicas y el planeamiento a largo plazo. La administración utiliza la información sobre costos para evaluar la viabilidad de proyectos futuros, identificar áreas de mejora y tomar decisiones informadas que impacten positivamente en la rentabilidad y sostenibilidad de la operación minera.

2.2.13.2. Costos según actividad

- Costo variable: son variables porque incurren solamente en ellos cuando son necesarios y de la misma manera cambian con la producción.



- Costo fijo: son fijos porque incurren en ellos incluso si no son necesarios y no cambian con la producción (Jáuregui, 2012).

2.2.13.3. Costos según asignación

- Costos directos: definidos como gastos que pueden ser identificados de manera directa con una producción; como insumos o salarios directos a la producción.

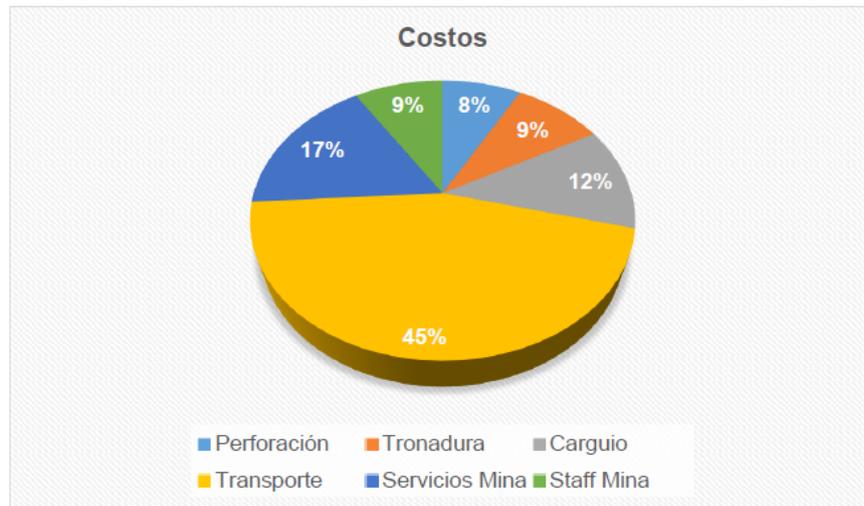
- Costos indirectos: conformados por gastos que no se identifican con una producción o servicio, relacionándose así de forma indirecta, como reparaciones o mantenimiento (Durant, 2017).

2.2.13.4. Costo de perforación

En minería superficial o subterránea, la operación unitaria de perforación representa solo aproximadamente el 8% de los costos mina, y para una perforadora diésel se considera un valor aproximado de entre 3000 US\$, y 4000 US\$, teniendo cada equipo perforador una vida útil de aproximadamente 76000 Horas.

Figura 9

Costos aproximados de operaciones unitarias en minería



Fuente: INACAP (2018).

El costo de perforación total se determina en base a la siguiente ecuación:

$$\mathbf{Costo\ Perforación\ Total = \frac{Costo\ de\ la\ broca\ de\ perforación}{Metros\ perforados} + \frac{Costo\ de\ perforación\ por\ hora}{Metros\ perforado\ por\ hora} \dots \mathbf{Ec.}} \quad \mathbf{(13)}$$

CAPÍTULO III

MATERIALES Y MÉTODOS

3.1. UBICACIÓN

El desarrollo de la presente investigación abarca la Unidad Minera las Águilas – CIEMSA, que se encuentra ubicada en los parajes Koripua - Sequeña, localizado en el distrito de Ocuvi, provincia de Lampa, departamento de Puno, en el sur del Perú. En las coordenadas UTM WGS 84, N: 8312041, E: 309908 a una altitud de 4300 m.s.n.m..

Figura 10

Ubicación geográfica de la unidad minera Las Águilas



Fuente: I.G.N. (2021)

3.2. ACCESIBILIDAD

La accesibilidad a la unidad minera se describe en el siguiente cuadro:

Tabla 9

Accesibilidad a la U.M. Las Águilas

Tramo	Distancia (km)	Tiempo de trayecto (h)
Juliaca – Ayaviri (Asfaltada)	100	1.5
Ayaviri – Chuquibambilla (Asfaltada)	20	0.25
Chuquibambilla – Llalli (Asfaltada)	25	0.5
Llalli – mina las Águilas (Asfaltada)	35	1
Trayecto total	180	3.25

3.3. ENFOQUE DE LA INVESTIGACIÓN

La presente investigación es de enfoque cuantitativo, ya que representa un conjunto de procesos sistemáticos, empíricos y críticos de investigación e implican la recolección y análisis de datos (Sampieri, 2014).

3.4. NIVEL DE INVESTIGACIÓN

El nivel o alcance de esta investigación es correlacional, debido a que se busca medir el grado de relación existente entre dos o más variables en un contexto en particular (Sampieri, 2014).

3.5. DISEÑO DE LA INVESTIGACIÓN

Es considerado como diseño de esta investigación al diseño experimental, ya que realizó analizando la manipulación deliberada de una variable en cuestión para ver su efecto en otra, para su posterior comparación con su estado no manipulado (Sampieri, 2006).



3.6. UNIVERSO POBLACIONAL

Se tomó como población a todos los frentes, labores de avance y acceso, y zonas de explotación de la U.M. Las Águilas, considerando el registro de datos informativos, como el planeamiento de minado y los tipos de explosivos utilizados.

3.6.1. Población

Todos los tajeos y zonas de explotación de la U.M. Las Águilas

3.6.2. Muestra

Rampa de acceso N° 417 de sección de 2.50 x 2.50m.

3.7. TÉCNICAS DE RECOLECCIÓN DE DATOS

La recopilación de datos en este estudio se llevó a cabo mediante el análisis documental utilizando una técnica directa basada en la posibilidad de contrastar las hipótesis propuestas (Sampieri, 2014); se usaron las bases de datos de los avances por guardia, los registros de usos de explosivos, los planos de minado, realizando una posterior comparativa de la malla de perforación antes usada.

3.7.1. Análisis comparativo

Para respaldar la investigación, se realizó una revisión exhaustiva de la información recopilada en la etapa de revisión de datos, comparando los costos por disparo, metros de avance, a fin de encontrar una mejora adecuada para las características de la mina.



3.7.2. Análisis documental

El análisis documental representó la fase inicial y conclusiva para la ejecución de la presente investigación, implicando la revisión minuciosa de los registros en bases de datos de costos unitarios asociados a voladuras, los avances efectuados y los resultados con respecto al planeamiento realizado durante la realización de la rampa de acceso.

3.8. MATERIALES

Las principales herramientas utilizadas fueron la documentación de la unidad minera referente a los reportes de voladura y planeamiento de minado (registro de base de datos informativos).

3.9. DEFINICIÓN DE LAS VARIABLES DE LA INVESTIGACIÓN

3.9.1. Variable independiente

A. Malla de perforación.

Dimensiones

- Mejora de la malla de perforación.

Indicadores

- Diseño de malla de perforación.
- Costos unitarios.



3.9.2. Variable dependiente

B. Costos operativos en voladura.

Dimensiones

- Avance lineal de la rampa.
- Costos operativos.

Indicadores

- Rendimiento y eficiencia de la voladura.
- Consumo de explosivos.
- Numero de taladros.



CAPÍTULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1. EFICACIA DE LA MALLA DE PERFORACION EN EL AVANCE LINEAL DE LA RAMPA 417

4.1.1. Perforación

La perforación en realce es la más utilizada en este tipo de explotación semi mecanizado como lo es el de la unidad minera Las Águilas, debido a los tajeos de explotación y especialmente en tajos con vetas angostas, pero también se puede decir que depende de la potencia del mineral.

Se sostiene que la calidad de una perforación se ve influenciada por la inclinación de las vetas, y se establece como requisito mínimo una distancia de 0.2 metros entre la última fila de taladros y las paredes de la caja piso y caja techo. Asimismo, se destaca la importancia del paralelismo de los taladros para lograr un disparo eficiente, siendo el ángulo promedio alrededor de 70° . Adicionalmente, se hace hincapié en la necesidad de utilizar correctamente la malla de perforación propuesta para mejorar los avances.

Como parte del desarrollo de la mina, se procedió a realizar una rampa de acceso con una longitud de 194.50 metros a 13° en negativo, el cual parte del nivel 4440 al 4420, con fines de profundización y creación de una galería y chimenea de servicios al final de su realización, la sección planeada para la realización de este proyecto es de 2.50m x 2.50m, el cual facilitara el acceso del scoop tram.



4.1.2. Voladura

En el caso específico de la operación unitaria de voladura, que implica el proceso de fragmentación y desplazamiento del macizo rocoso desde su estado inerte hasta convertirse en material fragmentado y apilado, se trata de un proceso originado por la detonación de mezclas explosivas cargadas en taladros perforados de acuerdo con mallas de perforación previamente diseñadas.

Muchos autores han optado por agrupar estos tres factores con el fin de modelar la voladura de rocas, incorporando también las variables aleatorias asociadas a estos factores. La mejora en el diseño de la malla es fundamental cuando el tipo de roca y las condiciones de un frente de avance son consistentes en un trayecto específico, con el propósito de evitar costos unitarios innecesarios.

Para el carguío de los taladros, se viene usando Emulnor de categorías (1000 y 3000) y en cuanto a los accesorios de voladura, la unidad minera utiliza el Carmex. En la unidad minera, los trabajos de avance son programados a una longitud de 1.48m, sin embargo, las perforaciones realizadas solo alcanzan a 1.2m de avance máx.

4.1.3. Caracterización del macizo rocoso según GSI

Con la información sobre el tipo de roca y la calidad del macizo rocoso, se han establecido previamente los parámetros adecuados para la perforación y voladura. Esto incluye el cálculo para una mejora en la malla de perforación, así como la determinación del factor de carga y accesorios necesarios.

Tabla 10

Tabla GSI para la determinación de la calidad del macizo rocoso in situ.

<p>CONSORCIO DE INGENIEROS EJECUTORES MINEROS S.A. DEPARTAMENTO DE GEOMECANICA</p> <p>CARTILLA GEOMECANICA U.M. VERSION 2.0 2023</p>			CONDICION SUPERFICIAL				
Tipo de roca	RMR	Calidad del macizo rocoso					
I	81 -100	Muy Buena	<p>(MB) Muy Buena (Extremadamente resistente fresca): Superficie de las discontinuidades muy rugosas e inalteradas cerradas (UCS > 250 Mpa) (Se astilla con golpes de la picota o barretilla)</p> <p>(B) Buena (muy resistente levemente alterada) discontinuidades rugosas, manchadas de oxidados, ligeramente abiertas (UCS 100 - 250 Mpa) (Se rompe con varios golpes de la picota o de la barretilla)</p> <p>(R) Regular (Resistente o levemente alterada): discontinuidades lisas, moderadamente alteradas, ligeramente abiertas (UCS 50 - 100 Mpa) (Se rompe con uno o dos golpes de la picota o barretilla)</p> <p>(P) Pobre (Moderadamente resistente y levemente alterada) Superficies pulidas o con estriaciones, muy alterada relleno compacto o con fragmentos de roca (UCS 25 - 50) se indenta superficialmente</p> <p>(MP) Muy pobre (Blanda muy alterada) superficies pulidas y estriadas, muy abiertas con relleno de arcillas blandas (UCS < 25) (Se disgrega o indenta profundamente)</p>				
II	61 - 80	Buena					
III	41 - 60	Regular					
IV	21 - 40	Mala					
V	0 - 20	Muy Mala					
<p>Metro avanzado, Metro zetonide</p> <p>ESTRUCTURA</p>							
	<p>(LP) Ligeramente Fracturada: Tres o menos sistemas de discontinuidades muy espaciadas entre si (RQD 75 - 90) (2 - 6) fracturas por metro</p>		LF/MB	LF/B	LF/R	<p>Picota de geólogo.</p>	
	<p>(P) Fracturada: Muy bien trabajada no disturbada, bloques cubicos formados por tres sistemas de discontinuidades (RQD 50 - 75) (6 - 13 f/m)</p>		F/MB	F/B	F/R	F/P	F/MP
	<p>(MP) Muy Fracturada: Moderadamente trabajada, parcialmente disturbada, bloques formados por cuatro o mas sistemas de discontinuidades (RQD 25 - 50) (13 - 20) f/m)</p>		MF/MB	MF/B	MF/R	MF/P	MF/MP
	<p>(IF) Intenzamento fracturada: Plegamiento y fallamiento con muchas discontinuidades interceptadas formando bloques irreguladas (RQD 0 - 25) (mas de 20 f/m)</p>		N/A	IF/B	IF/R	IF/P	IF/MP
	<p>(T) Triturada o brochada: Masa rocosa extremadamente rota o con una mezcla defragmentos facilmente disgregables (sin RQD)</p>		<p>Flexómetro</p>		T/R	T/P	T/MP

CARTILLA GEOMECANICA UNIDAD MINERA POMASI			
CLASIFICACION 6.5.I. PARA SECCIONES DE 2.1X2.1m Y 2.5X2.5m			
Sostenimiento de labores temporales			
Tipo de roca	Sostenimiento		Tiempo de Autosaporte
A	LF/MB; LF/B; LF/R; F/MB; F/B; MF/MB; MF/B; F/R	Labores sin sostenimiento.	2 - 10 años
B	MF/B; F/R; IF/B; MF/R; F/P	Sostenimiento con pernos de 5ft de longitud ocasional	1 - 2 meses
C	IF/B; MF/R; F/P; T/R; IF/P; MF/MP	Sostenimiento con pernos de 5' de longitud sistemático a 1.2m x 1.2m (como máximo) mas malla electrosoldada. Si la labor presenta mayor sección la longitud del perno será mayor y el espaciado menor	1 día - 1 mes
D	IF/R; MF/P; F/MP; T/R; IF/P; MF/MP	Sostenimiento con pernos de 5' de longitud sistemático a 1.2m x 1.2m (como máximo) mas malla electrosoldada. Si la labor presenta mayor sección la longitud del perno será mayor y el espaciado menor o cuadros de madera de 7' a 8' completos espaciados a 1.5m como máximo de eje a eje, a mayor sección de labor mayor diámetro de del puntal y/o menor espaciado.	2 horas - 1 día
E	T/R, IF/R, MF/MP, T/P, IF/MP, T/MP	Sostenimiento con cuadros de madera de 8' completos espaciados a 1m como máximo de eje a eje, a mayor sección de labor mayor diámetro de del puntal y/o menor espaciado.	Sostenimiento inmediato
Sostenimiento de labores Permanentes			
Tipo de roca	Sostenimiento		Tiempo de Autosaporte
A	LF/MB; LF/B; LF/R; F/MB; F/B; MF/MB; MF/B; F/R	Labores sin sostenimiento.	2 - 10 años
B	MF/B; F/R; IF/B; MF/R; F/P	Sostenimiento con pernos split set cementados de 5ft de longitud ocasional	1 - 2 meses
C	IF/B; MF/R; F/P; T/R; IF/P; MF/MP	Sostenimiento con pernos split set cementados de 5' de longitud sistemático a 1.2m x 1.2m (como máximo) mas malla electrosoldada. Si la labor presenta mayor sección la longitud del perno será mayor y el espaciado menor	1 día - 1 mes
D	IF/R; MF/P; F/MP; T/R; IF/P; MF/MP	Sostenimiento con pernos split set cementados de 5' de longitud sistemático a 1.2m x 1.2m (como máximo) mas malla electrosoldada. Si la labor presenta mayor sección la longitud del perno será mayor y el espaciado menor o cuadros de madera de 7' a 8' completos espaciados a 1.5m como máximo de eje a eje, a mayor sección de labor mayor diámetro de del puntal y/o menor espaciado.	2 horas - 1 día
E	T/R, IF/R, MF/MP, T/P, IF/MP, T/MP	Sostenimiento con cuadros de madera de 8' completos espaciados a 1m como máximo de eje a eje, a mayor sección de labor mayor diámetro de del puntal y/o menor espaciado.	Sostenimiento inmediato
Para el correcto uso de la cartilla se debe considerar lo siguiente			
<p>1: En excavaciones realizadas sobre al macizo rocoso propenso a crujiidos de roca o estallido de rocas, el sostenimiento determinado con la tabla GSI sufrirá una modificación al inmediato inferior, es decir, si el sostenimiento es de tipo A pasará a ser B.</p> <p>2: En la evaluación de sostenimiento se tendrá en cuenta: El relajamiento de la roca; voladura deficiente, presencia de fallas, intenso goteo o flujo de agua el sostenimiento determinado con la tabla GSI sufrirá una modificación al inmediato inferior para su sostenimiento.</p> <p>3: En las intersecciones de las labores se deberá aplicar sostenimiento.</p> <p>4: En el avance son sostenimiento con cuadros en un tipo de roca V se deberá utilizar marchavante en la corona desde el ultimo elemento de sostenimiento hacia el topo de la labor (zona sin sostenimiento). A mayor sección de labor menor espaciado de los elementos.</p> <p>5: La instalación de la malla debe de ser de gradiente a gradiente. Durante la instalación debe asegurarse estas al techo, luego recién asegurar con los pernos a utilizar.</p> <p>6: La colocación de cuadros, son para zonas donde se atraviesan zonas de falla, tajos vacíos o cualquier labor donde los pernos no logran trabajar correctamente. El espaciamiento de estos debe disminuir a medida que el flujo de agua aumenta o disminuye la calidad de la roca o aumento de sección.</p>			<p>Factores Influyentes.</p> <ol style="list-style-type: none"> 1. Flujo de agua. 2. Voladura deficiente 3. Presencia de Fallas. <p>Sin factores influyentes</p> <p>Con factores influyentes</p>

Fuente: Adaptada de Marinos et al. (2005).

4.1.4. Malla de perforación utilizada

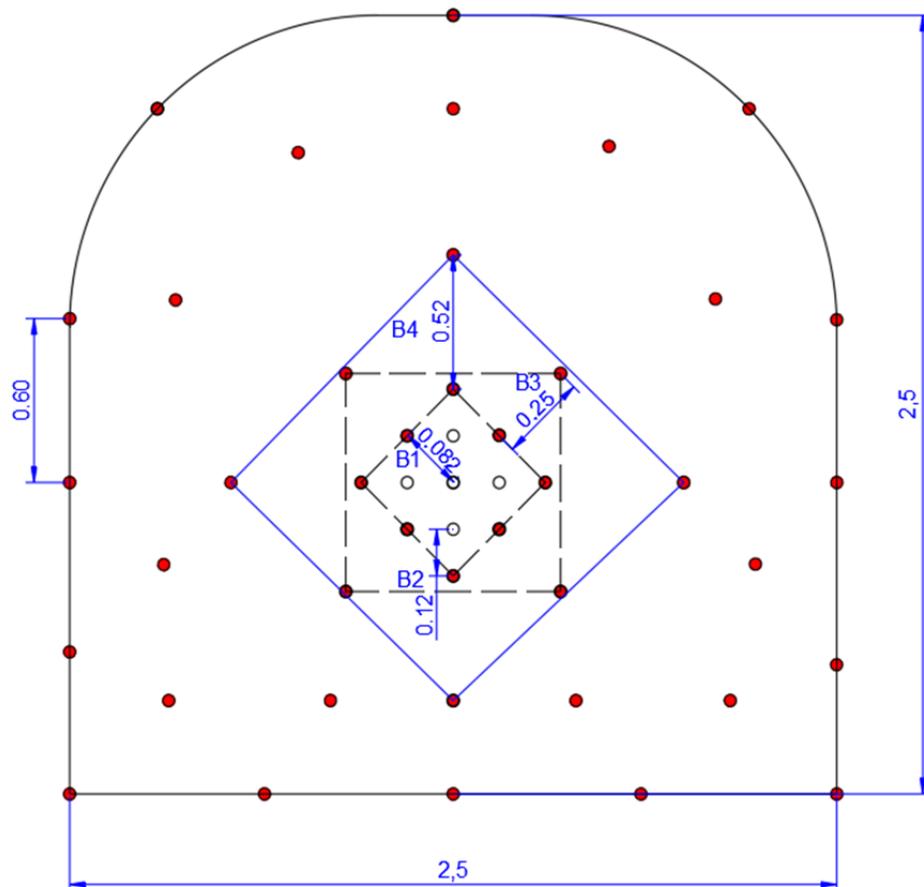
Considerando que el tipo de roca en la zona de profundización corresponde a un RMR entre 60 a 80, el cual es considerado como roca Buena o Dura; el diseño de malla de perforación utilizado anteriormente es el siguiente:

Figura 11

Evaluación de la malla de perforación utilizada

PERFORACION Y VOLADURA - DISEÑO DE MALLA

Sección 2.50 m x 2.50 m / RMR 60 a 80



En la creación de la cara libre en una galería de sección de 2.5m x 2.5m, se emplean 5 taladros de alivio no cargados. Para realizar esta tarea, se utilizan

perforadoras neumáticas Jack Leg del tipo BBC de la marca Atlas Copco, en conjunto con barrenos integrales de 3, 5 y 7 pies de longitud de la marca Sandvik.

Los disparos se llevan a cabo utilizando cartuchos de Emulnor 1000 y 3000. Aunque el avance programado por disparo puede cumplir con los estándares establecidos en el planeamiento, el objetivo de este estudio es proponer una mejora en el diseño de malla de perforación que logre una mayor eficiencia en los avances horizontales.

4.1.5. Distribución de taladros en la malla de perforación

La malla de perforación en la U.M. tiene la siguiente distribución de taladros:

Tabla 11

Distribución de taladros en malla de perforación antigua

Secuencia de Salida	Distribución de Taladros	Taladros	Cartuchos por taladro	Cartuchos de Emulnor		Total cartuchos
				Emulnor 1000 1 x 16"	Emulnor 3000 1 x 16"	
0	Alivio	5				
1	Arranque	4	4	0	16	16
2	1ra. Ayuda	4	4	0	16	16
3	2da. Ayuda	4	4	0	16	16
4	Ayuda Cuadradores	4	3	0	12	12
5	Cuadradores	10	3	14	14	28
6	Ayuda Corona	3	3	0	9	9
7	Corona	3	3	12	12	24
8	Ayuda Arrastre	4	3	0	12	12
9	Arrastre	5	3	12	12	24
	Total	46	30	38	119	157
	Kg Explosivo			8.80	28.07	36.86

Esta malla de perforación utilizada para secciones de 2.5m x 2.5m, consta con una distribución de un total de 46 taladros perforados, 5 taladros de alivio y 41 taladros cargados y una longitud de avance de 1.48 metros a un factor de lineal

de 24.88 kg/ml, un factor de carga de 3.98 Kg/m³ y la utilización de explosivos promedio es de 36.86 Kg de Emulnor por frente cargado.

4.1.6. Parámetros de perforación

Los parámetros de perforación utilizados en esta malla de perforación se resumen en el siguiente cuadro:

Tabla 12

Parámetros de perforación de la malla utilizada

Parámetros de Perforación	Unidad	Total
Material	Desmonte	
Densidad de Material	Tn/m ³	2.3
Clasificación Geomecánica	RMR	II
Ancho de sección	m	2.5
Alto de Sección	m	2.5
Área de la sección	m ²	6.25
Longitud de barreno (6 pies)	m	1.83
Longitud de taladro	m	1.65
Longitud de avance	m	1.48
Numero de Tal cargados	Unidad	41
Total de taladros	Unidad	46

Tabla 13

Cantidad en peso de los accesorios de voladura

Voladura	Unidad	Total
Peso de Caja de Explosivo	Kg.	25
Cantidad de Emulnor de 3000 1"x16"	Unidad	106
Cantidad de Emulnor de 1000 1"x16"	Unidad	108
Peso de Emulnor de 3000 1"x16"	Kg.	0.236
Peso de Emulnor de 1000 1"x16"	Kg.	0.231



La malla de perforación utilizada presenta las deficiencias de un consumo de cartuchos excesivo, siendo este 157 en total de Emulnor de 1000 y 3000 y un total de 36.86 Kg de explosivo por frente cargado, con un total de 46 taladros y 41 taladros cargados para un avance lineal promedio de 1.20m, no cumpliendo con la longitud de avance programado de 1.48m, teniendo en total una eficiencia promedio de 81.08% por disparo.

4.2. MEJORA DE LA MALLA DE PERFORACIÓN PARA EL ÓPTIMO AVANCE LINEAL DE LA RAMPA 417

Considerando el planeamiento de desarrollo de la rampa N°417 (ANEXO 1), que une los niveles 4440 y 4420, con una inclinación de 13° en negativo siendo una labor en profundización, los parámetros considerados para esta propuesta de mejora, fueron tomados a partir de los accesorios de voladura ya existentes en la unidad minera, con el fin de no solicitar nuevos insumos y ahorrar costos, el cual es uno de los objetivos de esta investigación, la variación en un diseño de malla de perforación considerando la variación de ciertos parámetros dan como resultado a una mejor y más eficiente voladura, con menos taladros perforados y menor carga explosiva requerida por barreno.

La realización de la rampa de acceso N°417 comenzó a mediados del mes de julio al 23 de octubre del 2023, periodo en el que se recolectaron datos, teniendo los más relevantes como:

4.2.1. Realización del planeamiento del proyecto y plano topográfico para el avance programado

La realización del plano fue brindada por el área de planeamiento, corroborado y confirmado por topografía, realizando la validación del proyecto

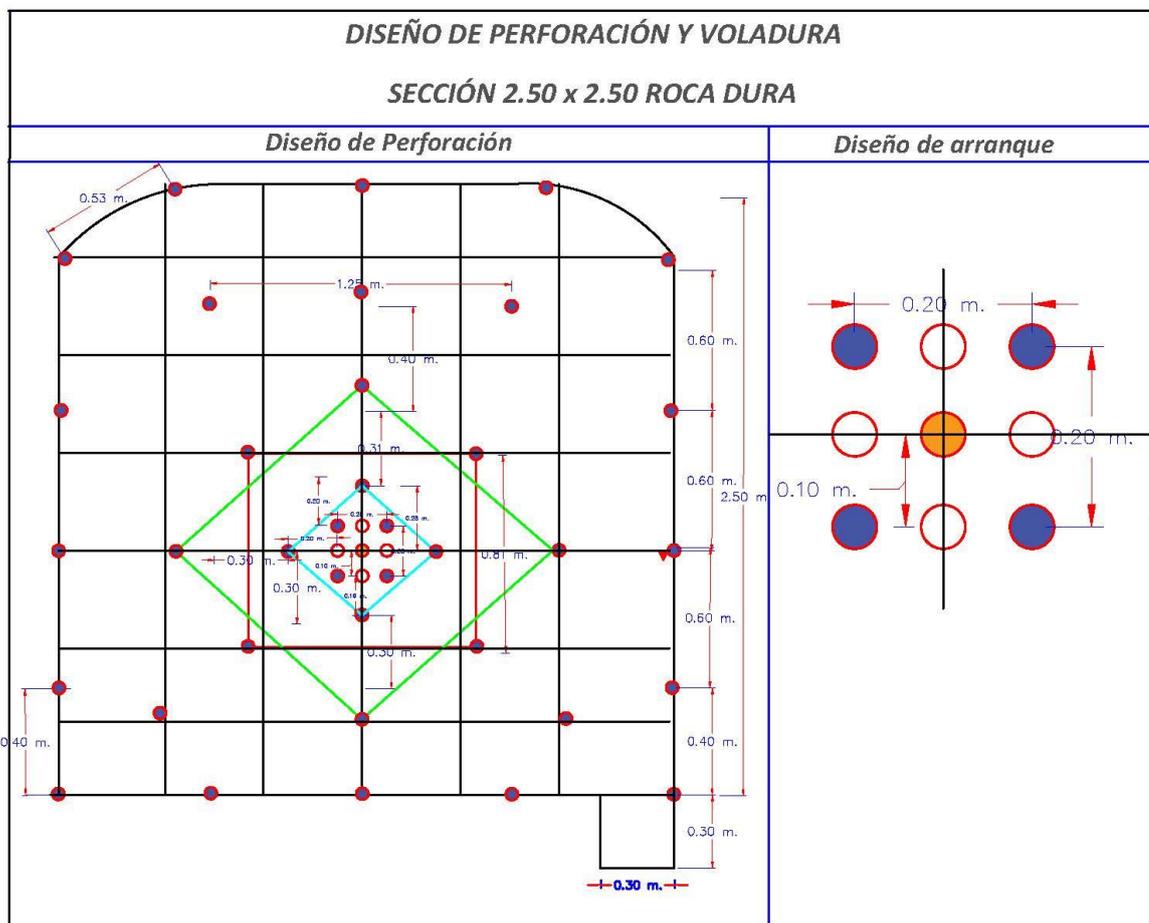
para su ejecución en un periodo máximo de 3 meses, notándose en el ANEXO 1 la vista perfil y planta del proyecto de la rampa.

4.2.2. Propuesta de mejora de la malla de perforación

La propuesta de mejora de la malla de perforación consiste en lo siguiente:

Figura 12

Mejora de la malla de perforación en frentes de avance de 2.5m x 2.5m



En el arranque, se considera un diámetro de broca de 64mm para el taladro central de alivio, a un burden y espaciamiento de 0.1m considerando un arranque cuadrado con salidas en rombo.

Tabla 14

Distribución de taladros en la mejora de malla de perforación

Secuencia de salida	Long. Perf. (m)	1.63	Taladros	Emulnor 5000 1x16"		Emulnor 3000 1x16"		Emulnor 1000 1x16"		Kg / Tal.	Mecha rápida (m.)	
	91%	Avan. Efectivo (m)		1.55	Cart./Ta l.	Tot. cart.	Cart./Ta l.	Tot. cart.	Cart./Tal.			Tot. cart.
	Distribución de taladros											
0	Alivio	5								0		
1	Arranque	4	2	8	1	4	0	0	2.866			
2	1ra Ayuda	4	2	8	1	4	0	0	2.866			
3	2da. Ayuda	4	2	8	0	0	0	0	1.923			
4	Poducción	4	2	8	1	4	0	0	2.866			
5	Cuadradores	8	1	8	2	16	0	0	5.697			
6	Corona	3	0	0	2	6	1	3	2.11			
7	Ayuda corona	3	1	3	2	6	0	0	2.136			
8	Ayuda arrastre	3	3	9	0	0	0	0	2.163			
9	Arrastre	5	5	25	0	0	0	0	6.01			
	Total	43		77		40		3	28.64	12		

La propuesta de mejora de la malla de perforación consiste en la realización de una perforación de 43 taladros, 5 taladros de alivio y con 38 taladros cargados en total; cambiar el uso de Emulnor 3000 a Emulnor 5000 debido a la dureza de la roca, el número total de cartuchos utilizados es de 120, y un total de 28.64 Kg de explosivo utilizado por frente cargado, estimando un avance efectivo de 1.55m y el factor lineal de 18.48 Kg/m; teniendo una eficiencia promedio del 95%.

4.2.3. Parámetros de perforación de la mejora de la malla de perforación

Los parámetros de la perforación de esta malla corresponden de la siguiente manera:



- Total taladros cargados	38
- Total de explosivo (kg)	28.64
- Eficiencia de voladura (%)	95%
- Factor de potencia (kg/tn) $d=2.2$	1.85
- Factor de carga (kg/m ³)	4.19
- Factor lineal (kg/m)	18.48

Respecto a la malla de perforación utilizada con anterioridad, se tienen variaciones en la cantidad de explosivo utilizado, y en la distribución de los taladros realizados, así como las diferencias de las distancias entre los taladros de arrastre con los del tercer cuadrante del arranque del frente de voladura, así como en la parte de la corona de igual manera.

Tabla 15

Detalle de los taladros en el diseño de malla nuevo

Diámetro Broca	Descripción	Número de taladros
	Arranque	4
	Alivio	5
	Ayuda	4
	Sobreayuda	4
38mm -	Producción	4
36 mm	Tal. Cuadradores	8
	Corona	3
	Ayuda corona	3
	Ayuda arrastre	3
	Arrastre	5
64mm	Arranque	1
	Total taladros perforados	43



4.2.4. Control de la labor

Para el control de la ejecución de esta labor piloto con la mejora de la malla de perforación en la rampa N°417, se realizaron los controles correspondientes de avance por guardia por día, durante todo el periodo de ejecución, en cual se detalla en ANEXO 2, ANEXO 3, ANEXO 4 y ANEXO 5; en el cual se puede apreciar y comprobar que el tiempo de ejecución aproximado programado de 3 meses fue cumplido por la empresa.

El control de la labor por metros de avance por disparo y guardia, se dividió en 4 periodos que corresponde en total a los 90 días de ejecución (3 meses en total).

4.2.4.1. Control de la labor mes de julio

La construcción de la rampa inicio el 16 de julio del 2023, la zona de ejecución corresponde a la veta Marisol, que se encuentra en fase de desarrollo, durante los 16 días del primer mes de ejecución, el avance total con el nuevo diseño de malla fue de 35.50m con un promedio de 1.5m por guardia, con un flujo de personal de 75 personas en el mes y el avance por guardia realizado por una pareja en promedio, además de apreciar que no se evidenciaron disparos sopladados durante este periodo y se realizaron en total 33 disparos.

Tabla 16*Control de la rampa - mes de julio*

Nive I	Zona	Labor	Sección	Tipo de Roc a	Unidad	Total Avan ce	Total N° Disparo s	Disp. Soplado s
4440	Mariso 1	RP 417(-)	2.5m x 2.5m	IIA	Águilas	35.50	33.00	0.00

4.2.4.2. Control de la labor mes de agosto

Durante el mes de agosto, se continuo con la ejecución de la rampa y se realizó el primer refugio al completar los primeros 50 m de avance, con una sección de 1.5 x 1.8m en roca tipo IIA, no se presentaron observaciones con respecto a la ejecución de perforación y voladura, se realizaron en total 52 disparos, ningún disparo soplado y se obtuvo un avance total de 62.60m durante el mes de agosto.

Tabla 17*Control de la rampa - mes de agosto*

Nive I	Zona	Labor	Sección	Tipo de Roc a	Unidad	Total Avan ce	Total N° Disparo s	Disp. Soplado s
4440	Marisol	RP 417(-)	2.5m x 2.5m	IIA	Águilas	62.60	52.00	0.00
4440	Mariso 1	Refugio 1	1.5m x 1.8m	IIA	Águilas	2.00	2.00	

4.2.4.3. Control de la labor mes de setiembre

Durante el mes de setiembre, la realización de la rampa continuo sin observaciones ni inconvenientes por el nuevo diseño de la malla, se realizó el segundo y tercer refugio acorde a los metros avanzados de la rampa, con sección de 1.5 x 1.8m, el avance total durante este mes fue de 67.40m, con un total de 38 disparos realizados.

Tabla 18

Control de la rampa - mes de setiembre

Nive l	Zona	Labor	Sección	Tipo de Roc a	Unidad	Total Avan ce	Total N° Disparos	Disp. Soplados
4440	Marisol	RP 417(-)	2.5m x 2.5m	IIA	Águilas	67.40	38.00	0.00
4440	Mariso 1	Refugio 2	1.5m x 1.8m	IIA	Águilas	1.80	2.00	
4440	Mariso 1	Refugio 3	1.5m x 1.8m	IIA	Águilas	1.80	2.00	

4.2.4.4. Control de la labor mes de octubre

Este último periodo de ejecución de la rampa N°417 termino el 23 de octubre, sin ninguna observación referente al diseño de la malla de perforación y los resultados de voladura, con un avance total en este periodo de 27 m y 19 disparos en total, concluyendo con la ejecución de un cuarto refugio con las mismas dimensiones.

Tabla 19

Control de la rampa - mes de octubre

Nivel	Zona	Labor	Sección	Tipo de Roca	Unidad	Total Avance	Total Nº Disparos	Disp. Soplados
4440	Marisol	RP 417(-)	2.5m x 2.5m	IIA	Águilas	27.00	19.00	0.00
4440	Marisol 1	Ref. 4	1.5m x 1.8m	IIA	Águilas	1.00	1.00	

4.3. EVALUACIÓN DEL AVANCE LINEAL Y COSTOS OPERATIVOS EN LA RAMPA 417

EL control diario de la ejecución de la labor programada en la rampa N°417 fue realizada mediante la cartilla de reporte diario de operaciones y se presenta resumida de manera periódica en la siguiente figura:

Figura 13

Reporte de operaciones de la rampa N°417 del mes de agosto.



La meta de avance por día era de 4ml, sin embargo, esto no era factible con la malla de perforación anterior ya que anteriormente solo se llegaba a un avance promedio de 2.2ml por día. Durante el mes de agosto, la gráfica superior representa que los avances

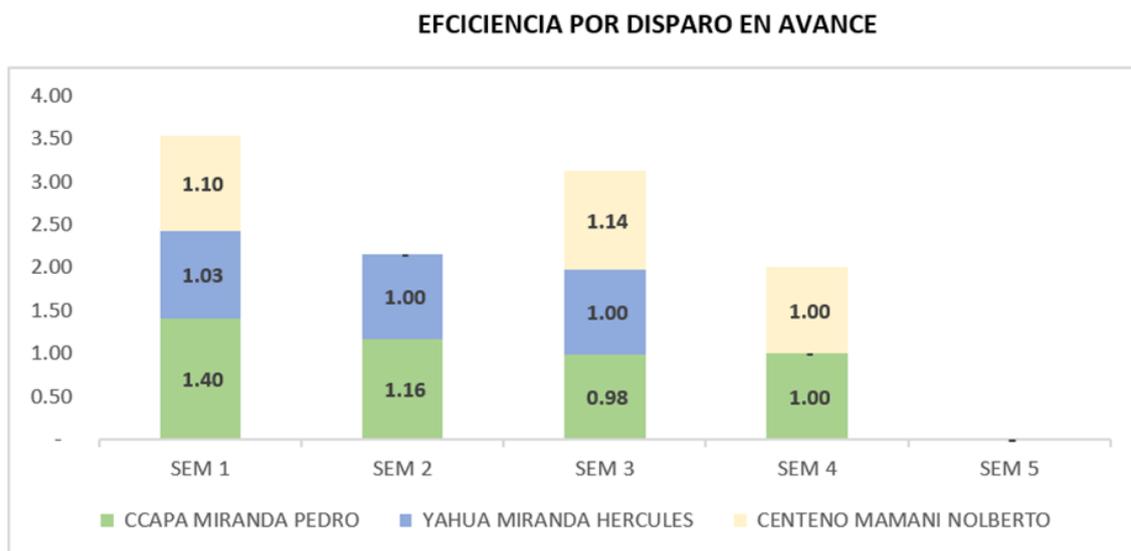
diarios oscilaron entre 2.5ml a 3.4ml por día. Evidenciando un mayor avance con la propuesta de mejora de la malla de perforación.

4.3.1. Eficiencia por disparo

Se tiene la siguiente grafica que evidencia la eficiencia por disparo a cargo de cada supervisor en la realización de la rampa. Se puede apreciar que la eficiencia promedio se mantiene mayor a la unidad y tambien el tonelaje por disparo se incrementó a 131m³.

Figura 14

Eficiencia por disparo en avance por supervisor

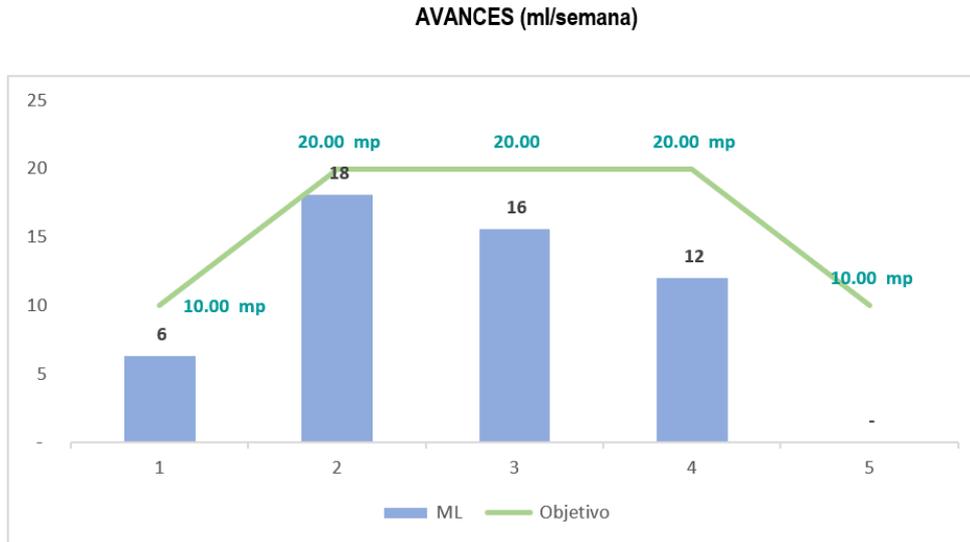


4.3.2. Cumplimiento de avance semanal

Los avances semanales durante el mes de agosto no cumplieron con el objetivo deseado, pero considerando que se cumplió en su totalidad con el programado en 90 días aproximadamente, se puede mencionar que el factor de avance vario por el motivo de que no se realizaron disparos en algunas guardias por motivos mayores de estabilización de las labores.

Figura 15

Avances semanales en el mes de agosto (ml/semana)

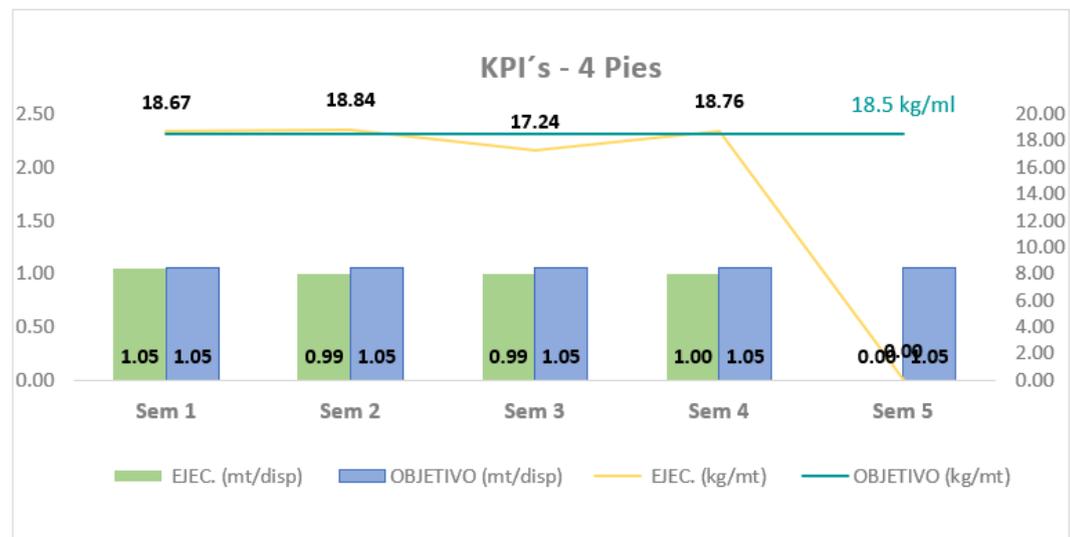


4.3.3. Factor de carga mes de agosto

Acorde a los indicadores con respecto a la realización del avance correspondiente de la rampa, se tienen los siguientes datos en relación con el factor de carga de manera semanal:

Figura 16

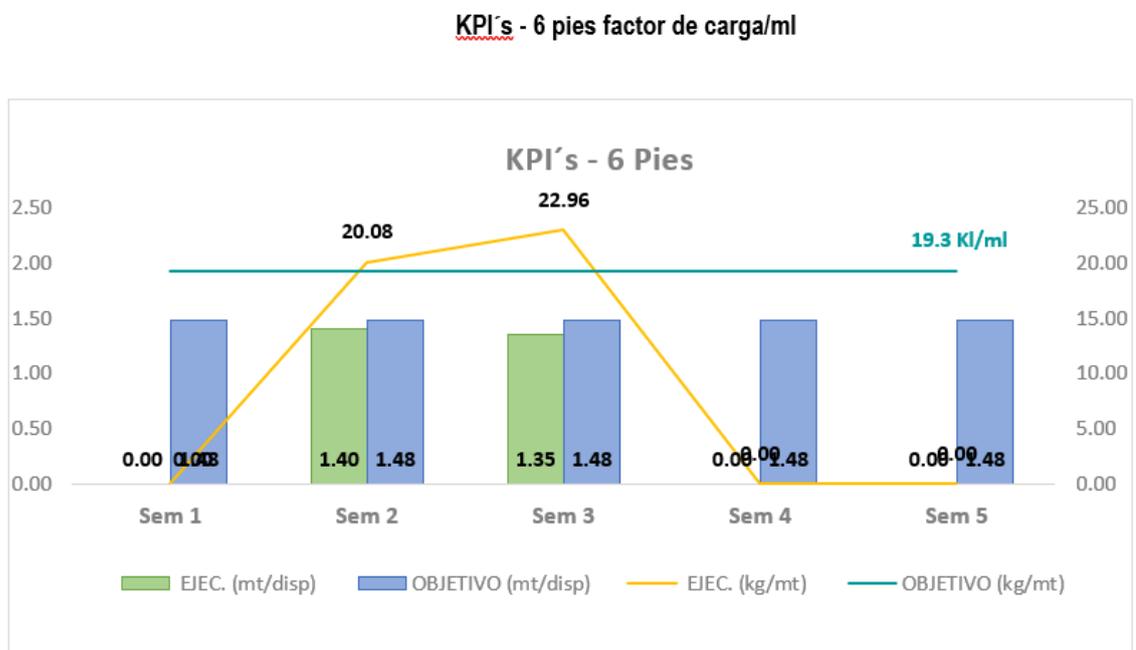
Factor de carga por metro lineal en 4' acorde a KPI's



El factor de carga en barrenos de 4' estuvo planeado con un objetivo de 18.5 kg de explosivo por metro lineal, el ejecutado en promedio sobrepasa este objetivo y a la vez se aprecia que la cantidad ejecutada de metros por disparo cumple con el objetivo programado; sin considerar la semana 5 ya que se considera 4 semanas por mes.

Figura 17

Factor de carga por metro lineal en 6' acorde a KPI's



Se trato de conservar el factor de carga objetivo de 19.3 kg por metro lineal, sin embargo, el ejecutado tubo una variación respecto a la primera semana de este mes con respecto a segunda y tercera semana que se alcanzó el objetivo deseado.

4.3.4. Parámetros de avance real – mes de agosto

Se considera el mes de agosto al ser el primer mes general de ejecución del proyecto de la rampa N°417 sin contar el mes de julio, ya que durante el mes de agosto se realizó la ejecución del primer refugio a lo largo de la rampa.

Durante este mes, el consumo de explosivos fue de 20.046 kg los cuales fueron distribuidos en la ejecución de la rampa y del refugio 1, se utilizaron en su mayoría Emulsión 5000 con un total de 1932 unidades en el avance de la rampa, considerando que anteriormente se prefería la utilización de Emulsión 3000, este es un cambio significativo.

Tabla 20

Parámetros de avance durante el mes de agosto

Etiquetas de fila	Sección prog	Ava nce	Factor de carga kg/ml	Consumo explosivo kg	Suma de PIE S PER F	Suma de Emulsi ón 1000 1" x 12" (und)	Suma de Emulsi ón 3000 1" x 12" (und)	Suma de Emulsi ón 5000 1" x 12" (und)	Suma de Carm ex (2.1 m)
Rp 417	2.5x2.5	44.2	19.252	20.313	7260	262	1391	1932	1586
Refugio 1	1.5x1.8	2	14.439	14.439	264	5	89	28	60
Total general		46.2	19.034	20.046	7524	267	1480	1960	1646

Los avances reales durante el mes de agosto se muestran en la siguiente tabla, donde se puede apreciar que el avance de la rampa con el refugio 1 es de 46.2ml.



Tabla 21

Sumatoria del avance real de la rampa - mes de agosto semanal

Labores	Sección	Semana 1	Semana 2	Semana 3	Semana 4	Total
Rp 417	2.5x2.5	6.3	18.1	10.8	9	44.2
Refugio 1	1.5x1.8				2	2
Total		6.3	18.1	10.8	11	46.2

4.3.5. Evaluación de los costos en la ejecución de la rampa N°417

Durante la operación de perforación y voladura, se identifica la posibilidad de mejorar la eficiencia en los avances. Al mejorar la malla de perforación en los frentes de avance de 2.5m x 2.5m en la unidad minera Las Águilas, se evidencia una reducción en la cantidad de explosivos requeridos para la voladura de un frente de avance. Este cambio implica una variación del explosivo y ajustes en la distribución de los taladros perforados.

Las siguientes tablas muestran la cantidad de explosivos utilizados en el mes de agosto en la realización del proyecto de la rampa, así como los parameros de voladura utilizados en la realización de la misma; una sumatoria de los datos tomados de manera diaria durante la ejecución de la rampa.

Tabla 22*Cantidad de explosivos utilizados durante el mes de agosto.*

Labor	Sección Prog	Ancho Prog.	Alto Prog .	Ava. Real	Emulsi ón		Carme x (2.1 m)	Mecha Rapida (m)	
					5000 1" x 12" (und)	EMUL NOR 1000 1" x 16"			EMUL NOR 3000 1" x 16"
Rp 417	2.5x2.5	2.5	2.5	41.80	1,878.0	240.00	1,293.00	1,515.0	369.00
Total general				41.80	1,878.0	240.00	1,293.00	1,515.0	369.00

Tabla 23*Parámetros de voladura utilizados en la rampa N° 417 - mes de agosto*

Labor	Suma de Consumo explosivo kg.	Máx. de long. perf. (pies)	Promedio de factor de avance	Suma de avance promedio	Suma de pies de perf	N° De disparos
Rp 417	811.95	4.00	19.53	39.50	6,380.00	40.00
Total general	811.95	4.00	19.53	39.50	6,380.00	40.00

Los accesorios de voladura utilizados durante el mes de agosto son presentados en la siguiente tabla, el total del consumo de explosivos fue de 85.780 kg con un movimiento de 245.565 toneladas.

Tabla 24

Resumen de accesorios de voladura con la mejora de malla - agosto

Labor	Sec cion pro g	Produ ccion m3	Emu	Emu	Emu	Car mex (2.1 m)	Mecha rapida (m)	Produc ción (ton)	Facto r poten cia (kg/to n)	Total kg
			Inor 1000 1" x 12"	Inor 3000 1" x 12"	Inor 5000 1" x 12"					
Rp 417	2.5x 2.5	90.95	122	217	30	228	85	245.565	0.860	85.780
Total general		90.95	122	217	30	228	85	245.565	0.860	85.780

Los costos del consumo de explosivos durante el mes de agosto fueron de un total de \$4017.03, el cual incluye el consumo de la mecha rápida, Carmex e IGV. Teniendo como costo por disparo promedio de \$100.42, en cada uno de los 40 disparos en el mes de agosto, el cual es mucho menor al del costo con la malla anterior.

Tabla 25

Costos de consumo de explosivos en la realización de la rampa de acceso N°417 en el mes de agosto

	Emulnor 1000	Emulnor 3000	Emulnor 5000	Carmex 7 pies	Mecha rapida
Consumo	362	1510	270	2514	660
Cajas	3	14	3	8	4
Kg.	84	356	65	2514	660
Pu	\$ 2.51	\$ 2.61	\$ 2.71	\$ 0.71	\$ 0.46
En \$	\$ 210.33	\$ 929.50	\$ 175.89	\$ 1,784.94	\$ 303.60
Total					\$ 3,404.26
IGV.					\$ 612.7673119
					\$ 4,017.03

4.4. DISCUSIÓN

Los resultados de esta investigación a nivel de mejorar del rendimiento en el ciclo de minado, productividad y control de estabilidad de las labores en sobre rotura, concluyen en proponer una mejora en el diseño de malla de perforación para secciones de 2.5m x 2.5m, en este caso se realizó un análisis del efecto de la utilización de esta mejora en una rampa de acceso con una inclinación en negativo de 13° en la unidad minera Las Águilas – CIEMSA.

Sobre la mejora realizada en la malla de perforación, la propuesta del diseño de malla varia en las distancias de los cuadrantes realizados para contornear de mejor manera la salida del material fragmentado, reduciendo la cantidad de taladros de 46 con 41 taladros cargados a 43 con 38 taladros cargados y el explosivo usado fue cambiado del Emulnor 3000 a Emulnor 5000, demostrando un incremento en sus avances diarios durante el periodo de ejecución del proyecto con factores de avance teóricos de 1.48m a 1.55m, y prácticos de 1.20m a 1.50m. Resultados también notables en el estudio de (Cachi, 2022), en el cual contaba con 42 taladros perforados y 36 taladros cargados para mejorar la eficiencia de la voladura en su lugar de estudio, la carga explosiva que utilizó fue de mecha blanca con dinamita y fulminante como iniciador, en el cual también con una variación de ciertos parámetros logró una eficiencia superior al 91%. A la vez Cachi (2022) realizó un estudio similar, que considera un análisis de reducción de costos operativos en perforación y voladura. Su estudio evidenció que, al modificar el diseño de la malla y la distribución de carga, se puede alcanzar una eficiencia significativamente mayor que la obtenida mediante enfoques tradicionales. Además, destacó la importancia de explorar parámetros a mejorar y probar nuevas metodologías, con la expectativa de obtener resultados que superen los logrados anteriormente.



De manera general, los resultados de esta propuesta de mejora en el diseño de malla de perforación muestran una reducción considerable de costos operativos, el costo inicial por disparo con la utilización de las mallas anteriores en frentes de avance de 2.5m x 2.5m era de 128.54\$/disparo, el costo se redujo a 100.42 \$/disparo. Estos resultados son similares a los del estudio realizado por (Lopez, 2012), quien realizo una optimización de una mina en costos de perforación y voladura, donde la optimización del diseño de malla logro una reducción de 3.88\$/disparo en la perforación y 27,42\$/disparo en el consumo de explosivos, logrando un ahorro de 34.3\$/disparo, enfocándose en el movimiento de equipos después de la voladura para su optimización. Tambien se puede mencionar que estos resultados positivos los obtuvo Pilco (2021) quien logró resultados positivos mediante la optimización en perforación y voladura, logrando reducir los costos de 22,69 \$/t a 21,18 \$/t, disminuyendo la cantidad de taladros perforados de 43 a 39. Este enfoque tuvo un impacto positivo en los costos asociados a la perforación y voladura. Esta reducción de costos tambien tiene trascendencia en estudios de Morales (2019), donde demostró que su reducción de costos de voladura fue mayor incluso, pudo reducirse de 269,04\$ a 241,62\$ por disparo, validando los resultados obtenidos y considerándolos dentro de un promedio estimado en un método de explotación mecanizado.



V. CONCLUSIONES

Al analizar la eficacia de la malla de perforación en el avance lineal de la rampa N°417, se identificaron deficiencias que radican en la distribución de taladros en la malla de perforación y carga explosiva; se utilizaban cartuchos de Emulnor 3000 y 1000, con un total de 46 taladros perforados, 5 taladros de alivio y 41 taladros perforados. La cantidad de cartuchos utilizados era excesiva, siendo en total 157 cartuchos en total y 36.86kg de explosivo por frente cargado e incluso con esta cantidad de explosivo con un factor de carga de 3.98Kg/m³ el factor de avance lineal de 1.48m no se cumplía y se llegaba a solo un avance promedio de 1.20m o una eficiencia de 81.08%.

Se ha mejorado la malla de perforación en secciones de 2.5m x 2.5m, de igual manera se mejoró la eficiencia en la voladura y reducción de costos por disparo. En la rampa N°417 se cuenta con roca tipo II A y se consideró coherente la realización de un cambio de explosivos a uno de mayor densidad (Emulnor 5000 y Emulnor 3000) también se alternó colocar un cartucho como colchón antes del encebado, reduciendo así la cantidad de explosivo usado por disparo y a la vez se reforzó el arranque y las ayudas con el fin de evitar que el disparo se sople, teniendo como resultado una reducción en los taladros perforados a 38 taladros cargados más 5 de alivio, teniendo en total 43 taladros. La cantidad de cartuchos utilizados en total es de 120 con 28.64kg de explosivo por frente cargado, el factor de carga es de 4.19kg/m³ y el factor de avance efectivo es de 1.55m, cumpliéndose el avance a 1.50m estimando una eficiencia promedio del 95%.

La reducción de costos en totales considerando que en la ejecución de la rampa en el mes analizado se realizaron 40 disparos con un costo total de 4017.03, el promedio de costos en total fue de 100.42\$/disparo, en comparativa con el costo de la malla anterior de 128.54\$/disparo, teniendo en el primer mes de evaluación una reducción de



28.12\$/disparo; y los costos unitarios de perforación y voladura ahorrados fueron de 1124.8\$ durante el primer mes, cumpliendo con los avances programados y la eficiencia programada.



VI. RECOMENDACIONES

Se identifico que la falta de simetría en la perforación ejecutada por los maestros perforistas tuvo un impacto menor que ocasionó que el burden y el espaciamiento de los taladros hacia la cara libre no fueran uniformes en comparación con los taladros salientes con el mismo retardo, teniendo un menor avance por disparo. Se recomienda analizar más aspectos que generen deficiencias en el desarrollo de esta operación de perforación y voladura, a fin de identificarlos y poder solucionarlos de manera oportuna y mejorar el rendimiento durante el proceso de perforación.

Se recomienda la experimentación con nuevos diseños de mallas de perforación en diferentes secciones de diferentes labores con características variantes, ya que podría traer un beneficio sustancioso a la unidad minera en los resultados de voladura, eficiencia en la perforación y uso de explosivos, en la reducción de costos y además al realizar pruebas con diferentes cargas explosivas en diferentes calidades de macizo rocoso se podría tener el menor costo operativo posible.

En reducción de costos, se recomienda analizar exhaustivamente las características de los explosivos a utilizar ya que, al tener solo un requerimiento de manera anual, las compras masivas de explosivo no permiten tener opciones para realizar variaciones en diferentes diseños de mallas de perforación. Esto representa una inversión considerable de dinero para la ejecución de las labores, inversión que puede ser recuperada de alguna manera al modificar las mallas de perforación utilizadas, las únicas variables que podrían experimentar variaciones son el diseño del arranque, la carga explosiva, la cantidad de taladros de alivio y el diámetro de los taladros de alivio.



VII. REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- Ames Lara, V. A. (2008). *Diseño de las mallas de perforación y voladura utilizando la energía producida por las mezclas explosivas*. Universidad Nacional de Ingeniería.
- Bieniawski, Z. T. (1989). *Engineering Rock Mass Classifications*. WILEY.
- Buendia Sulca, A. P. (2010). *Incremento de la productividad del método de corte y relleno ascendente semi - mecanizado en consorcio minero Horizonte S.A.* Universidad Nacional del Centro del Perú.
- Cachi Chambilla, M. (2022). *Optimización de los costos operativos en perforación y voladura en la galería 435 a cargo de la constructora e inversiones U&H Star S.A.C. en la unidad minera Las Águilas - CIEMSA*. Universidad Nacional del Altiplano.
- Cámac Torres, A. (2005). *Manual de Perforación y Voladura de rocas* (Vol. 1). Universidad Nacional del Altiplano.
- Colana Cuayla, J. E. (2020). *Efectos del diseño de malla de perforación y voladura en la reducción de costos de operación en el proyecto de explotación el nuevo sureño*. Universidad Nacional de Moquegua.
- Durant Broden, J. (2017). *Ingeniería de costos* (Vol. 3). Universidad Nacional del Altiplano.
- Espinoza Castillo, L. F., & Vasquez Soto, J. C. (2019). *Estudio de la viabilidad técnica del incremento del metraje de avance por disparo en secciones 4x4 en mina Condestable*. Pontificia Universidad Católica Del Perú.
- EXSA S. A. (2008). *Manual practico de voladura* (Vol. 4).



- FAMESA. (2024, mayo 1). *Emulnor*. Ficha Técnica - Emulnor.
<https://www.famesa.cl/productos/altos-explosivos/emulnor/>
- Fernandez Sotelo, R. J. (2012). *Voladura para la instalación de ductos enterrados*.
Universidad Nacional de Ingeniería.
- Gonzales-de Vallejo, L. (2002). *Ingeniería Geológica* (P. S. A. Educación, Ed.; Primera).
https://edisciplinas.usp.br/pluginfile.php/5540850/mod_resource/content/1/Livro
- Holmberg, R. (1982). Método postulado por Holmberg para diseñar y calcular los parámetros de perforación y voladura para minería subterránea y tunelería. En *Manual para el control y diseño de voladuras* (pp. 1-393).
- I.G.N. (2023). *Mapa Político 2M - Perú*.
<https://www.idep.gob.pe/geovisor/VisorDeMapas/>
- INACAP. (2018). *Extracción minera* (Vol. 1). Universidad tecnológica de Chile.
- Jáuregui, A. (2012). Gerencia estratégica de costos y presupuestos en Minería.
Universidad Nacional del Altiplano, 1-23.
- Jáuregui Aquino, O. A. (2009). *Reducción de los costos operativos en mina, mediante la optimización de los estándares de las operaciones unitarias de Perforación y Voladura*. Pontificia Universidad Católica Del Perú.
- Lopez Arancibia, Y. B. (2012). *Optimización del método de explotación corte y relleno ascendente para incrementar la producción en la compañía minera cobre nazca unidad Santa - Ana*. Universidad Nacional del Centro del Perú.
- López Jimeno, C., López Jimeno, E., & García, P. (2003). *Manual de perforación y voladura de rocas*.



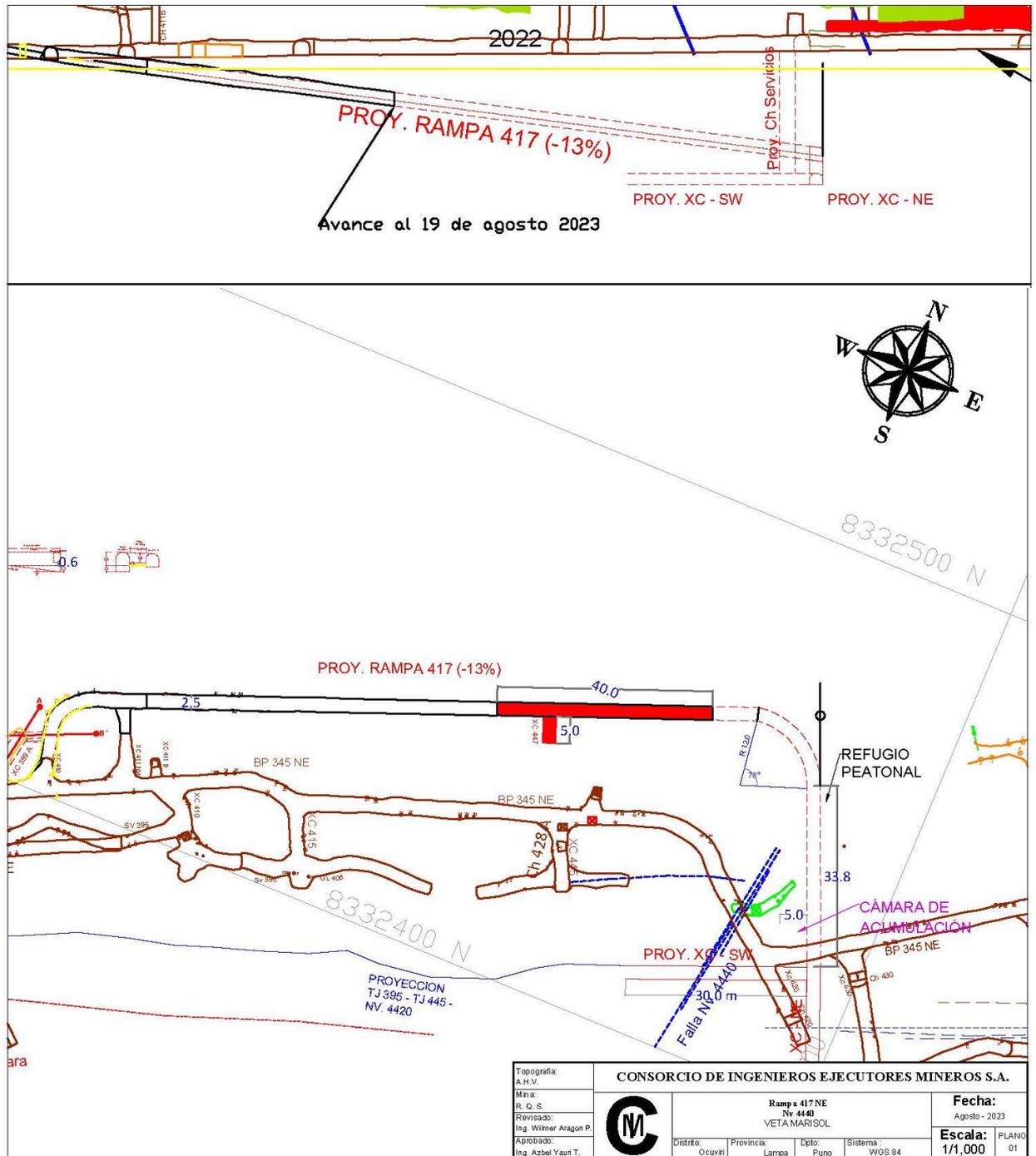
- Marinos, V., Marinos, P., & Hoek, E. (2005). The geological strength index: Applications and limitations. *Bulletin of Engineering Geology and the Environment*, 64(1), 55-65. <https://doi.org/10.1007/s10064-004-0270-5>
- Morales Curo, K. (2019). *Reducción de costos unitarios mediante la optimización de la malla de perforación y voladura en el inclinado -180 valeria norte de la Empresa Minera Vicus SAC*. Universidad Nacional del Centro del Perú.
- Moreano Rodríguez, A. (2022). *Estudio técnico-económico usando taladros largos en las operaciones mineras subterráneas*. Universidad Nacional de Ingeniería.
- Morón P., J. (2020). *Optimización de Malla de Perforación y Voladura No Eléctrica para la Mejora de la Fragmentación de Roca en Acceso Principal Tramo II del Proyecto Minero Quellaveco - 2017* [Universidad Nacional de Moquegua]. <http://repositorio.unam.edu.pe/handle/UNAM/170>
- OSINERGMIN. (2017). *Guía de criterios geomecánicos para diseño, construcción, supervisión y cierre de labores subterráneas*.
- Parra Murillo, G. C. (2018). *Reducción de la carga explosiva con el uso del explosivo Emulnor, en la corona de labores de desarrollo para optimizar los costos de voladura en CIA minera MACDESA*. Universidad Nacional de San Agustín de Arequipa.
- Pilco Parisuaña, F. A. (2021). *Diseño de malla de perforación y voladura por medio de la clasificación del macizo rocoso para evitar sobre rotura en UM Las Águilas CIEMSA*. Universidad Nacional del Altiplano.



- Pucuhuanca Ttito, G. E. (2019). *Optimización del método de explotación corte y relleno ascendente por la Empresa Minera INCIMMET en la Unidad El Porvenir -2018*. Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión.
- Ramírez Oyanguren, P., & Alejano Monge, L. R. (2004). *Mecánica de rocas: fundamentos e ingeniería de taludes*.
- Rodriguez Sanchez, D. J. (2017). *Modelo matemático “áreas de influencia” aplicado en perforación y voladura en el crucero 934 sur de la compañía minera Atacocha S.A. – 2017*. Universidad Nacional “Santiago Antúnez de Mayolo”.
- Sampieri, R. (2006). *Metodología de la investigación* (C. Fernández-Collado & P. Baptista Lucio, Eds.; 4ta ed.). MCGRAW-HILL / INTERAMERICANA EDITORES, S.A.
- Sampieri, R. (2014). *Metodología de la investigación* (6ta ed.). MCGRAW-HILL / INTERAMERICANA EDITORES, S.A.
- Taddey Diez, L. (2004). *Clasificación de costos*.

ANEXOS

ANEXO 1. Plano topográfico del diseño de la rampa de acceso N°417



Fuente: Área de topografía CIEMSA.

ANEXO 6. Realización de la perforación en la rampa N°417



ANEXO 7. Levantamiento topográfico de la rampa N°417





ANEXO 8. Declaración jurada de autenticidad de tesis



Universidad Nacional
del Altiplano Puno



Vicerrectorado
de Investigación



Repositorio
Institucional

DECLARACIÓN JURADA DE AUTENTICIDAD DE TESIS

Por el presente documento, Yo Luis Armando Condener Condori
identificado con DNI 74144486 en mi condición de egresado de:

Escuela Profesional, Programa de Segunda Especialidad, Programa de Maestría o Doctorado

Ingeniería de Minas

informo que he elaborado el/la Tesis o Trabajo de Investigación denominada:

"Mejora de la malla de perforación para reducir costos operativos en la Pampa 417- U.M. las águilas - CIEMSA"

Es un tema original.

Declaro que el presente trabajo de tesis es elaborado por mi persona y **no existe plagio/copia** de ninguna naturaleza, en especial de otro documento de investigación (tesis, revista, texto, congreso, o similar) presentado por persona natural o jurídica alguna ante instituciones académicas, profesionales, de investigación o similares, en el país o en el extranjero.

Dejo constancia que las citas de otros autores han sido debidamente identificadas en el trabajo de investigación, por lo que no asumiré como tuyas las opiniones vertidas por terceros, ya sea de fuentes encontradas en medios escritos, digitales o Internet.

Asimismo, ratifico que soy plenamente consciente de todo el contenido de la tesis y asumo la responsabilidad de cualquier error u omisión en el documento, así como de las connotaciones éticas y legales involucradas.

En caso de incumplimiento de esta declaración, me someto a las disposiciones legales vigentes y a las sanciones correspondientes de igual forma me someto a las sanciones establecidas en las Directivas y otras normas internas, así como las que me alcancen del Código Civil y Normas Legales conexas por el incumplimiento del presente compromiso

Puno 20 de junio del 2024


FIRMA (obligatoria)



Huella



ANEXO 9. Autorización para el depósito de tesis en el Repositorio Institucional



Universidad Nacional
del Altiplano Puno



Vicerrectorado
de Investigación



Repositorio
Institucional

AUTORIZACIÓN PARA EL DEPÓSITO DE TESIS O TRABAJO DE INVESTIGACIÓN EN EL REPOSITORIO INSTITUCIONAL

Por el presente documento, Yo Luis Armando Cardenas Condori identificado con DNI 74144486 en mi condición de egresado de:

Escuela Profesional, Programa de Segunda Especialidad, Programa de Maestría o Doctorado

Ingeniería de minas

informo que he elaborado el/la Tesis o Trabajo de Investigación denominada:

“Mejora de la malla de perforación para reducir costos operativos en la rampa 417 - U.M. las aguilas - CIEMSA”

para la obtención de Grado, Título Profesional o Segunda Especialidad.

Por medio del presente documento, afirmo y garantizo ser el legítimo, único y exclusivo titular de todos los derechos de propiedad intelectual sobre los documentos arriba mencionados, las obras, los contenidos, los productos y/o las creaciones en general (en adelante, los “Contenidos”) que serán incluidos en el repositorio institucional de la Universidad Nacional del Altiplano de Puno.

También, doy seguridad de que los contenidos entregados se encuentran libres de toda contraseña, restricción o medida tecnológica de protección, con la finalidad de permitir que se puedan leer, descargar, reproducir, distribuir, imprimir, buscar y enlazar los textos completos, sin limitación alguna.

Autorizo a la Universidad Nacional del Altiplano de Puno a publicar los Contenidos en el Repositorio Institucional y, en consecuencia, en el Repositorio Nacional Digital de Ciencia, Tecnología e Innovación de Acceso Abierto, sobre la base de lo establecido en la Ley N° 30035, sus normas reglamentarias, modificatorias, sustitutorias y conexas, y de acuerdo con las políticas de acceso abierto que la Universidad aplique en relación con sus Repositorios Institucionales. Autorizo expresamente toda consulta y uso de los Contenidos, por parte de cualquier persona, por el tiempo de duración de los derechos patrimoniales de autor y derechos conexos, a título gratuito y a nivel mundial.

En consecuencia, la Universidad tendrá la posibilidad de divulgar y difundir los Contenidos, de manera total o parcial, sin limitación alguna y sin derecho a pago de contraprestación, remuneración ni regalía alguna a favor mío; en los medios, canales y plataformas que la Universidad y/o el Estado de la República del Perú determinen, a nivel mundial, sin restricción geográfica alguna y de manera indefinida, pudiendo crear y/o extraer los metadatos sobre los Contenidos, e incluir los Contenidos en los índices y buscadores que estimen necesarios para promover su difusión.

Autorizo que los Contenidos sean puestos a disposición del público a través de la siguiente licencia:

Creative Commons Reconocimiento-NoComercial-CompartirIgual 4.0 Internacional. Para ver una copia de esta licencia, visita: <https://creativecommons.org/licenses/by-nc-sa/4.0/>

En señal de conformidad, suscribo el presente documento.

Puno 20 de junio del 2024

FIRMA (obligatoria)

Huella