

UNIVERSIDAD NACIONAL JORGE BASADRE GROHMANN

Facultad de Ingeniería

Escuela Profesional de Ingeniería de Minas

**DISEÑO DE MALLA DE PERFORACIÓN Y VOLADURA PARA OPTIMIZAR
EL AVANCE EN LA RAMPA NEGATIVA 115 DE LA EMPRESA MINERA
U&H STAR S.A.C.-U.M. LAS BRAVAS, ICA II**

TESIS

PRESENTADA POR:

Bach. Efrain Willy Chui Chalco

Para optar el Título Profesional de:

INGENIERO DE MINAS

TACNA – PERÚ

2025

UNIVERSIDAD NACIONAL JORGE BASADRE GROHMANN


Facultad de Ingeniería

Escuela Profesional de Ingeniería de Minas

**“DISEÑO DE MALLA DE PERFORACIÓN Y VOLADURA PARA
OPTIMIZAR EL AVANCE EN LA RAMPA NEGATIVA 115
DE LA EMPRESA MINERA U&H STAR S.A.C.-U.M.
LAS BRAVAS, ICA II”**

Tesis sustentada y aprobada el lunes 29 de diciembre de 2025, estando integrado el jurado calificador por:

PRESIDENTE


.....
Dr. Dante Ulises Morales Cabrera


1er. MIEMBRO
(SECRETARIO)


.....
Dr. Carlos Huisa Ceori

2do. MIEMBRO
(VOCAL)


.....
Dr. Pedro Arias Cubillas

ASESOR


.....
Dr. Dante Ulises Morales Cabrera

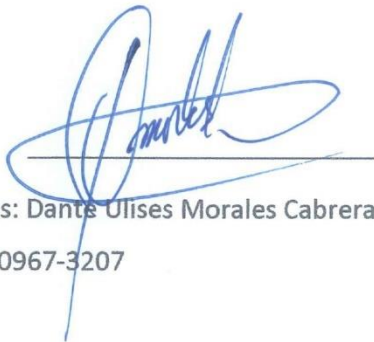
CERTIFICADO DE SIMILITUD

Yo, Dr. DANTE ULISES MORALES CABRERA, en mi condición de asesor acreditado por la Resolución de Facultad Nº 8788-2024-FAIN/UNJBG y Resolución de Facultad Nº 10235-2025-FAIN/UNJBG de la tesis titulado: **DISEÑO DE MALLA DE PERFORACIÓN Y VOÍADURA PARA OPTIMIZAR EL AVANCE EN LA RAMPA NEGATIVA 115 DE LA EMPRESA MINERA U&H STAR S.A.C.-U.M. LAS BRAVAS, ICA II**, presentado por el Bachiller **Efrain Willy Chui Chalco** con código Nº 2015-101042, para optar título profesional de Ingeniero de Minas.

Que, habiendo cumplido con lo establecido en el reglamento de originalidad y de similitud de trabajo de investigación y producción intelectual, considerando que según la revisión, evaluación y análisis realizado a través del **software de similitud textual Turnitin** cuenta con el **nivel de similitud permitido cuyo porcentaje es 5%** Por lo que, **CERTIFICO LA SIMILARIDAD** de la tesis enunciado líneas arriba, la cual está expedita para continuar con los trámites para la obtención de título profesional, según corresponda consiguientemente la publicación en el repositorio institucion.

Tacna, 19 de enero de 2026

FIRMA ASESOR



Nombres y apellidos: Dante Ulises Morales Cabrera

ORCID: 0000-0002-0967-3207

DNI: 00432101



Huella digital

FIRMA TESISTA



Nombres y apellidos: Efrain Willy Chui Chalco

DNI: 44060913



Huella digital

Dedicatoria

A Dios, por darme la fortaleza y la salud que me permitieron culminar esta etapa; a mis padres, Santiago Chui (Q.E.P.D.) y Juliana Chalco Catacora; a mi abuelo Ramón (Q.E.P.D.), recordando la promesa de seguir mis estudios; y a mis hermanos, por su compañía constante.

Agradecimiento

A mi alma máter, la Escuela Profesional de Ingeniería de Minas de la UNJBG, por la formación académica recibida. A mis docentes, por sus valiosas enseñanzas a lo largo de mi formación profesional.

Al Dr. Dante Ulises Morales Cabrera, por su orientación y consejos durante mi formación profesional, los cuales contribuyeron al desarrollo de este trabajo de investigación

Mi sincero agradecimiento al Dr. Wilson Callisaya, por su orientación de la presente investigación.

Índice

Portada.....	i
Hoja de jurados.....	ii
Certificado de similitud	iii
Dedicatoria.....	iv
Agradecimiento	v
Índice	vi
Índice de tablas	vii
Índice figuras	viii
Resumen	ix
Abstract	x
Introducción	1
Capítulo I: Planteamiento del Problema	3
1.1. Antecedentes del problema.....	3
1.2. Descripción del problema	4
1.3. Formulación del problema.....	4
1.3.1. Problema general:.....	4
1.3.2. Problemas específicos:.....	4
1.4. Objetivos de la investigación	5
1.4.1. Objetivo general.....	5
1.4.2. Objetivos específicos.....	5
1.5. Justificación e importancia de la investigación.....	5
1.5.1. Justificación de la investigación:.....	5
1.5.2. Importancia de la investigación:	5
1.6. Limitaciones.	6
1.6.1. Limitaciones:.....	6
1.7. Viabilidad del estudio.....	6
1.8. Formulación de hipótesis	6
1.9. Variables.	7
1.9.1. Definición conceptual y operacional de las variables.	7

1.9.1.2.	Avance en la rampa negativa.....	7
1.9.1.3.	Operacionalización de variables.....	8
Capítulo II: Marco Teórico		9
2.1.	Antecedentes del trabajo de investigación	9
2.2.	Bases teóricas	9
2.2.1.	Perforación	9
2.2.2.	Acciones básicas de la perforación.....	9
2.2.3.	Partes principales de una perforadora jackleg	9
2.2.4.	Diseño de arranques en minería subterránea	10
2.2.5.	Diseño de mallas de perforación en minería subterránea	10
2.2.6.	Distribución de taladros	10
2.2.7.	Errores y defectos en la perforación.....	10
2.2.8.	Corte o arranque	14
2.2.9.	Explosivos	15
2.2.10.	Tipos de explosivos	15
2.2.11.	Características de los explosivos y accesorios	15
2.2.12.	Diseño de una rampa.....	16
2.2.13.	Tipos de rampas	16
2.2.14.	Mecánica de rotura de la roca	16
2.2.15.	Cálculo del número de taladros.....	16
2.2.16.	Voladura	17
2.2.17.	Factores de voladura	17
2.2.18.	Resultados de las voladuras	17
2.2.19.	Distancia entre taladros.....	17
2.2.20.	Base para el cálculo del área de sección del frente.....	18
2.2.21.	Determinación del número de taladros de alivio	19
2.2.22.	Cálculo del diámetro equivalente de los taladros de alivio (D_2).....	19
2.2.23.	Longitud de taladro teórico, según diámetro equivalente " D_2 ".....	19
2.2.24.	Longitud nominal de taladro de perforación con barra cónica en campo ..	20
2.2.25.	Eficiencia de perforación y voladura.....	20
2.2.26.	Longitud efectiva de taladro	21

2.2.27.	Longitud efectiva de avance.....	21
2.2.28.	Promedio de numero de cartuchos por taladro	21
2.2.29.	Características geomecánicas esenciales del macizo rocoso	21
2.2.30.	Parámetros para el diseño de malla	23
2.2.31.	Determinación para el diseño de arranque por método Ash.	23
2.2.32.	Determinación del espaciamiento máximo basado en el modelo de Pearse Monsanto.....	24
2.2.33.	Movimiento de roca	27
2.2.34.	Parámetros de voladura.....	28
2.2.35.	Contexto del área de estudio: U.M. Las Bravas II y labor Rampa Negativa 115	29
2.2.35.1.	Ubicación de la Unidad Minera Las Bravas II.....	29
2.2.35.2.	Concesiones y área de influencia.....	32
2.2.35.3.	Método de explotación	32
2.2.35.4.	Descripción geológica	32
2.2.35.5.	Geología económica.....	33
2.2.35.6.	Proyecto de la rampa negativa 115: finalidad y condiciones operativas	33
2.3.	Definiciones conceptuales	34
Capítulo III: Marco Metodológico		36
3.1.	Planteamiento metodológico.....	36
3.1.3.	Diseño de la investigación: el diseño es no experimental y proyectivo.	36
3.2.	Población y muestra	36
3.3.	Equipos y materiales	37
3.4.	Procedimiento de las pruebas experimentales	38
3.5.	Técnicas de recolección de datos	39
3.6.	Técnicas para el procesamiento de datos.....	39
Capítulo IV: Resultados		40
4.1.	Descripción de las pruebas experimentales	40
4.1.1.	Descripción general de la operación	40
4.1.2.	Datos técnicos de la labor Rampa 115	41
4.1.3.	Procedimiento experimental	42

4.1.4.	Cálculo del consumo de explosivos	44
4.1.5.	Costos de explosivos y accesorios	46
4.1.6.	Datos técnicos generales de perforación y voladura antes de optimizar	48
4.1.7.	Eficiencia de voladura.....	49
4.2.	Presentación y análisis de los resultados	49
4.2.1.	Diseño y cálculos de malla de perforación.....	49
4.2.1.1.	Calculando el área de sección de rampa.....	50
4.2.1.2.	Cálculo de número de taladros de alivio	51
4.2.1.3.	Cálculo del diámetro equivalente	52
4.2.1.4.	Longitud de taladro teórico, según diámetro equivalente "D ₂ ".....	52
4.2.1.5.	Cálculo de longitud nominal de taladro con barra cónica en campo	53
4.2.1.6.	Cálculo de eficiencia de perforación	53
4.2.1.7.	Cálculo de longitud efectiva de taladro	53
4.2.1.8.	Cálculo promedio de número de explosivos por taladro	53
4.2.1.9.	Cálculo de longitud efectiva de avance	54
4.2.1.10.	Uso de explosivos en la rampa negativa 115	54
4.2.1.11.	Cálculo de numero de tiros de ranura o arranque por criterio Ash.....	55
4.2.1.12.	Cálculo de taladros en el arrastre o zapatera.....	57
4.2.1.13.	Cálculo número de taladros cuadradores o cajas	59
4.2.1.14.	Cálculo número de taladros corona	62
4.2.1.15.	Cálculo del número de taladros de ayuda de cuadradores o cajas.....	64
4.2.1.16.	Cálculo del número de taladros de ayuda de arrastre.....	66
4.2.1.17.	Cálculo del número de taladros auxiliares para la corona.....	69
4.2.1.18.	Cálculos del movimiento de roca	75
4.2.1.19.	Cálculo de parámetros de voladura.....	75
4.2.2.	Análisis de los resultados	78
4.2.2.1.	Datos generales y resultados del disparo optimizado en la rampa 115.....	78
4.2.2.2.	Costos de explosivos con la malla optimizada	79
4.2.2.3.	Comparación de parámetros generales antes y después de la optimización	79
4.3.	Contrastación de hipótesis	88

4.3.1.	Hipótesis específica A.....	88
4.3.2.	Hipótesis específica B.....	88
4.3.3.	Hipótesis general.....	88
4.3.4.	Resultados complementarios.....	89
	Capítulo V: Discusión.....	90
5.1.	Validación operativa de la propuesta de diseño	90
5.2.	Contraste con trabajos de investigación similares.....	91
	Conclusiones.....	93
	Recomendaciones.....	94
	Referencias Bibliográficas.....	95
	Anexos	99

Índice de tablas

Tabla 1 Operacionalización de variables	8
Tabla 2 Clasificación RMR (resumen adaptado de Bieniawski, 1989)	22
Tabla 3 Burden versus ancho de cuadrante por método Ash.....	24
Tabla 4 Factor de carga en una roca (kg/m^3).....	28
Tabla 5 Resumen de informe operativo de campaña: avance por disparo y consumo de explosivo	41
Tabla 6 Parámetros Geomecánicos y Geométricos de la Rampa 115.....	41
Tabla 7 Consumo de explosivos por disparo antes de aplicar la nueva malla.....	45
Tabla 8 Costo de explosivos y accesorios	47
Tabla 9 Costo estándar de accesorios y aceros de perforación	47
Tabla 10 Registro de Perforación y Voladura en Rampa (-115) antes de ser optimizado	48
Tabla 11 Relación final de cálculo entre burden y ancho de cuadrante según método Ash	57
Tabla 12 Distribución de los taladros y consumo de explosivos por disparo.....	72
Tabla 13 Parámetros generales de perforación, voladura y resultados del disparo optimizado en la Rampa (115).....	78
Tabla 14 Costos de explosivos con el nuevo diseño optimizada de la malla 2.10 m x 2.40 m.....	79
Tabla 15 Comparación técnica y económica del diseño de malla de perforación y voladura anterior y optimizado en la Rampa Negativa 115	80

Índice figuras

Figura 1 Hueco o taladro de alivio	11
Figura 2 Desviación en el paralelismo	11
Figura 3 Espaciamiento irregular entre taladros	11
Figura 4 Irregular longitud entre taladro	12
Figura 5 Intersección de taladros.....	12
Figura 6 Sobre carga excesiva densidad de carga	12
Figura 7 Problemas detectados en los arranques ejecutados en el frente	13
Figura 8 Asimetría en la disposición de los taladros de arranque	13
Figura 9 Prevención de tiros cortados por mal encebado	14
Figura 10 Corte quemado	14
Figura 11 Ejemplo de Corte quemado.....	15
Figura 12 Esquema del cálculo del área de sección del frente	18
Figura 13 Esquema del cálculo del diámetro equivalente en taladros de alivio.....	19
Figura 14 Elementos de la barra cónica utilizada en la perforación	20
Figura 15 Ubicación de la U.M. Las BRAVAS II (Chaparra, Caravelí) – UTM E 627238; N 88259133, Zona 18L.....	30
Figura 16 Ubicación de la U.M. Las BRAVAS II (Chaparra, Caravelí) – UTM E 627238; N 88259133, Zona 18L.....	31
Figura 17 Concesiones de la U.M. Las Bravas II y área de influencia.	32
Figura 18 Plano de ubicación de labores y estructuras principales de la U.M. Las Bravas II (base satelital).	33
Figura 19 Plano de labores subterráneas en la zona de la Rampa negativa 115	34
Figura 20 Inicio de perforación en la rampa (-115) con equipo Jackleg	42
Figura 21 Frente cargado sin orden de espaciamento de taladros	43
Figura 22 Perfil de frente con sobrerotura, tacos y macizo rocoso debilitado	43
Figura 23 Resultado de tacos de 0.80 m después de la voladura.....	44
Figura 24 Avance alcanzado (0.90m) respecto a la longitud perforada (1.70m)	44
Figura 25 Encebado y carguío de explosivos	45
Figura 26 Diseño de malla de perforación estándar antes de la optimización (RMR 70 -	

85).....	46
Figura 27 Avance ejecutado vs. programado durante la semana 43 en la Rampa 115 ...	49
Figura 28 Área de la sección de la Rampa 115	50
Figura 29 Representación gráfica de las distancias calculadas de burden y ancho de cuadrante	57
Figura 30 Taladros de arrastre	59
Figura 31 Taladros cuadradores.....	61
Figura 32 Taladros corona	63
Figura 33 Taladros de ayuda cuadrador.....	66
Figura 34 Taladros ayuda arrastre	68
Figura 35 Taladro de ayuda corona.....	70
Figura 33 Malla final de perforación propuesta en la Rampa Negativa 115	71
Figura 37 Distribución de explosivos a lo largo de cada tipo de taladro propuesto	73
Figura 38 Malla de Perforación en 3D Propuesta para Optimizar el Avance en la Rampa Negativa 115	74
Figura 39 Simulación energética y distribución de cargas con JKSimBlast 2D Face	76
Figura 40 Comparación de avance	81
Figura 41 Consumo de explosivos Emulnor 5000	82
Figura 42 Consumo de explosivo Dinamita S.G.65%.....	82
Figura 43 Consumo total de explosivos por disparo	83
Figura 44 Consumo de explosivos, diferencia de cantidades y porcentaje de mejora por disparo	84
Figura 45 Volumen roto	84
Figura 46 Tonelaje roto.....	85
Figura 47 Factor de potencia	85
Figura 48 Factor de carga	86
Figura 49 Factor de carga lineal	86
Figura 50 Resultados: volumen, tonelaje, fator de potencia, factor de carga, carga lineal y factores técnicos	87

Resumen

El trabajo aborda problemas operativos en la minería subterránea: el bajo avance por disparo y el uso ineficiente de explosivos debido a un diseño inadecuado de malla. La investigación se propuso rediseñar técnicamente dicha malla a partir de parámetros geotécnicos y operacionales, con el fin de elevar la productividad y reducir costos. Se desarrolló una propuesta de malla optimizada que fue validada con datos reales, comparando los indicadores clave de desempeño antes y después de su implementación.

Los resultados revelan mejoras cuantificables: el avance por disparo fue 1,62 m. incrementando en un 8%, el volumen roto nos da 7,71 m³ con un incremento de 5,91%, el factor de carga se redujo de 3,81 a 3,18kg/m³ lo que representa una disminución del 16,54% en el consumo de explosivo por volumen de roca. También se logró una mayor eficiencia en el uso de explosivos y una mejor distribución de los taladros, manteniendo la estabilidad del frente de trabajo. Estos hallazgos demuestran que una adecuada planificación de la malla puede generar impactos técnicos y económicos relevantes en la operación minera. Se recomienda extender la aplicación de este diseño a otras zonas con características similares.

Palabras clave: Minería subterránea, perforación y voladura, optimización de malla, eficiencia operativa, consumo de explosivos.

Abstract

This work addresses an operational problem in underground mining: low advance per blast and inefficient use of explosives due to an inadequate drilling pattern design. The research aimed to technically redesign this pattern based on geotechnical and operational parameters, in order to increase productivity and reduce costs. An optimized drilling pattern proposal was developed and validated with real data, comparing key performance indicators before and after its implementation.

The results show measurable improvements: the advance per blast reached 1,62 m, increasing by 8%; the broken volume was 7,71 m³, with an increase of 5,91%; and the powder factor was reduced from 3,81 to 3,18 kg/m³, representing a 16,54% decrease in explosive consumption per unit volume of rock. Greater efficiency in the use of explosives and a better blast hole distribution were also achieved, while maintaining face stability. These findings demonstrate that proper drilling pattern planning can generate significant technical and economic impacts in mining operations. It is recommended to extend the application of this design to other areas with similar characteristics.

Keywords: Underground mining, drilling and blasting, pattern optimization, operational efficiency, explosive consumption.

Introducción

La operación minera subterránea requiere una adecuada planificación de la perforación y voladura para garantizar un arranque eficiente de la roca, minimizar el consumo de explosivos y maximizar el avance por disparo. Sin embargo, en muchas unidades mineras persisten diseños de malla empíricos o poco adaptados a las condiciones específicas de la labor, lo que genera una baja eficiencia operativa, mayor uso de recursos y sobrecostos. La presente investigación surge ante esta problemática, observada en la labor Rampa - 115 de la Empresa Minera U&H Star S.A.C., Unidad Minera Las Bravas, Ica II., donde el diseño de malla vigente no permitía alcanzar los indicadores de productividad esperados. Se propuso entonces el rediseño técnico de la malla de perforación y voladura, empleando modelos geométricos como el método de Pearse–Monsanto para el cálculo del espaciamiento óptimo, así como el criterio de Ash para la distribución de cuadrantes, considerando los parámetros geotécnicos del macizo rocoso y las propiedades de los explosivos disponibles.

Este estudio, titulado **“Diseño de malla de perforación y voladura para optimizar el avance en la rampa negativa 115 de la empresa minera U&H STAR S.A.C.-U.M. LAS BRAVAS, ICA II”**, tiene como objetivo principal incrementar el rendimiento de la voladura subterránea mediante un rediseño técnico validado con resultados reales de campo.

El desarrollo del presente trabajo se estructura en cinco capítulos:

En el Capítulo I se desarrolla el planteamiento del problema que motivó la investigación, contextualizando la situación operativa de la labor Rampa - 115 y justificando la necesidad de un rediseño en la malla de perforación. Asimismo, se formulan los objetivos general y específicos, la hipótesis de trabajo, y se abordan los alcances, limitaciones y la viabilidad técnica y económica del estudio.

El Capítulo II presenta el marco teórico, incluyendo los antecedentes más relevantes y las bases conceptuales vinculadas a la perforación, voladura y diseño de mallas subterráneas. También se revisan definiciones y parámetros técnicos como burden, espaciamiento, factor de carga, eficiencia del disparo, entre otros conceptos fundamentales que sustentan la propuesta.

En el Capítulo III se expone la metodología adoptada para la investigación, describiendo

el tipo y diseño del estudio, los métodos empleados para la recolección y análisis de datos, así como los procedimientos experimentales que permitieron contrastar el desempeño entre la malla tradicional y la rediseñada.

El Capítulo IV está dedicado a la presentación y análisis de los resultados obtenidos. Se comparan los indicadores clave antes y después del rediseño, tales como el avance por disparo, el número de taladros, el uso de explosivos, el volumen roto y el tonelaje movilizado, permitiendo evaluar el impacto técnico de la propuesta.

Finalmente, el Capítulo V contiene la discusión de los resultados en relación con los objetivos e hipótesis planteados. También se presentan las conclusiones, recomendaciones para futuras aplicaciones y las referencias bibliográficas. El trabajo se complementa con anexos correspondientes que sustentan el estudio realizado.

Capítulo I: Planteamiento del Problema

1.1. Antecedentes del problema

El presente estudio se desarrolla específicamente en la Rampa Negativa 115 de la Unidad Minera Las Bravas – Ica II, donde el proceso de perforación y voladura ha presentado limitaciones operativas críticas que afectan directamente el rendimiento del avance lineal y la eficiencia del ciclo de minado. El diseño de malla aplicado antes de esta investigación no garantizaba una distribución adecuada de energía ni un control efectivo del arranque, generando una alta variabilidad en los resultados.

Las dificultades observadas se relacionan tanto con factores operativos como con las condiciones geomecánicas del macizo rocoso. En los frentes se registraron problemas frecuentes como presencia de tacos, sobreroturas, perfiles irregulares y zonas de sobrecarga; situaciones que disminuían el avance efectivo, ocasionaban pérdidas de tiempo y afectaban la estabilidad estructural de la labor. Asimismo, el consumo de explosivos resultaba elevado respecto al volumen real arrancado, evidenciando una distribución energética no optimizada.

Estos resultados reflejan la necesidad urgente de replantear el método y los parámetros utilizados. Al identificar que la causa principal de los bajos avances está asociada al diseño de malla y a la ejecución operativa, surge la importancia de implementar una propuesta técnica que permita estandarizar la perforación, optimizar el consumo específico y obtener resultados más eficientes.

El propósito final de este estudio es contribuir a la mejora del proceso mediante la proposición de un diseño de malla adecuado a las características del macizo rocoso de la Rampa Negativa 115, reduciendo los imprevistos diarios y logrando que los avances planificados se cumplan de manera efectiva y segura.

1.2. Descripción del problema

La construcción de rampas es esencial para conectar diferentes niveles de terreno y facilitar el acceso a zonas de explotación. Sin embargo, durante la construcción de la Rampa Negativa 115 en la Empresa Minera U&H STAR S.A.C. – U.M. Las Bravas, Ica II, surgieron desafíos significativos debido a la falta de un diseño estandarizado y apropiado en la malla de perforación. Este problema se vio agravado por la ausencia de criterios uniformes en la longitud, burden y espaciamiento de los taladros, resultando en una ejecución subjetiva por parte de los operadores del equipo de perforación. Además, la omisión del pintado inicial de la malla y la falta de consideración en la cantidad de explosivos contribuyeron a un exceso en el uso de explosivos, lo que generó dificultades adicionales en la ejecución de las mismas y en el desarrollo general de la rampa.

Este escenario adverso planteó la necesidad de replantear el enfoque de diseño y ejecución de la malla de perforación para mejorar la eficiencia en el avance de la rampa. En respuesta a estos desafíos, se propuso la instalación de una nueva malla con el objetivo de incrementar la eficiencia de avance, reducir la sobrerotura mediante técnica controlada, y minimizar los daños al macizo rocoso.

1.3. Formulación del problema

1.3.1. Problema General:

¿De qué manera el diseño proyectado de una nueva malla de perforación permitiría optimizar el avance en la Rampa Negativa 115 de la Empresa Minera U&H STAR S.A.C. – U.M. Las Bravas, Ica II?

1.3.2. Problemas Específicos:

- a) ¿Cómo la propuesta de malla de perforación optimizada proyectaría una mejora en la eficiencia del avance en la Rampa Negativa 115?
- b) ¿Cuál sería el impacto proyectado en el consumo de explosivos al aplicar el diseño optimizado de malla de perforación en la Rampa Negativa 115?

1.4. Objetivos de la investigación

1.4.1. Objetivo General.

Diseñar una malla de perforación y voladura optimizada para la Rampa Negativa 115 de la Unidad Minera Las Bravas (U&H STAR S.A.C.), evaluando su impacto proyectado en el avance por disparo y en el consumo de explosivos respecto al diseño actualmente empleado.

1.4.2. Objetivos específicos.

- a) Analizar la línea base operativa del frente mediante los registros existentes (avance por disparo, consumo de explosivos y longitud perforada).
- b) Diseñar una nueva malla de perforación aplicando los modelos de Holmberg, Ash y Pearse, considerando las características geomecánicas y operativas de la Rampa Negativa 115.
- c) Evaluar el impacto económico derivado de la implementación de la nueva malla, considerando el ahorro de explosivo, y aumento del avance por disparo en la Rampa Negativa 115

1.5. Justificación e importancia de la investigación.

1.5.1. Justificación de la investigación:

En este estudio de diseño de malla de perforación para la Rampa Negativa 115 de la Empresa Minera U&H STAR S.A.C. – U.M. Las Bravas, Ica II, se busca abordar la falta de un estándar de malla de perforación para las labores de avance en la empresa. La ausencia de un diseño estandarizado ha llevado a que los operadores del equipo de perforación utilicen criterios personales en la elaboración de las mallas, lo que ha dificultado la ejecución eficiente del avance de la rampa. Esta investigación pretende llenar este vacío al desarrollar una nueva malla de perforación específicamente adaptada a las condiciones y necesidades de la Rampa Negativa 115, con el objetivo de optimizar el avance y mejorar la eficiencia operativa en la mina Las Bravas.

1.5.2. Importancia de la investigación:

La importancia de este estudio radica en su capacidad para establecer un estándar de malla de perforación que permita mejorar significativamente el avance en la Rampa Negativa 115. Al aplicar una nueva malla diseñada específicamente para las condiciones de la mina Las Bravas, se espera observar una mejora sustancial en la eficiencia de las

operaciones de perforación. Además, la supervisión y control del personal operativo durante la ejecución de la nueva malla contribuirán a garantizar su correcta aplicación y a maximizar los beneficios obtenidos. Los resultados de esta investigación tendrán un impacto directo en la productividad y la rentabilidad de la empresa minera.

1.6. Limitaciones.

1.6.1. Limitaciones:

- *Acceso y disponibilidad de información:* Se presentaron limitaciones en el acceso a cierta información técnica, registros operativos o datos históricos de la empresa minera, lo cual podría dificultar el análisis comparativo antes y después de implementar la nueva malla.
- *Condiciones geológicas y geomecánicas variables:* Las condiciones del macizo rocoso pueden variar a lo largo de la rampa, lo que podría requerir ajustes en el diseño de la malla en diferentes secciones, limitando la estandarización total.
- *Factores externos:* Cuestiones como disponibilidad de equipos, suministros, recursos humanos calificados, clima, entre otros, podrían limitar la correcta implementación y evaluación de la nueva malla.
- *Tiempo y recursos:* El estudio presentó limitaciones de tiempo y recursos financieros/materiales para una evaluación más extensa y detallada.

1.7. Viabilidad del estudio

- *Experiencia previa:* La empresa minera ya cuenta con operaciones de perforación, por lo que existe experiencia previa que facilitaría la implementación de un nuevo diseño de malla.
- *Recursos técnicos:* Se contaría con personal técnico capacitado en perforación, así como con los equipos y explosivos necesarios.
- *Impacto económico positivo:* La optimización del avance y reducción de costos por consumo de explosivos representaría un beneficio económico para la empresa, facilitando la viabilidad del proyecto.

1.8. Formulación de hipótesis

Hipótesis general:

La propuesta de una nueva malla de perforación y voladura permitiría optimizar la eficiencia operativa (proyectando un mayor avance y una reducción en el consumo de

explosivos) en la Rampa Negativa 115 de la Unidad Minera Las Bravas – Ica II.

Hipótesis específicas:

- a) El diseño optimizado de malla de perforación proyectaría un incremento en el avance por disparo en la Rampa Negativa 115
- b) El nuevo diseño de malla de perforación proyectaría una reducción en el consumo de explosivos por metro de avance en la Rampa Negativa 115.

1.9. Variables.

Variable independiente: Diseño de malla de perforación y voladura.

Variable dependiente: Avance en la rampa negativa.

1.9.1. Definición conceptual y operacional de las variables.

1.9.1.1. Diseño de malla de perforación y voladura

Definición Conceptual: Diseño y disposición de taladros y carga explosiva para fragmentar eficientemente la roca. (Bernaola Alonso, Castilla Gómez & Herrera Herbert, 2013).

Definición Operacional: Se operacionaliza aplicando los modelos matemáticos de Holmberg (taladros de alivio), Ash (arranque) y Pearse-Monsanto (espaciamiento) para definir el patrón de perforación y carga según el tipo de roca.

1.9.1.2. Avance en la rampa negativa

Definición Conceptual: El avance en la rampa negativa es el progreso lineal en la excavación de una rampa descendente, facilitando el acceso a niveles inferiores de la mina para operaciones subsecuentes.

Definición Operacional: Se mide cuantificando la longitud real avanzada, el volumen de material roto y el consumo específico de explosivos en comparación con los parámetros de diseño.

1.9.1.3. Operacionalización de variables.

Tabla 1

Operacionalización de variables

Variable	Definición Conceptual	Definición Operacional	Dimensiones	Indicadores	Unidad	Escala
Independiente: Diseño de Malla de Perforación y voladura	Diseño y disposición de taladros y carga explosiva para fragmentar eficientemente la roca.	Se operacionaliza aplicando los modelos matemáticos de Holmberg (taladros de alivio), Ash (arranque) y Pearse-Monsanto (espaciamiento) para definir el patrón de perforación y carga según el tipo de roca.	Geometría del Diseño	• Burden (B)	Metros(m)	Razón
				• Espaciamiento (E)	Metros (m)	Razón
			• Número de taladros	Unidad(cant.)	Razón	
			• Diámetro equivalente (D ₂)	Metros	Razón	
Dependiente: Avance en la Rampa Negativa	El avance en la rampa negativa es el progreso lineal en la excavación de una rampa descendente, facilitando el acceso a niveles inferiores de la mina para operaciones subsecuentes.	Se mide cuantificando la longitud real avanzada, el volumen de material roto y el consumo específico de explosivos en comparación con los parámetros de diseño.	Carga Explosiva	• Tipo de explosivo (Emulnor/Dinamita)	Categoría	Nominal
				• Cantidad de cartuchos por taladro	Unidad	Razón
			Eficiencia del Avance	• Avance lineal por disparo	Metros (m)	Razón
				• Eficiencia de voladura	Porcentaje	Razón
			Eficiencia Energética	• Eficiencia de perforación	Porcentaje	Razón
				• Factor de Carga	kg/m ³	Razón
				• Factor de Potencia	kg/ton	Razón
				• Factor de Carga Lineal	kg/m	Razón
• Consumo total de explosivo	kg	Razón				

Nota: Elaboración propia

Capítulo II: Marco Teórico

2.1. Antecedentes del trabajo de investigación

Apaza Moscoso investigó la mejora de la perforación mediante el rediseño de mallas y el uso del corte cilíndrico en la Unidad Alpacay. Identificó bajo avance lineal y diseño de malla inadecuado. El nuevo diseño, probado en 21 ensayos, incrementó el avance por disparo de 1,39 m a 1,62 m y redujo el consumo de explosivos. El estudio demuestra que ajustes precisos en las mallas mejoran la eficiencia y efectividad minera (Apaza Moscoso, 2020).

Ccoscco Puma optimizó las actividades del ciclo operativo en la construcción de la rampa 1910 en la Unidad Pallancata. Implementó controles en perforación, limpieza y sostenimiento, rediseñó una malla óptima y redujo costos operativos. Su investigación resalta la importancia de la gestión operativa y el diseño de mallas para lograr mejoras sostenibles en las operaciones mineras (Ccoscco Puma, 2019).

2.2. Bases teóricas

2.2.1. Perforación

Es la operación inicial del ciclo de minado y el método más común para penetrar la roca. Consiste en realizar taladros de diámetro definido según una malla adaptada al tipo de roca, equipo y técnica utilizada. Sus resultados impactan directamente en la eficiencia de las etapas posteriores. (López, 2014)

2.2.2. Acciones básicas de la perforación

Según Torres Condori (2021), las acciones básicas comprenden: percusión (impactos del pistón que transmiten ondas de choque a través del varillaje), rotación (giro de la broca que distribuye los impactos), empuje (presión sobre la sarta para mantener el contacto con la roca) y barrido (extracción de detritos del fondo del taladro). La perforadora manual tipo Jackleg, equipada con barra de avance, permite realizar taladros horizontales o inclinados, siendo común en labores de minería convencional como galerías, rampas y tajeos.

2.2.3. Partes Principales de una perforadora Jackleg

La Jackleg consta de tres secciones: frontal, cilíndrica y cabezal, unidas por tirantes. El varillaje cónico acelera la perforación, pero exige mayor control y no es ideal en terrenos inestables; por ello, se prefiere el barrenado integral. (Adauto Martínez y Huanuco Vásquez, 2022)

2.2.4. Diseño de Arranques en Minería Subterránea

La creación de una cavidad inicial (corte o arranque) facilita la rotura de la sección restante. La ubicación del corte influye en la proyección del material roto y en el consumo de explosivo. (EXSA, 2019)

2.2.5. Diseño de Mallas de Perforación en Minería Subterránea

Los diseños de mallas de perforación deben tener geometría, simetría, ubicación, dirección, inclinación y profundidad determinadas. Objetivos incluyen reducir gastos de perforación, obtener un buen avance, y mantener la sección uniforme. (EXSA, 2019)

2.2.6. Distribución de Taladros

Los taladros se distribuyen en forma concéntrica. Las categorías incluyen:

- Taladros de arranque: Forman la primera cavidad.
- Taladros de ayuda: Rodean el arranque y forman salidas hacia la cavidad.
- Taladros cuadradores: Forman los flancos del túnel.
- Taladros de alza: Dan forma al techo o bóveda del túnel.
- Taladros de arrastre: Corresponden al piso del túnel. (Chipana Tito, 2015)

2.2.7. Errores y defectos en la perforación.

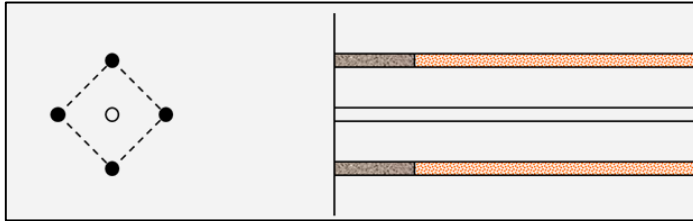
En labores de desarrollo, se considera eficiente cuando el avance real alcanza al menos el 95 % de lo perforado; de lo contrario, el desempeño es deficiente. El perforista debe trabajar de forma responsable, aplicar los Procedimientos Escritos de Trabajo Seguro (PETS), cumplir los estándares operativos y realizar el IPERC antes de iniciar la actividad. (Mamani, 2021)

A continuación, se detallan algunos errores frecuentes en la perforación.

- **Hueco de alivio de diámetro pequeño:** En cortes tipo quemado, si los taladros tienen el mismo diámetro y no se deja suficiente cara libre, la voladura no logra expulsar el material. Es clave asegurar una adecuada área de alivio en el cuele, como se muestra en Figura 1.

Figura 1

Hueco o taladro de alivio

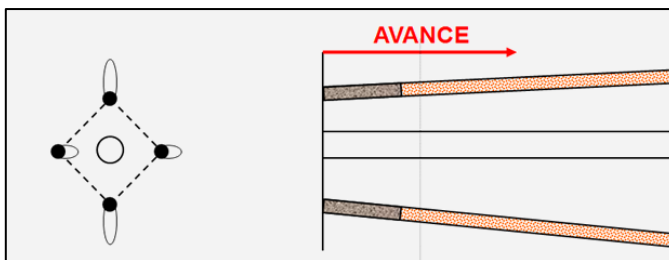


Nota: (EXSA, 2019).

- **Desviación en el paralelismo:** Cuando el perforista no aplica buenas prácticas, los taladros se desalinean, sobre todo al fondo, generando lo que se aprecia en la Figura 2. Para evitar esta desviación, se usan guidores de madera o barrenos usados que ayudan a mantener la dirección.

Figura 2

Desviación en el paralelismo

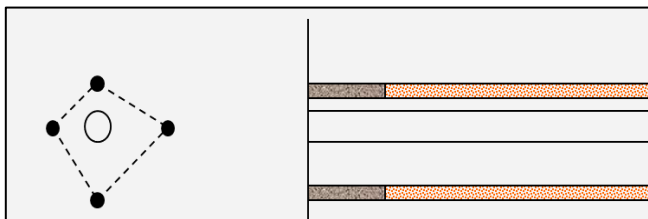


Nota: (EXSA, 2019).

- **Espaciamientos irregulares entre taladros:** Una malla debe tener distancias uniformes entre taladros. Esta simetría puede alterarse por malas prácticas o por el terreno irregular, afectando la alineación, como se muestra en Figura 3.

Figura 3

Espaciamiento irregular entre taladros

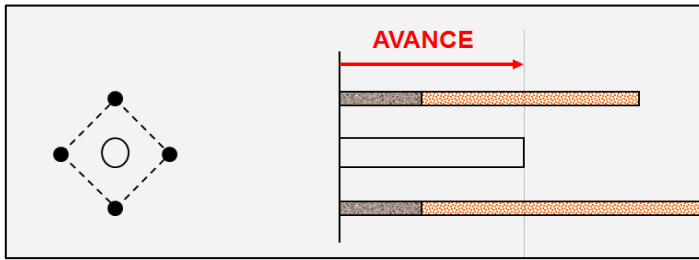


Nota: (EXSA, 2019).

- **Irregular longitud de los taladros:** Todos los taladros deben tener igual longitud para una buena voladura. Por falta de tiempo o descuido, esto no se cumple, lo que reduce la calidad del disparo, como se muestra en Figura 4.

Figura 4

Irregular longitud entre taladro

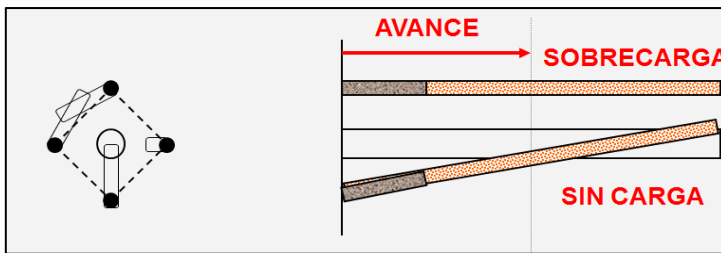


Nota: (EXSA, 2019).

- **Intersección entre taladros:** Si no hay buen paralelismo y no se usa guiador, los taladros pueden cruzarse al fondo, dificultando el carguío y afectando la secuencia de detonación, como se muestra en Figura 5.

Figura 5

Intersección de taladros

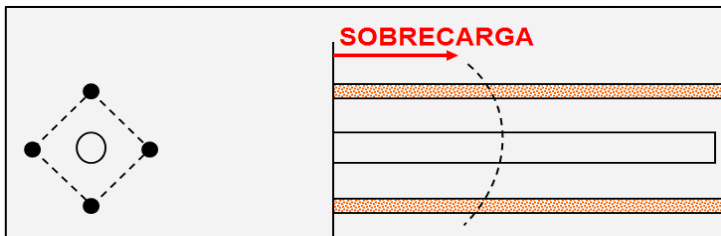


Nota: (EXSA, 2019).

- **Sobre carga (excesiva densidad de carga):** Cada taladro debe tener dos tercios de explosivo y un tercio de taco. Si se sobrecarga, se altera la secuencia de disparo o el disparo puede congelarse, como se muestra en Figura 6

Figura 6

Sobre carga excesiva densidad de carga



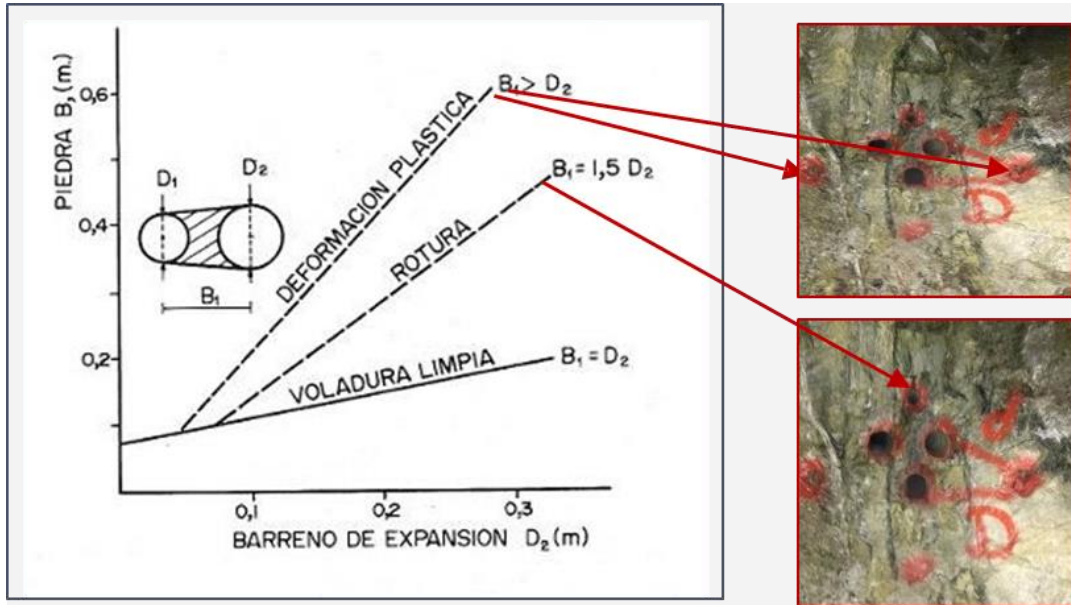
Nota: (EXSA, 2019).

- **Análisis de los arranques:** Como se aprecia en la Figura 7, la falta de simetría y paralelismo en los taladros de arranque respecto a los rimados ocasiona problemas en la voladura: cuando el burden es mayor que el diámetro equivalente ($B > D_2$) y el ángulo

de salida es reducido, se genera deformación plástica de la roca sin cara libre; mientras que si el burden es menor ($B < D_2$) y la carga es elevada, se produce sinterización del material fragmentado y falla del corte

Figura 7

Problemas detectados en los arranques ejecutados en el frente



Nota: (FAMESA Explosivos S.A.C., 2017).

- Asimetría en los taladros de arranque por variación del burden:** Taladros perforados con burden de 0.23 m y 0.32 m, tal como se aprecia en la Figura 8. Esta diferencia generó una deficiente simetría respecto a los taladros rimados. Al realizar la simulación en el software JK 2D Face, se evidenció que, debido al burden de 0.32 m, no se aprovecha adecuadamente la acción de los taladros rimados.

Figura 8

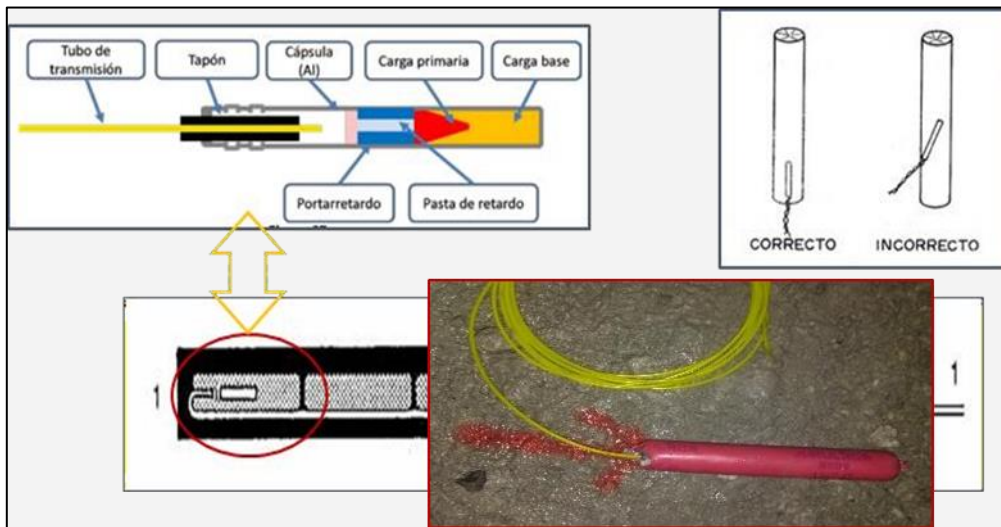
Asimetría en la disposición de los taladros de arranque



Nota: (FAMESA Explosivos S.A.C., 2017).

Figura 9

Prevención de tiros cortados por mal encebado



Nota: (FAMESA Explosivos S.A.C., 2017).

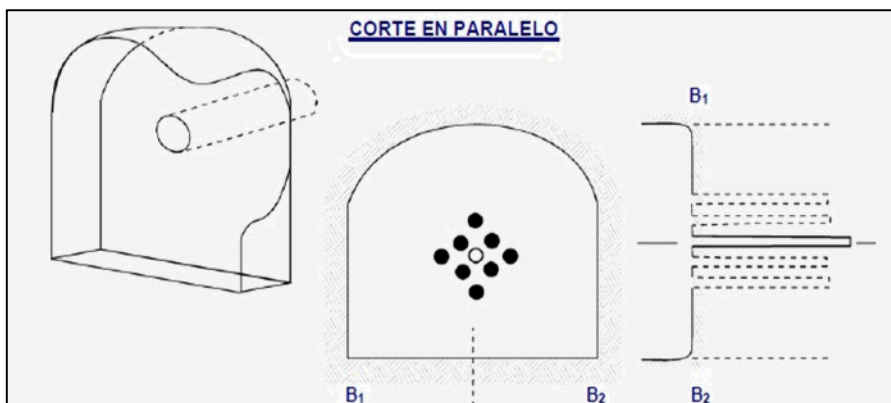
2.2.8. Corte o Arranque

Métodos de corte incluyen taladros en ángulo, en diagonal y en paralelo. Los cortes quemados usan taladros paralelos y vacíos para crear caras libres, facilitando la expansión de la roca triturada. (Apaza Moscoso, 2020)

Corte quemado: Método de arranque que utiliza taladros paralelos y próximos con igual diámetro. Algunos se dejan sin carga (vacíos) para generar cara libre y facilitar la fragmentación al detonar los taladros cargados. Se organizan en formas simétricas (cuadrado, triángulo o rombo), alternando taladros cargados y vacíos. (EXSA, 2019), como se muestra en las Figura 10 y 11.

Figura 10

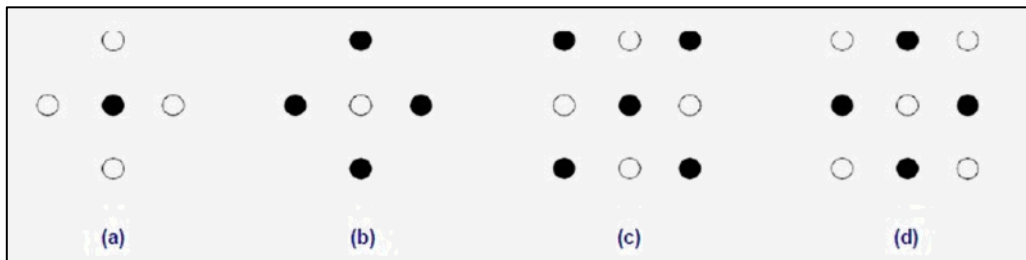
Corte quemado



Nota: (EXSA, 2019).

Figura 11

Ejemplo de Corte quemado.



Nota: (EXSA, 2019)

2.2.9. Explosivos

Son sustancias sólidas, líquidas o mixtas formadas por agentes oxidantes y combustibles. Ante estímulos como calor, fricción o impacto, una pequeña cantidad inicia una reacción en cadena que convierte casi todo el material en gases, liberando gran energía, calor y presión en milisegundos.

Su poder radica en la generación de gases calientes que, al expandirse rápidamente, crean ondas de choque capaces de fracturar rocas de forma controlada y eficiente. (Sahuinco Cuti, 2019)

2.2.10. Tipos de Explosivos

Los explosivos primarios o iniciadores son compuestos muy sensibles que detonan con estímulos mínimos, como calor, fricción o chispa, y sirven para iniciar la detonación de explosivos secundarios. Los explosivos secundarios generan la ruptura principal, como la dinamita y los nitro carbonitratos (ANFO, SANFO), usados en minería por su alta capacidad rompiente y seguridad en la manipulación. (Mendoza Hanco, 2021)

2.2.11. Características de los Explosivos y Accesorios

- a) Explosivos
 - Emulnor: Emulsión explosiva encartuchada en envoltura plástica con propiedades de seguridad y resistencia al agua, utilizada en explotaciones, desarrollos mineros y en obras de ingeniería civil. (FAMESA Explosivos S.A.C., 2023)
 - Dynamita Semigelatina: Utilizada en minería superficial, subterránea y obras civiles. Buena resistencia al agua, proporciona buenos resultados en rocas de dureza intermedia a dura. (FAMESA Explosivos S.A.C., 2016)
- b) Explosivos y Accesorios

- Mecha Rapida: Accesorio formado por una masa pirotécnica, dos alambres y cubierto por plástico, utilizado para encender varias cargas de forma simultánea y segura. (FAMESA Explosivos S.A.C., 2016)
- Carmex: Sistema de iniciación convencional compuesto por fulminante, mecha de seguridad y conector. (FAMESA Explosivos S.A.C., 2023)

2.2.12. Diseño de una Rampa

Las rampas son labores permanentes que permiten el acceso a diferentes niveles de trabajo. Parámetros importantes incluyen sección, gradiente, radio de curvatura y peralte. (Morales Garcia, 2020)

2.2.13. Tipos de Rampas

Rampa en forma de “Y”: Permiten acceder a zonas mineralizadas que van a ser puestas en producción. Su diseño consiste en dos ramales: uno superior, utilizado principalmente para el ingreso de materiales y servicios, y otro inferior, destinado a la evacuación del mineral extraído desde las labores de explotación.

Rampa en espiral: Conecta dos niveles de la mina y, por lo general, se construye en la caja piso de la estructura mineralizada. Su función principal es facilitar el transporte de materiales y dar continuidad a la secuencia del minado.

Rampa en zigzag: Las rampas en zigzag son vías subterráneas con varios giros, diseñadas con un pendiente promedio del 12 %. Su trazo suele desarrollarse sobre material estéril, paralelo a la estructura mineralizada, y se utilizan para acceder a nuevos niveles, zonas de carguío y frentes de explotación. (Lazo Leandro, 2020)

2.2.14. Mecánica de Rotura de la Roca

El fracturamiento de la roca ocurre en varias etapas: detonación, transferencia de onda de choque, expansión de gases y desplazamiento de roca triturada. Condiciones fundamentales incluyen el confinamiento del taladro, la cara libre y la distancia del taladro a la cara libre. (Ccoscco Puma, 2019)

2.2.15. Cálculo del Número de Taladros

Depende del tipo de roca, grado de confinamiento y fragmentación deseada, diámetro de la broca, tipo de explosivos y método de iniciación. (Morales Garcia, 2020)

2.2.16. Voladura

La voladura cierra el ciclo de minado mediante la detonación de explosivos en taladros perforados. Su ejecución requiere precisión, responsabilidad y conocimiento técnico. Las altas presiones generadas fragmentan la roca y desplazan el material, lo que facilita el carguío, transporte y procesamiento, especialmente si habrá conminución. Una voladura bien planificada considera el tipo de roca, el uso del material, el volumen a excavar, el equipo disponible y la cercanía de infraestructuras. Se deben controlar variables como el diseño de perforación y tipo de explosivo, aunque otras, como la geología del macizo, no se pueden modificar. (Sahuinco Cuti, 2019)

2.2.17. Factores de Voladura

Factor de carga lineal: Relación entre kg de explosivo y longitud de taladro cargado. (Mendoza Hanco, 2021)

Factor de potencia: kilogramos de explosivo necesarios para romper una tonelada de material. (Holmberg, 1982)

Factor de carga: kilogramos de explosivo necesarios para romper un metro cúbico de material. (Holmberg, 1982)

2.2.18. Resultados de las Voladuras

Según Aquepucho Cruz (2019), los resultados de las pruebas para distintas distancias de los taladros cargados hacia los taladros vacíos permiten encontrar el burden adecuado y el diámetro de taladro vacío indicado para la voladura en el arranque. Una correcta distribución de carga y cálculo de la piedra ($B1 = 1.5 D2$) asegura una voladura eficiente.

2.2.19. Distancia entre taladros

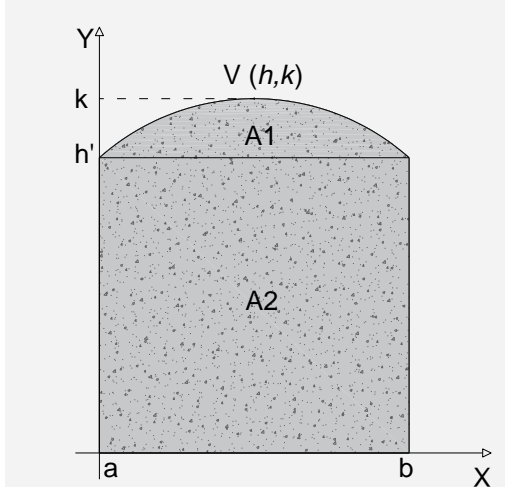
Normalmente La separación entre los taladros depende de su función: entre los arranques suele oscilar entre 15 y 30 cm, en los taladros de ayuda entre 60 y 90 cm, y en los cuadradores entre 50 y 70 cm. Como referencia práctica, se considera aproximadamente 60 cm de separación por cada pulgada de diámetro de broca. En el caso de los taladros periféricos (alzas y cuadradores), estos deben ubicarse a 20–30 cm del contorno del túnel, lo que facilita la perforación y reduce el riesgo de sobrerotura. Asimismo, se recomienda perforarlos con una ligera divergencia respecto al eje del túnel para mantener la uniformidad de la sección (EXSA, 2019).

2.2.20. Base para el cálculo del área de sección del frente

El área de la perforación del frente es la suma de $A1 + A2$

Figura 12

Esquema del cálculo del área de sección del frente



Nota: Elaboración propia

A1: El área A1 fue aproximada mediante una parábola, considerando que en minería subterránea las secciones superiores o coronas de excavación suelen representarse mediante curvas cuadrática. Este criterio se sustenta en el modelo matemático de Pearse y Holmberg, citado en investigaciones recientes (Mateo-Mendoza et al., 2020).

El cálculo se realiza utilizando integrales definidas. La función de la curva está representada por la ecuación general de la parábola:

$$y = f(x) = a(x - h)^2 + k,$$

donde a, h y k son constantes que definen la forma y posición de la parábola, y el punto $V(h, k)$ corresponde al vértice.

El área A1 se obtiene mediante

$$A1 = \left(\int_a^b y \cdot dx \right) m^2 \quad \text{donde } y = f(x)$$

Dado que la función f es continua en el intervalo $[a, b]$ y $f(x) \geq 0, \forall x \in [a, b]$

A2: Es el producto de la base por la altura del rectángulo. La base se extiende desde a hasta b en el eje x, la altura es la distancia constante desde a hasta h' en el eje y

El área que se define es:

$$A2 = (\overline{ab} * \overline{ah'}) m^2$$

2.2.21. Determinación del número de taladros de alivio

Utilizaremos la siguiente fórmula para estimar la profundidad de los taladros a perforarse en la sección del frente según Roger Holmberg

$$H = 0.15 + 34.1 * D_1 - 39.4 * D_1^2$$

Donde:

H: profundidad de taladro (m)

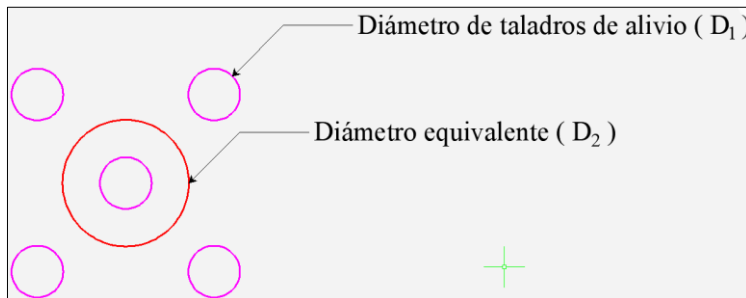
D₁: diámetro del taladro de alivio (m)
(Holmberg, 1982)

2.2.22. Cálculo del diámetro equivalente de los taladros de alivio (D₂)

El diámetro equivalente es aquel que se genera al fusionar todos los taladros de alivio y se considera como si fuera un solo taladro de alivio y se calcula con la ecuación siguiente tal como se observa en la Figura 13.

Figura 13

Esquema del cálculo del diámetro equivalente en taladros de alivio



Nota: Elaboración propia

$$D_2 = D_1 * \sqrt{N}$$

Donde:

D₂: Diámetro equivalente (m)

D₁: Diámetro de los taladros de alivio (m)

N: Número de taladros de alivio

(Holmberg, 1982)

2.2.23. Longitud de taladro teórico, según diámetro equivalente "D₂"

Con n cantidad de taladros de alivio y su respectivo diámetro equivalente (D₂), se puede lograr una perforación de longitud que da como resultado los cálculos respectivos

$$H = 0.15 + 34.1 * D_2 - 39.4 * D_2^2$$

Donde:

H: Longitud de taladro con respecto al diámetro equivalente (m)

D₂: Diámetro equivalente (m)

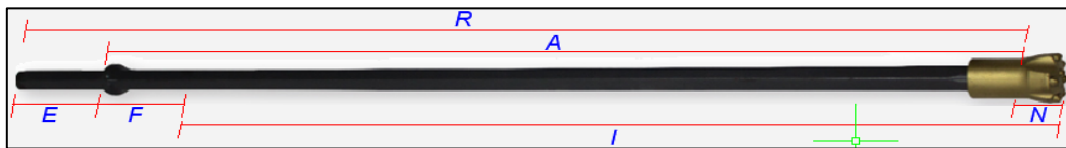
(Holmberg, 1982)

2.2.24. Longitud nominal de taladro de perforación con barra cónica en campo

En la práctica de campo, se observó que la barra cónica acoplada con la broca no utiliza su longitud total durante la perforación, sino únicamente la sección efectiva identificada como I. Esta longitud útil corresponde a la parte de la barra que verdaderamente penetra la roca, incluyendo la longitud de la broca (N) y descontando la parte de la grampa que incluye al collarín (F), tal como se muestra en la Figura 14.

Figura 14

Elementos de la barra cónica utilizada en la perforación



Nota: Elaboración propia

E.: Longitud de la espiga o bastago

F.: Longitud que abarca la grampa de la perforadora

R.: Longitud total de la barra cónica

A.: Longitud de la barra cónica

I.: Longitud real máximo en la perforación (Longitud de taladro)

N.: Longitud de la cabeza de la broca

$$I = (A + N - F) m$$

2.2.25. Eficiencia de perforación y voladura

- **Eficiencia de perforación**

$$E.P = \frac{\text{longitud de taladro}}{\text{longitud de barreno}} * 100$$

Donde:

E.P.: eficiencia de perforación (%)

(Torres Condori, 2021)

- **Eficiencia de voladura**

$$E.V = \frac{\textit{Avance real en campo}}{\textit{longitud de taladro}} * 100$$

Donde:

E.V.: eficiencia de voladura (%)

(Morales Garcia, 2020)

2.2.26. Longitud efectiva de taladro

$$H' = L * \textit{Efic. perf}$$

Donde:

L: Longitud de barreno. (m)

Efic. perf.: Eficiencia de perforación (%)

(Mendoza Hanco, 2021)

2.2.27. Longitud efectiva de avance

$$\textit{Avance} = H' * \textit{Efic. vol}$$

Donde:

H': Longitud del taladro perforado (m)

Efic. vol.: Eficiencia de voladura (%)

(Mendoza Hanco, 2021)

2.2.28. Promedio de numero de cartuchos por taladro

De acuerdo a López Jimeno (2003), dependiendo del tipo de roca se suele cargar entre 1/2 o 2/3 de la perforación; en este caso por el tipo de roca dura se usará 2/3.

$$N^{\circ} \textit{ de explosivos} = \frac{\frac{2}{3} * L}{Le * \% \textit{ de avance}}$$

Dónde:

L: longitud de taladro perforado (m)

Le: longitud de explosivo (m)

La carga explosiva en los taladros de arranque suele reforzarse entre 1,3 y 1,6 veces respecto a la carga promedio, mientras que en los cuadradores y alzas se reduce por trabajar principalmente por desplome. (Yance Huarcaya, 2013, p. 76).

2.2.29. Características geomecánicas esenciales del macizo rocoso

a) Densidad de la roca (ρ_r)

La densidad de la roca constituye un parámetro fundamental en el diseño de

voladuras, ya que condiciona la propagación de la onda de choque y la energía necesaria para la fragmentación del macizo. rocas ígneas como la granodiorita presentan densidades típicas entre 2.60 y 2.75 g/cm³ (Waltham, 2009).

b) Resistencia tensional del macizo rocoso (RT)

La resistencia tensional de rocas intrusivas como la granodiorita y el granito suele ubicarse por encima de los 100 MPa, considerando que los intrusivos frescos y poco fracturados presentan valores altos de competencia mecánica. los granitos y granodioritas intactos presentan típicamente resistencias que superan los 100 MPa, situándolos dentro del rango de rocas competentes utilizados como referencia en diseño de excavaciones. (Hoek, E. 2007)

c) Clasificación del macizo rocoso

La clasificación del macizo mediante el sistema RMR permite evaluar de manera cualitativa la calidad estructural del terreno. Un RMR \approx 70 corresponde a un macizo de calidad “Buena”, con fracturamiento moderado y adecuado comportamiento para excavaciones subterráneas (Bieniawski, 1989).

Tabla 2

Clasificación RMR (resumen adaptado de Bieniawski, 1989)

Rango RMR	Clase	Descripción breve
81 - 100	I	Roca muy buena: poco fracturada, alta cohesión, muy favorable para excavación.
61 - 80	II	Roca buena: fracturamiento moderado, comportamiento adecuado.
41 - 60	III	Roca regular: fracturamiento notable, requiere soportes.
21 - 40	IV	Roca mala: muy fracturada requiere soporte} inmediato.
0 - 20	V	Roca muy mala: descompuesta, inestable.

Nota: Bieniawski (1989)

d) Fracturamiento y juntas

La presencia de juntas y planos de discontinuidad influye en la dirección preferencial de fractura generada por el explosivo, y en rocas intrusivas con fracturamiento moderado, como la granodiorita, la respuesta ante la voladura es estable y predecible (Hoek & Brown, 1997).

2.2.30. Parámetros para el diseño de malla

a) Velocidad de detonación (VOD)

Es la velocidad con la que la onda generada por la reacción del explosivo se desplaza a través de toda la columna de carga, ya sea en cartuchos o dentro del taladro. Este parámetro está determinado por la calidad de las materias primas, la densidad del explosivo, el diámetro de la carga y el nivel de confinamiento en el taladro. Se expresa en km/s o m/s. (Sánchez Claudio & González Ayala, 2022).

b) Presión de detonación (PD)

Es la presión generada por la reacción del explosivo que, al interactuar con la roca, origina una onda de choque responsable de la fractura y fragmentación del macizo rocoso. Esta presión se determina mediante la fórmula correspondiente y se expresa en unidades de presión como MPa o kbar. (Sánchez Claudio & González Ayala, 2022).

c) Modelo Matemático de Holmberg, Ash y Pearse Monsanto para el diseño de mallas de perforación y voladura

El modelo de Holmberg, Ash y Pearse Monsanto es uno de los métodos más utilizados para diseñar mallas de perforación en labores subterráneas, ya que integra propiedades de la roca, energía del explosivo y dimensiones reales de los taladros.

El avance efectivo por disparo depende del diámetro del taladro de alivio, la alineación de los barrenos y la correcta distribución de carga. El método requiere considerar parámetros colaterales como la densidad de la roca y resistencia tensional de la roca, propiedades del explosivo (densidad, VOD y presión de detonación)

El aporte de Pearse Monsanto se centra en el cálculo del espaciamiento máximo usando la presión de detonación (PD), diámetro de carga y tenacidad de la roca (RT), por su parte, Ash aporta un criterio geométrico para el diseño del arranque, basado en el diámetro del taladro de alivio, la raíz del avance y la distribución progresiva de burdens y anchos de cuadrante.

En conjunto, estos criterios permiten optimizar la malla de perforación en función del macizo rocoso y de la energía disponible, logrando mayor eficiencia en el avance, menor sobreexcavación y un uso más adecuado de explosivos, tal como se aplica en la Rampa Negativa 115.

2.2.31. Determinación para el diseño de arranque por método Ash.

Para la cantidad de cuadrantes. El ancho del último cuadrante (W) debe ser menor o igual a la raíz de avance.

$$W \leq \sqrt{\text{Avance}},$$

$$\text{Avance} = H'_{\text{Longitud de taladro perforado}} * \text{Efectividad del disparo}$$

$$\text{Criterio de Ash. } X = 4.45 * [(DTH^2 + D^2) / (DTH + D)]$$

Donde:

DTH: Diámetro taladro alivio

D: Diámetro de taladro

(Ash, 1963; citado en Leon Bautista, 2023)

Tabla 3

Burden versus ancho de cuadrante por método Ash

CUADRANTE	BURDEN	ANCHO DE CUADRANTE
Primera	$B_1 = 0,55 * [(X + DTH + D)/2]$	$W_1 = B_1 * \sqrt{2}$
Segunda	$B_2 = 0,7 * W_1$	$W_2 = (B_2 + 0.5 * W_1) * \sqrt{2}$
Tercera	$B_3 = 0,7 * W_2$	$W_3 = (B_3 + 0.5 * W_2) * \sqrt{2}$
Cuarta	$B_4 = 0,7 * W_3$	$W_4 = (B_4 + 0.5 * W_3) * \sqrt{2}$

Nota: Elaboración propia basada en el método de Ash.

2.2.32. Determinación del espaciamiento máximo basado en el modelo de Pearse Monsanto.

$$E_{Max} = \frac{k}{50} * D * \sqrt{\frac{PD}{RT}}$$

Donde:

K: Factor de tronabilidad de la roca

- ✓ Roca difícil: 0,7
- ✓ Roca normal: 0,8
- ✓ Roca fácil: 1,0

D: Diámetro de carga (cm)

PD: Presión de detonación del explosivo (kg/cm²)

RT: Resistencia tensional mínima de la roca (kg/cm²)

Nota: presión de detonación (PD)

$$PD = 2,5 * 10^{-6} * \text{densidad del explosivo} * (VOD)^2 \text{ (kbar)}$$

Donde:

VOD: velocidad de detonación del explosivo(m/s)

Razón Espaciamiento / Burden = 1,15 (Existe mejor dispersión de las ondas de choque)

Factor de corrección según Pearse Monsanto

- ✓ Zapatera: o arrastre 0,7
- ✓ Caja o cuadrador: 0,9
- ✓ Corona: 0,9
- ✓ Ayuda caja o cuadrador: 0,8
- ✓ Ayuda zapatera o arrastre: 0,8
- ✓ Ayuda corona: 0,8

(Pearse, 1955; citado en Leon Bautista, 2023).

Espaciamiento máximo para el diseño de taladros de arrastre

$$E_{Max} = \frac{k}{50} * D * \sqrt{\frac{PD}{RT}}$$

$$PD = 2,5 * 10^{-6} * (\text{densidad del explosivo}) * (VOD)^2 * (\text{kbar})$$

$$N^{\circ} \text{ de espaciamento} = \frac{\text{Ancho labor}}{E \text{ max}}$$

$$E. \text{ arrastre} = \frac{\text{Ancho labor}}{N^{\circ} \text{ espacios}}$$

$$B. \text{ arrastre} = \frac{E \text{ arrastre}}{1,15}$$

Espaciamiento máximo para el diseño de taladros de cuadradores o cajas

$$E_{Max} = \frac{k}{50} * D * \sqrt{\frac{PD}{RT}}$$

$$PD = 2,5 * 10^{-6} * (\text{densidad del explosivo}) * (VOD)^2 * (\text{kbar})$$

$$N^{\circ} \text{ de espaciamento} = \frac{(\text{Altura de caja} - Bz)}{E. \text{ Max}}$$

$$E. \text{ cuadradores} = \frac{(\text{Altura de caja} - B. \text{ arrastre})}{N^{\circ} \text{ taladros}}$$

$$B. \text{ cuadrador} = \frac{E \text{ cuadradores}}{1,15}$$

Espaciamiento máximo para el diseño de taladros de corona

$$E_{Max} = \frac{k}{50} * D * \sqrt{\frac{PD}{RT}}$$

$$PD = 2,5 * 10^{-6} * (\text{densidad del explosivo}) * (VOD)^2 * (\text{kbar})$$

$$\text{Longitud arco (L)} = 2 * \pi * r * \frac{\beta_{\text{dimensión ang.}}}{360}$$

$$\text{N}^\circ \text{ de espaciamento} = \frac{\text{Ancho labor}}{E \text{ max}}$$

$$E. \text{ corona} = \frac{\text{long. arco}}{\text{N}^\circ \text{ espacios}}$$

$$B. \text{ corona} = \frac{E \text{ corona}}{1,15}$$

Espaciamento máximo para el diseño de taladros de ayuda de cuadradores.

$$E_{Max} = \frac{k}{50} * D * \sqrt{\frac{PD}{RT}}$$

$$PD = 2,5 * 10^{-6} * (\text{densidad del explosivo}) * (VOD)^2 * (\text{kbar})$$

$$\text{Espacio Disponible} = \text{Ancho} - (\text{ancho cuele} + 2 * B \text{ cuadrador})$$

$$\text{N}^\circ \text{ de espaciamento} = \frac{(\text{Altura de caja} - B. \text{arrastre})}{E \text{ Max}}$$

$$E \text{ ayuda de cuadradores} = \frac{(\text{Altura de caja} - B. \text{arrastre})}{\text{N}^\circ \text{ taladros}}$$

$$B. \text{ ayuda de cuadradores} = \frac{E \text{ ayuda de cuadradores}}{1,15}$$

$$\text{N}^\circ \text{ de columnas} = \frac{\text{Espacio Disponible}}{B. \text{ayuda de cuadradores}}$$

$$\text{Espacio entre columnas} = \frac{\text{Espacio disponible}}{\text{N}^\circ \text{ de columnas}}$$

Espaciamento máximo para el diseño de taladros de ayuda arrastre

$$E_{Max} = \frac{k}{50} * D * \sqrt{\frac{PD}{RT}}$$

$$PD = 2,5 * 10^{-6} * (\text{densidad del explosivo}) * (VOD)^2 \text{kbar}$$

$$E. \text{ corregido} = E_{Max} * \text{Factor de corrección ayuda arrastre}$$

$$\text{N}^\circ \text{ de espaciamento} = \frac{(\text{ancho de la labor} - 2 \text{ B. cuadrador})}{E \text{ Max}}$$

$$\text{B. ayuda de arrastre} = \frac{E. corregido}{1,15}$$

$$\text{Esp. disponible} = \text{Ancho} - (2 * \text{B. cuadrador})$$

$$E. \text{ ayuda arrastre} = \frac{\text{Espacio disponible}}{\text{N}^\circ \text{ espacios}}$$

$$\text{N}^\circ \text{ de hileras} = \frac{\text{Gradiente} - 0,5 * \text{Ancho de cuadrante}}{\text{B. ayuda arrastre}}$$

Espaciamento máximo para el diseño de taladros auxiliares para corona

$$E_{\text{Max}} = \frac{k}{50} * D * \sqrt{\frac{PD}{RT}}$$

$$PD = 2,5 * 10^{-6} * (\text{densidad del explosivo}) * (\text{VOD})^2 * (\text{kbar})$$

$$\text{Espacio disponible vertical} = \text{Alto labor} - (\text{cuele} + \text{B corona} + \text{B zapatera})$$

$$\text{N}^\circ \text{ hileras} = \frac{\text{Espacio disponible}}{E \text{ max}}$$

$$\text{Espacio disponible horizontal} = \text{Arco techo} - 2 * \text{B. corona}$$

$$\text{N}^\circ \text{ espacios} = \frac{\text{Espacio disponible horizontal}}{E \text{ max}}$$

$$\text{Espacio ayuda corona} = \frac{\text{Espacio disponible horizontal}}{\text{numero de espacios}}$$

$$\text{B. ayuda corona} = \frac{E \text{ max}}{1,15}$$

2.2.33. Movimiento de roca

- **Volumen roto por disparo**

$$V = S * La$$

Donde:

S: sección (m²)

La: longitud de avance (m)

(Sánchez Claudio & Gonzales Alaya, 2022)

- **Tonelaje removido**

$$T = V * \rho r$$

Dónde:

V: volumen roto (m³)

ρr : Densidad de la roca (tn/m³)

(Morales Garcia, 2020)

Tabla 4

Factor de carga en una roca (kg/m³)

Área del túnel en m ²	Kilos de explosivos estimados por m ³ de roca		
	en roca dura y tenaz	en roca intermedia	en roca suave y friable
de 1 a 5	2,60 a 3,20	1,80 a 2,30	1,20 a 1,60
de 5 a 10	2,00 a 2,60	1,40 a 1,80	0,90 a 1,20
de 10 a 20	1,65 a 2,00	1,10 a 1,40	0,60 a 0,90
de 20 a 40	1,20 a 1,65	0,75 a 1,10	0,40 a 0,60
de 40 a 60	0,80 a 1,20	0,50 a 0,75	0,30 a 0,40

Nota: EXSA, 2019

2.2.34. Parámetros de voladura

- **Factor de carga lineal**

$$F.C.L = \frac{kg. de explosivo total}{Longitud de taladros cargados}$$

Donde:

Longitud de taladro cargado = (taladros cargados * longitud de taladro) m

F.C.L.: factor de carga lineal (kg/m)

(Idone Acha & Tinta Paredes, 2022)

- **Factor de carga**

$$F.C = \frac{kg. de explosivo total}{Volumen roto}$$

Donde:

Volumen roto = sección (m²) * avance por disparo (m)

F.C.: factor de carga (kg/m³)

(Idone Acha & Tinta Paredes, 2022)

- **Factor de potencia**

$$F.P = \frac{\textit{kg. de explosivo total}}{\textit{Toneladas metricas extraidas}}$$

Donde:

Toneladas met. extr. = volumen roto (m³) * densidad de mineral (tn/m³)

FP.: factor de potencia (kg/ton)

(Torres Condori, 2021)

2.2.35. Contexto del área de estudio: U.M. Las Bravas II y labor Rampa Negativa

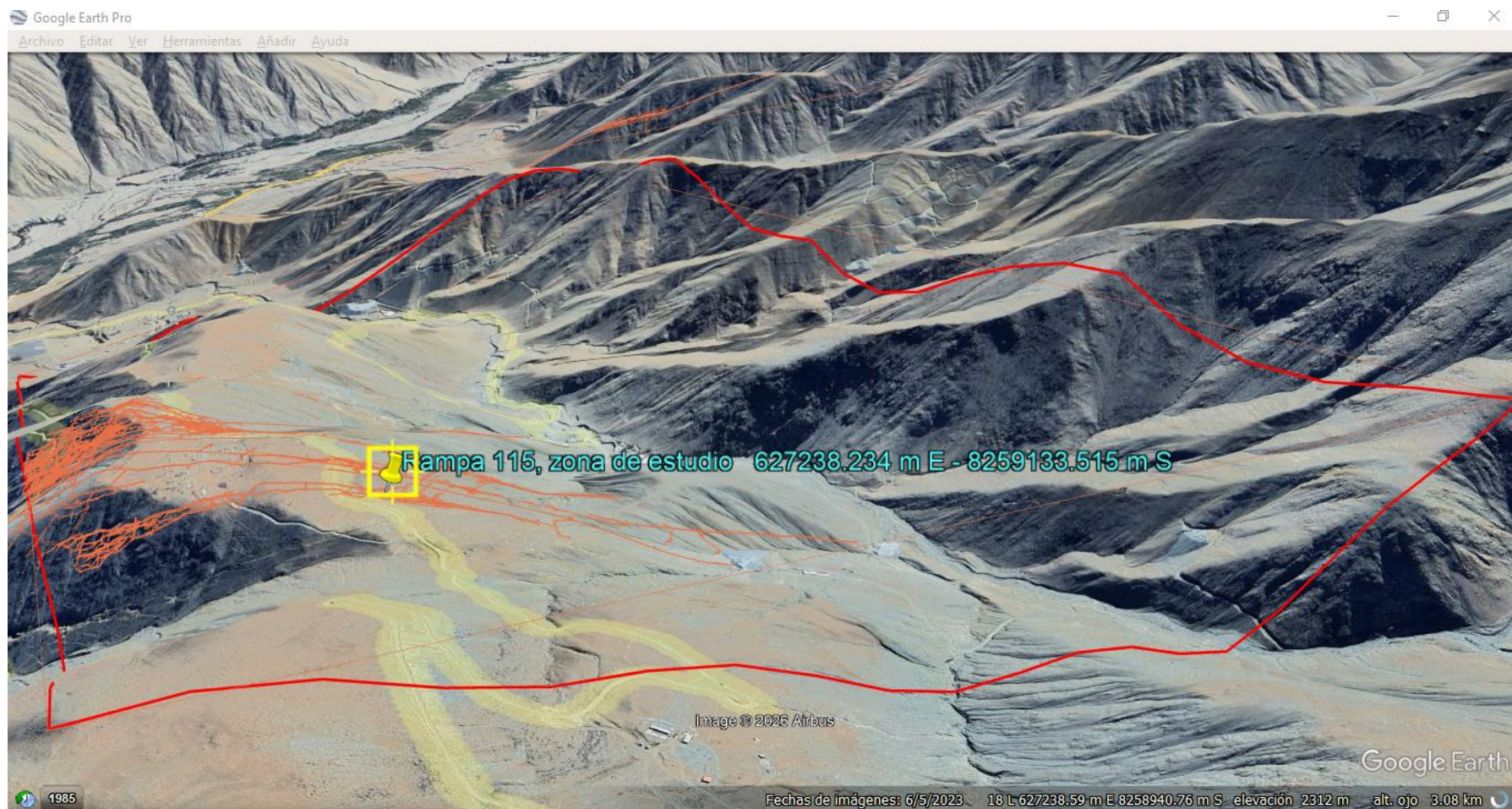
115

2.2.35.1. Ubicación de la Unidad Minera Las Bravas II

La Unidad Minera Las Bravas II corresponde a un yacimiento aurífero ubicado en el distrito de Chaparra, provincia de Caravelí, departamento de Arequipa, Perú, con coordenadas UTM 8 260 300 N y 627 200 E (zona 18L, hemisferio sur). La ubicación política y geográfica se detalla en la **Figura 15**, mientras que la **Figura 16** presenta la vista satelital del acceso a la unidad.

Figura 15

Ubicación de la U.M. Las BRAVAS II (Chaparra, Caravelí) – UTM E 627 238; N 8 259 133, Zona 18L



Nota: Elaboración propia

Figura 16

Ubicación de la U.M. Las BRAVAS II (Chaparra, Caravelí) – UTM E 627 238; N 8 259 133, Zona 18L



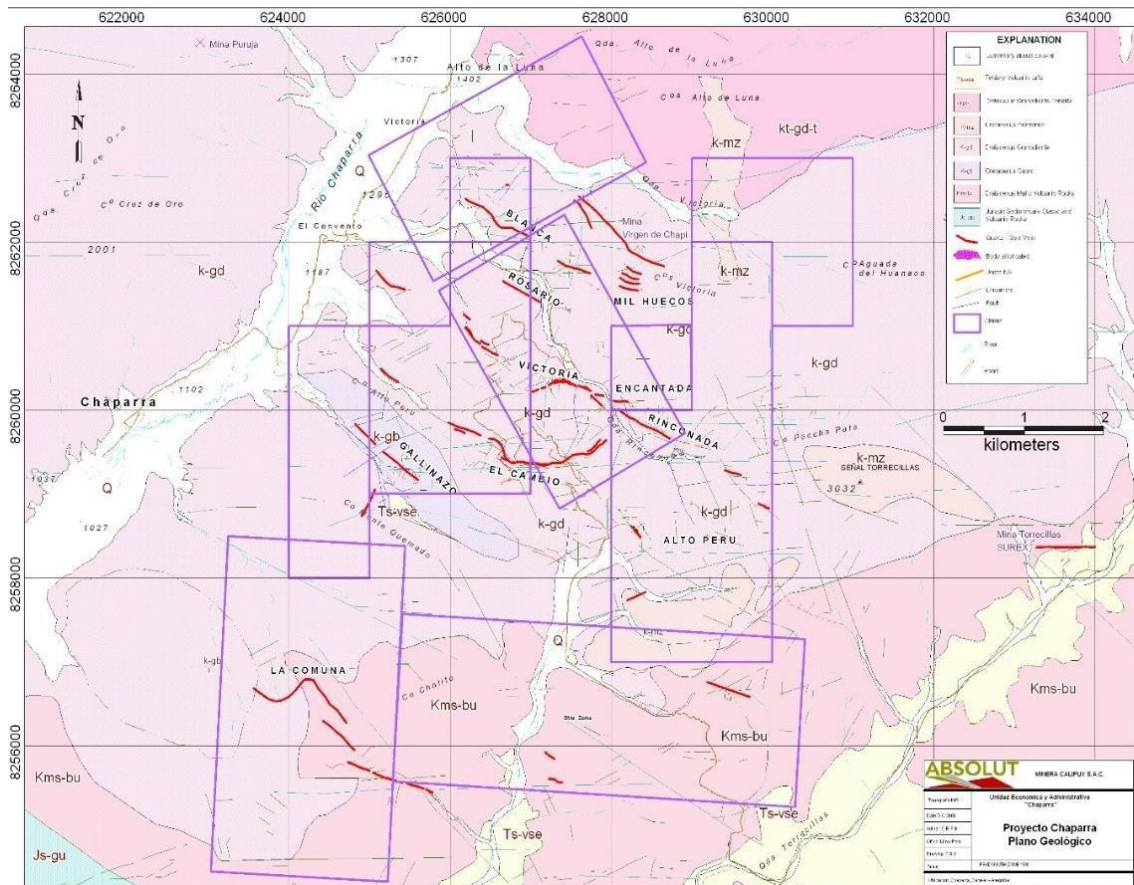
Nota: Google Earth (imagen satelital) y elaboración propia.

2.2.35.2. Concesiones y área de influencia

La Figura 17 correspondiente a concesiones muestra el marco territorial de la operación y su área de influencia (concesiones de Mina Las Bravas II), lo que permite contextualizar el emplazamiento del proyecto respecto al entorno geológico y operativo.

Figura 17

Concesiones de la U.M. Las Bravas II y área de influencia.



Nota: Cueva Balbin (2022).

2.2.35.3. Método de explotación

La operación minera emplea el método de Corte y Relleno Ascendente (Over Cut and Fill), el cual permite aprovechar eficientemente el mineral, asegurar estabilidad en las labores y facilitar la selección del mineral según ley, siendo adecuado para vetas irregulares o estrechas.

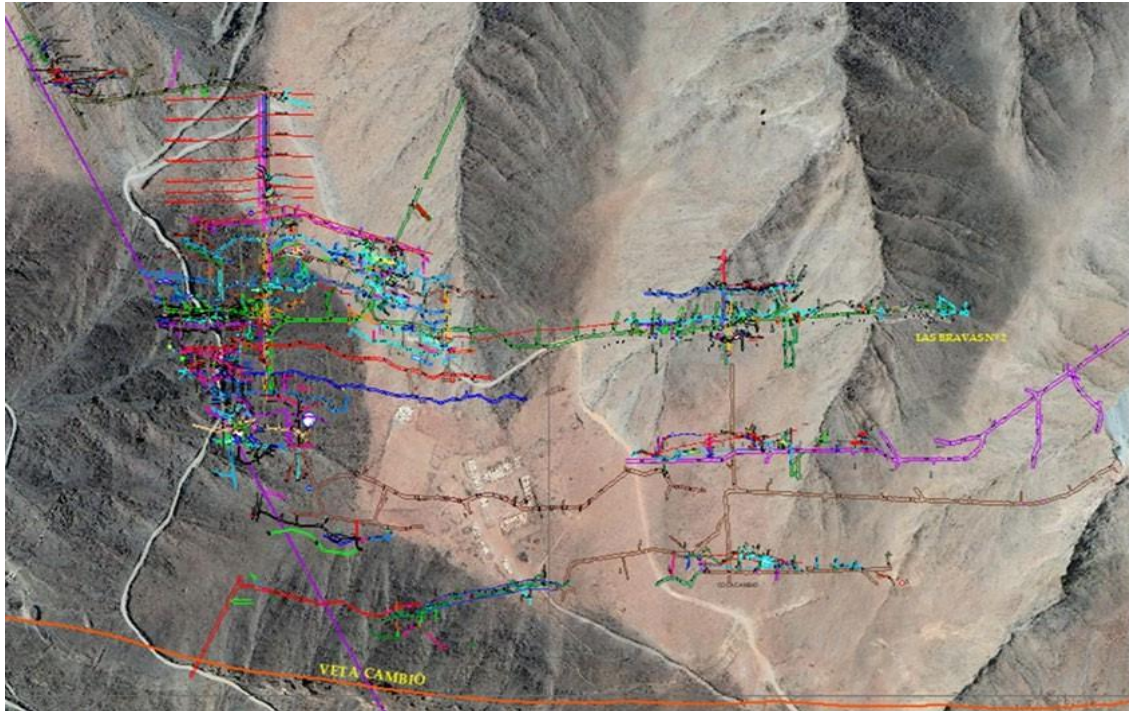
2.2.35.4. Descripción geológica

El yacimiento presenta un tipo filoneano, con vetas casi paralelas que muestran un

rumbo de Noroeste (N70°W), tendiendo hacia el eje E-W. Estas estructuras presentan buzamientos moderados, entre 37° y 50° hacia el N, y potencia que varían entre 0,20m y 2,00m. Las vetas más representativas del depósito son Cambio y Farallón, por su continuidad y contenido aurífero. (Cueva Balbin, 2022).

Figura 18

Plano de ubicación de labores y estructuras principales de la U.M. Las Bravas II (base satelital).



Nota: Cueva Balbin (2022).

2.2.35.5. Geología económica

El yacimiento presenta un tipo filoneano, con vetas casi paralelas y rumbo general Noroeste (N70°W), tendiendo al eje E–W. Presenta buzamientos moderados entre 37° y 50° hacia el N, y potencias entre 0,20 m y 2,00 m. Las vetas más representativas son Cambio y Farallón por su continuidad y contenido aurífero.

2.2.35.6. Proyecto de la Rampa Negativa 115: finalidad y condiciones operativas

La construcción de rampas es esencial para conectar niveles y facilitar el acceso a zonas de explotación dentro de una operación subterránea. En este contexto, la investigación se desarrolla en la Rampa Negativa 115, ubicada en la zona Cola Cambio, nivel 2080, con sección 2,10 m × 2,40 m e inclinación descendente de 12%.

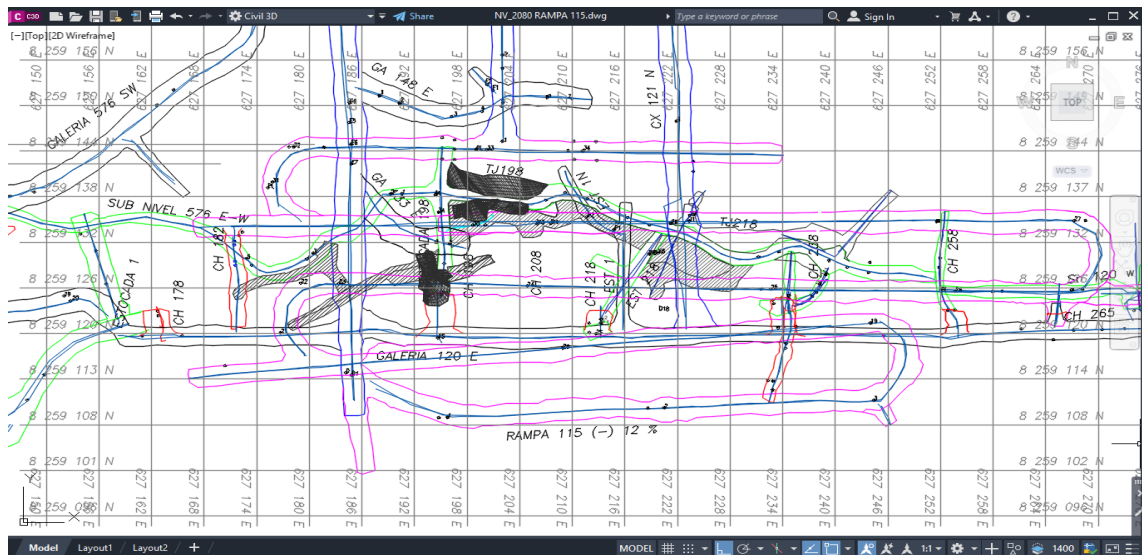
El proceso de perforación se ejecuta con perforadoras neumáticas Jackleg de rotopercusión, utilizando generalmente barras de 6 pies y brocas de producción de 38 mm de diámetro. El equipo de trabajo está conformado por un maestro perforista y su ayudante, responsables del trazado y ejecución de la malla en coordinación con seguridad y operaciones. Para la voladura se emplean explosivos Emulnor (1000 y 5000) y Dinamita S.G. 65%.

En términos de finalidad técnica, el estudio busca contribuir a la mejora del proceso mediante la proposición de un diseño de malla adecuado a las características del macizo rocoso de la Rampa Negativa 115, reduciendo imprevistos y logrando el cumplimiento de avances planificados de manera efectiva y segura. En línea con ello, el objetivo general se orienta a diseñar una malla optimizada y evaluar su impacto proyectado en el avance por disparo y el consumo de explosivos.

Para contextualizar la geometría subterránea del entorno inmediato, la Figura 19 presenta el plano de labores en la zona de la rampa, permitiendo ubicar la labor dentro del sistema de desarrollos y frentes vinculados al proyecto.

Figura 19

Plano de labores subterráneas en la zona de la Rampa negativa 115



Nota: Información proporcionada por el área de operaciones U&H Star S.A.C

2.3. Definiciones conceptuales

- **Espaciamiento:** distancia entre taladros cargados con explosivos en una malla de perforación. (EXSA, 2019)
- **Burden:** distancia mínima entre un taladro cargado y la cara libre. Depende del

diámetro de perforación, propiedades de la roca y características del explosivo. (EXSA, 2019)

- **Cara libre:** permite que las ondas de compresión se reflejen y produzcan la fragmentación de la roca. (López, 2014)
- **Macizo rocoso:** conjunto de bloques de matriz rocosa y discontinuidades. (Gonzales Hilares, 2019)
- **Cortes o arranques:** abertura inicial en un frente, formada mediante taladros que explotan primero. (Vilca, 2021)
- **Disparo soplado:** Es aquel taladro que, habiendo detonado el explosivo, no produce el efecto de rotura en la roca por el escape prematuro de los gases a través de la boca del taladro o de grietas preexistentes. (López, 2014)
- **Eficiencia:** capacidad de alcanzar un objetivo utilizando la menor cantidad de recursos posibles; en administración, es la relación entre recursos empleados y logros obtenidos. (Yance Huarcaya. 2013)

Capítulo III: Marco Metodológico

3.1. Planteamiento metodológico

3.1.1. Tipo de estudio: Aplicada–Proyectiva según Hurtado de Barrera (2010).

Es Aplicada porque aborda un problema real: el bajo avance por disparo en la Rampa Negativa 115. Su finalidad es obtener una mejora operativa mediante un diseño más eficiente.

Es Proyectivo porque el resultado central es una propuesta técnica: el diseño optimizado de la malla de perforación. Para ello se realizó el diagnóstico del diseño actual, el cálculo técnico de los parámetros ideales y la evaluación comparativa del avance obtenido.

3.1.2. Nivel de investigación

El nivel de la investigación es Proyectivo, porque no solo describe la situación actual, sino que desarrolla y valida una propuesta técnica destinada a modificar y mejorar un proceso existente: el diseño de la malla de perforación.

3.1.3. Diseño de la investigación: el diseño es no experimental y proyectivo.

No experimental porque no se manipulan variables de forma controlada; se trabaja con las condiciones reales de la operación.

Proyectivo porque, siguiendo la metodología de Hurtado de Barrera, se desarrolla una propuesta mediante los siguientes estadios:

- a) Descriptivo: identificación del problema y registro del diseño actual.
- b) Analítico: análisis de parámetros técnicos y su influencia en el bajo avance.
- c) Comparativo: contraste entre los valores actuales y los recomendados.
- d) Explicativo: determinación de las causas principales.
- e) Predictivo: estimación de mejoras con parámetros optimizados.
- f) Proyectivo: elaboración de la malla de perforación optimizada.

3.2. Población y muestra

Población: De acuerdo con Hurtado de Barrera (2010), la población se define como el conjunto de elementos que poseen las características o eventos a estudiar y que se enmarcan en los criterios de inclusión. En la presente investigación, la población está conformada por la longitud total del proyecto de la Rampa Negativa 115 de la Unidad Minera Las Bravas, considerada en el planeamiento anual con una extensión de 350 metros lineales, con el objetivo de interceptar las estructuras mineralizadas en los niveles inferiores durante un periodo estimado de 8 meses.

Muestra: Según Hurtado de Barrera (2010), la muestra es una porción representativa de la población seleccionada para el estudio. En este caso, la muestra estuvo conformada por los ciclos de voladura realizados en la Rampa Negativa 115 (sección 2,10 m × 2,40 m) durante el mes de abril de 2024 en la Unidad Minera Las Bravas, considerando el metraje de avance registrado en dicho periodo y los parámetros de perforación y voladura asociados.

3.3. Equipos y materiales

En la investigación se utilizaron los siguientes recursos:

- Computadora portátil, empleada para la organización de datos, procesamiento de información y elaboración del diseño optimizado.
- Software AutoCAD, utilizado para el modelamiento y la elaboración del diseño de la malla de perforación.
- Microsoft Excel, empleado para cálculos técnicos, comparación de resultados y análisis de avances.
- Civil 3D, Google Earth Pro y QGIS Desktop, utilizados para la ubicación espacial del área de estudio, verificación geométrica de la Rampa Negativa 115.
- JKSimBlast 2D Face, utilizado para la simulación de energía y evaluación del comportamiento del explosivo en el diseño propuesto.
- Fichas de campo y reportes operativos, empleados para el registro y contraste de los parámetros del diseño actual.
- Equipo de protección personal básico, necesario para las actividades de observación y levantamiento de información en interior mina.

3.4. Procedimiento de las pruebas experimentales

El procesamiento y análisis de los datos se desarrolló en cuatro etapas:

a) Recolección de información del diseño actual

Se recopilaron los datos operativos de los ciclos de perforación y voladura ejecutados en la Rampa Negativa 115, considerando los siguientes indicadores:

- avance por disparo
- factor de carga
- carga total de explosivo
- número y distribución de taladros
- longitud de taladros

Estos datos permitieron establecer la línea base del desempeño del diseño actual.

b) Análisis técnico del diseño vigente

Se realizaron los siguientes procesos:

- análisis numérico del rendimiento del diseño actual
- evaluación de burden y espaciamiento
- tabulación de la información en hojas de cálculo para obtener valores

c) Elaboración del diseño optimizado

Se desarrolló una nueva malla de perforación aplicando:

- método Ash (cálculo de tiros de arranque)
- teoría Pearse–Monsanto (espaciamiento y número de taladros)
- método Holmberg (determinación de taladros de alivio)

El diseño optimizado fue modelado en AutoCAD

d) Comparación entre el diseño actual y el diseño optimizado

Los parámetros y resultados obtenidos se compararon mediante:

- tabla comparativos anterior y optimizado

- gráficos de avance por disparo
- análisis del consumo de explosivo

Este procedimiento permitió determinar la mejora alcanzada con la propuesta optimizada.

3.5. Técnicas de recolección de datos

Para obtener la información necesaria se emplearon las siguientes técnicas:

- Observación directa, realizada en la Rampa Negativa 115 para registrar parámetros operativos de perforación y voladura.
- Revisión de reportes operativos, incluyendo partes diarias, registros de avance y consumos de explosivos.
- Registro en fichas de campo, utilizadas para documentar medidas, características del diseño actual y resultados obtenidos durante los ciclos evaluados.
- Análisis documental, basado en manuales técnicos, planos, informes previos y normativa aplicable al proceso de perforación y voladura.

3.6. Técnicas para el procesamiento de datos

Para el análisis y tratamiento de la información se utilizaron las siguientes técnicas:

- Organización y depuración de datos, mediante hojas de cálculo en Microsoft Excel para sistematizar parámetros de perforación, consumos y avances.
- Cálculo y comparación técnica, operaciones matemáticas en Excel para contrastar el diseño actual con la propuesta optimizada.
- Simulación energética, desarrollada en JKSimBlast 2D Face para evaluar la distribución de energía y el comportamiento del explosivo en la malla propuesta.
- Análisis comparativo, utilizado para evaluar el avance antes y después de la aplicación del nuevo diseño de perforación.

Capítulo IV: Resultados

4.1. Descripción de las pruebas experimentales

4.1.1. Descripción general de la operación

En la U.M. Las Bravas II, la investigación se ejecutó en la Rampa Negativa 115, ubicada en la zona Cola Cambio, nivel 2080, con una sección de 2,10 m × 2,40 m y una inclinación descendente de 12%. La perforación se realizó con perforadoras neumáticas tipo Jackleg (roto-percusión), empleando barras de 6 pies y brocas de producción de Ø 38 mm. El equipo operativo estuvo conformado por un maestro perforista y su ayudante, coordinando el diseño de malla con el área de operaciones y seguridad. Para la voladura se utilizaron explosivos Emulnor (1 000 y 5 000) y dinamita S.G. 65%.

Durante la apertura de la rampa se identificaron problemas operativos asociados al diseño vigente de perforación y voladura, evidenciándose sobrerotura, distribución inadecuada de taladros, consumo excesivo de explosivo y presencia ocasional de disparos fallidos (soplados), lo cual afectó el avance.

Para evaluar el desempeño real del diseño vigente, se consolidó la información operativa del periodo 24/03/24 al 04/04/24, registrando la longitud perforada por ciclo, el avance obtenido y el total de explosivo cargado por disparo (Anexo 3). Esta síntesis permite estimar el consumo específico e identificar variaciones en el rendimiento diario, tal como se presenta en la Tabla 5.

Tabla 5

Resumen de informe operativo de campaña: avance por disparo y consumo de explosivo

Fecha	(m) Long perf.	(m) Avance	Pies perforados	kg Dinamita 45%	kg Dinamita 65%	kg Dinamita 80%	Total kg explosivo
24/03/24	1,55	1,48	6	0	12,32	17,031	29,35
25/03/24	1,6	1,5	6	0	5,28	22,71	27,99
26/03/24	1,7	1,5	6	0	13,6	15,41	29,01
27/03/24	1,5	1,5	6	0	6,40	23,68	30,08
28/03/24	1,6	1,53	6	0	5,84	17,76	23,60
29/03/24	1,7	1,5	6	0	12,32	18,98	31,30
30/03/24	1,7	1,5	6	0	6,16	23,36	29,52
31/03/24	1,7	1,55	6	0	6,16	23,68	29,84
01/04/24	1,7	1,53	6	0	0,00	28,47	28,47
02/04/24	1,6	1,54	6	0	0,00	25,95	25,95
03/04/24	1,7	1,55	6	1,9	6,24	23,36	31,50
04/04/24	1,7	1,5	6	0	5,28	23,52	28,80

Nota: Operaciones U&H Star S.A.C

4.1.2. Datos técnicos de la labor Rampa 115

Se presenta los datos técnicos de la labor según la Tabla 6.

Tabla 6

Parámetros Geomecánicos y Geométricos de la Rampa 115

Datos de la labor	
Sección (A x H)	2,10 m x 2,40 m
Radio de curvatura techo	1,58 m
Tipo de roca	Granodiorita
RMR	70 - 85
Calidad	I - B
Resistencia tensional de la roca	107,12MPa \approx 1092kg/cm ²
Densidad de la roca	2,6 – 2,8 Tn/m ³
Diámetro de taladros	38 mm
Longitud de barra de perforación	6 pies

Nota: Información proporcionada por el área de operaciones U&H Star S.A.C

4.1.3. Procedimiento experimental

a. Inicio de la perforación del arranque

En la rampa negativa 115 se dio inicio a la perforación del arranque utilizando equipo neumático tipo Jackleg, como se aprecia en la Figura 20. Esta operación, correspondiente a la preparación del frente para su posterior voladura mediante el corte quemado, marcó el comienzo del proceso de optimización debido a la presencia de condiciones desfavorables identificadas en la etapa previa.

Se observó un pintado de llama deficiente, lo cual puede generar taladros con espaciamientos irregulares entre sí. Asimismo, se evidenció la ausencia de guidores, especialmente en la zona de arranque, situación que incrementa el riesgo de cruce de taladros en el fondo, dificulta el carguío y puede afectar la secuencia de detonación.

Figura 20

Inicio de perforación en la rampa (-115) con equipo Jackleg



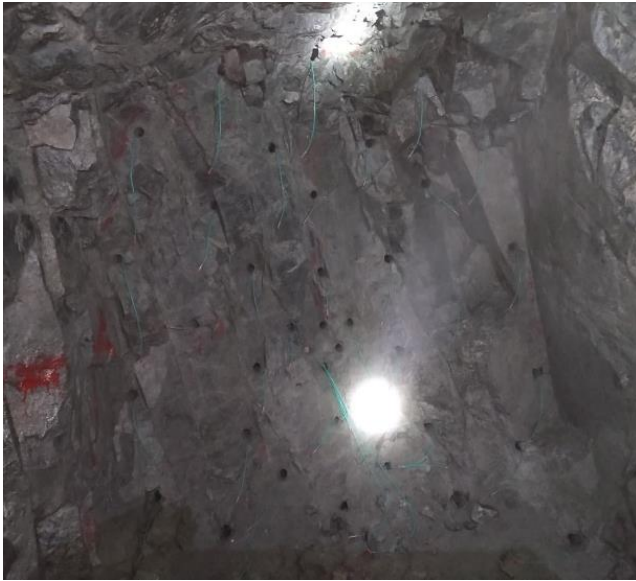
Nota: Elaboración propia, tomada en la rampa (115), U.M. Las Bravas.

b. Observaciones previas a la voladura

Se identificaron deficiencias en la organización de los taladros en el frente de la rampa negativa 115. Los taladros presentan falta de simetría, con distancias irregulares entre sí y variaciones del espaciamiento, lo cual afecta la uniformidad del patrón y reduce el aprovechamiento del radio de influencia del explosivo según se observa en la Figura 21.

Figura 21

Frente cargado sin orden de espaciamiento de taladros



Nota: Elaboración propia

c. Condiciones posteriores a la voladura

Una vez ejecutada la voladura en la rampa negativa 115, se evidenció la presencia de sobrerotura en el área lateral del frente de la corona, lo cual generó una sección irregular y debilitamiento del macizo rocoso. Asimismo, se identificaron tacos de hasta 0.80 metros distribuidos en diversas zonas del frente de trabajo, como se aprecia en las Figuras 22 y 23.

Figura 22

Perfil de frente con sobrerotura, tacos y macizo rocoso debilitado



Nota: Elaboración propia

Figura 23

Resultado de tacos de 0,80 m después de la voladura



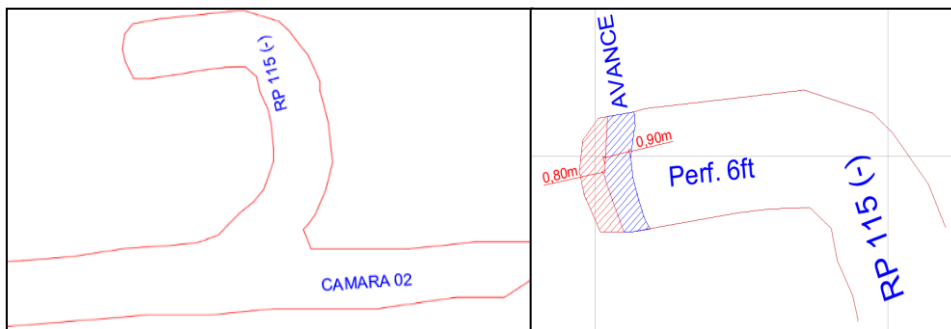
Nota: Elaboración propia

d. Resultados del disparo base

Como resultado de la voladura inicial, se obtuvo un avance efectivo de 0,90 m, a partir de una longitud de perforación de 1,70 m, lo que pone en evidencia una eficiencia limitada en el proceso de arranque. Esta condición puede observarse en la Figura 24, donde se representa gráficamente la discrepancia entre la profundidad perforada y el avance real alcanzado, así como la presencia de tacos de hasta 0.80 m que no fueron fragmentados.

Figura 24

Avance alcanzado (0,90m) respecto a la longitud perforada (1,70m)



Nota: Informe de costos U&H STAR

4.1.4. Cálculo del consumo de explosivos

La Tabla 7 presenta la distribución de los taladros por tipo, la cantidad de cartuchos empleados y el tipo de explosivo utilizado en la voladura correspondiente a la malla inicial aplicada en la Rampa (-115).

Tabla 7*Consumo de explosivos por disparo antes de aplicar la nueva malla*

Distribución de taladros sección 2.10 x 2.40 (m)	N° tal. perf.	N° tal. carg.	N° cart./tal.	Total cart.	Emulnor 1000 (1"x7")	Dinamita sg 65 (7/8"x7")	Emulnor 5000 (1"x7")	Total cart.
Tal. arranque	4	4	8	32			32	32
Tal. rompe boca	1	1	7	7			7	7
Tal. alivio	4	0		0			0	0
Tal. ayuda	4	4	8	32			32	32
Tal. sobre ayudas	4	4	7	28			28	28
Tal. de producción	10	10	7	70		60	10	70
Tal. cuadradores	6	6	7	42		36	6	42
Tal. corona	5	5	6	30		25	5	30
Tal. ayuda corona	3	3	7	21		18	3	21
Tal. arrastre	5	5	8	40			40	40
Total de cartuchos	46	42		302		139	163	302

Nota: Operaciones U&H Star S.A.C.

Cantidad de explosivos/disparo = Total de cartuchos * $\frac{\text{peso neto}}{\text{unidades por caja}}$ kg

Cantidad de explosivos/disparo = (Expl. Dinam. 65%) $139 * \frac{25}{312}$ + (Expl. Emul. 5000) $163 * \frac{25}{246}$

Cantidad de explosivos/disparo = (Expl. Dinam. 65%) (11.14) + (Expl. Emul. 5000) (16.57)

Cantidad de explosivos/disparo = 27.7 kg por disparo

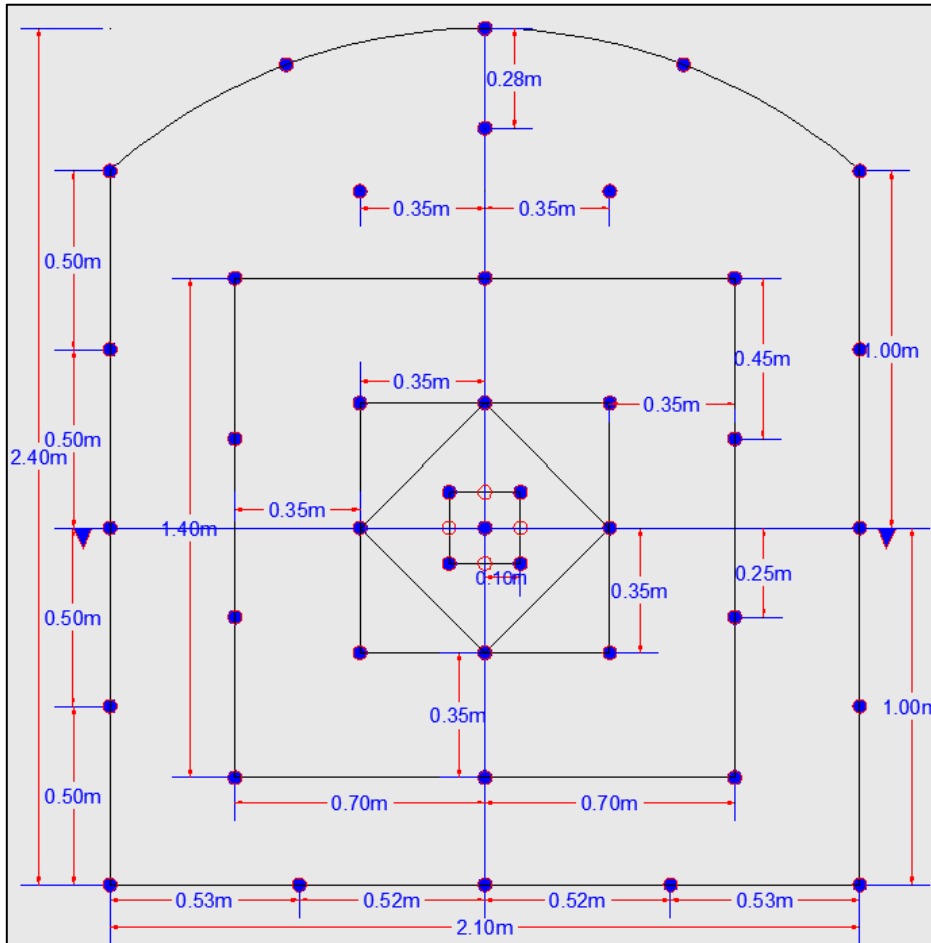
El proceso de carguío y encendido de los explosivos en la Rampa (-115) se realizó siguiendo los protocolos de seguridad establecidos. La Figura 25 muestra el procedimiento de encebado y carguío en campo, evidenciando la disposición del personal y de los accesorios utilizados en la operación.

Figura 25*Encebado y carguío de explosivos**Nota: Elaboración propia*

Asimismo, la Figura 26 presenta el diseño de la malla de perforación estándar empleada antes de la optimización para roca dura (RMR 70–85), donde se aprecia la distribución original de los taladros y los espaciamientos aplicados en cada zona del frente.

Figura 26

Diseño de malla de perforación estándar antes de la optimización (RMR 70 - 85)



Nota: Información proporcionada por el área de operaciones U&H Star S.A.C

4.1.5. Costos de explosivos y accesorios

La Tabla 8 presenta los costos unitarios de los explosivos y accesorios utilizados en la operación de perforación y voladura de la unidad minera Las Bravas. Se detalla la cantidad de unidades por caja, el costo por caja, el costo unitario, la cantidad empleada por disparo y el costo total correspondiente.

Se incluyen tanto los explosivos, Emulnor 5000 y Dinamita 65%, como los accesorios Carmex de 7 pies y mecha rápida. Para los explosivos, se considera una presentación de 25 kg por caja, mientras que los accesorios siguen presentaciones propias

como el Carmex como 300 unidades por caja y mecha rápida 10 rollos por 150 metros cada rollo, según corresponda. En total, el costo de insumos por disparo asciende a S/ 1 158,72, según la información proporcionada por el área de operaciones.

Tabla 8

Costo de explosivos y accesorios

Descripción	Unid.	Cantida d/Caja	Costo S/(Cja)	Costo S/(Unid.)	Cantidad por disparo	Costo S/ por disparo
EMULNOR 5000 (Cja x 25 kg.)	Unid	246	597,03	2,43	163	396,09
DINAMITA 65% (Cja x 25 kg.)	Unid	312	1 093,48	3,5	139	486,50
CARMEX 7 PIES (300 Unid)	Unid	300	1 937,95	6,46	42	271,32
MECHA RAPIDA (10 rollos×150 m)	Metro s	1 500	555,75	0,37	13	4,81
Costo total por disparo						1 158,72

Nota: Operaciones U&H Star S.A.C

Tabla 9

Costo estándar de accesorios y aceros de perforación

Accesorio de perforación	Unid.	Vida util	P.U.S S/.	S/. DIA
Manguera de 1/2" para agua	mts.	90 días	31,20	0,35
Manguera de 1" para aire	mts.	90 días	60,45	0,67
Aceite de perforación	Gln.	4 perf.	53,55	13,39
Acero de perforación	Unid.	Vida util	P.U.S S/.	S/. PIE PERF.
Barra cónica de 2'	pza.	1 200 pies	92,54	0,08
Barra cónica de 4'	pza.	1 200 pies	1 04,48	0,09
Barra cónica de 6'	pza.	1 200 pies	1 67,16	0,14
Barra cónica de 8'	pza.	800 pies	380,00	0,48
Broca de 41 mm	pza	300 pies	85,00	0,28
Broca de 38 mm	pza	250 pies	38,81	0,16
Herramientas de perforación	Unid.	Vida util	P.U.S S/.	S/. DIA
Barretilla 10'	pza	120 días	459,42	3,83
Barretilla 8'	pza	120 días	195,00	1,63
Barretilla 6'	pza	120 días	174,64	1,46
Barretilla 4'	pza	180 días	157,17	0,87
Lampara minera	pza.	360 días	1 155,61	3,21

Nota: Los costos presentados forman parte del registro operativo proporcionado por la empresa.

U&H Star S.A.C Se incluyen únicamente como información referencial para contextualizar el proceso de perforación y voladura, sin constituir una variable de análisis en esta investigación

4.1.6. Datos técnicos generales de perforación y voladura antes de optimizar

La Tabla 10 presenta los parámetros técnicos registrados en la labor Rampa (-115) antes de aplicar el proceso de optimización. Observamos que el factor de potencia es de 1,46 kg/tn, el factor de carga es de 3,81 kg/m³ y el factor de carga lineal es de 0,39 kg/m. Estos valores son considerablemente altos, lo que indica que durante la fase de voladura se producirá un aumento significativo en los costos debido al elevado consumo de explosivos y accesorios.

Tabla 10

Registro de Perforación y Voladura en Rampa (-115) antes de ser optimizado

COSTRUCTORA E INVERSIONES U&H STAR SAC - LABOR: Rampa (-115)		
PARAMETROS		
DATOS GENERALES		
Ancho de labor	2,10	m
Altura de labor	2,40	m
Sección	4,76	m ²
Avance / disparo	1,50	m
Densidad de roca	2,60	tn/m ³
PERFORACIÓN		
Maquina perforadora neumática Jack leg	RN 250X	
Taladros cargados	42	unid.
Taladros alivio	4	unid.
Total de taladros	46	unid.
Long. de barreno	6	ft
Longitud de taladro	1,70	m
Metros perforados	78,20	m
Diámetro de taladros	38	mm
Eficiencia perforación	91%	
VOLADURA		
Emulnor 5000 1"x7"	16,57	kg
Dinamita 65% 7/8"x7"	11,14	kg
Cantidad de explosivo/disparo	27,70	kg
Carmex	42	unid.
Mecha rápida	13	m
Numero de explosivos totales por disparo	302	unid.
Eficiencia Voladura	88%	
RESULTADOS		
Volumen roto	7,28	m ³
Tonelaje roto	18,92	Tn
Factor de potencia	1,46	kg/t
Factor de carga	3,81	kg/m ³
Factor de carga lineal	0,39	kg/m

Nota: Información proporcionada por el área de operaciones U&H Star S.A.C

4.1.7. Eficiencia de voladura

$$E.V \% = \frac{\text{Avance real en campo}}{\text{longitud de taladro}} * 100$$

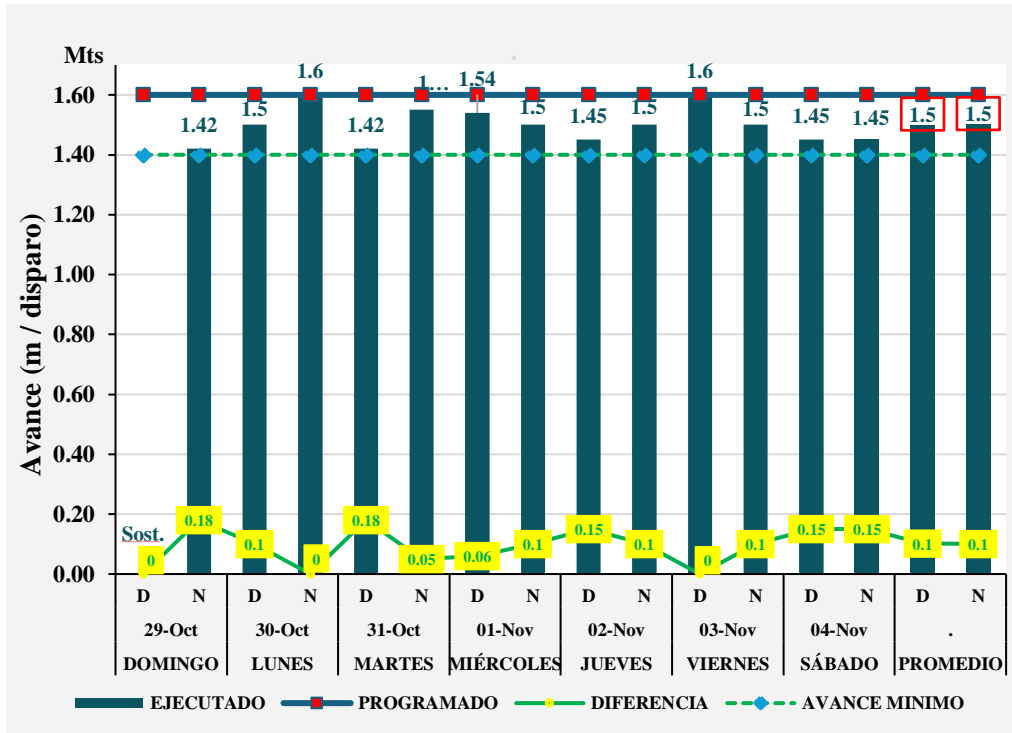
$$E.V \% = \frac{1,50}{1,70} * 100$$

$$E.V \% = 88 \%$$

En la Figura 27 se muestra el avance ejecutado durante la semana 43 en la Rampa 115 (29 de octubre al 04 de noviembre). El promedio alcanzó cerca de 1,50 m/disparo, aunque con variaciones entre días, lo que refleja una eficiencia de voladura limitada. Esta situación está vinculada a problemas en el diseño y aplicación de la malla de perforación, como se detalla en la tabla del Anexo 3.

Figura 27

Avance ejecutado vs. programado durante la semana 43 en la Rampa 115



Nota: Elaboración propia

4.2. Presentación y análisis de los resultados

4.2.1. Diseño y cálculos de malla de perforación

En la presente sección se desarrolla el diseño técnico y los cálculos que sustentan la propuesta de una malla de perforación y voladura optimizada para la rampa negativa (-115). Se parte del planteamiento de una eficiencia de voladura objetivo del 92 %, sobre la cual se definen parámetros geométricos, espaciamento, burden, y distribución de

taladros, considerando criterios técnicos y normativos reconocidos.

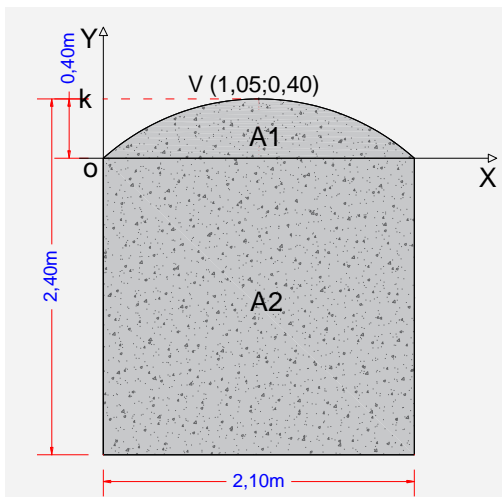
A continuación, se detalla el proceso de cálculo por etapas, incluyendo la determinación de la sección del túnel, profundidades de perforación, número de taladros por zona, tipo de explosivo y consumo por disparo.

4.2.1.1. Calculando el área de sección de rampa

Para determinar el área de la sección de la rampa negativa 115 se consideró la geometría compuesta por un rectángulo y una parábola, tal como se aprecia en la Figura 28. Esta representación permite visualizar la distribución de las dimensiones (2,10 m de ancho por 2,40 m de alto), diferenciando el área parabólica superior (A1) y el área rectangular inferior (A2), sobre las cuales se desarrollan los cálculos respectivos.

Figura 28

Área de la sección de la Rampa 115



Nota: Elaboración propia

Calculando A1

$$\text{Ecuación de la parábola. } \varepsilon_P: y = a(x - h)^2 + k$$

$$\text{Reemplazando los datos } 0 = a(0 - 1,05)^2 + 0,40$$

$$a = -0,36$$

$$\Rightarrow \varepsilon_P: y = -0,36(x - 1,05)^2 + 0,40$$

$$y = -0,36x^2 + 0,76x - 0,40 + 0,40$$

$$A1 = \int_a^b y \cdot dx \quad \text{donde } y = f(x)$$

$$A1 = \int_0^{2,10} (-0,36x^2 + 0,76x) dx$$

$$\begin{aligned}
A1 &= \int_0^{2,10} (-0,36 * x^2)dx + \int_0^{2,10} (0,76x)dx \\
A1 &= -0,36 \int_0^{2,10} (x^2)dx + 0,76 \int_0^{2,10} (x)dx \\
A1 &= -0,36 \left[\frac{x^3}{3} \right]_0^{2,10} + 0,76 \left[\frac{x^2}{2} \right]_0^{2,10} \\
A1 &= \frac{-0,36(2,10)^3}{3} - \frac{(-0,36(0))^3}{3} + \frac{0,76(2,10)^2}{2} \\
&\quad - \frac{0,76(0)^2}{2} \\
A1 &= 0,56m^2
\end{aligned}$$

Calculando área A2

$$A2 = \overline{ab} * \overline{ah'}$$

$$A2 = 2,10 * 2,00$$

$$A2 = 4,20$$

$$\Rightarrow A_{total} = A1 + A2 = 0,56 + 4,20 = 4,76m^2$$

4.2.1.2. Cálculo de número de taladros de alivio

Para determinar la profundidad del taladro de producción y alivio necesitaremos emplear el algoritmo de Holmberg este cálculo será de mucha ayuda para nuestras expectativas de avance efectivo y optimizado de nuestro proyecto.

$$H = 0,15 + 34,1 * D_1 - 39,4 * D_1^2$$

Donde:

- **H:** profundidad de taladro
- **D₁:** diámetro del taladro de alivio (m)

$$H = 0,15 + 34,1 * 0,038 - 39,4 * (0,038)^2$$

$$H = 1,38 \text{ m}$$

$$\text{Avance por disparo} = 95\% * H$$

$$\text{Avance por disparo} = 0,95 * 1,38$$

$$\text{Avance por disparo} = 1,31\text{m}$$

Este cálculo muestra que, con un solo taladro de alivio de 38 mm, únicamente se alcanzaría un avance de 1,31 m. Sin embargo el avance programado por la empresa

minera Bravas es de 1,60 m por disparo. En consecuencia, se opta por perforar cuatro taladros de alivio, los cuales equivaldrán a un solo taladro de alivio equivalente, que será calculado posteriormente. Para determinar el diámetro equivalente, se deberá cumplir la condición: $0,05 \text{ m} \leq D_2 \leq 0,25 \text{ m}$.

4.2.1.3. Cálculo del diámetro equivalente

El diámetro equivalente corresponde al valor resultante de considerar todos los taladros de alivio como si se tratara de un único taladro. Tal como se muestra en 2.2.22 (Cálculo del diámetro equivalente de los taladros de alivio, adaptado de Roger Holmberg), este se determina aplicando la siguiente ecuación:

$$D_2 = D_1 * \sqrt{N}$$

Donde:

- **D₂**: Diámetro equivalente
- **D₁**: Diámetro de los taladros de alivio
- **N**: Número de taladros de alivio

$$D_2 = 0,038 * \sqrt{4}$$

$$D_2 = 0,076 \text{ m}$$

4.2.1.4. Longitud de taladro teórico, según diámetro equivalente "D₂"

$$H = 0,15 + 34,1 * D_2 - 39,4 * D_2^2$$

Donde:

H: Longitud de taladro con respecto al diámetro equivalente

D₂: Diámetro equivalente

$$H = 0,15 + 34,1 * 0,076 - 39,4 * (0,076)^2$$

$$H = 2,51 \text{ m}$$

$$\text{Avance por disparo} = 95\% * H$$

$$\text{Avance por disparo} = 0,95 * 2,51$$

$$\text{Avance por disparo} = 2,38 \text{ m}$$

Como se puede observar, según el cálculo, cuatro taladros de 38 mm son más que

suficientes para alcanzar el avance programado de 1,60 m, según lo establecido por la empresa, por lo que el número de taladros de alivio en el diseño de la malla resulta adecuado para la optimización del avance en la rampa 115.

4.2.1.5. Cálculo de longitud nominal de taladro con barra cónica en campo

Distancias medidas según la Figura 14 en 2.2.24.

A: longitud de la barra cónica $\approx 1,83\text{m}$

N: Longitud de la cabeza de la broca $\approx 0,024\text{m}$

F: Longitud que abarca la grampa de la perforadora $\approx 0,09\text{m}$

$$L_{\text{Longitud de taladro}} = A + N - F$$

$$L_{\text{Longitud de taladro}} = 1,83 + 0,024 - 0,09$$

$$L_{\text{Longitud de taladro}} = 1,76\text{m}$$

Nota: La longitud del taladro fue medida directamente en el campo. Aunque se tuvo cuidado en la toma de datos, podrían existir errores pequeños debido a las condiciones del entorno y al método de medición.

4.2.1.6. Cálculo de eficiencia de perforación

$$E.P \% = \frac{\text{longitud de taladro}}{\text{longitud de barreno}} * 100$$

$$E.P \% = \frac{1,76}{1,83} * 100$$

$$E.P \% = 96 \%$$

4.2.1.7. Cálculo de longitud efectiva de taladro

$$H' = L * Efic.perf$$

$$H' = 6 * 0,3048 * 0,96$$

$$H' = 1,7556 \text{ m} \approx 1,76 \text{ m}$$

4.2.1.8. Cálculo promedio de número de explosivos por taladro

$$N^{\circ} \text{ de explosivos} = \frac{\frac{2}{3} * L}{Le * \% \text{ de avance}}$$

$$N^{\circ} \text{ de explosivos} = \frac{\frac{2}{3} * 1.76}{0,1778 * 0,92}$$

N° explosivos = 7,17 = 7 cartuchos por taladro

4.2.1.9. Cálculo de longitud efectiva de avance

$$\text{Avance} = H' * \text{Efic. vol}$$

$$\text{Avance} = 1,76 * 0,92$$

$$\text{Avance} = 1,6192 \text{ m} \approx 1,62 \text{ m}$$

4.2.1.10. Uso de explosivos en la Rampa Negativa 115

En el diseño de la malla de perforación para la Rampa Negativa 115, se emplearon tres tipos de explosivos: Emulnor 1 000, Emulnor 5 000 y Dinamita Semigelatina 65%, cada uno seleccionado en función de sus propiedades técnicas y su adaptación a las condiciones del macizo rocoso y la zona de aplicación.

1. Emulnor 5 000 (1"×7")

Este explosivo de emulsión encartuchada fue utilizado principalmente en los taladros de arranque, ayuda de arranque, arrastre y rompe boca, debido a su alta velocidad de detonación y densidad elevada, lo que le confiere un alto poder de fragmentación y una buena resistencia al agua (FAMESA, 2 023). Estas características lo hacen ideal para zonas de confinamiento donde se requiere una energía alta y controlada para iniciar la fragmentación. Posee las siguientes características.

- Diámetro del cartucho y longitud: 1" x 7" (25,4 mm x 177,8 mm)
- Peso por cartucho: 0,102 kg
- VOD (Velocidad de detonación): 5 500 m/s
- Densidad relativa: 1,16 g/cm³
- Concentración de carga: 1 010 kcal/kg ≈ 4,23 MJ/kg
- Potencia relativa en peso %: 112
- Potencia relativa en volumen %: 159
- Cantidad de unidades / caja: 246

2. Emulnor 1 000 (1"×7")

Este explosivo fue empleado en los taladros de corona, donde se requiere una fragmentación controlada para evitar daños en la bóveda del túnel. Su velocidad de detonación y densidad permiten una energía moderada y focalizada, ideal para mantener la estabilidad del techo y minimizar la sobre-rotura (FAMESA, 2023). Posee las siguientes características.

- Diámetro del cartucho: 1" (25,4 mm) \approx 0,0254 m
- Longitud del cartucho: 7" \rightarrow 0.178 m
- Densidad relativa: 1,13 g/cm³
- Concentración de carga: 785 kcal/kg \approx 3,28 MJ/kg
- Potencia relativa en peso %: 87
- Potencia relativa en volumen %: 120
- Peso del cartucho: 0,095 kg
- Velocidad de detonación (VOD): 5 800 m/s

3. Dinamita Semigelatina 65% (7/8"×7")

Este explosivo fue seleccionado para los taladros de cuadradores, ayuda de cuadradores, ayuda de corona y ayuda de arrastre, ya que ofrece una buena plasticidad y adaptación al diámetro reducido de los taladros (7/8"). Su velocidad de detonación y densidad permiten una fragmentación eficiente en rocas de dureza media a alta, además de ser resistente al agua, lo cual es esencial en ambientes húmedos como los encontrados en la rampa (FAMESA, 2 016; EXSA, 2 019). Posee las siguientes características.

- Diámetro del cartucho: 7/8" (22,2 mm) \approx 0.0222 m
- Longitud del cartucho: 7" \approx 0,178 m
- Densidad relativa: 1,14 g/cm³
- Concentración de carga: 3,3 – 4,1 MJ/kg
- Potencia relativa en peso %: 70
- Potencia relativa en volumen %: 81
- Peso del cartucho: 0,080 kg
- Velocidad de detonación (VOD): 5 400 m/s

4.2.1.11. Cálculo de numero de tiros de ranura o arranque por criterio Ash.

Datos de entrada:

DTH: diámetro de taladro hueco \approx diámetro equivalente $D_2 = 0,076$

D: diámetro de tiro cargado \approx diámetro de los taladros de alivio $D_1 = 0,038$

$$X = 4.45 * [(DTH^2 + D^2) / (DTH + D)]$$

$$X = 4.45 * [(0,076^2 + 0,038^2) / (0,076 + 0,038)]$$

$$X = 0,28 \text{ m}$$

- Primer cuadrante

$$B_1 = 0,55 * [(X + DTH + D)/2] = 0,11\text{m}$$

$$W_1 = B_1 * \sqrt{2} = 0,15\text{m}$$

- Segundo cuadrante

$$B_2 = 0,7 * W_1 = 0,11\text{m}$$

$$W_2 = (B_2 + 0,5 * W_1) * \sqrt{2} = 0,26\text{m}$$

- Tercer cuadrante

$$B_3 = 0,7 * W_2 = 0,18\text{m}$$

$$W_3 = (B_3 + 0,5 * W_2) * \sqrt{2} = 0,44\text{m}$$

- Cuarto cuadrante

$$B_4 = 0,7 * W_3 = 0,31\text{m}$$

$$W_4 = (B_4 + 0,5 * W_3) * \sqrt{2} = 0,75\text{m}$$

- Quinto cuadrante

$$B_5 = 0,7 * W_4 = 0,53\text{m}$$

$W_5 = (B_5 + 0,5 * W_4) * \sqrt{2} = 1,28\text{m}$. El ancho del último cuadrante (w) debe ser menor o igual a la raíz del avance. $W \leq \sqrt{\text{Avance}}$

$$1,28 \leq \sqrt{1,62}$$

$1,28 \leq 1,27$ por lo tanto, se tomará hasta el cuarto cuadrante

Con los cálculos realizados mediante el criterio de Ash, se obtuvieron los valores de burden y de anchos de cuadrante para los primeros cuatro cuadrantes. Estos resultados se resumen en la Tabla 11, donde se presentan los valores finales adoptados para el diseño de la malla de perforación.

Tabla 11

Relación final de cálculo entre burden y ancho de cuadrante según método Ash

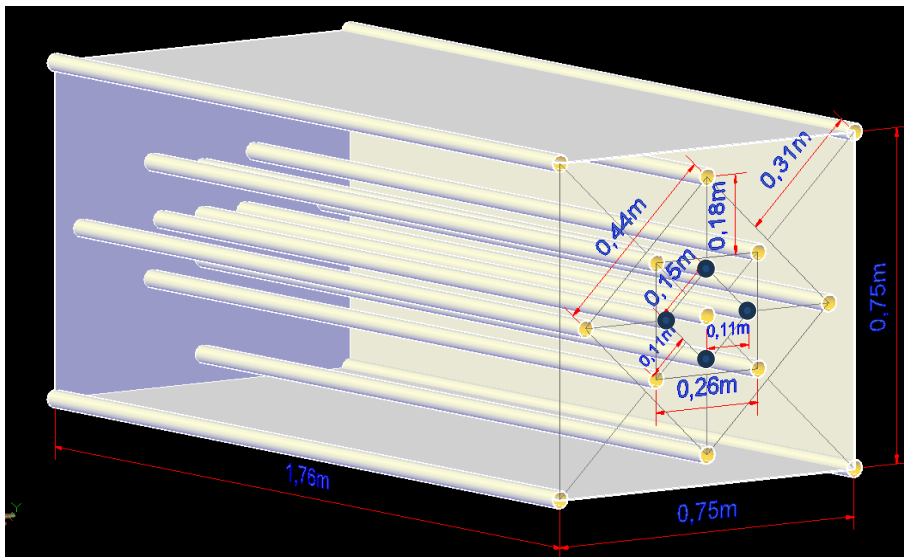
CUADRANTE	BURDEN	ANCHO DE CUADRANTE
Primera	$B_1 = 0,11$	$W_1 = 0,15$
Segunda	$B_2 = 0,11$	$W_2 = 0,26$
Tercera	$B_3 = 0,18$	$W_3 = 0,44$
Cuarta	$B_4 = 0,31$	$W_4 = 0,75$

Nota: Elaboración propia

La representación espacial de los valores calculados se muestra en la Figura 29, donde se ilustran gráficamente las distancias de burden y anchos de cuadrante obtenidos. Esta visualización permite comprobar la geometría resultante y verificar la coherencia de los parámetros en un contexto tridimensional.

Figura 29

Representación gráfica de las distancias calculadas de burden y ancho de cuadrante



Nota: Elaboración propia

Los taladros de arranque, ayuda de arranque, y rompe boca, debido a su alta velocidad de detonación (5 500 m/s) y densidad elevada (1,16 g/cm³), lo que le confiere un alto poder de fragmentación y una buena resistencia al agua (FAMESA, 2 023). Estas características lo hacen ideal para zonas de confinamiento donde se requiere una energía alta y controlada para iniciar la fragmentación.

4.2.1.12. Cálculo de taladros en el arrastre o zapatera

$$E_{Max} = \frac{k}{50} * D * \sqrt{\frac{PD}{RT}}$$

$$PD \text{ Emulnor } 5000 = 2,5 * 10^{-6} * (\text{densidad del explosivo}) * (VOD)^2 * (\text{kbar})$$

$$PD \text{ Emulnor } 5000 = 2,5 * 10^{-6} * (1,16) * (5\,500)^2 * (\text{kbar})$$

$$PD \text{ Emulnor } 5000 = 87,73 \text{ kbar}$$

Convertimos unidades de presión de kilobares (kbar) a kilogramos por centímetro cuadrado (kg/cm²), utilizamos la relación entre estas dos unidades. Sabemos que:

$$1 \text{ kbar} = 1\,000 \text{ bar}$$

$$1 \text{ bar} = 1,0197162129779 \text{ kg/cm}^2$$

Entonces, utilizaremos estos factores de conversión en secuencia para convertir de kbar a kg/cm²

- Convertir kbar a bar:

$$PD \text{ Emulnor } 5\,000 = 87,73 \text{ kbar} * 1\,000 = 8\,7730 \text{ bar}$$

- Convertir bar a kg/cm²:

$$PD \text{ Emulnor } 5\,000 = 8\,7730 \text{ bar} * 1,0197162129779 \frac{\text{kg}}{\text{cm}^2} \frac{\text{cm}^2}{\text{bar}}$$

$$PD \text{ Emulnor } 5000: = 89\,409,63 \frac{\text{kg}}{\text{cm}^2}$$

$$E_{Max} = \frac{0,7}{50} * 3,8 * \sqrt{\frac{89\,409,63}{1\,092}}$$

$$E_{Max} = 0,48$$

$$E_{Max} = 0,48 \text{ m}$$

$$N^{\circ} \text{ de espaciamento} = \frac{\text{Ancho labor}}{E_{max}}$$

$$N^{\circ} \text{ de espaciamento} = \frac{2,10}{0,48}$$

$$N^{\circ} \text{ de espaciamento} = 4,38 \approx 4 \text{ espacios}$$

$$\Rightarrow \text{numero de taladros} = 5$$

$$E. \text{ arrastre} = \frac{\text{Ancho labor}}{N^{\circ} \text{ espacios}}$$

$$E \text{ arrastre} = \frac{2,10}{4}$$

$$E \text{ arrastre} = 0,53$$

$$B. \text{ arrastre} = \frac{E \text{ arrastre}}{1.15}$$

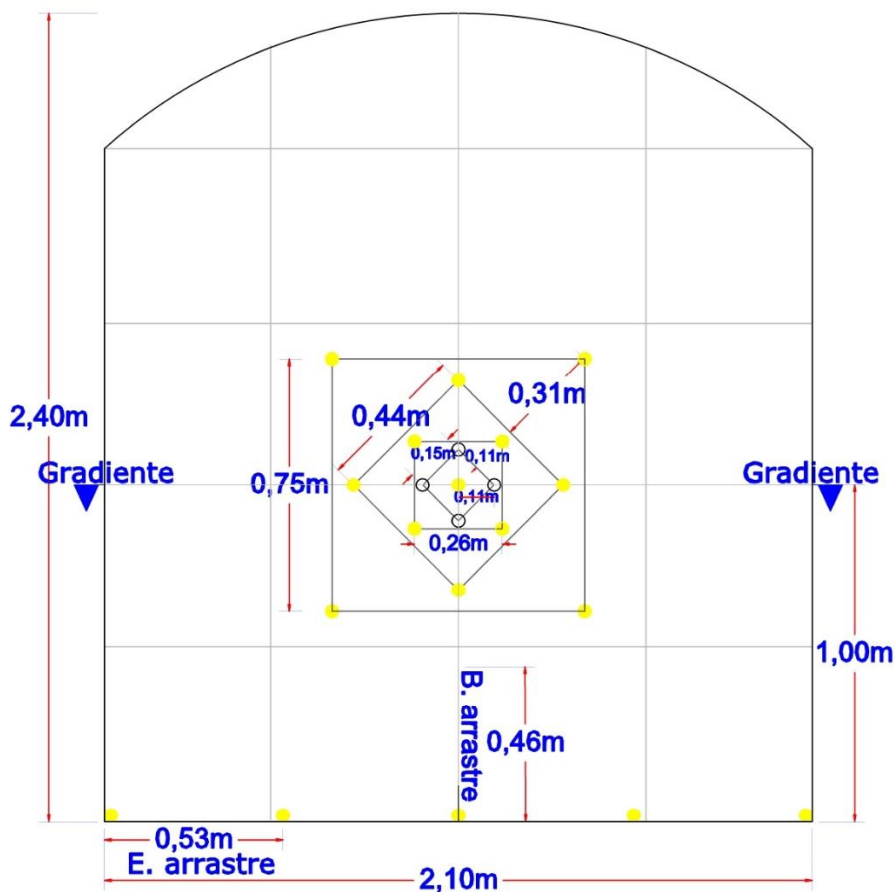
$$B. \text{ arrastre} = \frac{0,53}{1,15}$$

$$B. \text{ arrastre} = 0,46$$

Con los valores calculados para el espaciamiento y burden de los taladros de arrastre, se obtuvo la disposición final de los cinco taladros correspondientes. La Figura 30 muestra gráficamente la ubicación y dimensiones de estos taladros dentro de la sección de la rampa, lo que permite visualizar la geometría resultante y validar los parámetros de diseño establecidos.

Figura 30

Taladros de arrastre



Nota: Elaboración propia

4.2.1.13. Cálculo número de taladros cuadradores o cajas

$$E_{Max} = \frac{k}{50} * D * \sqrt{\frac{PD}{RT}}$$

PD Dinamita S.G. 65% = 2,5 * 10⁻⁶ * (densidad del explosivo) * (VOD)² * (kbar)

PD Dinamita S.G. 65% = 2,5 * 10⁻⁶ * (1,14) * (5 400)²kbar

PD Dinam. 65% := 83,11kbar

Convertimos kbar a kg/cm² sabemos que:

1kbar = 1 000bar

1bar = 1,0197162129779 kg/cm²

- Kbar a bar

83,11*1 000bar = 83 110bar

- bar a kg/cm²

83 110*(1,0197162129779) kg/cm² = 84 748,61446 kg/cm²

PD Dinamita S.G. 65% = 84748,61 $\frac{kg}{cm^2}$

$$E_{Max} = \frac{0.7}{50} * 3,8 * \sqrt{\frac{84\ 748,61}{1\ 092}}$$

E_{Max} = 0,47m

N° de espaciamiento = $\frac{(\text{Altura de caja} - Bz)}{E. Max}$

N° de espaciamiento = $\frac{(2 - 0,46)}{0,47}$

N° de espaciamiento = 3,28 ≈ 3 espacios

Por razones prácticas en campo, se adoptó el uso de 2 espacios para facilitar el trabajo de los cuadradores; en consecuencia, se consideró un total de 3 taladros.

E. cuadradores = $\frac{(\text{Altura de caja} - B. arrastre)}{N° taladros}$

$$E. \text{cuadradores} = \frac{(2 - 0,46)}{3}$$

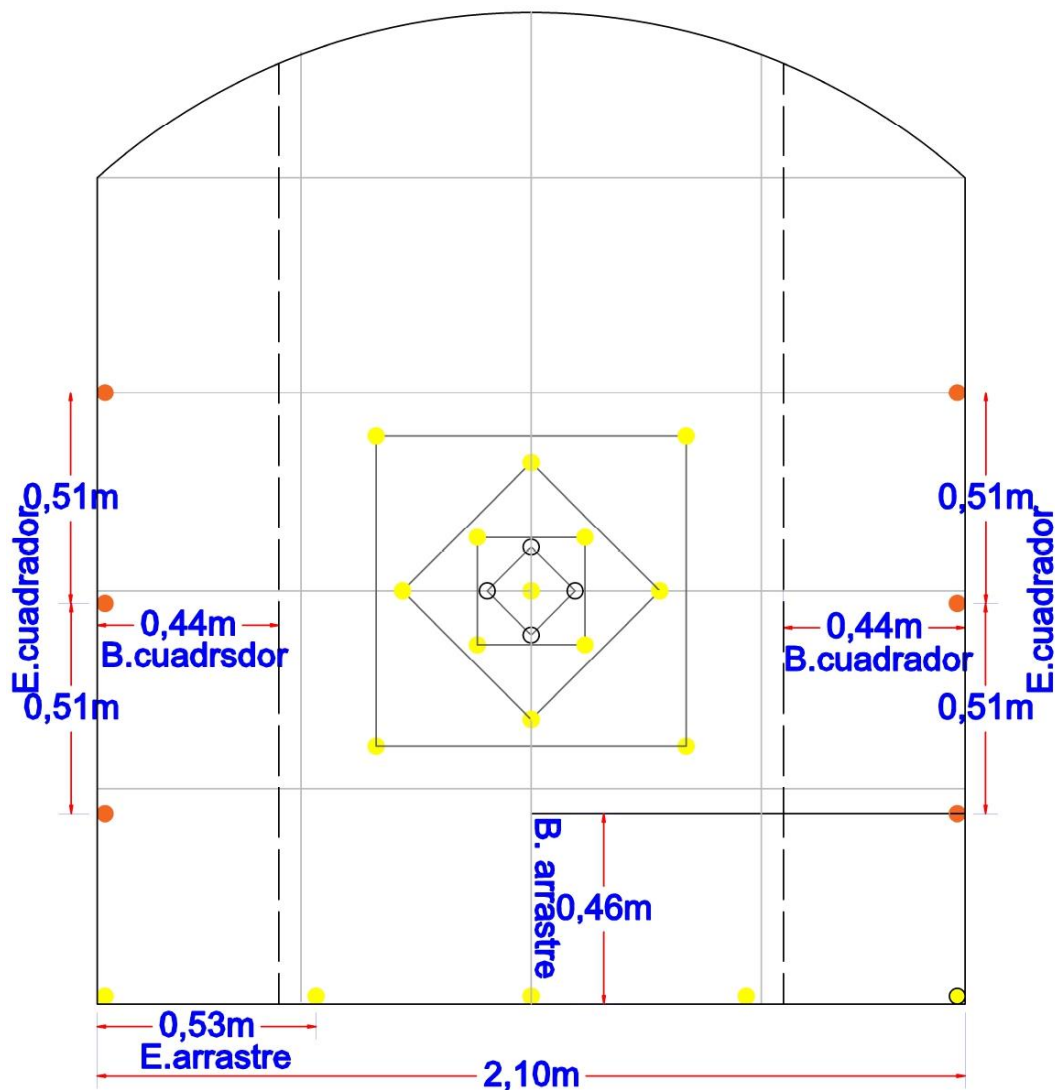
$$E. \text{cuadradores} = 0,51 \text{ m}$$

$$B. \text{cuadrador} = \frac{E. \text{cuadradores}}{1,15} = \frac{0,51}{1,15} = 0,44 \text{ m}$$

A partir de los cálculos realizados para los taladros cuadradores, se definió un espaciamiento de 0,51 m y un burden de 0,44 m, lo que permitió establecer la disposición de tres taladros en la zona de caja. La Figura 31 ilustra gráficamente la ubicación y dimensiones resultantes, facilitando la visualización del diseño en la sección transversal de la rampa.

Figura 31

Taladros cuadradores



Nota: Elaboración propia

4.2.1.14. Cálculo número de taladros corona

$$E_{Max} = \frac{k}{50} * D * \sqrt{\frac{PD}{RT}}$$

PD Emulnor 1000: $2,5 * 10^{-6} * (\text{densidad del explosivo}) * (VOD)^2 * (\text{kbar})$

$$PD \text{ Emulnor. 1000} = 2,5 * 10^{-6} * (1,13) * (5800)^2 \text{kbar}$$

$$PD \text{ Emulnor. 1000} = 95,033 \text{ kbar}$$

Convertimos kbar a kg/cm². sabemos que:

$$1\text{kbar} = 1000\text{bar}$$

$$1\text{bar} = 1.0197162129779 \text{ kg/cm}^2$$

- Kbar a bar

$$95.033 * 1000 \text{ bar} = 95033 \text{ bar}$$

- bar a kg/cm²

$$95033 * (1.0197162129779) \text{ kg/cm}^2 = 96906,69 \text{ kg/cm}^2$$

$$PD \text{ Emul. 1000} = 96896,67 \frac{\text{kg}}{\text{cm}^2}$$

$$E_{Max} = \frac{0,7}{50} * 3.8 * \sqrt{\frac{96906,69}{1092}}$$

$$E_{Max} = 0,50 \text{ m}$$

$$\text{Longitud arco (L)} = 2 * \pi * r * \frac{\beta_{\text{dimensión ang.}}}{360}$$

$$\text{Longitud arco (L)} = 2 * \pi * 1,58 * \frac{83}{360}$$

$$\text{Longitud arco (L)} = 2,30 \text{ m}$$

$$\text{N}^\circ \text{ de espaciamento} = \frac{\text{Ancho labor}}{E \text{ max}}$$

$$\text{N}^\circ \text{ de espaciamento} = \frac{2,30}{0,50}$$

$$\text{N}^\circ \text{ de espaciamento} = 4,6 \approx 4 \text{ espacios}$$

$$\Rightarrow \text{numero de taladros} = 5$$

$$E. \text{ corona} = \frac{\text{long. arco}}{N^{\circ} \text{ espacios}}$$

$$E. \text{ corona} = \frac{2,30}{4}$$

$$E. \text{ corona} = 0,58 \text{ m}$$

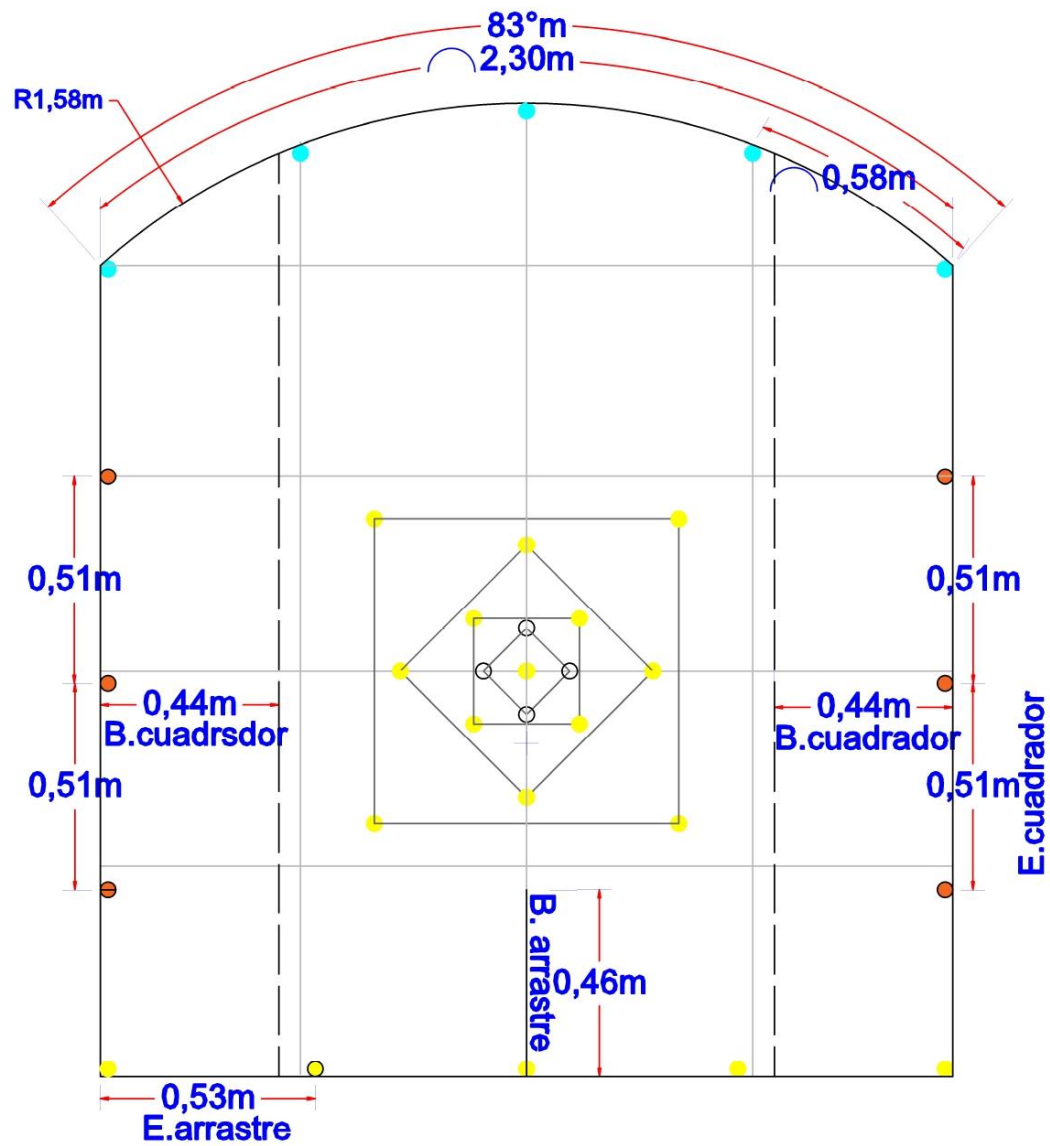
$$B. \text{ corona} = \frac{E. \text{ corona}}{1,15}$$

$$B. \text{ corona} = \frac{0,58}{1,15}$$

$$B. \text{ corona} = 0,50 \text{ m}$$

Figura 32

Taladros corona



Nota: Elaboración propia

Con los resultados obtenidos se determinó un espaciamiento de 0,58 m estableciendo un total de cinco perforaciones en el arco superior. La Figura 32 muestra la disposición gráfica de estos taladros en la sección transversal, evidenciando su ubicación en la zona de confinamiento de la labor.

4.2.1.15. Cálculo del número de taladros de ayuda de cuadradores o cajas

$$E_{Max} = \frac{k}{50} * D * \sqrt{\frac{PD}{RT}}$$

$$PD \text{ Dinamita } 65\% = 2,5 * 10^{-6} * (\text{densidad del explosivo}) * (VOD)^2 * (kbar)$$

$$PD \text{ Dinam. } 65\% = 2,5 * 10^{-6} * (1,14) * (5\ 400)^2 kbar$$

$$PD \text{ Dinam. } 65\% = 83,106 kbar$$

Convertimos kbar a kg/cm². sabemos que:

$$1kbar = 1\ 000bar$$

$$1bar = 1,0197162129779 \text{ kg/cm}^2$$

- Kbar a bar

$$83,106 * 1\ 000 \text{ bar} = 8\ 3106 \text{ bar}$$

- bar a kg/cm²

$$8\ 3106 * (1,0197162129779) \text{ kg/cm}^2 = 84\ 744,54 \text{ kg/cm}^2$$

$$PD \text{ Dinam. } 65\% = 84\ 744,54 \frac{kg}{cm^2}$$

$$E_{Max} = \frac{0.7}{50} * 3,8 * \sqrt{\frac{84\ 744,54}{1\ 092}}$$

$$E_{Max} = 0,47 \text{ m}$$

$$\text{Espacio Disponible} = \text{Ancho} - (\text{ancho cuele} + 2 * B \text{ cuadrador})$$

$$\text{Espacio Disponible} = 2,10 - (0,75 + 2 * 0,44)$$

Espacio Disponible = 0,47 m. Espacio para determinar cuántas hileras de ayuda de cuadrador se realizarán

$$\mathbf{N^\circ \text{ de espaciamento}} = \frac{\mathbf{(Altura \text{ de caja} - B. \text{ arrastre})}}{\mathbf{E \text{ Max}}}$$

$$\text{N}^\circ \text{ de espaciamento} = \frac{(2 - 0,46)}{0,47}$$

$$\text{N}^\circ \text{ de espaciamento} = 3,28 \approx 3 \text{ espacios}$$

⇒ numero de taladros 4. Por razones prácticas en campo, se adoptó el uso de 3 taladros para facilitar el trabajo de ayudas de cuadradores

$$\mathbf{E \text{ ayuda de cuadradores}} = \frac{\mathbf{(Altura \text{ de caja} - B. \text{ arrastre})}}{\mathbf{N^\circ \text{ taladros}}}$$

$$\text{E ayuda de cuadradores} = \frac{(2 - 0,46)}{3}$$

$$\text{E ayuda de cuadradores} = 0,51 \text{ m}$$

$$\mathbf{B. \text{ ayuda de cuadradores}} = \frac{\mathbf{E \text{ ayuda de cuadradores}}}{\mathbf{1,15}}$$

$$\text{B. ayuda de cuadradores} = \frac{0,51}{1,15}$$

$$\text{B. ayuda de cuadradores} = 0,44$$

$$\mathbf{N^\circ \text{ de columnas}} = \frac{\mathbf{\text{Espacio Disponible}}}{\mathbf{B. \text{ ayuda de cuadradores}}}$$

$$\text{N}^\circ \text{ de columnas} = \frac{0,47}{0,44} = 1,07 \text{ m}$$

$$\mathbf{\text{Espacio entre columnas}} = \frac{\mathbf{\text{Espacio disponible}}}{\mathbf{N^\circ \text{ de columnas}}}$$

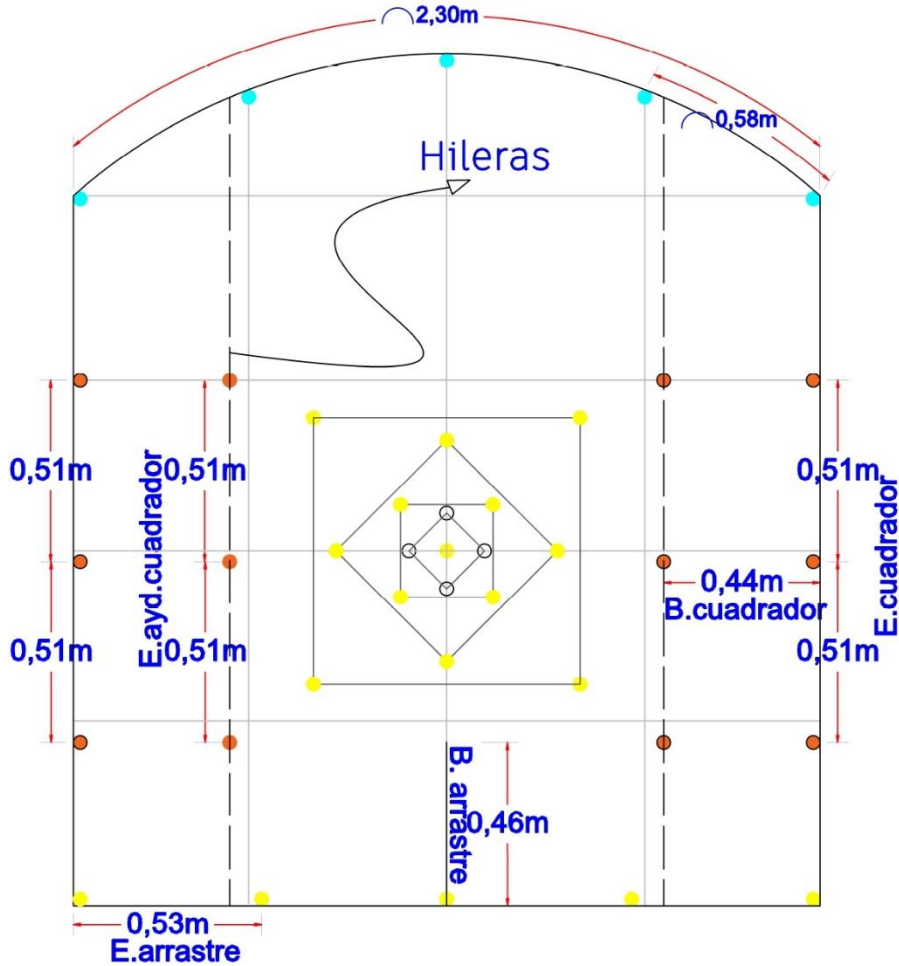
$$\text{Espacio entre columnas} = \frac{0,47}{1,07} = 0,00, \text{ por lo tanto, solo se trabajará con una hilera}$$

A partir de los cálculos realizados se determinó que, por razones prácticas de campo, se optó por implementar tres taladros de ayuda de cuadradores, dispuestos en una sola hilera con un espaciamento de 0,51 m y un burden de 0,44 m. La Figura 33 muestra la representación gráfica de esta configuración en la sección de la rampa, evidenciando la

ubicación de los taladros de ayuda en relación con los cuadradores principales.

Figura 33

Taladros de ayuda cuadrador



Nota; Elaboración propia

4.2.1.16. Cálculo del número de taladros de ayuda de arrastre

$$E_{Max} = \frac{k}{50} * D * \sqrt{\frac{PD}{RT}}$$

$$PD \text{ Dinamita S.G. 65\%} = 2,5 * 10^{-6} * (\text{densidad del explosivo}) * (VOD)^2 \text{ kbar}$$

$$PD \text{ Dinamita S.G. 65\%} = 2,5 * 10^{-6} * (1,14) * (5\ 400)^2 \text{ kbar}$$

$$PD \text{ Dinamita S.G. 65\%} = 83.106 \text{ kbar}$$

Convertimos kbar a kg/cm². sabemos que:

$$1 \text{ kbar} = 1\ 000 \text{ bar}$$

$$1\text{bar} = 1,0197162129779 \text{ kg/cm}^2$$

- Kbar a bar

$$83,106 * 1\ 000 \text{ bar} = 8\ 3106 \text{ bar}$$

- bar a kg/cm²

$$83\ 106 * (1,0197162129779) \text{ kg/cm}^2 = 84\ 744,54 \text{ kg/cm}^2$$

$$\text{PD Dinamita S.G. 65\%} = 84\ 744,54 \frac{\text{kg}}{\text{cm}^2}$$

$$E_{\text{Max}} = \frac{0,7}{50} * 3.8 * \sqrt{\frac{84\ 744,54}{1\ 092}}$$

$$E_{\text{Max}} = 0,47 \text{ m}$$

$$E_{\text{. corregido}} = E_{\text{Max}} * \text{Factor de corrección ayuda arrastre}$$

$$E_{\text{. corregido}} = 0,47 * 0,8$$

$$E_{\text{. corregido}} = 0,376 \text{ m}$$

$$\text{N}^\circ \text{ de espaciamiento} = \frac{(\text{ancho de la labor} - 2 \text{ B. cuadrador})}{E_{\text{Max}}}$$

$$\text{n}^\circ \text{ de espaciamiento} = \frac{(2,10 - 2 * 0,44)}{0,47}$$

$$\text{n}^\circ \text{ de espaciamiento} = 2,60 \approx 2 \text{ espacios}$$

⇒ numero de taladros = 3 Por razones prácticas en campo, se adoptó el uso de 2 taladros

$$\text{B. ayuda de arrastre} = \frac{E_{\text{. corregido}}}{1,15}$$

$$\text{B ayuda de arrastre} = \frac{0,376}{1,15}$$

$$\text{B ayuda de arrastre} = 0,33 \text{ m}$$

$$\text{Esp. disponible} = \text{Ancho} - (2 * \text{B. cuadrador})$$

$$\text{Esp. disponible} = 2,10 - (2 * 0,44)$$

$$\text{Esp. disponible} = 1,22 \text{ m}$$

$$E_{\text{. ayuda arrastre}} = \frac{\text{Espacio disponible}}{\text{N}^\circ \text{ espacios}}$$

$$E. \text{ ayuda arrastre} = \frac{1,22}{2}$$

$$E. \text{ ayuda arrastre} = 0,61$$

$$N^{\circ} \text{ de hileras} = \frac{\text{Gradiente} - 0,5 * \text{Ancho de cuadrante}}{\text{B. ayuda arrastre}}$$

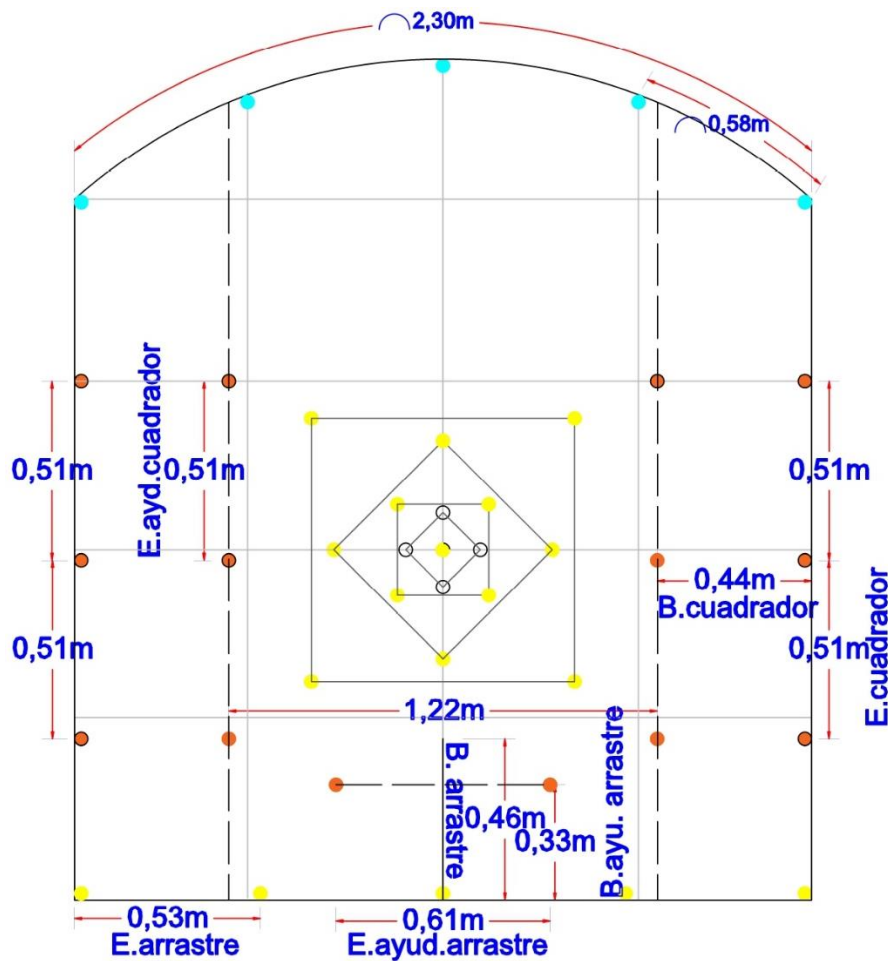
$$N^{\circ} \text{ de hileras} = \frac{1,0 - (0,5 * 0,75)}{0,41}$$

$$N^{\circ} \text{ de hileras} = 1,89 \approx 1 \text{ hilera}$$

A partir de los resultados se estableció que, de manera práctica, se adoptó el uso de dos taladros de ayuda de arrastre con un espaciamiento de 0,61 m y un burden de 0,33 m, dispuestos en una sola hilera. La Figura 34 muestra la representación esquemática de dicha configuración, evidenciando la distribución espacial de los taladros de ayuda en la sección de la rampa.

Figura 34

Taladros ayuda arrastre



Nota: Elaboración propia

4.2.1.17. Cálculo del número de taladros auxiliares para la corona

$$E_{Max} = \frac{k}{50} * D * \sqrt{\frac{PD}{RT}}$$

PD Dinamita S.G. 65% = 2,5 * 10⁻⁶ * (densidad del explosivo) * (VOD)² * (kbar)

PD Dinamita S.G. 65% = 2,5 * 10⁻⁶ * (1,14) * (5400)²kbar

PD Dinamita S.G. 65% = 83,106kbar

PD Dinamita S.G. 65% = 84 744,54 $\frac{kg}{cm^2}$

$$E_{Max} = \frac{0,7}{50} * 3,8 * \sqrt{\frac{84\ 744,54}{1092}}$$

$E_{Max} = 0,47\ m$

Espacio disponible vertical = Alto labor – (cuele + B corona + B zapatera)

Espacio disponible vertical = 2,40 – (0,75 + 0,50 + 0,46)

Espacio disponible vertical = 0,69

Nº hileras = $\frac{\text{Espacio disponible}}{E\ max}$

$$N^\circ\ hileras = \frac{0,69}{0,47}$$

Nº hileras = 1,47 ≈ 1 hilera

Espacio disponible horizontal = Arco techo – 2 * B. corona

Espacio disponible horizontal = 2,30 – 2 * 0,50

Espacio disponible horizontal = 1,3 m

Nº espacios = $\frac{\text{Espacio disponible horizontal}}{E\ max}$

$$N^\circ\ espacios = \frac{1,3}{0,47}$$

Nº espacios = 2,76 ≈ 2 espacios

⇒ Numero de taladros = 3

$$\text{Espacio ayuda corona} = \frac{\text{Espacio disponible horizontal}}{\text{numero de espacios}}$$

$$\text{Espacio ayuda corona} = \frac{1,3}{2}$$

$$\text{Espacio ayuda corona} = 0,65$$

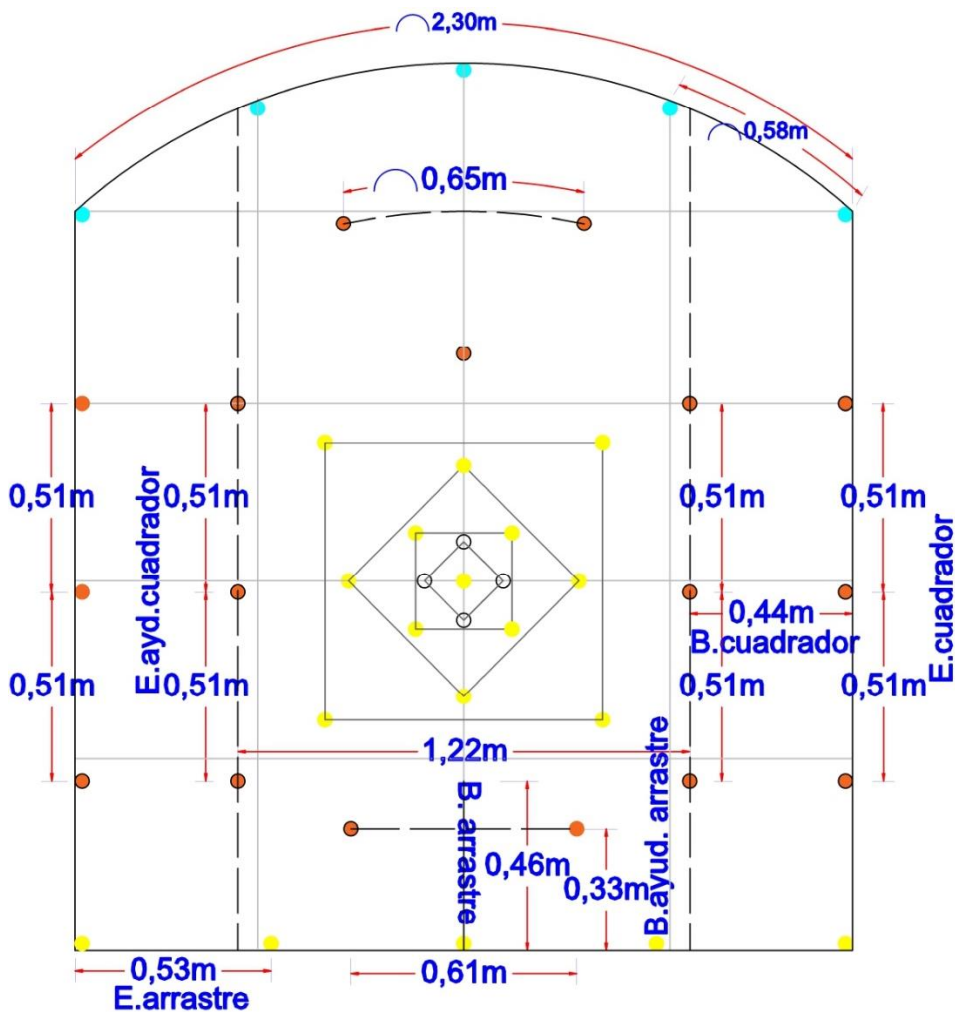
$$B. \text{ ayuda corona} = \frac{0,47}{1,15}$$

$$B. \text{ ayuda corona} = 0,41$$

Los cálculos teóricos plantean tres taladros alineados en la hilera de ayuda de corona; sin embargo, la sobrerotura observada (Figura 22) hizo necesario reacomodar la disposición. En este caso, se mantuvieron dos taladros superiores con un espaciamiento de 0,65 m y se reubicó el tercero en una posición inferior según Figura 35.

Figura 35

Taladro de ayuda corona

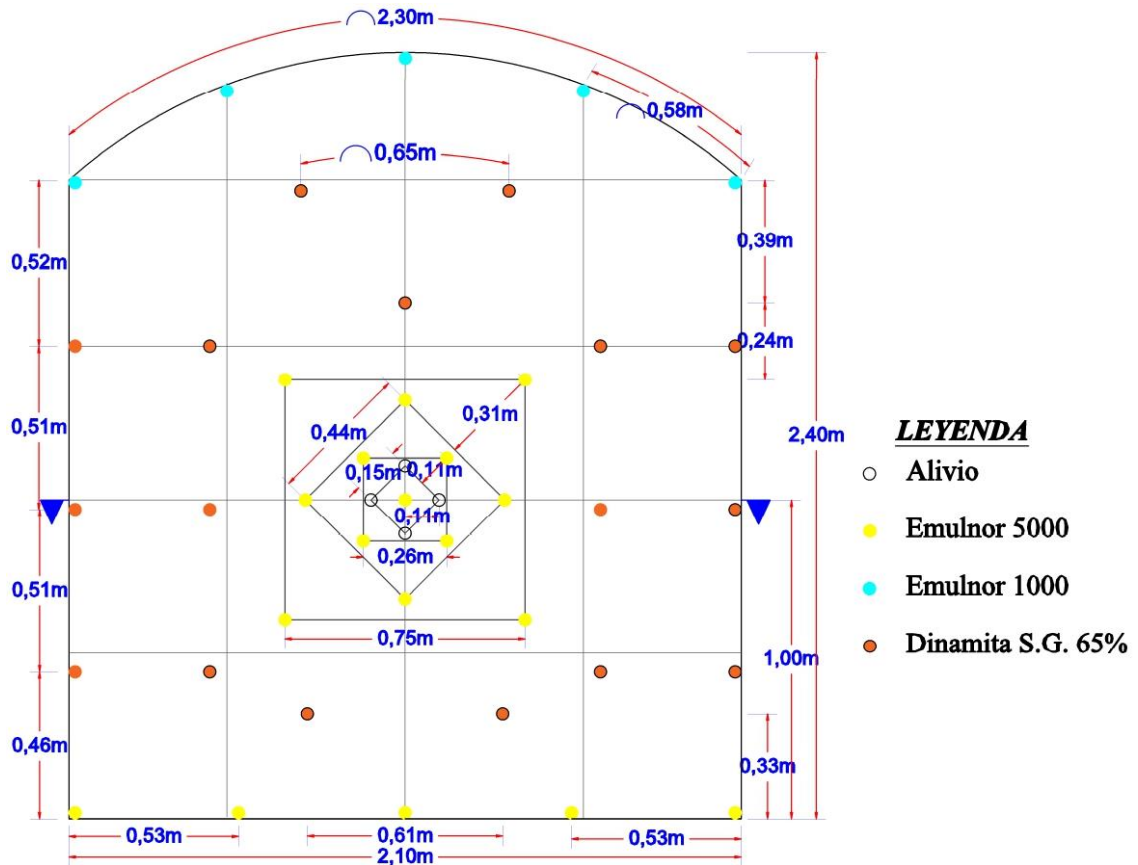


Nota: Elaboración propia

Con los cálculos realizados para cada grupo de taladros (alivio, arrastre, cuadradores, corona y ayudas), se integró la disposición final de perforación en la Rampa Negativa 115. La Figura 33 presenta la malla completa, en la cual se observa la ubicación y distribución de los distintos tipos de taladros, diferenciados según el explosivo utilizado.

Figura 36

Malla final de perforación propuesta en la Rampa Negativa 115



Nota: Elaboración propia

Una vez definida la malla de perforación, fue necesario estimar el consumo de explosivos por disparo. La Tabla 12 detalla la distribución de los taladros y el número de cartuchos empleados en cada tipo de perforación, así como el peso correspondiente por tipo de explosivo.

Tabla 12*Distribución de los taladros y consumo de explosivos por disparo*

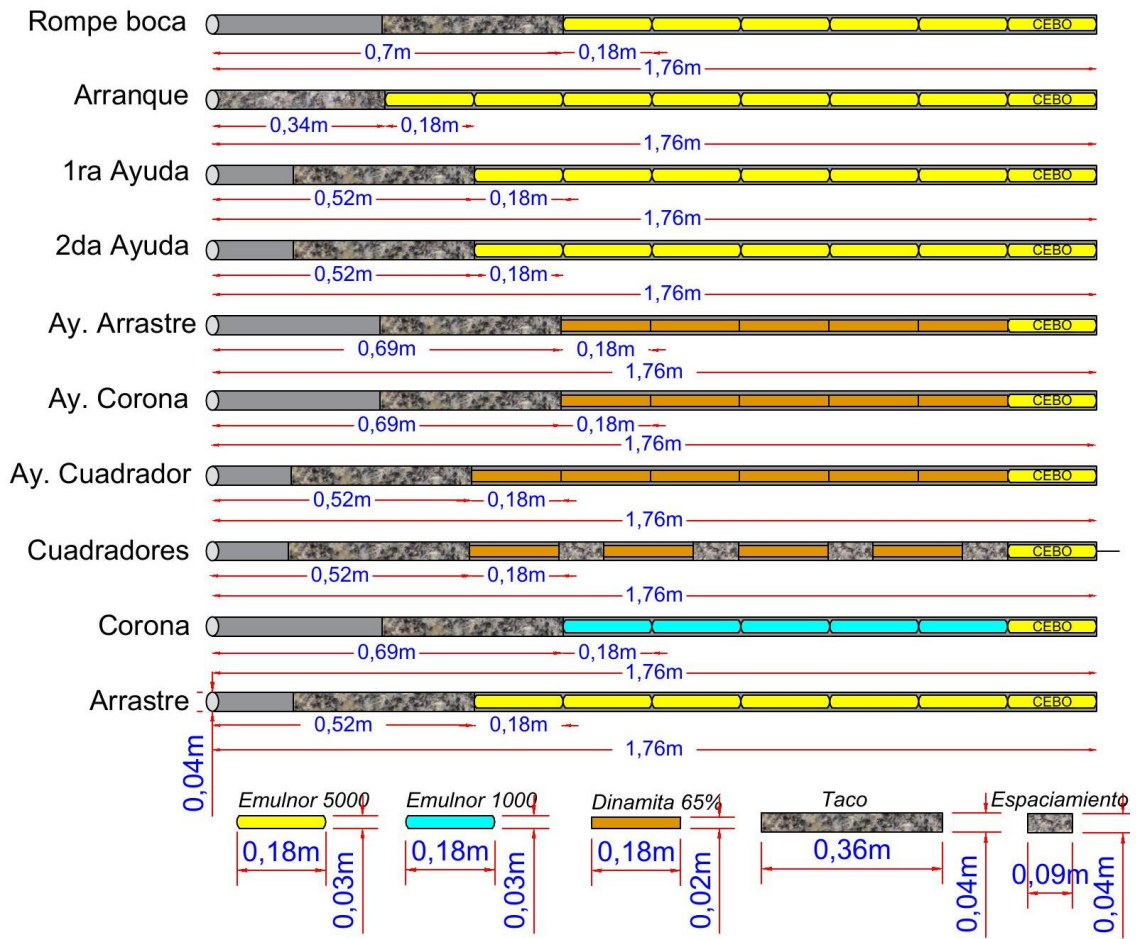
DISTRIBUCIÓN DE EXPLOSIVOS POR TALADRO											
Distribución de taladros	N° Taladros Cargados	N° Taladros vacíos	N° Cartuchos / Taladro	Emulnor 1 000 (1"x7")	Dinamita SG 65 (7/8"x7")	Emulnor 5 000 (1"x7")	Total de cartuchos	Kg Emulnor 1 000 (1"x7")	Kg Dinamita SG 65 (7/8"x7")	Kg Emulnor 5 000 (1"x7")	Total de Kg Explosivo
Rompe boca	1	0	6			6	6			0,61	0,61
Arranque	4	4	8			32	32			3,25	3,25
1° Ayuda	4	0	7			28	28			2,84	2,84
2° Ayuda	4	0	7			28	28			2,84	2,84
Ayuda Arrastre	2	0	6		10	2	12		0,80	0,20	1,00
Ayuda Corona	3	0	6		15	3	18		1,20	0,30	1,50
Ayuda Cuadrador	6	0	7		36	6	42		2,88	0,61	3,49
Cuadradores	6	0	5		24	6	30		1,92	0,61	2,53
Corona	5	0	6	25		5	30	2,37		0,51	2,88
Arrastre	5	0	7			35	35			3,56	3,56
Total	40	4	65	25	85	151	261	2,37	6,80	15,33	24,50

Nota: Elaboración propia

Además del resumen cuantitativo, se elaboró un esquema gráfico de la distribución de los explosivos en cada tipo de taladro y sección, considerando las condiciones reales de campo, en especial el cuidado de la corona y los cuadradores. Según las recomendaciones técnicas de Exsa (2019), cada taladro debe cargarse con aproximadamente dos tercios de explosivo y un tercio de taco. La Figura 37 ilustra el carguío de cada barreno, mostrando la disposición de tacos, dinamita y emulsiones en función de la profundidad.

Figura 37

Distribución de explosivos a lo largo de cada tipo de taladro propuesto

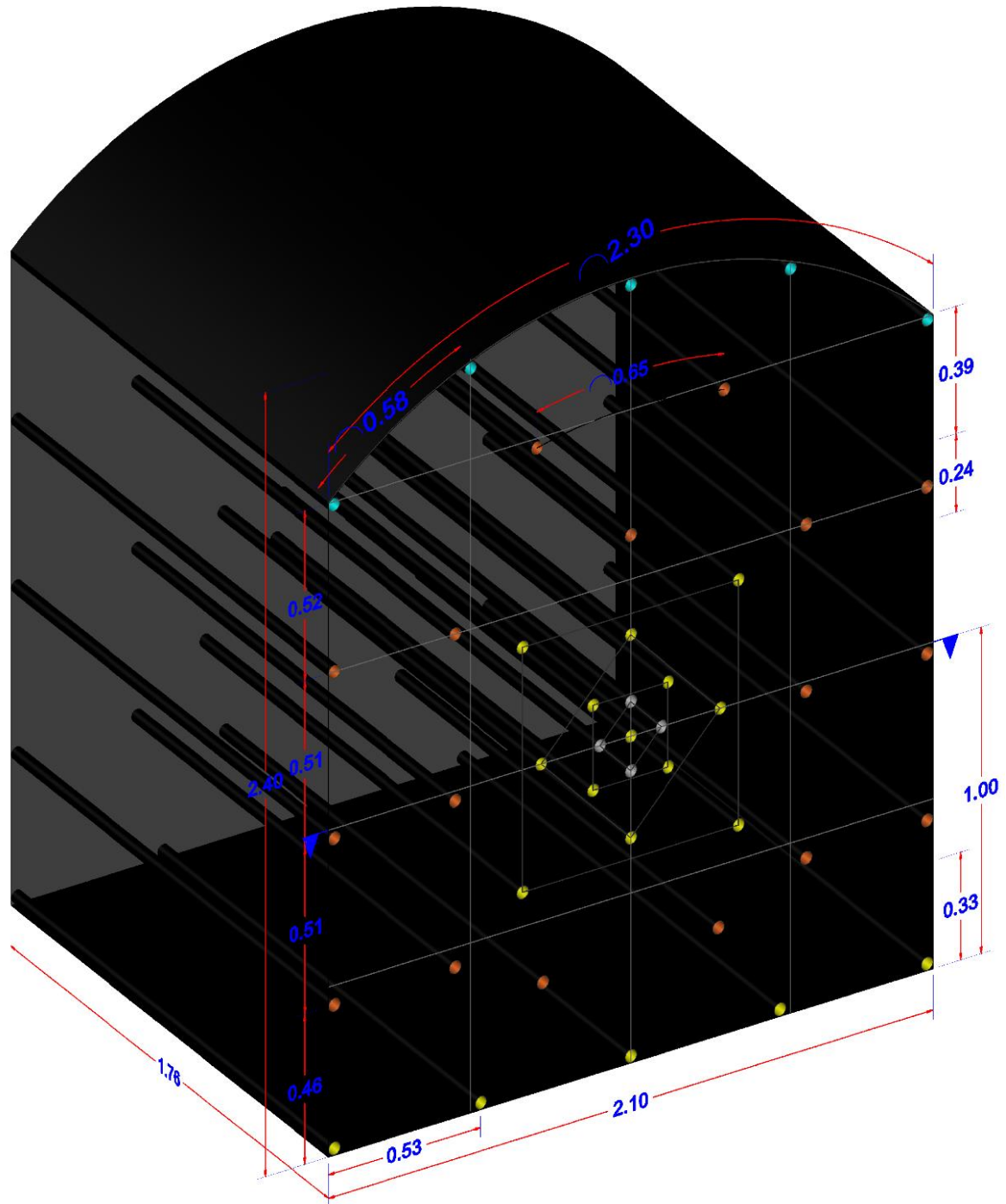


Nota: Según Langefors y Kihlström (1978), en taladros destinados al control del contorno es recomendable dejar un pequeño tramo sin carga (columna de aire), ya que el desacoplamiento reduce la presión efectiva sobre la roca. En esta investigación, dicho espacio sin carga en los taladros de cuadradores se empleó para disminuir la energía transmitida hacia los hastiales y controlar las sobre-roturas, favoreciendo una voladura más limpia y estable.

Finalmente, para complementar el diseño, se elaboró una representación tridimensional de la malla propuesta. La Figura 38 muestra la disposición espacial de los taladros en 3D, lo cual facilita la comprensión de la geometría y la cobertura total del frente de avance.

Figura 38

Malla de Perforación en 3D Propuesta para Optimizar el Avance en la Rampa Negativa 115



Nota: Elaboración propia

4.2.1.18. Cálculos del movimiento de roca

a) Cálculo de volumen roto

$$V = S * La$$

$$V = 4,76 \text{ m}^2 * 1,62 \text{ m}$$

$$V = 7,71 \text{ m}^3$$

b) Cálculo de tonelaje removido

$$T = V * \rho$$

$$T = 7,71 \text{ m}^3 * 2,60 \text{ tn/m}^3$$

$$T = 20,05 \text{ tn}$$

4.2.1.19. Cálculo de parámetros de voladura

a) Cálculo de explosivo total por disparo

$$\text{Cantidad de explosivos/dispar} = \text{numero de cartuchos} * \frac{\text{peso neto}}{\text{unidades por caja}}$$

$$\begin{aligned} \text{Expl. por dis} = & \text{Emul. 1 000 (25unid.)} * \frac{25\text{kg}}{264\text{unid.}} + \text{Dinam. 65 (85unid.)} * \frac{25\text{kg}}{312\text{unid.}} \\ & + \text{Emul. 5 000 (151unid.)} * \frac{25\text{kg}}{246\text{unid.}} \end{aligned}$$

$$\text{Expl. por disp} = (\text{Emul. 1 000}) 2,37\text{kg} + (\text{Dinam. 65\%}) 6,80\text{kg} + (\text{Emul. 5 000}) 15,33 \text{ kg}$$

$$\text{Expl. por disp.} = 24,50 \text{ kg}$$

b) Factor de carga lineal

$$\text{F. C. L} = \frac{\text{kg. de explosivo total}}{\text{Longitud total cargada}}$$

$$\text{Longitud total cargada} = \text{Log. de perforación por tal.} * \text{cant. de tal. cargados}$$

$$\text{Longitud total cargada} = 1,76 \text{ m} * 40 = 70,4\text{m}$$

$$\text{F. C. L} = \frac{24,50}{70,4}$$

$$\text{F. C. L} = 0,35 \text{ kg/m}$$

c) Factor de carga

$$\text{F. C} = \frac{\text{kg. de explosivo total}}{\text{volumen roto}}$$

$$\text{F. C} = \frac{24,50}{4,76 * 1,62}$$

$$\text{F. C} = 3,18 \text{ kg/m}^3. \text{ Según la Tabla 4 de EXSA (2 019) cumple con el rango}$$

recomendado para secciones de 1–5 m² en roca dura.

d) Factor de potencia

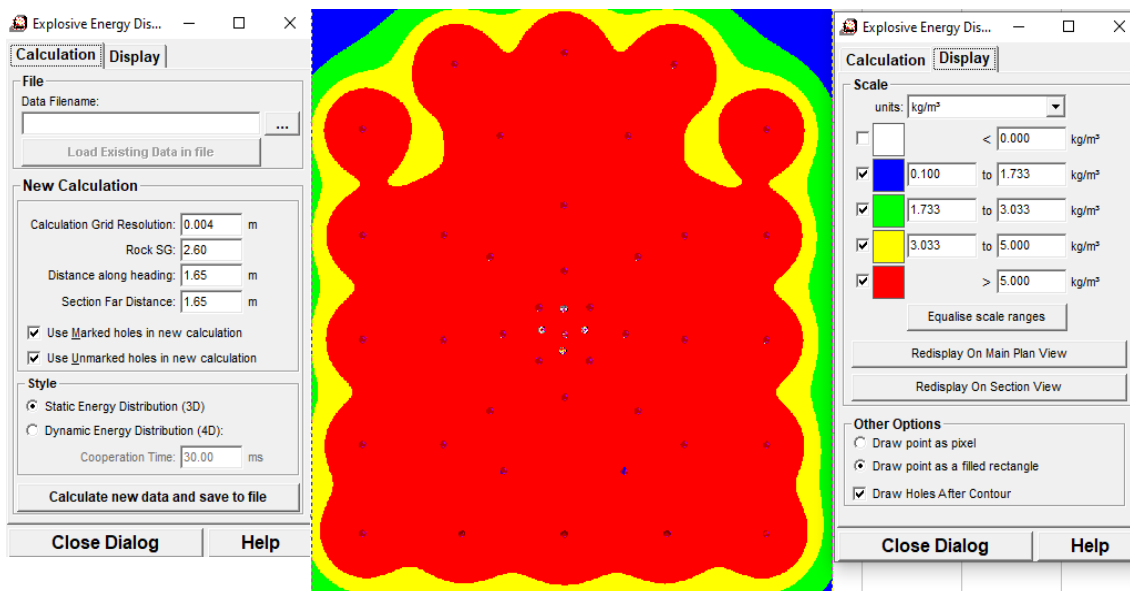
$$F. P = \frac{\text{kg. de explosivo total}}{\text{toneladas metricas extraidas}}$$

$$F. P = \frac{24,50}{7,71 * 2,60}$$

$$F. P = 1,22 \text{ kg/tn}$$

Figura 39

Simulación energética y distribución de cargas con JKSimBlast 2D Face



Nota: Simulación completa en el Anexo (6)

Interpretación: Se distinguen cuatro zonas con significado técnico:

- **Zona roja:** corresponde a la mayor concentración de energía. Indica la zona de rompimiento y fragmentación principal en donde la voladura es efectiva. El diseño buscó que esta zona cubra la mayor parte del frente a fragmentar.
- **Zona amarilla:** área de fracturamiento parcial; allí ocurre reducción de tamaño pero puede requerir interacción con cargas adyacentes para completar la fragmentación.
- **Zona verde:** energía baja; puede generar fragmentación más grade, ausencia de daño al contorno.

- **Zona azul:** energía residual muy baja, fuera del área de trabajo; indica buen control

Conclusiones operativas derivadas de la simulación

- La malla optimizada concentra la energía donde se requiere (interior y líneas principales de taladros), lo cual favorece el avance por disparo.
- El borde de la excavación se mantiene en niveles de energía bajos (verde/azul), lo que sugiere bajo riesgo de sobre excavación y de daños al contorno.
- Si se observara una extensión amplia de zonas verde/amarilla en el frente, eso indicaría insuficiente carga lineal o espaciamiento inadecuado; sin embargo, en la Figura 39 la cobertura roja es predominante, señal de correcto diseño para la clase de roca asumida.

4.2.2. Análisis de los resultados

4.2.2.1. Datos generales y resultados del disparo optimizado en la Rampa 115

En la Tabla 13 se presentan los parámetros generales de perforación, voladura y los resultados obtenidos a partir del disparo optimizado en la Rampa Negativa 115. Este consolidado resume las principales características geométricas de la labor, las condiciones de perforación, el consumo de explosivos y los indicadores de eficiencia alcanzados.

Tabla 13

Parámetros generales de perforación, voladura y resultados del disparo optimizado en la Rampa (115)

DATOS GENERALES		
Ancho de labor	2,10	m
Altura de labor	2,40	m
Sección	4,76	m ²
Avance / disparo	1,62	m
Densidad de roca	2,60	tn/m ³
PERFORACIÓN		
Maquina perforadora neumática Jackleg		
Taladros cargados	40	unid.
Taladro alivio	4	unid.
Total de taladros	44	unid.
Long. de barreno	6	ft
Longitud de taladro	1,76	m
Metros perforados	77,44	m
Diametro de taladros	38	mm
Eficiencia perforación	96%	
VOLADURA		
Emulnor 5000 1"x7"/disparo	15,33	kg
Emulnor 1000 1"x7"/disparo	2,37	kg
Dinamita 65% 7/8"x7"/disparo	6,80	kg
Cantidad total de explosivo/disparo	24,50	kg
Carmex	40	unid.
Mecha rápida	9	m
Numero de explosivos totales por disparo	261	unid.
Eficiencia Voladura	92%	
RESULTADOS		
Volumen roto	7,71	m ³
Tonelaje roto	20,05	Tn
Factor de potencia	1,22	kg/tn
Factor de carga	3,18	kg/m ³
Factor de carga lineal	0,35	kg/m

Nota: Elaboración propia a partir de datos de la empresa U&H STAR S.A.C.

4.2.2.2. Costos de explosivos con la malla optimizada

En la Tabla 14 se muestran los costos de los explosivos considerados en el diseño optimizado de la malla de perforación. Se detalla el costo unitario de cada insumo, la cantidad utilizada por disparo y el costo total asociado, permitiendo estimar el gasto económico por metro de avance.

Tabla 14

Costos de explosivos con el nuevo diseño optimizada de la malla 2.10 m x 2.40 m

Descripcion	Unid.	Cantidad /Caja	Costo S/.(Cja)	Costo S/.(Unid.)	Cantidad por disparo	Costo S/. (por disparo)
EMULNOR 1 000 (Cja x 25 kg.)	Unid	264	489,06	1.85	25	46,25
EMULNOR 5 000 (Cja x 25 kg.)	Unid	246	597,03	2.43	151	366,93
DINAMITA 65% (Cja x 25 kg.)	Unid	312	1 093,48	3.5	85	297,5
CARMEX 7 PIES (300 Unid)	Unid	300	1 937,95	6.46	40	258,4
MECHA RAPIDA (10 rollos×150 m)	Metros	1 500	555,75	0.37	9	3,33
Total precio por metro de avance						972,41

Nota: Elaboración propia a partir de información técnica de proveedores de explosivos FAMESA

4.2.2.3. Comparación de parámetros generales antes y después de la optimización

La Tabla 15 presenta la comparación de los parámetros generales, de perforación y voladura entre la situación anterior y la propuesta optimizada. Este cuadro resume las diferencias en términos de consumo de explosivos, eficiencia de perforación y resultados obtenidos en el desarrollo de la rampa.

Tabla 15

Comparación técnica y económica del diseño de malla de perforación y voladura anterior y optimizado en la Rampa Negativa 115

DATOS GENERALES					
	Anterior	Optimizado	Diferencia	% de mejora	Unidades
Ancho de labor	2,10	2,10	0	0	m
Altura de labor	2,40	2,40	0	0	m
Sección	4,76	4,76	0	0	m ²
Avance / disparo	1,50	1,62	0,12	8 %	m
Densidad de la roca	2,6	2,6	0	0	tn/m ³
PERFORACIÓN					
Maquina perforadora neumática Jackleg RN-250X					
Taladros cargados	42	40	2	4,76 %	unid.
Taladros alivio	4	4	0	0 %	unid.
Total de taladros	46	44	2	8,3 %	unid.
Long. de barreno	6	6	0	0 %	ft
Long. de taladro	1,70	1,76	0,06	3,53 %	m
Metros perforads	78,20	77,44	0,76	0,97 %	m
Diametro de talds	38	38	0	0 %	mm
Eficiencia perf.	91%	96%	5%	5,49 %	
VOLADURA					
Emul.5 000 1"x7"	16,57	15,33	1,24	7,48%	kg
Emul 1 000 1"x7"	0	2,37	2,37	0 %	kg
Dinam 65% 7/8"x7"	11,14	6,80	4,01	36 %	kg
Cantidad de explosivo/disparo	27,70	2 450	3,20	11,55 %	kg
Carmex/disparo	42	40	2	4,76 %	Unid.
Mecha rápida	10	9	1	10 %	m
Explosivo total por disparo	302	261	41	13,58 %	unid.
Costo total explosivos	1 158,72	972,41	186,31	19,16%	S/
Eficiencia Voladura	88%	92%	2,0%	4,55 %	
RESULTADOS					

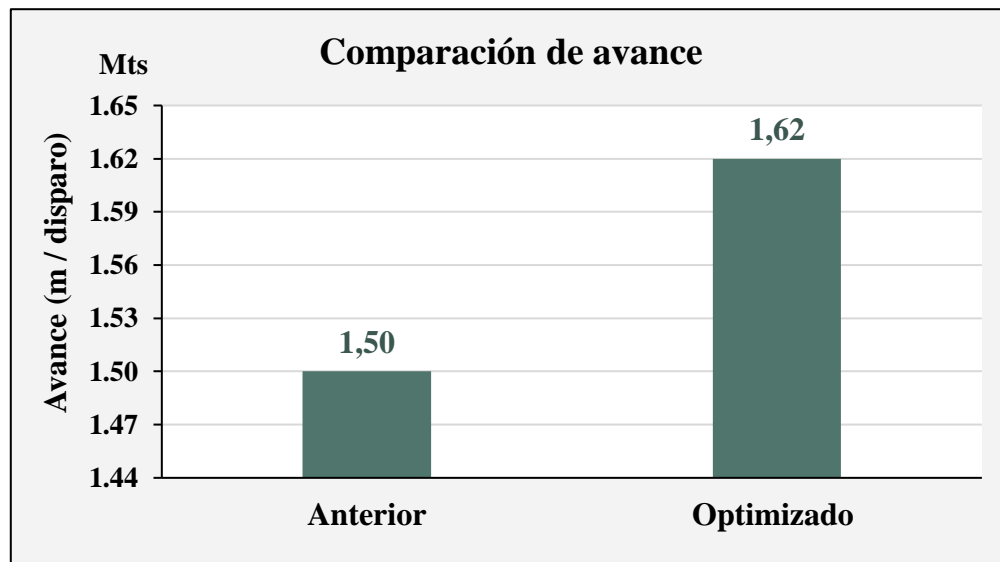
Volumen roto	7,28	7,71	0,43	5,91 %	m ³
Tonelaje roto	18,92	20,05	1,13	5,97 %	Tn
Factor de potencia	1,46	1,22	0,24	16,44 %	kg/tn
Factor de carga	3,81	3,18	0,63	16,54 %	kg/m ³
Factor de carga lineal	0,39	0,35	0,04	10,26 %	kg/m

Nota: Elaboración propia

Las diferencias observadas en la Tabla 15 se representan de manera gráfica en las figuras siguientes, con el fin de facilitar la visualización comparativa de cada parámetro.

Figura 40

Comparación de avance

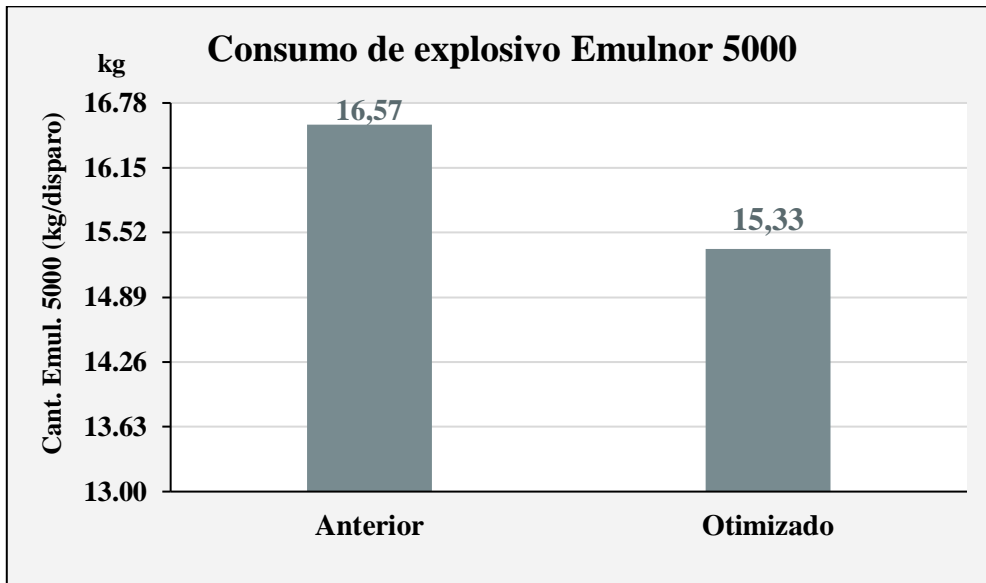


Nota: Elaboración propia

La Figura 40 representa gráficamente el avance por disparo en ambos escenarios. El diseño anterior alcanzó un avance de 1,50 m, mientras que con el diseño optimizado se obtuvo 1,62 m, lo que corresponde a una diferencia de 0,12 m, equivalente al 8 % según lo registrado en la Tabla 15.

Figura 41

Consumo de explosivos Emulnor 5 000

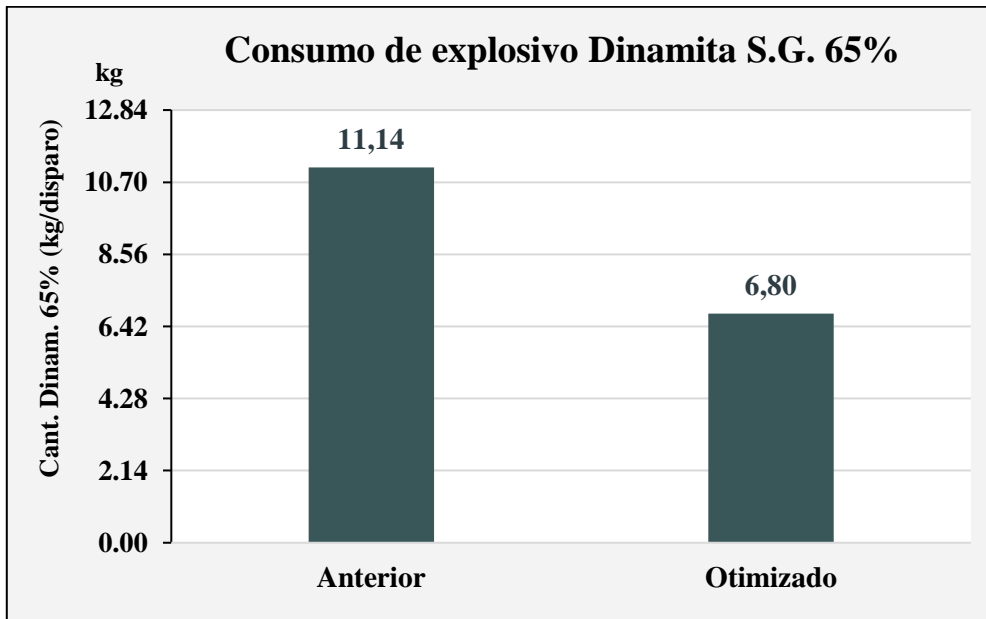


Nota: Elaboración propia

La Figura 41 muestra el consumo de explosivo Emulnor 5 000 por disparo. En el diseño anterior se registró un valor de 16,57 kg, mientras que en el diseño optimizado se obtuvo 15,33 kg. La diferencia es de 1,24 kg, lo que equivale a un 7,48 %, según se detalla en la Tabla 15.

Figura 42

Consumo de explosivo Dinamita S.G.65%

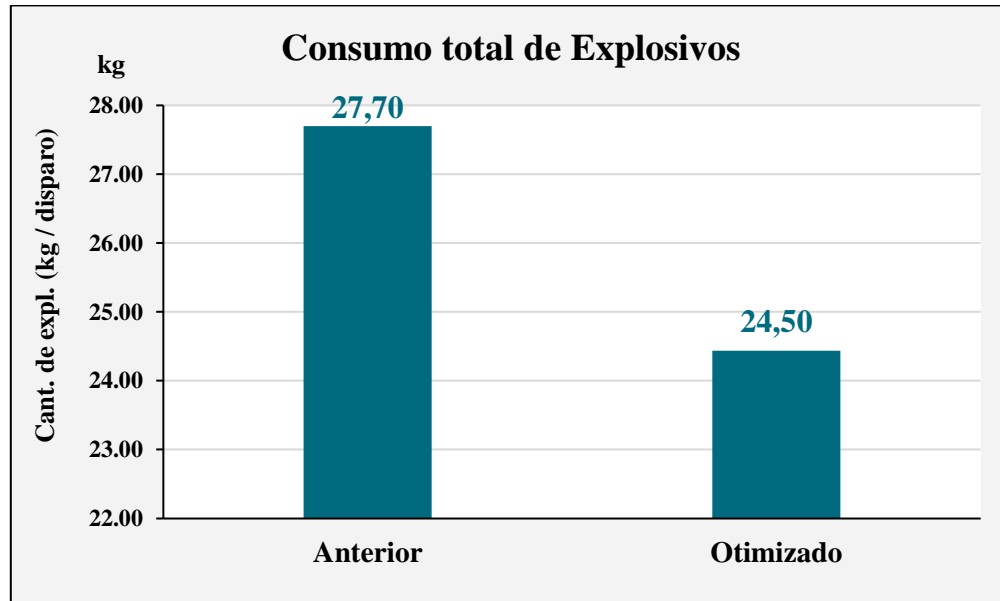


Nota: Elaboración propia

La Figura 42 representa el consumo de explosivo Dinamita S.G. 65 % por disparo. En el diseño anterior se registró un consumo de 11,14 kg, mientras que en el diseño optimizado la cantidad se redujo a 6,80 kg. La diferencia es de 4,34 kg, equivalente al 36 %, de acuerdo con lo indicado en la Tabla 15.

Figura 43

Consumo total de explosivos por disparo

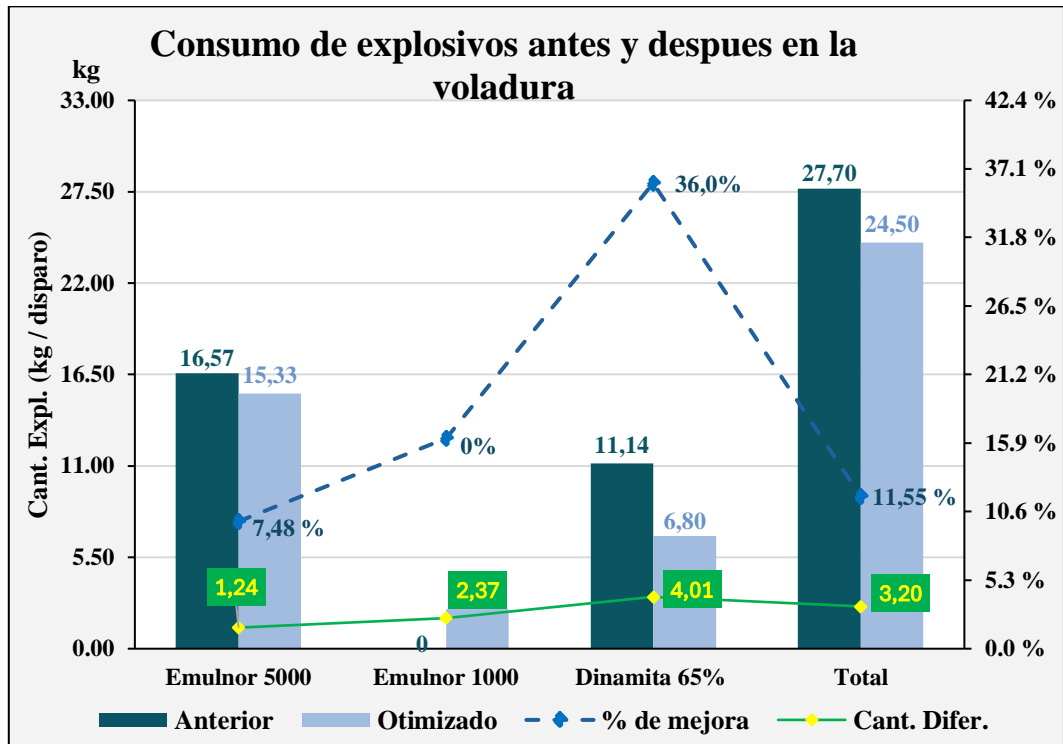


Nota: Elaboración propia

La Figura 43 presenta el consumo total de explosivos por disparo. En el diseño anterior el consumo registrado fue de 27,70 kg, mientras que en el diseño optimizado la cantidad total disminuyó a 24,50 kg. La diferencia entre ambos casos es de 3,220 kg, lo que representa un 11,55 %, de acuerdo con la información consolidada en la Tabla 15.

Figura 44

Consumo de explosivos, diferencia de cantidades y porcentaje de mejora por disparo

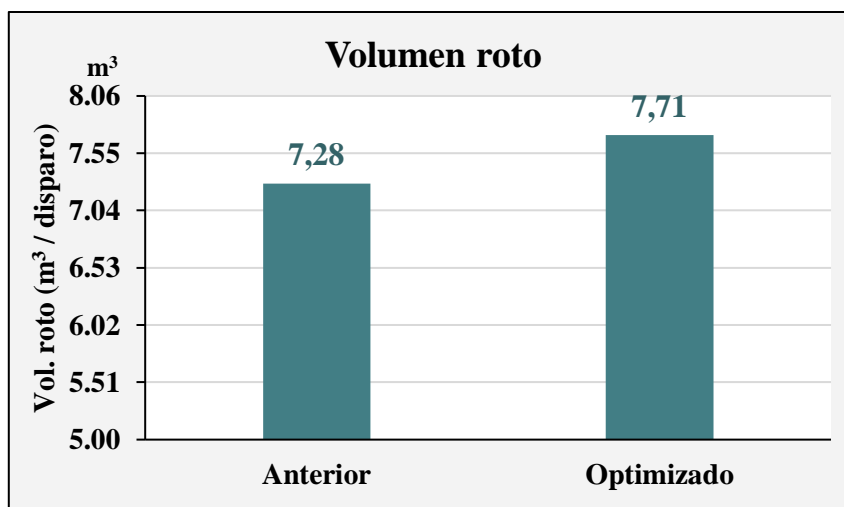


Nota: Elaboración propia

La Figura 44 integra en un solo gráfico los consumos de explosivos obtenidos en ambos escenarios, mostrando además la diferencia en cantidades y el porcentaje correspondiente. Este consolidado permite apreciar de manera conjunta el comportamiento de los distintos tipos de explosivos empleados en la voladura.

Figura 45

Volumen roto

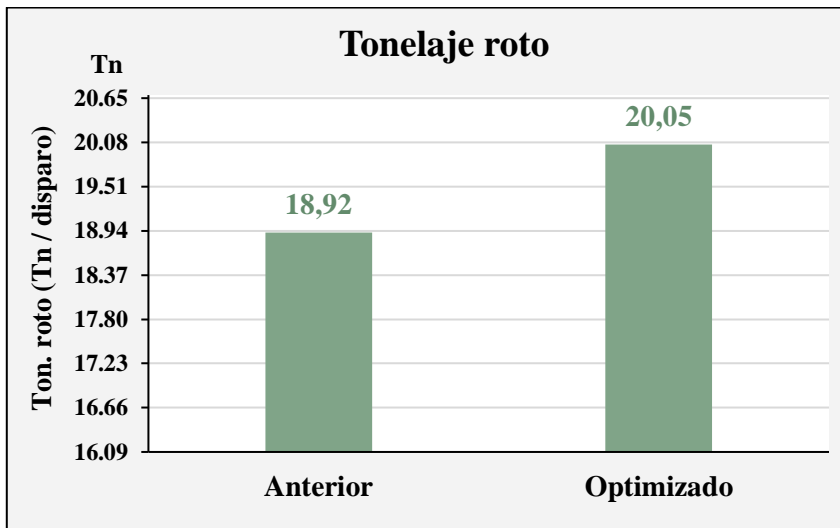


Nota: Elaboración propia

La Figura 45 presenta el volumen de roca roto por disparo en ambos escenarios de diseño. Se observa que en la condición anterior se alcanzó un valor de 7,28 m³, mientras que con el diseño optimizado el volumen fue de 7,71 m³. La diferencia es 0,43 m³, con una variación de +5,91% según la Tabla 15.

Figura 46

Tonelaje roto

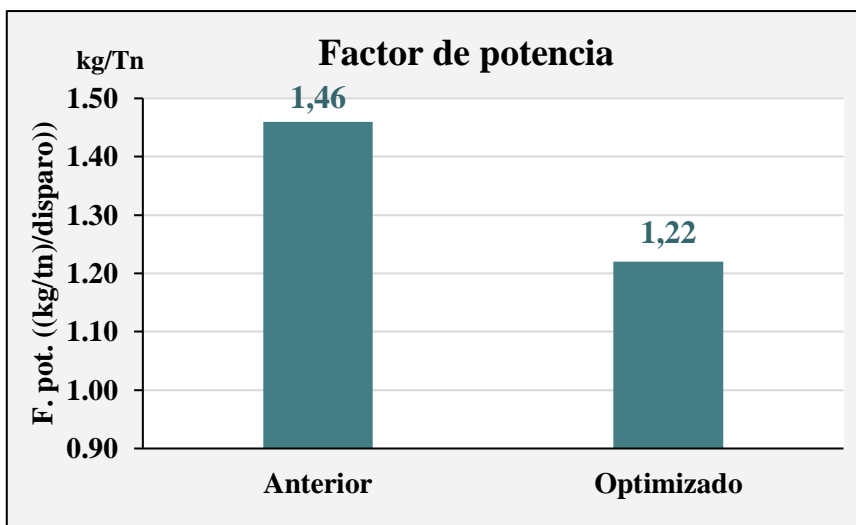


Nota: Elaboración propia

La Figura 46 muestra el tonelaje de roca roto por disparo. En la condición anterior se obtuvo un valor de 18,92 toneladas, mientras que en el escenario optimizado se alcanzaron 20,05 toneladas por disparo. La diferencia es 1,13 Tn, con una variación de +5,97% según la Tabla 15.

Figura 47

Factor de potencia

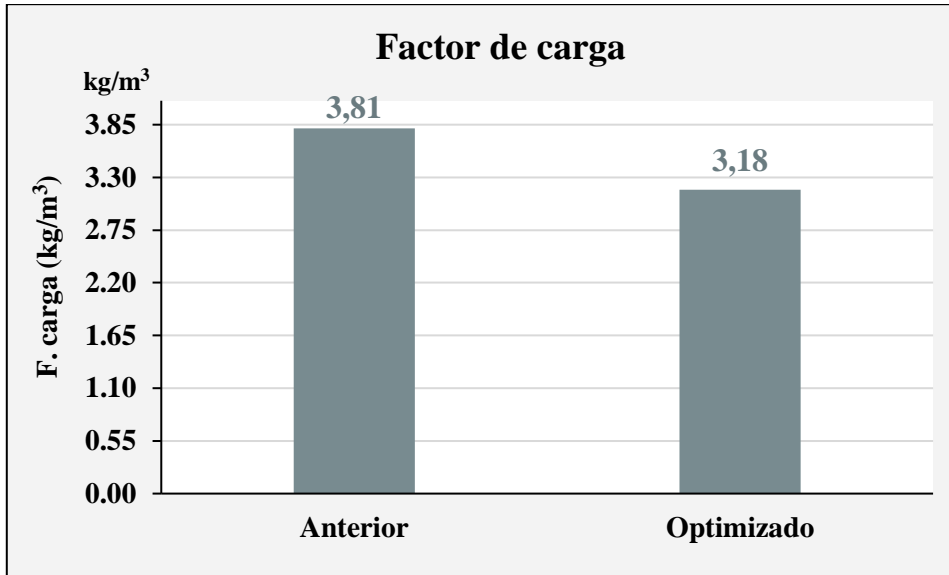


Nota: Elaboración propia

La Figura 47 presenta el factor de potencia obtenido en ambos escenarios. En la condición anterior se registró un valor de 1,46 kg/Tn por disparo, mientras que en el escenario optimizado se alcanzó 1,22 kg/Tn por disparo. La diferencia es 0,24 kg/Tn, con variación de $-16,44\%$ según la Tabla 15.

Figura 48

Factor de carga

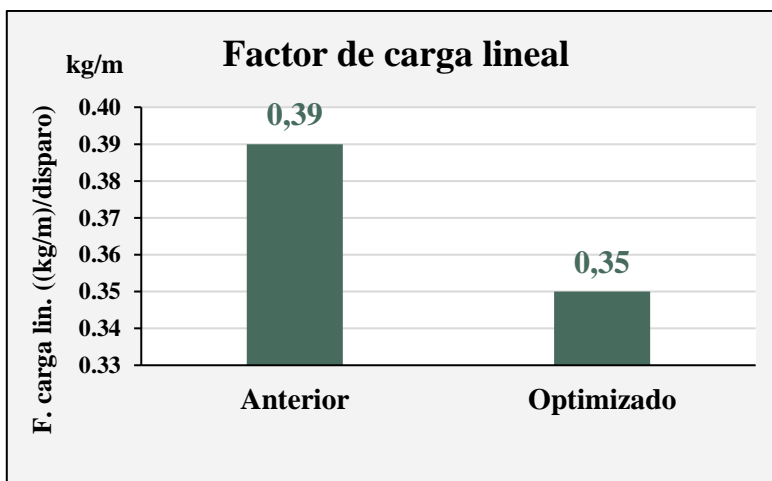


Nota: Elaboración propia

La Figura 48 muestra el factor de carga registrado en los dos escenarios evaluados. En la condición anterior se obtuvo un valor de 3,81 kg/m³, mientras que en el diseño optimizado se alcanzó 3,18 kg/m³. La diferencia es 0,63 kg/m³, con variación de $-16,54\%$ según la tabla 15.

Figura 49

Factor de carga lineal

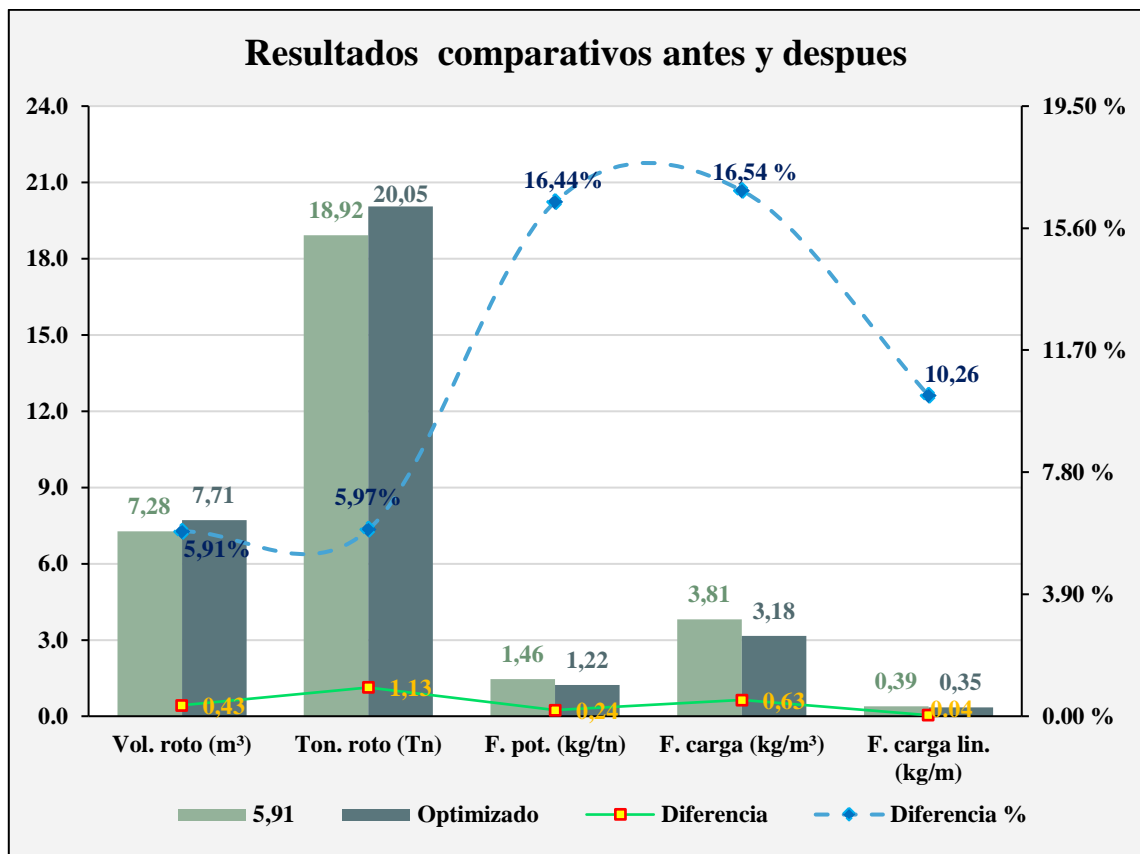


Nota: Elaboración propia

La Figura 49 presenta el factor de carga lineal obtenido en los dos escenarios de análisis. En el diseño anterior el valor fue de 0,39 kg/m, mientras que en el diseño optimizado se registró 0,35 kg/m. La diferencia es 0,04 kg/m, con variación de -10,26% según la Tabla 15.

Figura 50

Resultados: volumen, tonelaje, fator de potencia, factor de carga, carga lineal y factores técnicos



Nota: Elaboración propia

La Figura 50 integra los principales parámetros evaluados en ambos escenarios de diseño: volumen roto, tonelaje roto, factor de potencia, factor de carga y factor de carga lineal. En el gráfico se presentan los valores obtenidos para cada condición, junto con las diferencias absolutas y los porcentajes de variación correspondientes.

4.3. Contrastación de hipótesis

La contrastación de hipótesis se realizó mediante el análisis comparativo de los indicadores clave de desempeño antes y después de la implementación de la malla de perforación optimizada. A continuación, se presenta la evaluación de cada hipótesis formulada, sustentada en los resultados obtenidos.

4.3.1. Hipótesis específica A

“La aplicación del nuevo diseño de malla de perforación aumentará la eficiencia del avance en la Rampa Negativa 115 de la Empresa Minera U&H STAR S.A.C. – U.M. Las Bravas, Ica II.”

Según los datos de la Tabla 15 y la Figura 40, el avance por disparo aumentó de 1,50 m (diseño anterior) a 1,62 m (diseño optimizado), lo que representa una mejora absoluta de 0,12 m y un incremento relativo del 8%. Este resultado demuestra un incremento significativo en la eficiencia del avance.

Por lo tanto, se acepta la hipótesis específica A.

4.3.2. Hipótesis específica B

“El nuevo diseño de malla de perforación reducirá el consumo de explosivos en el macizo rocoso de la Rampa Negativa 115 de la Empresa Minera U&H STAR S.A.C. – U.M. Las Bravas, Ica II.

De acuerdo con la Tabla 15 y las Figuras 43 y 44, el consumo total de explosivos por disparo disminuyó de 27,70 kg a 24,50 kg, lo que equivale a una reducción absoluta de 3,20 kg y un ahorro relativo del 11,55%. Esta disminución confirma que el nuevo diseño optimiza el uso de recursos explosivos.

Por lo tanto, se acepta la hipótesis específica B.

4.3.3. Hipótesis general

“La implementación de una nueva malla de perforación influye significativamente el avance en la Rampa Negativa 115 de la Empresa Minera U&H STAR S.A.C. – U.M. Las Bravas, Ica II.”

Los resultados globales muestran que el avance por disparo aumentó de 1,50 m a 1,62 m, mientras que el consumo total de explosivos se redujo de 27,70 kg a 24,50 kg. A su vez, los factores técnicos también evidenciaron reducciones: factor de potencia (-16,44 %), factor de carga (-16,54 %) y factor de carga lineal (-10,26 %).

En función de esta evidencia (Tabla 15; Figuras 40–50), la hipótesis general se

acepta.

4.3.4. Resultados complementarios

Adicionalmente, se identificaron resultados que, si bien no fueron planteados en las hipótesis, fortalecen su validación:

- Volumen roto: de 7,28 a 7,71 m³ (+5,91 %).
- Tonelaje roto: de 18,92 a 20,05 Tn (+5,97 %).
- Costo total de explosivos: de S/ 1 158,72 a S/ 972,41 (-19,16 %).
- Eficiencia de perforación: de 91 % a 96 % (+5,49 %).
- Eficiencia de voladura: de 88 % a 92 % (+4,55 %).
- Número de taladros cargados: de 42 a 40 (-4,76 %).

Estos resultados complementarios confirman que el rediseño de la malla no solo cumple con los objetivos planteados, sino que genera beneficios técnicos y económicos adicionales, fortaleciendo la validez y aplicabilidad de la propuesta.

Capítulo V: Discusión

5.1. Validación operativa de la propuesta de diseño

La validación de la propuesta proyectiva se realizó mediante la comparación directa de los indicadores clave de desempeño antes y después de la implementación de la malla de perforación optimizada. Los resultados obtenidos en la fase de verificación —un incremento del 8% en el avance por disparo (de 1,50 m a 1,62 m), una reducción del 11,8% en el consumo total de explosivos (de 27,70 kg a 24,50 kg por disparo) y mejoras significativas en los factores técnicos como el factor de carga (−16,54%) y el factor de potencia (−16,44%)— confirman que el diseño proyectado es técnicamente sólido y operativamente viable.

Además, Además, la eficiencia de voladura aumentó del 88% al 92%, lo que evidencia una mejor fragmentación y desplazamiento de la roca, reduciendo la presencia de tacos y sobrerroturas observadas en la etapa inicial. La disminución en el número de taladros cargados (de 42 a 40) y la optimización en la distribución de la carga explosiva por tipo de taladro validan que la proyección basada en los métodos de Ash y Pearse-Monsanto es altamente efectiva para las condiciones geomecánicas del macizo rocoso (RMR 70, granodiorita) de la Rampa Negativa 115. Estos resultados no solo cumplen con los objetivos planteados, sino que demuestran que la propuesta es aplicable y replicable en condiciones reales de operación minera subterránea. Aplicación de la tecnología encontrada La tecnología aplicada en esta investigación no se limita a un equipo o software, sino que se centra en la ingeniería de la voladura. La "tecnología" principal es la aplicación de un modelo matemático y geométrico estandarizado para reemplazar el diseño empírico que se utilizaba previamente.

Se aplicaron los siguientes elementos tecnológicos o metodológicos:

Modelos matemáticos: El uso del modelo de Pearse-Monsanto permitió determinar un espaciamiento óptimo entre taladros, garantizando una fragmentación eficiente del macizo rocoso.

Criterios de diseño: La aplicación del criterio de Ash para la distribución de los taladros de arrastre, cuadradores y de corona aseguró una distribución uniforme de la energía

explosiva.

Esta combinación de modelos teóricos y su aplicación práctica demostró que la optimización no requiere necesariamente una inversión en tecnología costosa, sino una mejor planificación y estandarización de los procesos de perforación y voladura. Al establecer un diseño de malla basado en cálculos, se elimina la subjetividad de los operadores y se asegura una ejecución más consistente y eficiente.

5.2. Contraste con trabajos de investigación similares

Los resultados de esta investigación se alinean y, en algunos casos, superan los hallazgos reportados en estudios previos sobre optimización de mallas de perforación en minería subterránea.

Gonzales Hilares (2019), en su trabajo en la Labor Carmen NV. 3040, logró reducir el número de taladros de 52 a 39 y el consumo de explosivos de 45,04 kg a 34,51 kg por disparo. En nuestro caso, aunque la reducción en número de taladros fue menor (de 46 a 44), el impacto en el avance (+8%) y en la reducción del factor de carga (-16,54%) fue más significativo, lo que indica una mayor eficiencia en la fragmentación por unidad de explosivo.

Mendoza Hanco (2021), al utilizar emulsiones encartuchadas y un marcado riguroso de malla, incrementó el avance de 1,50 m a 1,55 m por disparo. Nuestro estudio logró un avance de 1,62 m, superando ese resultado, además de incorporar una reducción sustancial en el consumo de dinamita (-36%), lo que representa un avance tanto en productividad como en sostenibilidad del uso de explosivos.

Morales García (2020), en la rampa -940, alcanzó una eficiencia del 97,5% con una malla estandarizada de 32 taladros. En el caso del presente trabajo logró una eficiencia de voladura del 92% con 44 taladros, lo cual es notable considerando que nuestra sección (2,10 x 2,40 m) es más compleja, al desarrollarse en roca tipo I (dura) y requiere una mayor cantidad de taladros periféricos para controlar la geometría.

Vilca (2021), aplicando el modelo de Roger Holmberg, redujo el factor de carga lineal de 18,66 kg/m a 15,97 kg/m. En la presente investigación, se logró reducir el factor de carga lineal de 0,39 kg/m a 0,35 kg/m (-10,26%), lo cual, aunque en una escala diferente, confirma la utilidad de los modelos matemáticos para optimizar parámetros de voladura.

Los resultados de esta tesis suman a una creciente evidencia en la literatura que demuestra que la inversión en el rediseño técnico de las mallas de perforación es una

estrategia rentable y eficaz para las operaciones de minería subterránea.

Conclusiones

El diseño optimizado de la malla de perforación y voladura para la Rampa Negativa 115 permitió proyectar una mejora significativa en la eficiencia operativa. La propuesta estima un incremento del 8,00% en el avance neto (de 1,50 m a 1,62 m por disparo)

El análisis de la línea base del informe N° 003-05/2024 U&H permitió identificar un comportamiento subóptimo del diseño vigente, caracterizado por un Avance Promedio Real de 1,50 m, un Factor de Carga de 3,81 kg/m³ y un consumo total de explosivos de 27,70 kg por disparo. Esta caracterización de la situación inicial sustenta técnicamente la necesidad de formular un diseño optimizado de malla de perforación.

La propuesta de malla optimizada proyecta mejoras operativas directas, estimando un avance neto de 1,62 m por disparo y una reducción del peso total de explosivo de 27,70 kg a 24.50 kg por disparo. Estas mejoras incrementan la Eficiencia de Voladura de 88% a 92%, consolidando la propuesta como un modelo técnicamente superior al diseño base

La evaluación comparativa del costo total de voladura proyecta una reducción de (S/ 1 158,72 ≈ \$ 309,00 USD) a (S/ 972,41 ≈ \$ 259,31 USD) por ciclo, equivalente a un ahorro de (S/ 186,31 ≈ \$49.68 USD) por disparo. Este ahorro, que representa un (19,16%) en el costo de voladura.

Recomendaciones

Se recomienda que la Empresa Minera U&H STAR S.A.C. estandarice el diseño optimizado de malla de perforación en la Rampa Negativa 115, extendiendo su aplicación a otras labores con características geomecánicas semejantes. Esto permitirá asegurar consistencia en los resultados de avance y eficiencia operativa.

Es conveniente establecer un programa de capacitación continua dirigido al personal de perforación y voladura, con énfasis en la correcta aplicación de los parámetros de espaciamiento, burden y profundidad de taladros, a fin de garantizar la fidelidad del diseño en la práctica diaria y evitar variaciones que afecten los resultados obtenidos.

Finalmente, se recomienda implementar un sistema de monitoreo y control periódico de los indicadores técnicos de perforación y voladura, incorporando además análisis económicos comparativos. De este modo, se podrá evaluar de manera sistemática la relación costo-beneficio de la optimización aplicada y generar evidencia adicional que contribuya a la mejora continua en los procesos de avance subterráneo

Referencias Bibliográficas

- Adauto Martínez, R. L., & Huanuco Vasquez, A. D. (2022). *Optimización de los parámetros de perforación, para disminuir el costo de avance de los frentes de preparación, Unidad Minera Apmnac Pulpera* [Tesis de titulación, Universidad Continental]. Huancayo, Perú.
- Apaza Moscoso, E. Y. (2020). *Mejora de la perforación y voladura, mediante el rediseño de malla y aplicación del corte cilíndrico en labores de avance Unidad de Producción Alpacay - Minera Yanaquihua S.A.C.* [Tesis de titulación, Universidad Nacional de San Agustín de Arequipa]. Arequipa, Perú.
- Aquepucho Cruz, E. (2019). *Estandarización de malla de perforación y voladura y su influencia en costos: Caso CX 200, unidad minera Untuca-Cori Puno S.A.C.* [Tesis de titulación, Universidad Nacional de San Agustín de Arequipa]. Cusco, Perú.
- Accha, E. I., & Tinta Paredes, J. R. (2022). *Optimización del proceso de perforación y voladura para mejorar la eficiencia de operaciones en la unidad minera Las Bravas, Ica II* [Tesis de titulación, Universidad Tecnológica del Perú]. Arequipa, Perú.
- Bieniawski, Z. T. (1989). *Engineering rock mass classifications: A complete manual for engineers and geologists in mining, civil, and petroleum engineering.* Wiley.
- Bernaola Alonso, J., Castilla Gómez, J., & Herrera Herbert, J. (2013). *Perforación y voladura de rocas en minería.* Madrid, España: Universidad Politécnica de Madrid, Departamento de Explotación de Recursos Minerales y Obras Subterráneas.
- Calderón Navarro, M. A. (2015). *Optimización de las prácticas de perforación y voladura en el avance y producción de la minería de mediana escala (Unidad Minera MACDESA)* [Tesis de titulación, Universidad Nacional del Centro del Perú]. Huancayo, Perú.
- Chacchi Quiroz, J. A. (2020). *Implementación del método corte y relleno ascendente para incrementar la producción en los tajos de la minería informal adyacentes a la Compañía Minera Poderosa* [Tesis de titulación, Universidad Nacional del Centro del Perú]. Huancayo, Perú.
- Chipana Tito, R. M. (2015). *Diseño de perforación y voladura para reducción de costos en el frente de la galería Progreso de la contrata minera Cavilquis - Corporación*

- Minera Ananea S.A.* [Tesis de titulación, Universidad Nacional del Altiplano]. Puno, Perú.
- Ccosco Puma, W. (2019). *Optimización en la construcción de la rampa 1910, unidad de operación Pallancata - Ayacucho* [Tesis de titulación, Universidad Nacional de San Antonio Abad del Cusco]. Cusco, Perú.
- Cueva Balbin, J. R. (2022). *Planeamiento de minado en proyecto PQ 991 Nv. 1756 – Clavo 1-2 e influencia en avances subterráneos en mina S.M.R.L. Las Bravas N.º 2* [Tesis de licenciatura, Universidad Nacional del Centro del Perú].
- EXSA. (2019). *Manual práctico de voladura* (5.ª ed.). Lima, Perú: EXSA S.A.
- FAMESA Explosivos S.A.C. (2017). *Informe técnico de voladura en la Unidad Pallca*. Compañía Minera Santa Luisa S.A., Gerencia de Operaciones.
- FAMESA Explosivos S.A.C. (2016). *Especificaciones técnicas de la dinamita semigelatina*. <https://www.famesa.cl/wp-content/uploads/2016/11/FT-Dinamita-Famesa-semigelatina.pdf>
- FAMESA Explosivos S.A.C. (2023). *Ficha técnica EMULNOR* (Rev. 08). <https://www.famesaexplosivos.com/wp-content/uploads/2024/01/FT-EMULNOR.pdf>
- Gonzales Hilares, J. V. (2019). *Reducción de costos operativos en Labor Carmen NV. 3040 mediante la optimización de estándares de perforación y voladura, Cía. Minera Poderosa S.A - 2018* [Tesis de titulación, Universidad Nacional Micaela Bastidas de Apurímac]. Abancay, Perú.
- Hoek, E., & Brown, E. T. (1997). Practical estimates of rock mass strength. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 34(8), 1165–1186. [https://doi.org/10.1016/S1365-1609\(97\)80069-X](https://doi.org/10.1016/S1365-1609(97)80069-X)
- Hoek, E. (2007). *Practical rock engineering* (Cap. 11: Rock mass properties). Rocscience. <https://www.google.com/search?q=https://www.rocscience.com/learning/hoek-s-corner/books>
- Holmberg, R. (1982). Charge calculations for tunneling. En W. A. Hustrulid (Ed.), *Underground Mining Methods Handbook* (pp. 1580-1589). New York: SME.
- Hurtado de Barrera, J. (2010). *Metodología de la investigación: Guía para una comprensión holística de la ciencia* (4.ª ed.). Caracas, Venezuela: Ediciones Quirón / CIEA Sypal.
- Langefors, U., & Kihlström, B. (1978). *The modern technique of rock blasting* (3rd ed.). John Wiley & Sons.

- Lazo Leandro, B. J. (2020). *Diseño conceptual de la rampa basculante 2518 para la extracción de la veta victoria tensional del tajo 2453, NV. 2300 de la unidad minera Parcoy de Consorcio Minero Horizonte S. A.* [Tesis de titulación, Universidad Continental]. Huancayo, Perú.
- León Bautista, T. A. (2023). *Reducción de los costos operativos y mejora de avance mediante la optimización del sistema de perforación y voladura en la Unidad Minera Gedeón y Copacabana* [Tesis de titulación, Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión]. Cerro de Pasco, Perú.
- López Jimeno, C. (2014). *Manual de perforación y voladura de rocas* (3.^a ed.). Madrid, España: Instituto Tecnológico Geominero de España.
- Mateo-Mendoza, J., Rivera-Olano, C., Arauzo-Gallardo, L., & Raymundo, C. (2020). *Pearse and Holmberg mathematical model to reduce the damage zone in horizontal underground mining works.* 18th LACCEI International Multi-Conference for Engineering, Education, and Technology: *Engineering, Integration, and Alliances for a Sustainable Development.*
- Mendoza Hanco, P. M. (2021). *Reducción de los costos de voladura e incremento del avance lineal, usando emulsiones encartuchadas en Cía. Minera Yanaquihua S.A.C.* [Tesis de titulación, Universidad Nacional de San Agustín de Arequipa]. Arequipa, Perú.
- Moisés Ríos, B. W. (2019). *Diseño del proyecto de investigación científica.* Lima, Perú: Universidad Nacional Mayor de San Marcos.
- Morales García, A. K. (2020). *Diseño de malla de perforación y voladura para optimizar el avance en la rampa negativa 940 de Sociedad Minera Austria Duvaz S.A.C.* [Tesis de titulación, Universidad Continental]. Huancayo, Perú.
- Sánchez Claudio, D. J., & González Ayala, L. E. (2022). *Optimización del proceso de voladura usando detonadores electrónicos para minería subterránea aplicado a vetas angostas – U.M. Huarón* [Tesis de titulación, Pontificia Universidad Católica del Perú]. Lima, Perú: PUCP Repositorio Institucional.
- Torres Condori, W. (2021). *Optimización de CAPEX - OPEX mediante la estandarización de malla de perforación y voladura en el cruce 755 en la U.P. Alpaca de la Cía. Minera Yanaquihua S.A.C.* [Tesis de titulación, Universidad Nacional del Altiplano]. Puno, Perú.
- Vilca Bravo, K. (2021). *Aplicación del modelo matemático Roger Holmberg para mejorar la perforación y voladura en el cruce 10828 - este de la contrata*

minera MINCOTRALL S.R.L. – MARSAS 2019 [Tesis de titulación, Universidad Nacional del Centro del Perú]. Huancayo, Perú.

Waltham, T. (2009). *Foundations of engineering geology* (3rd ed.). CRC Press. Recuperado de <https://www.routledge.com/Foundations-of-Engineering-Geology/Waltham/p/book/9780415468499>

Yance Huarcaya, E. R. (2013). *Estudio geomecánico en el diseño de malla de perforación del crucero 300, nivel 16 en la Compañía Minera Casapalca S.A.* (Tesis de titulación, Universidad Nacional del Centro del Perú). Huancayo, Perú.

Anexos

Anexo 1. Matriz de Consistencia

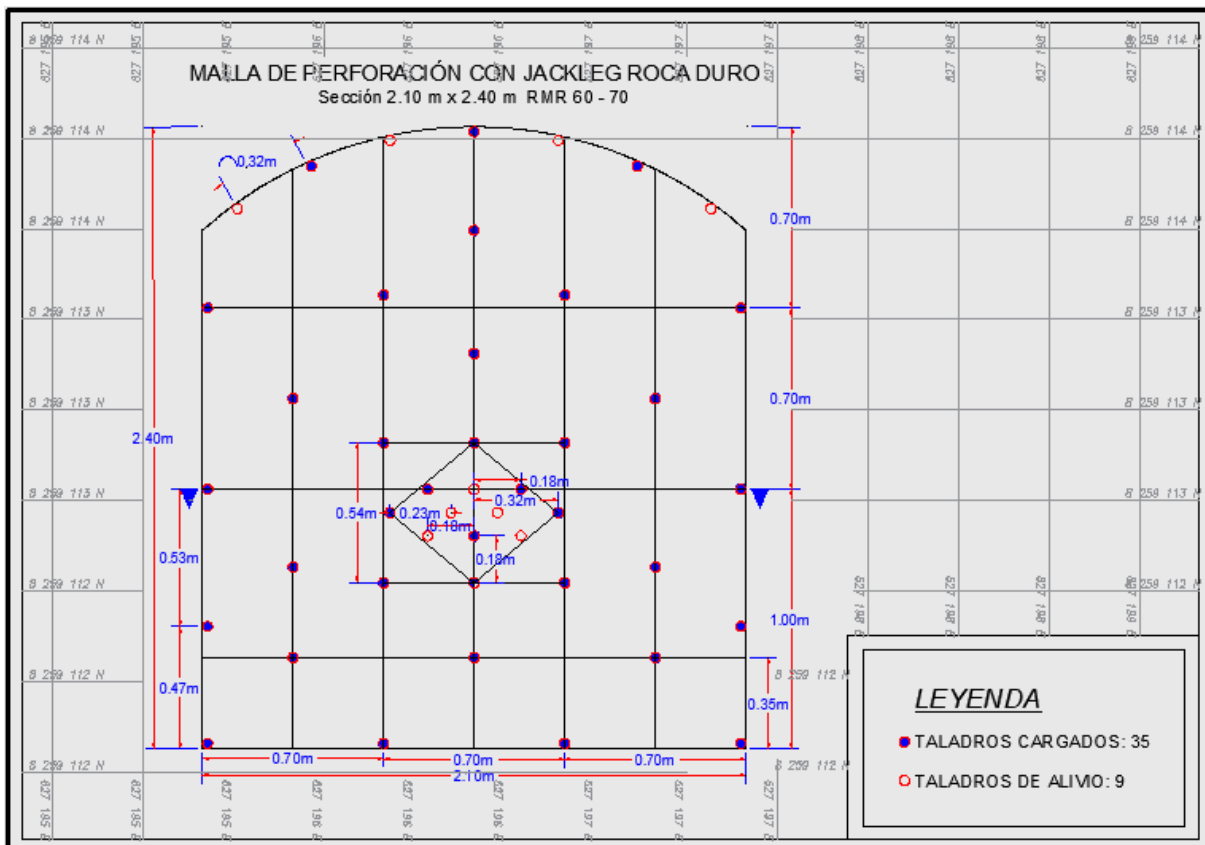
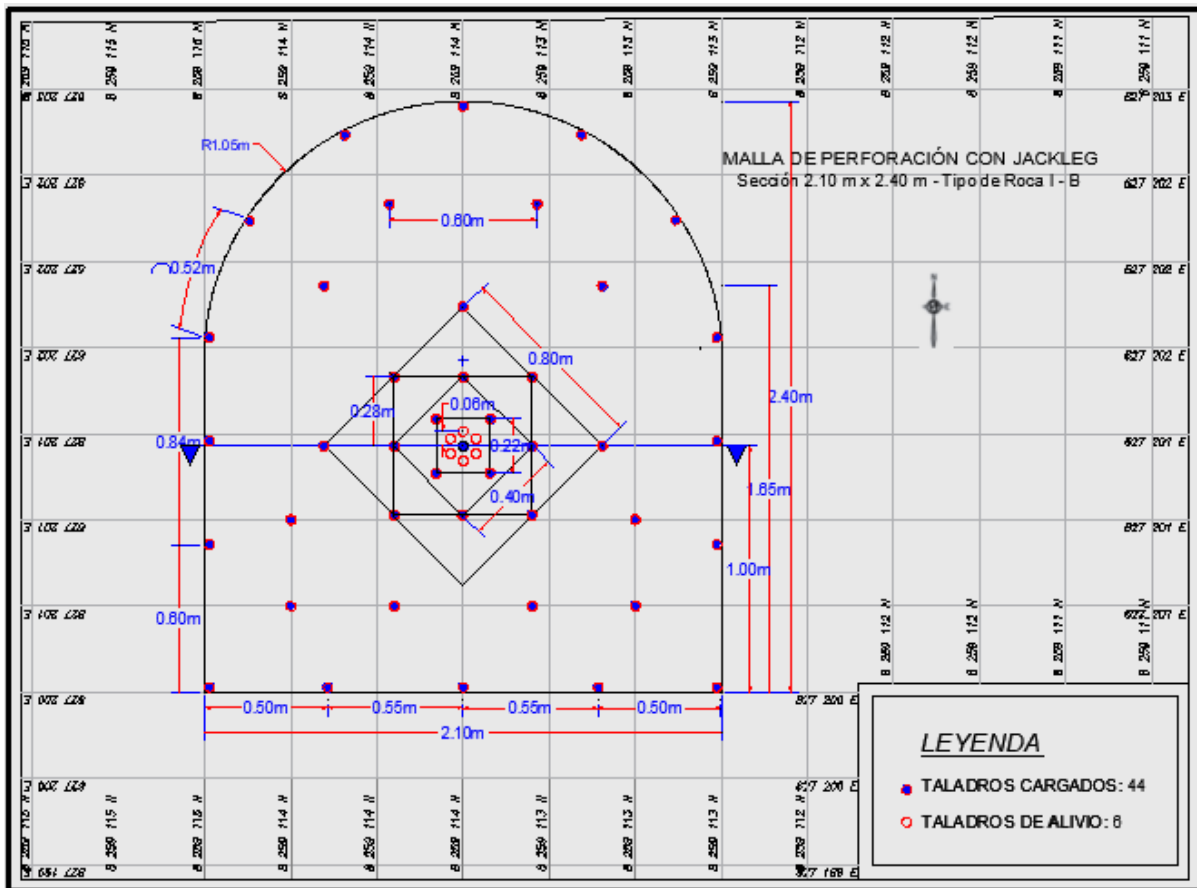
Problema	Objetivo	Hipótesis	Variables
Problema General	Objetivo General	Hipótesis General	V Independiente
¿De qué manera el diseño proyectado de una nueva malla de perforación permitiría optimizar el avance en la Rampa Negativa 115 de la Empresa Minera U&H STAR S.A.C. – U.M. Las Bravas, Ica II?	Diseñar una malla de perforación y voladura optimizada para la Rampa Negativa 115 de la Unidad Minera Las Bravas (U&H STAR S.A.C.), evaluando su impacto proyectado en el avance por disparo y en el consumo de explosivos respecto al diseño actualmente empleado.	<p>Ho: La propuesta de una nueva malla de perforación y voladura permitiría optimizar la eficiencia operativa (proyectando un mayor avance y una reducción en el consumo de explosivos) en la Rampa Negativa 115 de la Unidad Minera Las Bravas – Ica II.</p> <p>H1: La propuesta de una nueva malla de perforación y voladura no permitiría optimizar la eficiencia operativa (proyectando un mayor avance y una reducción en el consumo de explosivos) en la Rampa Negativa 115 de la Unidad Minera Las Bravas – Ica II.</p>	<p>Diseño de malla de perforación y voladura.</p> <p>Indicadores</p> <ul style="list-style-type: none"> • Burden (B). • Espaciamiento (E). • Número de taladros • Diámetro equivalente (D₂) • Tipo de explosivo (Emulnor/Dinamita) • Cantidad de cartuchos por taladro
Problemas específicos	Objetivos específicos	Hipótesis específicas	Variable Dependiente
<ul style="list-style-type: none"> • ¿Cómo la propuesta de malla de perforación optimizada proyectaría una mejora en la eficiencia del avance en la Rampa Negativa 115? • ¿Cuál sería el impacto proyectado en el consumo de explosivos al aplicar el diseño optimizado de malla de perforación en la Rampa Negativa 115? 	<ul style="list-style-type: none"> • Analizar la línea base operativa del frente mediante los registros existentes (avance por disparo, consumo de explosivos y longitud perforada). • Diseñar una nueva malla de perforación aplicando los modelos de Holmberg, Ash y Pearse, considerando las características geomecánicas y operativas de la Rampa Negativa 115. • Evaluar el impacto económico derivado de la implementación de la nueva malla, considerando el ahorro de explosivo, y aumento del avance por disparo en la Rampa Negativa 115 	<ul style="list-style-type: none"> • El diseño optimizado de malla de perforación proyectaría un incremento en el avance por disparo en la Rampa Negativa 115 • El nuevo diseño de malla de perforación proyectaría una reducción en el consumo de explosivos por metro de avance en la Rampa Negativa 115. 	<p>Avance en la Rampa Negativa</p> <p>Indicadores</p> <ul style="list-style-type: none"> • Avance lineal por disparo (m) • Eficiencia de voladura (%). • Eficiencia de perforación (%) • Factor de Carga (kg/m³). • Factor de Potencia (kg/ton) • Factor de Carga Lineal (kg/m). • Consumo total de explosivo (kg)

Anexo 2. Desate de rocas en la Rama 115



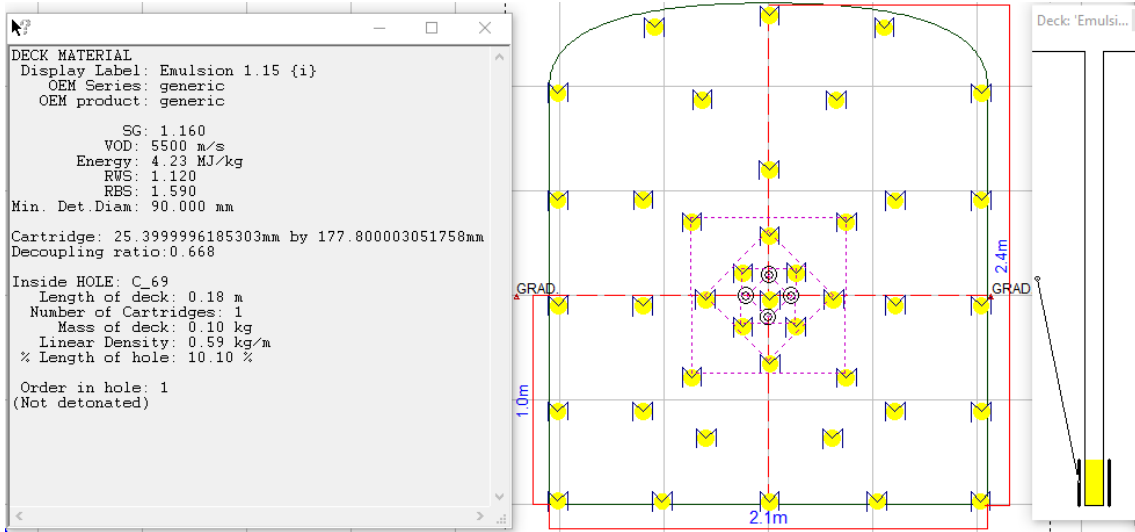
CAMPANA DE EJECUCIÓN DE DESATE DE ROCAS				UNIDAD MINERA LAS BRAYAS
Código: FB-LNB-020	Tipo de doc.: Formato	F. Act.: 01/03/2022	Elab. por: P.V./Aprob. por: A.T.	Versión: 01
Fecha: 22/09/22	Hora: 8:30	Supervisor: Sergio Mauani Cabana		
Nivel: 2080	Labores: RP 115	Turno: Noche		
PERSONAL EJECUTOR				
ITEM	NOMBRES Y APELLIDOS	OCCUPACIÓN	DNI	FIRMA
	Fredy Mortimer Pastán	pef.	71203327	[Firma]
	Julio Bonjouis Alejo	14 pef.	47638657	[Firma]
DESCRIPCIÓN DE LA TAREA EJECUTADA				
Se realizó el compaña de desate de rocas sueltas con bombillos adecuados entre dos personas sbr lo RP 115. desde el RF. #2 hasta el frente. con un area de 20 mt. lineales.				
CROQUIS DEL LABOR				
FIRMA DE CONFORMIDAD DE LA SUPERVISIÓN				
NOMBRES Y APELLIDOS		CARGO	FIRMA	
Sergio Mauani Cabana		Supervisor	[Firma]	

Anexo 5. Mallas de perforación de sección 2.10 x 2.40 m

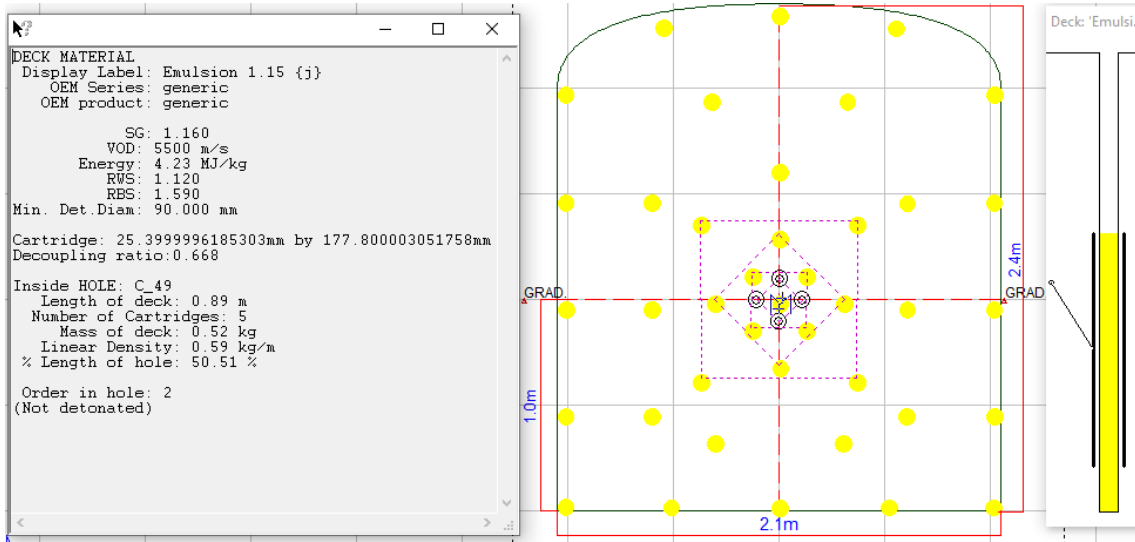


Anexo 6. Distribución de cargas explosivos y simulación de energía con JKSimBlast 2D Face

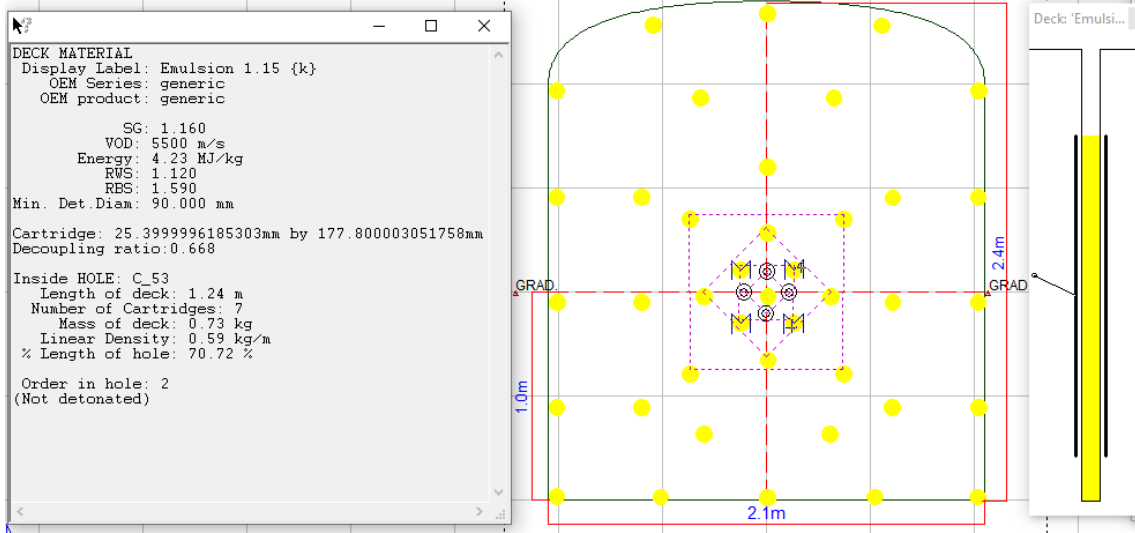
6a: carguío con cebo Emulnor 5 000 por taladro



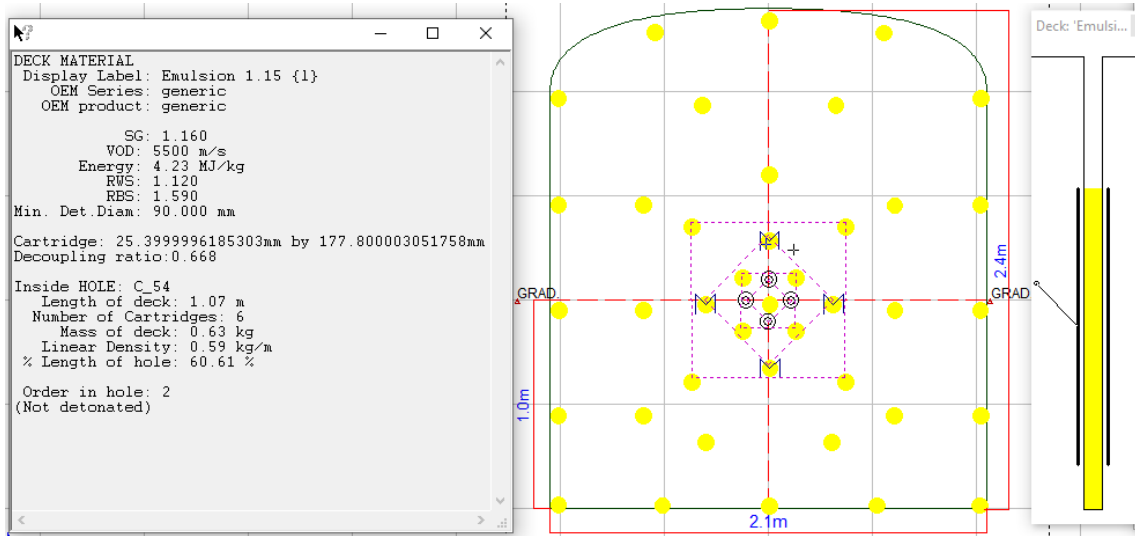
6b: carga de taladro rompe boca con Emulnor 5 000



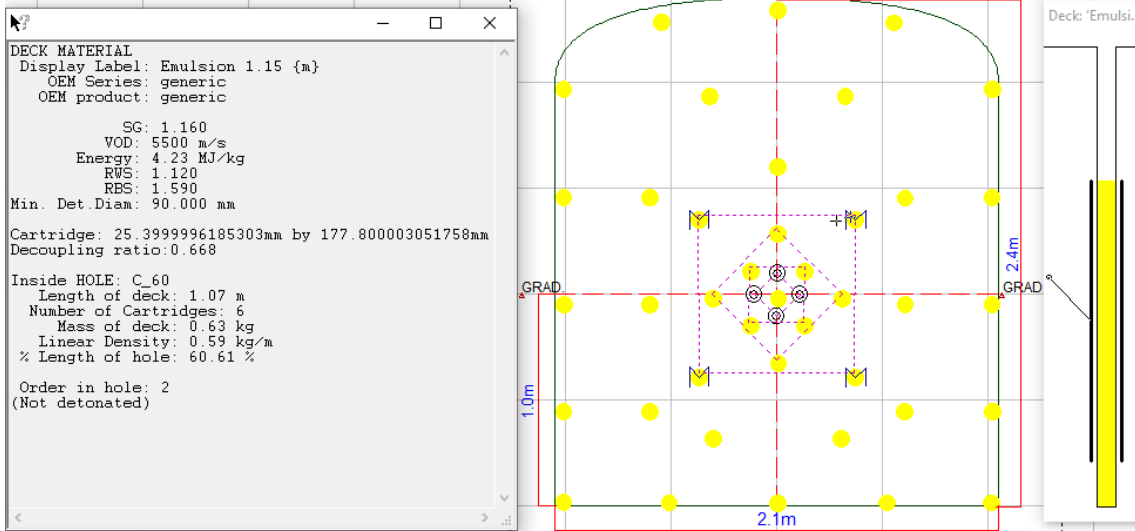
6c: carga de taladros arranque con Emulnor 5 000



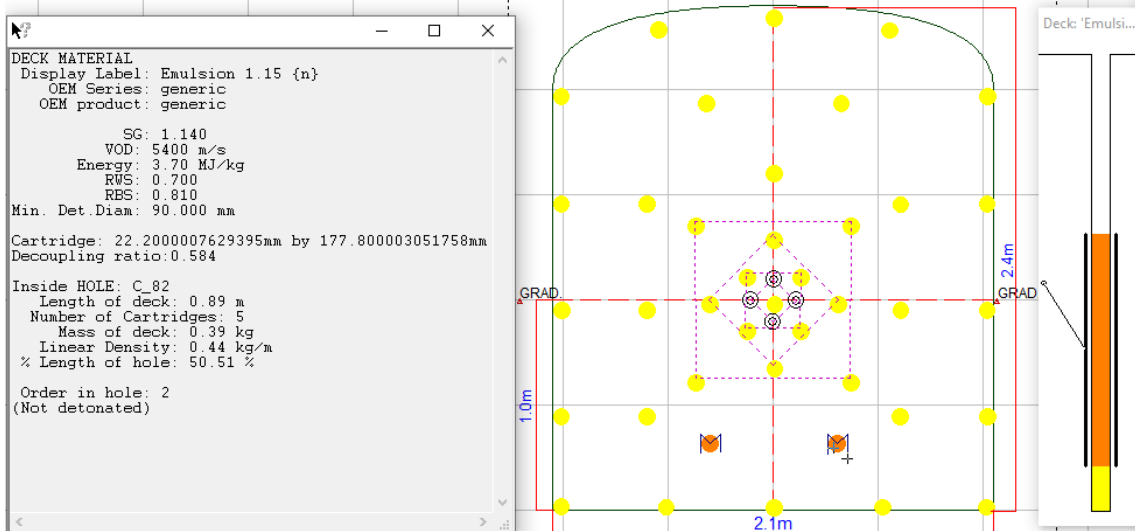
6d: carga de taladros de primera ayuda de arranque con Emulnor 5 000



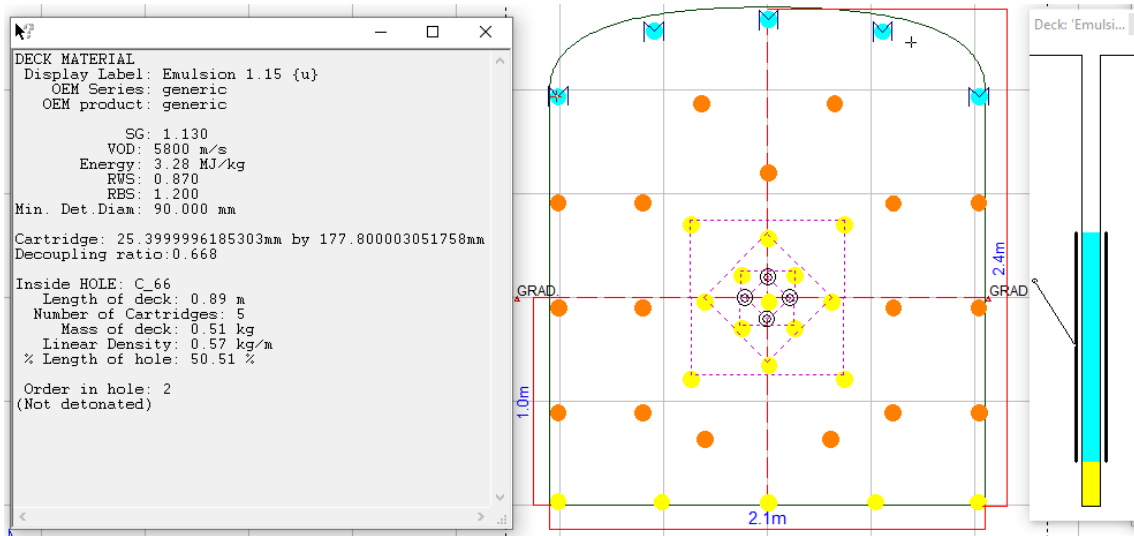
6e: carga de taladros de segunda ayuda de arranque con Emulnor 5 000



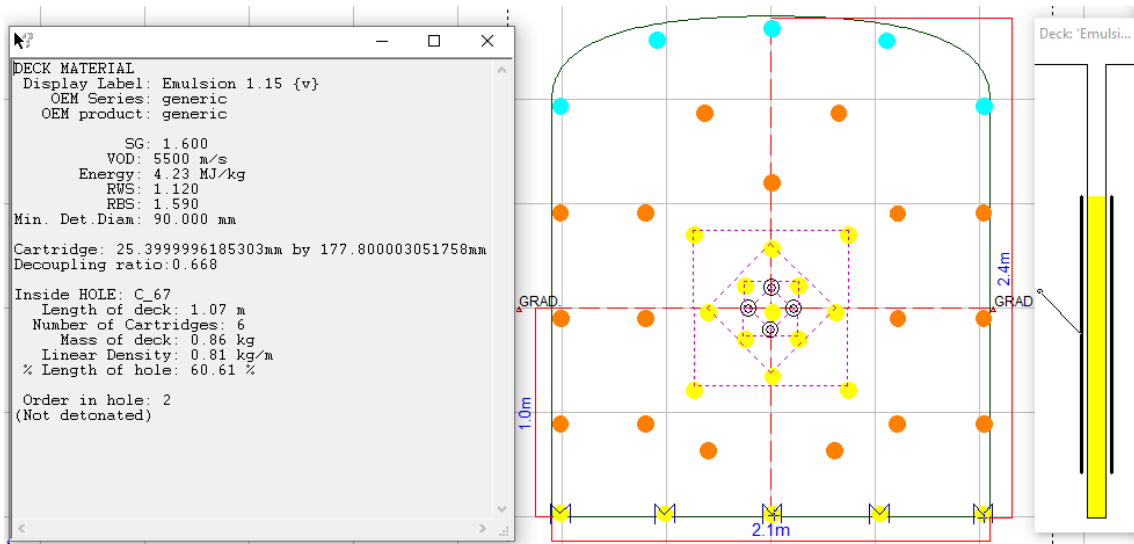
6f: carga de ayuda arrastre con Dinamita S.G. 65%



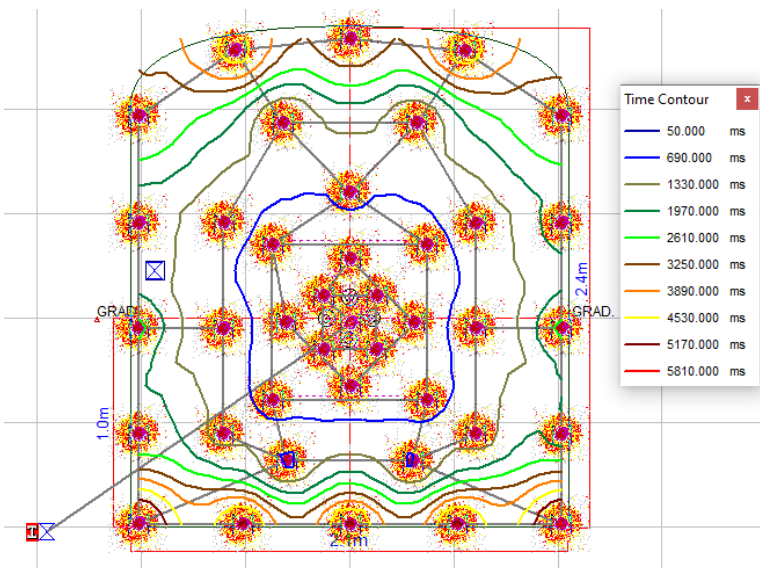
6j: carga de corona con Emulnor 1 000



4k: carga de arrastre con Emulnor 5 000



6l: detonación del frente y tiempos de aparición de caras libres



6II: simulación de distribución de energía

