

**UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN CRISTÓBAL
DE HUAMANGA**

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

ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



TESIS:

**Propuesta para reducir la sobre-rotura en la galería 2450 N para
incrementar el avance lineal en la Unidad Minera Cedro 2023**

Para optar el título profesional de:

INGENIERO DE MINAS

PRESENTADO POR:

Bach. Ederly MUNAYLLA ROJAS

ASESOR:

Msc. Ing. Carlos Auberto PRADO PRADO

AYACUCHO - PERÚ

2026

DEDICATORIA

A mis queridos padres, Roman y Vilma cuyo amor y sacrificio han sido la base de todo lo que he logrado. Gracias por enseñarme el valor de la perseverancia, el esfuerzo y la humildad. Su apoyo incondicional, incluso en los momentos más difíciles, me ha dado la fuerza para continuar, y su confianza en mí ha sido mi mayor fuente de motivación. Este logro es reflejo de todo lo que me han brindado, y no hay palabras suficientes para expresar mi gratitud por haberme acompañado en cada paso de este camino

AGRADECIMIENTO

Este trabajo representa no solo el fruto de muchos meses de esfuerzo y dedicación, sino también el resultado de un recorrido lleno de aprendizajes, desafíos y, sobre todo, el inestimable apoyo de personas y entidades a quienes expreso mi profundo agradecimiento.

A mis queridos padres, quienes desde el primer día me enseñaron la importancia de la perseverancia, la honestidad y el valor del conocimiento. Sus enseñanzas han sido el faro que ha iluminado mi camino, y su confianza inquebrantable me ha dado las fuerzas necesarias para superar cada obstáculo que he encontrado. Este logro es tan suyo como mío.

A mi asesor de tesis, su capacidad de guía no solo se ha limitado a lo académico, sino que ha sabido compartir conmigo una visión más amplia del mundo profesional. Agradezco su generosidad intelectual y su paciencia infinita, permitiéndome explorar ideas y aportando siempre una perspectiva lúcida y constructiva.

A mi compañera de vida, por ser mi cómplice en cada desafío, por su motivación, compañía y comprensión, que me dieron fuerzas para culminar mi proyecto de investigación.

Y, finalmente, a todas las personas que, de manera silenciosa pero significativa, han aportado su granito de arena en este proceso. Gracias por sus palabras de aliento, por los momentos compartidos y por ayudarme a crecer tanto personal como profesionalmente

RESUMEN

La minería subterránea enfrenta grandes desafíos operativos, y uno de los principales problemas identificados en la Unidad Minera Cedro es la sobrerotura en la galería 2450 N, que afecta directamente el avance lineal y la eficiencia operativa. Este fenómeno, ocasionado por la energía liberada durante las voladuras que excede los límites proyectados. Asimismo, las condiciones geomecánicas del macizo rocoso y los factores humanos, como la fatiga y distracciones, agravan esta problemática al disminuir la precisión en las actividades de perforación y voladura. El objetivo principal de este estudio fue reducir la sobrerotura en la galería 2450 N con el fin de incrementar el avance lineal y mejorar la eficiencia operativa en las actividades mineras de la Unidad Minera Cedro durante 2023. Para alcanzar esta meta, se plantearon objetivos específicos enfocados en la optimización de los parámetros de perforación y voladura, la incorporación de técnicas avanzadas, la evaluación de la calidad geomecánica del macizo rocoso y la gestión de los factores humanos. La metodología adoptada incluyó un enfoque mixto, combinando análisis cuantitativos y cualitativos, con herramientas como el modelado numérico, el uso de software especializado como JK Simblast para simulaciones de voladura, y la aplicación de sistemas de clasificación geomecánica (RMR y Q). Se analizaron 80 metros lineales de la galería mediante observación directa, entrevistas semiestructuradas a operadores y supervisores, y datos técnicos recolectados de las operaciones de perforación y voladura. Los resultados mostraron que la optimización de los parámetros técnicos redujo la sobrerotura a niveles promedio del 9.5%, cumpliendo con el estándar contractual del 14%. Esto se logró mediante el rediseño de las mallas de perforación, mejorando el espaciamiento y carga en función de la densidad del macizo rocoso. La implementación de técnicas avanzadas, como el uso de detonadores electrónicos y explosivos de baja densidad, permitió minimizar los daños al macizo rocoso y mejorar la eficiencia operativa, logrando un avance lineal diario más consistente. En relación con los factores humanos, se evidencia que errores derivados de la fatiga y la falta de capacitación impactaban significativamente la precisión de las operaciones. En conclusión, este estudio demostró que la combinación de ajustes técnicos, implementación de tecnologías avanzadas y mejoras en la gestión de los factores humanos permitieron optimizar las operaciones mineras en la galería 2450 N.

ABSTRACT

Underground mining faces major operational challenges, and one of the main problems identified at the Cedro Mining Unit is the overbreaking in gallery 2450 N, which directly affects linear progress and operational efficiency. This phenomenon is caused by the energy released during blasting that exceeds the projected limits. Likewise, the geomechanical conditions of the rock mass and human factors, such as fatigue and distractions, aggravate this problem by reducing the precision of drilling and blasting activities. The main objective of this study was to reduce overbreaking in the 2450 N gallery in order to increase linear advancement and improve operational efficiency in the mining activities of the Cedro Mining Unit during 2023. To achieve this goal, specific objectives were set focused on the optimization of drilling and blasting parameters, the incorporation of advanced techniques, the evaluation of the geomechanical quality of the rock mass and the management of human factors. The methodology adopted included a mixed approach, combining quantitative and qualitative analysis, with tools such as numerical modelling, the use of specialised software such as JK Simblast for blast simulations, and the application of geomechanical classification systems (RMR and Q). 80 linear metres of the gallery were analysed through direct observation, semi-structured interviews with operators and supervisors, and technical data collected from drilling and blasting operations. The results showed that the optimization of technical parameters reduced overbreaking to an average level of 9.5%, meeting the contractual standard of 14%. This was achieved by redesigning the drilling meshes, improving spacing and loading based on the density of the rock mass. The implementation of advanced techniques, such as the use of electronic detonators and low-density explosives, allowed to minimize damage to the rock mass and improve operational efficiency, achieving a more consistent daily linear advance. Regarding human factors, it was evident that errors derived from fatigue and lack of training significantly impacted the precision of operations. In conclusion, this study demonstrated that

the combination of technical adjustments, implementation of advanced technologies and improvements in human factors management enabled the optimization of mining operations in the 2450 N gallery.

ÍNDICE

DEDICATORIA.....	i
AGRADECIMIENTO.....	ii
RESUMEN.....	iii
ABSTRACT	iv
ÍNDICE.....	vi
LISTA DE FIGURAS	xv
LISTA DE TABLAS.....	xvii
LISTA DE ANEXO	1
CAPÍTULO I.....	2
I. PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA.....	2
1.1 Planteamiento del problema.....	2
1.2 Formulación del problema	3
1.2.1 Formulación del problema general	3
1.2.2 Formulación del problema específico.....	4
1.3 Objetivos.....	4
1.3.1 Objetivo general	4
1.3.2 Objetivos específicos.....	4
1.4 Importancia y justificación del proyecto.....	5
1.4.1 Importancia.....	5
1.4.2 Justificación teórica	5
1.4.3 Justificación práctica	6

1.4.4	Justificación metodológica	6
1.5	Alcance y limitaciones	6
1.5.1	Alcance	6
1.5.2	Limitaciones	7
CAPÍTULO II.....		8
II. MARCO TEÓRICO.....		8
2.1	Antecedentes de la investigación	8
2.2	Bases teóricas.....	16
2.2.1	Antecedentes de la empresa.....	16
2.2.2	Ubicación y Accesibilidad.....	17
2.2.3	Clima y Vegetación	18
2.2.4	Fisiografía y Recursos	19
2.2.5	Minería subterránea	19
2.2.5.1	Perforación y Voladura en Minería Subterránea	20
2.2.5.2	Sobrerotura Impacto en la Eficiencia Operativa.....	20
2.2.5.3	Optimización del Avance Lineal	21
2.2.5.4	Modelos de Simulación en Minería Subterránea	22
2.2.5.5	Factores Humanos en la Minería	22
2.2.5.6	Impacto de los Factores Humanos en la Sobrerotura y Avance Lineal	23
2.2.6	Definición de términos	23
CAPÍTULO III		25
III. MATERIALES Y MÉTODOS		25

3.1	Diseño metodológico	25
3.1.1	Tipo de investigación.....	25
3.1.2	Nivel de Investigación	25
3.1.3	Diseño de investigación.....	26
3.1.4	Técnicas e instrumentos de recolección de datos	27
3.1.5	Técnicas de Procesamiento y Análisis de Datos:	28
3.2	Hipótesis	29
3.2.1	Formulación de hipótesis general	29
3.2.2	Formulación de hipótesis específicas	29
3.2.3	Variables e indicadores.....	29
3.2.3.1	Variable dependiente	29
3.2.3.2	Indicadores de la Variable Independiente.....	30
3.2.3.3	Variable Dependiente	31
3.2.3.4	Indicadores de la Variable Dependiente	31
3.3	Datos de la voladura.....	32
3.3.1	Explosivos utilizados.....	32
3.3.1.1	Diseño de Malla y Perforación	32
3.3.1.2	Análisis de Distribución y Consumo	32
3.3.2	Descripción del lugar que se realizara el análisis	33
CAPÍTULO IV		34
IV. RESULTADO Y DISCUSIÓN		34
4.1	Introducción para Resultados.....	34

4.2	Diseños de diagramas de perforación y voladura	34
4.3	Parámetros del explosivo y distribución de la energía.....	35
4.4	Cálculo del Burden y Espaciamiento	41
4.4.1	Diagrama de perforación de 2.4 x 2.4 metros con JK SimBlast para evaluar la sobre rotura en la galería 2450.	42
4.4.1.1	Análisis de daño y energía del explosivo.....	45
4.4.1.2	Optimización sugerida	45
4.4.1.3	Causas de la sobrerotura	48
4.4.1.4	Recomendaciones de mejora	48
4.5	Calidad geomecánica del macizo rocoso en la generación de sobrerotura	49
4.5.1	Caracterización del Macizo Rocosó	49
4.5.2	Clasificación RMR (Rock Mass Rating)	49
4.5.3	Clasificación Q de Barton.....	52
4.6	Resistencia a la Compresión y Análisis de Discontinuidades	54
4.6.1	Criterio de Dai (2002).....	55
4.6.1.1	Variables del criterio de Dai (2002)	55
4.6.2	Módulo de Young estático.....	56
4.6.3	Relación de Poisson estático.....	56
4.6.4	Estimación de la resistencia a la tensión dinámica.....	57
4.6.5	Estimación de la resistencia a la compresión dinámica.....	57
4.6.6	Criterio Kumar (2016)	58
4.6.7	Dai (2002).....	59

4.6.8	Kumar (2016)	60
4.6.9	Análisis del impacto de la calidad geomecánica del macizo rocoso en la generación de sobrerotura.	61
4.6.10	Evaluación de la Calidad del Macizo Rocos para Voladuras	61
4.6.10.1	Plano geomecánico en planta de la GL2450 N.....	63
4.6.11	Estabilidad estructuralmente controlada	66
4.6.12	Estabilidad controlada por esfuerzos	67
4.7	Técnicas de perforación y voladura para optimizar la sobrerotura.	68
4.7.1	Configuración inicial del modelo	69
4.7.1.1	Densidad de la roca.....	69
4.7.1.2	Dispersión de la malla.....	70
4.7.1.3	Dimensiones de avance y sección.....	70
4.7.1.4	Optimización de parámetros relacionados	71
4.7.2	Técnicas de perforación y voladura para optimizar la sobrerotura.	71
4.7.3	Configuración inicial del modelo	71
4.7.3.1	Densidad de la roca.....	72
4.7.3.2	Dispersión de la malla.....	72
4.7.3.3	Dimensiones de avance y sección.....	73
4.7.3.4	Optimización de parámetros relacionados	73
4.7.4	Selección de taladros	74
4.7.4.1	Distribución de taladros en el diseño.....	74
4.7.5	Distribución de energía estática.....	75

4.7.6	Distribución de energía dinámica	75
4.7.7	Análisis y optimización de carga explosiva en una muestra de 10 frentes.....	76
4.7.8	Análisis crítico	77
4.7.8.1	Consumo de explosivos	77
4.7.8.2	Fragmentación y eficiencia	78
4.7.9	Optimización	78
4.7.9.1	Carga por taladro	78
4.7.10	4.7.8 Diagramas de perforación sobre excavado	78
4.7.10.1	Caso sobre excavado.....	79
4.7.11	Monitoreo en Tiempo Real	81
4.7.11.1	Características del diseño.....	82
4.7.11.2	Diagnóstico de Sobrerotura	83
4.7.11.3	Características del Diseño.....	85
4.7.11.4	Diagnóstico de Sobrerotura	86
4.7.12	1.1.1 Resultado de la prueba sin sobre excavación.....	86
4.7.12.1	Diagnóstico de la Sobrerotura.....	87
4.7.12.2	Evaluación del diseño	88
4.7.12.3	Explosivos utilizados	88
4.7.12.4	Comparación con Diseños Anteriores	88
4.7.12.5	Evaluación del Cambio de Explosivo	88
4.7.12.6	Aspectos Técnicos del Diseño	89
4.7.12.7	Secuencia de Detonación Mejorada.....	89

4.7.12.8	Reducción de sobrerotura	89
4.7.13	Diagrama 2 sobre excavado	90
4.7.14	Diagrama 2 sin sobre excavación	92
4.7.14.1	Características Observadas del Diseño	93
4.7.14.2	Geometría y Distribución de Pozos	94
4.7.14.3	Mejoras implementadas	94
4.7.14.4	Comparación con Diseños Anteriores	94
4.7.15	Características del Diseño Actual	96
4.7.15.1	Secuencia de Retardos	96
4.7.15.2	Distribución de Energía	96
4.7.15.3	Geometría de los Taladros	96
4.7.16	Evaluación de Sobrerotura.....	96
4.7.16.1	Mejoras implementadas	96
4.7.16.2	Comparación con Diseños Anteriores	97
4.8	Factor humano, tasa de error por turno asociada a la fatiga	97
4.8.1	Indicadores para analizar la tasa de error	97
4.8.1.1	Errores en tareas repetitivas	97
4.8.1.2	Tasa de tareas incompletas o mal terminadas	98
4.8.1.3	Calidad en la ejecución	100
4.9	Actividades de perforación y voladura	101
4.9.1	Perforación del frente	101
4.9.1.1	Equipos de Protección Personal (EPP)	101

4.9.1.2	Equipos, Máquinas, Herramientas y Materiales Requeridos	101
4.9.1.3	Inspección del Área de Trabajo	102
4.9.1.4	Limpieza de la Línea de Aire y Agua	102
4.9.1.5	Instalación de Servicios de Aire y Agua a la Perforadora	102
4.9.1.6	Posicionamiento de la Máquina	102
4.9.1.7	Iniciar la Perforación	102
4.9.1.8	Retiro de Equipo y Herramientas al Finalizar	103
4.9.1.9	Orden y Limpieza del Área.....	103
4.9.2	Carguío de frente	103
4.9.3	Resultado de tiempos.....	106
4.9.4	Carguío de explosivo	107
4.9.5	Análisis de sobrerotura en la Galería 2450 N.....	109
4.9.6	Sobre excavación contractual	109
4.9.6.1	Desarrollo de la actividad	110
4.9.6.2	Procesamiento de DTM – Imágenes en 3D	111
4.9.6.3	Generar Secciones.....	113
4.9.6.4	Exportar datos	114
4.9.6.5	Desarrollo de perfiles en AutoCAD.....	114
4.9.7	Resultados de la sobre excavación después de la implementación	117
4.10	Discusiones de resultados.....	118
4.10.1	Rediseño de los Parámetros de Perforación y Voladura.....	119
4.10.2	Influencia de la Calidad Geomecánica del Macizo Rocoso.....	120

4.10.3	Incremento en la Eficiencia del Avance Lineal	120
4.10.3.1	Factores que influyeron en el Incremento del Avance Lineal	120
4.10.3.2	Optimización de la Malla de Perforación:	121
4.10.3.3	Mejor Control en la Distribución de Energía Explosiva.....	121
4.10.3.4	Reducción en los Tiempos de Carga y Disparo de Voladura	121
4.10.3.5	Incremento en la Productividad de la Excavación	121
4.10.3.6	Implicaciones para la Seguridad y Sostenibilidad en la Minería Subterránea	122
4.10.4	Comparación con Estudios Anteriores.....	122
4.10.5	Impacto del Factor Humano en la Sobrerotura	123
CONCLUSIONES.....		124
RECOMENDACIONES		126
REFERENCIA BIBLIOGRÁFICA.....		127
ANEXOS.....		130
4.11	Anexo 1: Matriz de consistencia	130

LISTA DE FIGURAS

Figura 1 Ubicación unidad minera Cedro	18
Figura 2 Diagrama de perforación 2.4 x 2.4 y distribución de taladros estándar para la Galería.	37
Figura 3 Diagrama de perforación y voladura antes de la implementación.....	42
Figura 4 Simulación de malla con Software JK Simblast.....	43
Figura 5 Análisis de daño de Energía del explosivo	44
Figura 6 Análisis de daño.....	47
Figura 7 Relación de Poisson, Hao (2005).....	57
Figura 8 Espaciamiento entre barrenos	59
Figura 9 Valores de UCS de la Galería	60
Figura 10 Abaco de selección de sostenimiento según Q de Barton	65
Figura 11 Diagrama estereográfico de sistemas de discontinuidades en la Galería 2450 N66	
Figura 12 Diagrama de roseta	67
Figura 13 Simulación numérica de la Galería 2450 N, sostenida con Sh 2” + P. Swellex 7’	68
Figura 14 Diagrama de perforación y voladura de las pruebas desarrolladas con el Software Jk Simblast.....	79
Figura 15 Secuencia de retardos.....	80
Figura 16 Análisis caso 1	81
Figura 17 Mapa de Isócronas de Tiempo de Retardo.....	82

Figura 18 Análisis caso 2	84
Figura 19 Mapa de Isócronas de Tiempo de Retardo.....	84
Figura 20 Datos para hacer el diagrama de perforación y voladura.....	86
Figura 21 Mapa de Isócronas de Tiempo de Retardo.....	87
Figura 22 Diseño de malla de perforación sección 3.5 x 3.5 m _ 12 Pies_ Anfo	90
Figura 23 Mapa de Isócronas de Retardos	90
Figura 24 Datos para hacer el diagrama de perforación y voladura.....	91
Figura 25 Mapa de Isócronas de Tiempo de Retardo.....	91
Figura 26 Diseño de malla de perforación sección 3.5 x 3.5 m _ 12 Pies_ Anfo	92
Figura 27 Datos para hacer el diagrama de perforación y voladura.....	92
Figura 28 Mapa de Isócronas de Tiempo de Retardo.....	93
Figura 29 Mapa de Isócronas de Tiempo de Retardo.....	95
Figura 30 Procedimiento para realizar la perforación en el frente	103
Figura 31 Carguío de Explosivo.....	105
Figura 32 Sobre rotura.....	109
Figura 33 Avance topográfico de la Galería	111
Figura 34 Perfiles topográficos	112
Figura 35 Secciones (DTM).....	113
Figura 36 Exportación de data	114
Figura 37 Perfiles de las excavaciones.....	115
Figura 38 Comparación de perfiles teóricos con reales	116
Figura 39 Tabla de datos tomados en cada punto de DTM.....	117

LISTA DE TABLAS

Tabla 1	Escenario actual diseño de malla de perforación y voladura 8 x 8 Ft	35
Tabla 2	Escenario actual, datos técnicos de perforación y voladura	38
Tabla 3	Explosivos utilizados en la frente de la Galería	39
Tabla 4	Análisis de PPV con modelo matemático Holmberg and Persson	46
Tabla 5	Valores índices de juntas	49
Tabla 6	Parámetros del sistema RMR para el macizo rocoso	50
Tabla 7	Parámetros del sistema Q de Barton.....	52
Tabla 8	Resistencia a la compresión y análisis de discontinuidades.....	54
Tabla 9	Parámetros geomecánicos para diseño de voladuras.....	61
Tabla 10	Tabla de resultados	97
Tabla 11	Tabla de resultados	99
Tabla 12	Tabla de resultados	100
Tabla 13	Tiempo de estándar del ciclo de minado	106
Tabla 14	32Toma de tiempos	106
Tabla 15	Tiempos no contributorio	107
Tabla 16	Rendimiento de perforación de Frente	107
Tabla 17	Toma de tiempos	107
Tabla 18	Tiempos no contributorio	108
Tabla 19	Rendimiento de Carguío de explosivo	108
Tabla 20	Porcentaje de sobrerotura por el tamaño de sección	110

LISTA DE ANEXO

Tabla 21	Matriz de consistencia	130
-----------------	------------------------------	-----

CAPÍTULO I

I. PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

1.1 Planteamiento del problema

En las operaciones mineras subterráneas, la eficiencia en el avance lineal de galerías es un factor determinante para maximizar la productividad y reducir los costos operativos. En la Unidad Minera Cedro, la galería 2450 N enfrenta un desafío significativo debido a la sobre-rotura generada durante las actividades de perforación y voladura, lo que ha impactado negativamente tanto en el tiempo de avance como en la calidad de las labores. Este fenómeno no solo incrementa el volumen de material removido de manera no planificada, sino que también aumenta la necesidad de sostenimiento adicional, afectando directamente la eficiencia operativa (Choudhary & Bhattacharyya, 2022).

La sobrerotura, al generar un volumen excedente de material, ralentiza el avance lineal diario, un indicador clave del rendimiento en minería subterránea. Este problema aumenta la variabilidad en la eficiencia de perforación, medida por el tiempo que toma perforar y volar cada metro lineal, lo que resulta en ajustes constantes en los parámetros de voladura y perforación. En un entorno donde la precisión y la velocidad son esenciales para cumplir los objetivos de producción, estas ineficiencias se reducen considerablemente la capacidad operativa de la mina (Jiménez, 2019).

Las condiciones geomecánicas del macizo rocoso, evaluadas mediante índices como el RMR y Q, también desempeñan un papel fundamental en la aparición de la sobrerotura. Un macizo rocoso de baja calidad incrementa los requerimientos de soporte y ralentiza aún más el avance, lo que resalta la necesidad de una planificación precisa adaptada a las características geológicas del terreno (Singh & Singh, 2020).

Sin una consideración adecuada de estas condiciones, los métodos de perforación y voladura pueden no estar optimizados, agravando los problemas de sobrerotura.

El desafío que presenta la sobre-rotura en la galería 2450 N es complejo y afecta de manera crítica la eficiencia y la estabilidad de las operaciones subterráneas. Este fenómeno no solo disminuye el avance lineal, sino que incrementa la demanda de sostenimiento adicional, evidenciando una falta de precisión en los parámetros de perforación y voladura. La clave para resolver este problema radica en una mayor adaptación de los métodos operativos a las condiciones geomecánicas del macizo rocoso, cuya importancia ha sido subestimada en la planificación actual.

Además, la variabilidad en la eficiencia de perforación indica que las tecnologías y técnicas empleadas podrían estar desactualizadas o aplicadas incorrectamente. Esto no solo afecta la productividad, sino que también compromete la seguridad del personal al no garantizar una estabilidad adecuada de la estructura subterránea.

Por otro lado, el factor humano también juega un papel importante en la generación de sobrerotura. Los errores derivados de la fatiga, distracciones y falta de capacitación pueden influir en la precisión de las operaciones de perforación y voladura, lo que incrementa el volumen de material removido fuera de los límites establecidos.

1.2 Formulación del problema

1.2.1 Formulación del problema general

¿Cómo reducir la sobre-rotura en la galería 2450 N para incrementar el avance lineal y mejorar la eficiencia operativa en el programa anual de desarrollo de la Unidad Minera Cedro en 2023?

1.2.2 Formulación del problema específico

- ¿De qué manera influye la precisión de los parámetros de perforación y voladura en la reducción de la sobre-rotura en la galería 2450 N de la Unidad Minera Cedro?
- ¿Cómo afecta la calidad geomecánica del macizo rocoso en la generación de sobre-rotura y en el avance lineal de la galería 2450 N?
- ¿Qué técnicas de perforación y voladura pueden implementarse para optimizar la eficiencia del avance lineal de la sobre-rotura en la galería 2450 N?
- ¿Cómo influye el factor humano, a través de la tasa de error por turno, en la sobrerotura y la eficiencia del avance lineal en la galería 2450 N de la Unidad Minera Cedro?

1.3 Objetivos

1.3.1 Objetivo general

Reducir la sobrerotura en la galería 2450 N para incrementar el avance lineal y mejorar la eficiencia operativa en el programa anual de desarrollo de la Unidad Minera Cedro en 2023.

1.3.2 Objetivos específicos

- Evaluar cómo la precisión en los parámetros de perforación y voladura influye en la reducción de la sobre-rotura en la galería.
- Analizar el impacto de la calidad geomecánica del macizo rocoso en la generación de sobre-rotura y su efecto en el avance lineal de la galería.
- Proponer técnicas de perforación y voladura que puedan implementarse para optimizar la eficiencia del avance lineal y reducir la sobrerotura en la galería.

- Evaluar cómo el factor humano, representado por la tasa de error influye en la generación de sobre-rotura y en la eficiencia del avance lineal en la galería.

1.4 Importancia y justificación del proyecto

1.4.1 Importancia

La importancia de esta investigación radica en su contribución a la optimización de las operaciones mineras subterráneas, específicamente en la reducción de la sobrerotura en la galería 2450 N de la Unidad Minera Cedro. Este proyecto no solo busca mejorar la eficiencia operativa, sino también prioriza la seguridad estructural del macizo rocoso, beneficiando tanto a la empresa como a los trabajadores al establecer procesos más precisos y sostenibles. Según Barton (2000) y Bieniawski (1989), un diseño adecuado del método de perforación y voladura puede minimizar la sobrerotura y garantizar mayor estabilidad estructural. Además, los resultados de esta investigación pueden servir como referencia para otras operaciones mineras con características similares, fomentando la implementación de técnicas avanzadas en la minería subterránea peruana.

1.4.2 Justificación teórica

Esta investigación se sustenta teóricamente en la importancia de optimizar parámetros operativos de perforación y voladura en minería subterránea, calculando en conceptos clave como la clasificación geomecánica del macizo rocoso (RMR y Q) y la reducción de la sobrerotura. Según Brady y Brown (2004), el diseño de mallas de perforación, la cantidad de explosivos y las características geomecánicas del terreno son factores determinantes para lograr operaciones eficientes. Esta tesis integra modelos matemáticos como el método de Holmberg (Holmberg & Persson, 1980) y

simulaciones avanzadas, aportando un marco teórico robusto para guiar el análisis y la optimización operativa.

1.4.3 Justificación práctica

En el ámbito práctico, el estudio busca abordar problemas reales enfrentados en la galería 2450 N, como la disminución de la productividad debido a la sobrerotura. Según Gamarra (2019), técnicas optimizadas de perforación y voladura permiten mejorar el avance lineal y reducir los riesgos asociados a la estabilidad del macizo rocoso. Los hallazgos de esta investigación tienen aplicaciones inmediatas en la Unidad Minera Cedro y potencial para ser replicados en otras minas con condiciones similares, contribuyendo a la eficiencia y seguridad en las operaciones mineras del país.

1.4.4 Justificación metodológica

La metodología empleada combina enfoques experimentales y analíticos, utilizando datos de campo y modelos computacionales avanzados. Este enfoque asegura que los resultados sean precisos y aplicables a condiciones reales. Según Rocscience (2014), los modelos numéricos, como el método de elementos finitos (FEM), son herramientas valiosas para predecir y optimizar parámetros operativos en minería subterránea. La integración de técnicas experimentales, como el análisis de mallas de perforación con simulaciones en JKSImblast, refuerza la confiabilidad de los hallazgos y ofrece un método replicable para resolver problemas similares.

1.5 Alcance y limitaciones

1.5.1 Alcance

El alcance de esta investigación se centra en la optimización de parámetros operativos en la galería 2450 N de la Unidad Minera Cedro durante el año 2023. Incluye el análisis de variables críticas como la sobrerotura, la calidad geomecánica

del macizo rocoso y el diseño de mallas de perforación. Según Bieniawski (1989), la caracterización geomecánica del macizo es clave para el diseño de excavaciones subterráneas eficientes. Aunque los resultados están limitados a las condiciones específicas de esta mina, pueden extrapolarse a contextos similares bajo ciertas adaptaciones.

1.5.2 Limitaciones

Condiciones Geomecánicas: La variabilidad del macizo rocoso podría limitar la generalización de los resultados a otras zonas (Barton et al., 1974).

Disponibilidad de Recursos: El uso de simulaciones avanzadas y pruebas de campo depende de la disponibilidad de herramientas y recursos tecnológicos (Itasca, 2013).

CAPÍTULO II

II. MARCO TEÓRICO

2.1 Antecedentes de la investigación

Ramírez, J. (2021). “Optimización del avance lineal en galerías subterráneas mediante técnicas avanzadas de perforación en la mina Huachocolpa, Perú” (Tesis de licenciatura, Universidad Nacional de Ingeniería). La investigación se centra en mejorar el avance lineal en la mina subterránea Huachocolpa, ubicada en la región de Huancavelica. La tesis aborda los desafíos operativos relacionados con la eficiencia de perforación y la incidencia de sobre-rotura en las galerías subterráneas. El objetivo principal es optimizar el avance lineal en las galerías subterráneas de la mina Huachocolpa mediante la implementación de técnicas avanzadas de perforación. Se busca correlacionar estas técnicas con la reducción de sobre-rotura y el incremento en los metros lineales avanzados por día. La investigación utilizó un enfoque cuantitativo, con pruebas de campo realizadas en diferentes secciones de la mina. Se implementaron técnicas de perforación optimizadas y se midió el impacto en la sobre-rotura y el avance lineal. Los datos fueron analizados estadísticamente para determinar la eficacia de las técnicas empleadas. La tesis se organiza en capítulos que incluyen una revisión de la literatura sobre técnicas de perforación subterránea, la metodología de campo utilizada, los resultados de las pruebas y un análisis detallado de los indicadores de sobre-rotura y avance lineal. Se presenta una comparación entre las técnicas tradicionales y las técnicas optimizadas. La investigación concluye que la implementación de técnicas de perforación avanzadas, como la perforación de taladros más largos y el uso de explosivos de precisión, reduce la sobre-rotura en un 30% y aumenta el avance lineal en un 25%. Se recomienda la adopción de estas técnicas en todas las galerías de la mina Huachocolpa.

González, A. M. (2020). “Evaluación de la eficiencia de voladura para la reducción de sobre-rotura en la mina subterránea San Ignacio, Cajamarca” (Tesis de licenciatura, Universidad Nacional de Cajamarca). Esta tesis se centra en la evaluación de la eficiencia de voladura en la mina subterránea San Ignacio. El estudio se enfoca en cómo la optimización de los parámetros de voladura puede reducir la sobre-rotura y mejorar la eficiencia operativa. El objetivo es optimizar los parámetros de voladura en la mina San Ignacio para reducir la sobre-rotura y mejorar el avance lineal. Se pretende correlacionar el ajuste en la cantidad de explosivo y el diseño de la malla de perforación con la reducción de sobre-rotura y el incremento en los metros lineales avanzados por día. La metodología empleada fue experimental, con un enfoque cuantitativo. Se realizaron voladuras controladas con diferentes configuraciones de parámetros en varias secciones de la mina. Los resultados fueron analizados utilizando modelos estadísticos para identificar la configuración óptima de voladura. El cuerpo de la tesis incluye capítulos que cubren la revisión de literatura, la metodología experimental, los resultados obtenidos de las voladuras controladas y el análisis de los datos. Se presentan gráficos y tablas que muestran la relación entre los parámetros de voladura y los indicadores de sobre-rotura y avance lineal. La investigación concluye que un ajuste preciso en los parámetros de voladura puede reducir la sobre-rotura en un 35% y aumentar el avance lineal en un 20%. Se recomienda la implementación de estas configuraciones en las operaciones diarias de la mina San Ignacio.

Reyes, L. A. (2019). “Impacto de la calidad geomecánica del macizo rocoso en la eficiencia de perforación”: Un estudio en la mina subterránea Atacocha, Pasco, Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión. La investigación explora la relación entre la calidad geomecánica del macizo rocoso y la eficiencia de perforación en la mina subterránea Atacocha, ubicada en la región de Pasco. El objetivo es evaluar cómo

la calidad geomecánica del macizo rocoso, medida a través de los índices RMR y Q, afecta la eficiencia de perforación en la mina Atacocha. Se busca establecer una correlación entre estos índices y el tiempo requerido para perforar un metro lineal, medido en horas por metro perforado. La investigación se llevó a cabo utilizando un enfoque cuantitativo y experimental. Se realizaron perforaciones en diferentes zonas de la mina, seleccionadas según su calidad geomecánica, y se midió la eficiencia de perforación en cada una de ellas. Los datos fueron analizados estadísticamente para identificar patrones y correlaciones. El cuerpo de la tesis está estructurado en capítulos que incluyen una revisión de literatura sobre geomecánica y perforación, una descripción detallada de la metodología utilizada, los resultados obtenidos de las pruebas de perforación, y el análisis de la relación entre la calidad geomecánica y la eficiencia operativa. La tesis concluye que la calidad geomecánica del macizo rocoso tiene un impacto significativo en la eficiencia de perforación. Las zonas con mejores índices RMR y Q permiten una perforación más rápida y eficiente, mientras que las zonas con menor calidad geomecánica requieren ajustes en las técnicas de perforación para mantener la eficiencia. Se recomienda una evaluación geomecánica continua para optimizar las operaciones de perforación en la mina Atacocha.

Castro, J. (2021). Optimización de la perforación en túneles de mina subterránea mediante el uso de técnicas de perforación de alta precisión: Caso de estudio en la mina Julcani, Huancavelica. El objetivo es optimizar la perforación en túneles de la mina Julcani mediante la implementación de técnicas de perforación de alta precisión. Se busca mejorar el avance lineal y reducir la sobre-rotura, correlacionando la precisión de perforación con los resultados operativos, como el incremento de metros lineales avanzados por día y la reducción de sobre-rotura. La metodología utilizada fue experimental, con un enfoque cuantitativo. Se implementaron técnicas de perforación

de alta precisión en varias secciones de la Galería 2450 N de la mina y se midió el impacto en el avance lineal y la sobre-rotura. Los resultados fueron analizados estadísticamente para evaluar la efectividad de las técnicas. La tesis está organizada en capítulos que abordan la revisión de literatura sobre técnicas de perforación, la metodología empleada, los resultados de las pruebas de perforación en túneles, y el análisis de los datos obtenidos. Se incluye una comparación entre las técnicas de perforación tradicionales y las de alta precisión. La investigación concluye que la implementación de técnicas de perforación de alta precisión en la mina Julcani mejora significativamente el avance lineal en un 30% y reduce la sobre-rotura en un 25%.

Araya (2018), en su tesis titulada “Evaluación de la metodología Roger Holmberg para el diseño de túneles mineros”, para optar al título de Ingeniero Civil en Minas. Se centró en evaluar la aplicabilidad y eficacia de la metodología de Roger Holmberg para el diseño de túneles mineros, comparándolo con otras metodologías y examinando su viabilidad y rendimiento en el diseño de túneles. La metodología empleada en la investigación incluyó un exhaustivo análisis teórico acompañado de estudios de caso y evaluaciones prácticas para determinar la eficacia de la metodología Holmberg en diversas condiciones geológicas y de diseño. Araya Arrio concluyó que la metodología de Roger Holmberg, al ser aplicada correctamente, resulta en un diseño de túnel eficiente, optimizando tanto la seguridad como el costo y el tiempo de excavación. Esta conclusión destaca la relevancia de adaptar y personalizar las técnicas de diseño de túneles a las características específicas de cada proyecto, subrayando la importancia de la selección metodológica en la ingeniería minera subterránea.

Puma y Llerena (2021), en su tesis “Optimización del proceso de Perforación y Voladura en una mina dedicada a la extracción metálica a pequeña escala en la comunidad La Fortuna, Ponce Enríquez”, para obtener el título de Ingeniero de Minas

por la Escuela Superior Politécnica del Litoral. Su objetivo principal fue optimizar el avance de los frentes de explotación excavados mediante perforación y voladura. Emplearon una metodología rigurosa para optimizar el proceso de perforación y voladura en la mina La Fortuna. Este enfoque comenzó con la caracterización geomecánica del macizo rocoso, esencial para comprender las condiciones de trabajo y seleccionar adecuadamente las técnicas de perforación y voladura. Utilizaron el método de Holmberg para diseñar la malla de perforación, ajustando los patrones de perforación según las propiedades mecánicas y estructurales del terreno. Logrando un avance significativo del 97.03%, Este estudio concluyó la importancia de aplicar una adecuada malla de perforación para alcanzar un avance eficiente y destacó el valor de combinar el conocimiento empírico minero con técnicas de optimización modernas para mejorar los resultados operativos en la minería a pequeña escala.

Romero y Villanueva (2022), en su tesis titulada “Optimización de la producción en la concesión minera Nueva Esperanza en base a un adecuado diseño de malla de voladura para galerías y túneles de acceso mediante la utilización de modelo matemático de Holmberg”, para optar al grado de Ingeniero de Minas. Se propusieron como objetivo principal optimizar la producción en la mencionada concesión minera a través de la mejora en la gráfica de malla de perforación usando el modelo matemático de Holmberg. La investigación se caracterizó por su enfoque mixto, integrando tanto el análisis cualitativo como cuantitativo a través de la recolección de datos en campo y su posterior desarrollo en laboratorio, empleando el modelo matemático en cuestión. Esta se llevó a cabo en la Minera Artesanal Nueva Esperanza, situada en el departamento de Arequipa, provincia de Arequipa, en el distrito de Vitor, destacando por su extensión de 200 hectáreas y la explotación principal de vetas de oro. La metodología aplicada incluyó un estudio geomecánico para determinar la

calidad de la roca, lo que permitió diseñar una nueva malla de perforación que difiere significativamente de la empleada empíricamente, con el propósito de mejorar el avance de la minería y el factor de seguridad en galerías y túneles de acceso. Los resultados obtenidos confirmaron la hipótesis planteada, demostrando una optimización en la producción gracias a la aplicación del modelo de Holmberg, lo cual representa un aporte significativo para futuras investigaciones y prácticas mineras enfocadas en la optimización de procesos a través de modelos matemáticos.

Gamarra (2019), en su tesis titulada "Método de Holmberg para optimizar perforación y voladura en la galería 539 de la Unidad Minera Agromin La Bonita S.A.C", presentada para optar al título profesional de Ingeniero de Minas en la Universidad Nacional del Centro del Perú, Huancayo, Perú. Este estudio aplicado y experimental se centró en optimizar el proceso de perforación y voladura en la galería 539 de la mencionada unidad minera, empleando el modelo matemático de Holmberg. La metodología incluyó el análisis de la distribución y dimensionamiento de los taladros para reducir los costos operativos y aumentar la eficiencia en la fragmentación del mineral. Se observó una mejora en la eficiencia de la voladura y en el avance de la galería. Además, se consiguió un aumento del 15.4% en las toneladas métricas de mineral roto por disparo, equivalente a 1.83 toneladas adicionales a favor de la empresa. Este estudio proporciona una valiosa contribución al campo de la ingeniería de minas, demostrando la importancia de aplicar modelos matemáticos en la optimización de procesos de perforación y voladura.

Luciano (2019), en su tesis "Diseño de la malla de perforación y voladura aplicando el método Holmberg para optimizar costos en la construcción de la rampa (+) 995 de la Cía. AC. Agregados S.A.C. – 2018", presentada para obtener el título profesional de Ingeniero de Minas en la Universidad Nacional Santiago Antúnez de Mayolo, Perú,

abordó la optimización en la construcción de una rampa minera. Este estudio aplicado se centró en la aplicación del método Holmberg para el diseño de la malla de perforación y voladura. A través de una metodología que incluyó el análisis de las operaciones unitarias de perforación y voladura de rocas, así como las características físicas, químicas y mecánicas de las rocas, el estudio logró concluir que mediante el diseño de la malla de perforación y voladura propuesto, se optimizaron la construcción de la rampa, demostrando la eficacia del método Holmberg en la práctica minera para la optimización de procesos.

Badilla y Rodríguez (2019) Título de la investigación "Factores Humanos y su Relación con la Seguridad en Minería Subterránea: Análisis de Incidentes y Propuestas de Mejora" Este estudio se centró en investigar la relación entre los factores humanos, como la fatiga, las distracciones y la falta de capacitación, y los incidentes de seguridad en minas subterráneas. El objetivo fue identificar los principales factores humanos que contribuyen a los incidentes operativos y proponer medidas de mitigación para reducir su impacto en la seguridad. Se adoptó un enfoque cualitativo, utilizando entrevistas a trabajadores y supervisores de minas, así como la revisión de informes de incidentes para identificar patrones comunes en los errores operativos. El estudio describió casos de incidentes causados por la fatiga extrema en trabajadores expuestos a largas jornadas laborales. Además, se analizaron cómo las distracciones, como el ruido y las interrupciones durante las operaciones, afectaban la precisión en las tareas críticas como la perforación y voladura. Finalmente, se evaluó la efectividad de los programas de capacitación y cómo la falta de formación adecuada incrementaba la propensión a errores. Se concluyó que la fatiga y las distracciones son los factores más influyentes en los incidentes operativos en minas subterráneas. Los autores recomendaron implementar turnos más cortos, programas de bienestar para trabajadores y mejorar la

calidad de la capacitación, además de proponer el uso de tecnologías para automatizar ciertas tareas repetitivas, reduciendo así el impacto del factor humano en los errores operacionales.

Sverdrup y Blanchard (2018) Título del libro "Factores humanos en la minería subterránea: impactos en la seguridad y la productividad". Este libro ofrece una visión exhaustiva de cómo los factores humanos afectan tanto la seguridad como la productividad en operaciones de minería subterránea. El objetivo principal fue analizar cómo el estrés, la fatiga y la falta de experiencia impactan en el desempeño de los trabajadores mineros, y cómo estos factores contribuyen a errores operativos y riesgos de seguridad. Sverdrup y Blanchard realizaron estudios de campo en varias minas subterráneas, utilizando observaciones y cuestionarios para recolectar datos sobre la fatiga, el estrés y la experiencia de los trabajadores. Los autores analizaron estos datos cualitativos y cuantitativos para identificar correlaciones entre los factores humanos y los incidentes operacionales. El libro se estructura en tres secciones principales. La primera trata sobre los factores psicológicos que afectan el desempeño, como la fatiga y el estrés. La segunda sección analiza los errores operacionales más comunes en la minería subterránea, mientras que la tercera parte del libro se centra en estrategias para mejorar la capacitación de los empleados y reducir el impacto de los factores humanos. Se concluye que la fatiga y la falta de experiencia son las principales causas de errores operacionales en la minería subterránea. Los autores recomiendan implementar programas de capacitación más extensos, además de la adopción de estrategias de gestión del estrés y el bienestar para mejorar tanto la seguridad como la eficiencia en las operaciones mineras.

Estudio de Langridge y Turnbull (2020) "Operaciones mineras y factores humanos: un enfoque de sistemas para mejorar la excavación subterránea". Este estudio adoptó

un enfoque sistémico para mejorar las operaciones mineras subterráneas mediante la optimización de los factores humanos, como la ergonomía y la colaboración en equipo. Desarrollar un marco que integre los factores humanos en las estrategias operativas de las minas para mejorar tanto la seguridad como la productividad. Los autores realizaron estudios de caso en varias minas subterráneas, utilizando encuestas para evaluar la percepción de los trabajadores sobre las condiciones de trabajo y el impacto de la ergonomía en su desempeño. También analizaron la comunicación entre los diferentes equipos operativos. El estudio se enfocó en la ergonomía del entorno de trabajo, identificando cómo las malas posturas y el uso inadecuado de equipos contribuyen a los errores operacionales. También se discutió la importancia de una comunicación efectiva entre los equipos de trabajo y cómo la mejora en este aspecto puede reducir los errores humanos. Se propusieron diversas mejoras en la organización del trabajo y en las condiciones ergonómicas. Langridge y Turnbull concluyeron que mejorar la ergonomía y la comunicación entre los equipos reduce significativamente los errores humanos y aumenta la eficiencia operativa. Recomendaron la implementación de un sistema integrado de gestión de factores humanos, que incluirá la reducción de la jornada laboral y la mejora de los equipos utilizados en las operaciones mineras subterráneas.

2.2 Bases teóricas

2.2.1 Antecedentes de la empresa

La Unidad Minera Cedro, ha consolidado su posición como una de las principales productoras de oro en Perú, gracias a su enfoque en la eficiencia operativa y la gestión ambiental responsable. Con más de cuatro décadas de experiencia, la empresa ha desarrollado un modelo de negocio que combina innovación tecnológica con un profundo compromiso con las comunidades locales y el medio ambiente. Esta

combinación ha permitido a Poderosa no solo incrementar su producción de manera sostenible, sino también contribuir significativamente al desarrollo económico de la región de La Libertad (Poderosa, 2022).

En su trayectoria, Poderosa ha implementado estándares internacionales de minería, lo que ha fortalecido su capacidad para operar en un entorno altamente regulado y competitivo. Esto incluye la adopción de tecnologías de última generación en sus procesos de extracción y procesamiento de minerales, lo que ha resultado en una mejora constante en la eficiencia y en la reducción de su huella ambiental. Además, la empresa ha sido pionera en la implementación de programas de responsabilidad social, lo que le ha permitido mantener una relación armoniosa con las comunidades locales (Poderosa, 2022).

2.2.2 Ubicación y Accesibilidad

La Unidad Minera Cedro está estratégicamente ubicada en la región de La Libertad, en la provincia de Pataz, una zona montañosa caracterizada por su difícil acceso. Sin embargo, esta geografía desafiante ha sido superada a través del desarrollo de una infraestructura robusta, que incluye caminos de acceso bien mantenidos y sistemas de transporte eficientes que facilitan la logística diaria. Esta infraestructura es esencial para la continuidad operativa, especialmente en una industria donde el tiempo y la capacidad de respuesta son críticos para el éxito (Poderosa, 2022).

El acceso a la mina, aunque complicado, ha sido mejorado mediante la implementación de vías internas que permiten la movilización de equipos pesados y personal a través del terreno montañoso. Estas mejoras no solo han reducido los tiempos de transporte, sino que también han aumentado la seguridad en el acceso, lo que es vital para la operación diaria y el bienestar de los trabajadores. La ubicación

también permite un acceso relativamente cercano a puertos y centros logísticos importantes, lo que facilita la exportación de minerales (INEI, 2022).

Figura 1

Ubicación unidad minera Cedro



Nota. Ubicación geográfica de la mina Cedro en la provincia de Pataz, región La Libertad

2.2.3 Clima y Vegetación

La operación minera de Poderosa se desarrolla en un entorno climático típico de las zonas altoandinas, caracterizado por un clima templado a frío, con temperaturas que oscilan considerablemente entre el día y la noche. Esta variabilidad térmica, junto con una estación de lluvias que se extiende desde diciembre hasta marzo, presenta desafíos significativos para las operaciones mineras, especialmente en lo que respecta a la estabilidad del terreno y la planificación de las actividades de extracción (INEI, 2022).

El clima no solo influye en la operación minera, sino también en la vegetación predominante, que está compuesta principalmente por pastizales y arbustos típicos de la región andina. Este tipo de vegetación es resistente a las condiciones extremas, pero

también requiere un manejo ambiental cuidadoso para evitar la degradación del suelo y la pérdida de biodiversidad. La gestión de estos factores climáticos y ecológicos es crucial para garantizar la sostenibilidad de las operaciones mineras a largo plazo (INEI, 2022).

2.2.4 Fisiografía y Recursos

La región donde opera la Compañía Minera Poderosa S.A. se caracteriza por una fisiografía montañosa con altitudes superiores a los 3,000 metros sobre el nivel del mar. Esta topografía accidentada presenta desafíos significativos para el diseño y ejecución de operaciones mineras, especialmente en términos de acceso, perforación y sostenimiento de túneles. Sin embargo, esta misma geografía es rica en recursos minerales, particularmente en depósitos de oro, lo que ha motivado la intensificación de las actividades mineras en la región (Poderosa, 2022).

La riqueza en recursos minerales de la zona ha sido un factor determinante para el desarrollo económico de la región, impulsando no solo la minería, sino también otras actividades relacionadas, como el comercio y los servicios. La empresa ha implementado tecnologías avanzadas para maximizar la extracción de estos recursos, asegurando al mismo tiempo la sostenibilidad y minimización del impacto ambiental. La combinación de estos factores convierte a la región de Pataz en un área clave para la minería en Perú, con un potencial significativo para seguir desarrollándose en el futuro.

2.2.5 Minería subterránea

Las bases teóricas de una investigación son fundamentales para contextualizar el estudio, proporcionar un marco conceptual y guiar el análisis de los datos. A continuación, se desarrollan las bases teóricas en relación con las variables e

indicadores clave de la investigación sobre la optimización del avance lineal y la reducción de sobre-rotura en operaciones de minería subterránea.

2.2.5.1 Perforación y Voladura en Minería Subterránea

La perforación y voladura son procesos críticos en la minería subterránea, utilizados para fragmentar el macizo rocoso y facilitar la extracción de minerales. La eficiencia de estos procesos depende de varios factores, como el diseño de la malla de perforación, la cantidad y tipo de explosivo utilizado, y las características geomecánicas del terreno. Según Jimeno et al. (1995), el diseño adecuado de la malla de perforación y el control de la energía liberada durante la voladura son esenciales para minimizar la sobre-rotura y maximizar el avance lineal. La sobre-rotura se refiere a la fracturación excesiva del macizo rocoso más allá del límite deseado, lo que no solo aumenta los costos operativos debido a la necesidad de sostenimiento adicional, sino que también reduce la eficiencia de la operación (Smith, 2012).

2.2.5.2 Sobre-rotura Impacto en la Eficiencia Operativa

La sobre-rotura es uno de los principales problemas en las operaciones de voladura en minería subterránea. Este fenómeno ocurre cuando la energía de la voladura excede lo necesario para fracturar el material objetivo, causando daños en el macizo rocoso circundante. La sobre-rotura no solo aumenta los costos operativos al requerir más sostenimiento y limpieza, sino que también puede comprometer la estabilidad de la Galería 2450 N o galería (Barton, 2000). Diversos estudios han demostrado que la optimización de los parámetros de voladura, como la cantidad de explosivo y el espaciamiento entre taladros, puede reducir significativamente la sobre-rotura y mejorar la eficiencia operativa (Brady & Brown, 2004).

Calidad Geomecánica del Macizo Rocosos

La calidad geomecánica del macizo rocoso es un factor determinante en la eficiencia de las operaciones de perforación y voladura. Los índices RMR (Rock Mass Rating) y Q son los sistemas de clasificación geomecánica más utilizados para evaluar la calidad del macizo rocoso. El índice RMR, desarrollado por Bieniawski (1989), clasifica el macizo rocoso en función de varios parámetros, como la resistencia a la compresión uniaxial de la roca, la condición de las discontinuidades, y la influencia del agua subterránea. Por otro lado, el sistema Q, propuesto por Barton et al. (1974), evalúa la calidad del macizo rocoso basándose en la rugosidad y separación de las discontinuidades, entre otros factores. Una alta calidad del macizo rocoso generalmente facilita una perforación más eficiente y un menor riesgo de sobre-rotura (Hoek & Brown, 1997).

2.2.5.3 Optimización del Avance Lineal

El avance lineal en operaciones subterráneas es una medida de la eficiencia con la que se avanza en la excavación de túneles o galerías. Este indicador es crucial para la planificación y ejecución de proyectos mineros, ya que un mayor avance lineal permite un acceso más rápido a los recursos minerales y una reducción en los costos de desarrollo (Gertsch, 2000). La optimización del avance lineal depende de varios factores, incluyendo la selección de técnicas de perforación, el control de los parámetros de voladura, y la calidad del macizo rocoso. Según Jara (2005), la implementación de técnicas avanzadas de perforación, como la perforación con equipos de precisión y el uso de explosivos controlados, puede aumentar significativamente el avance lineal y reducir los tiempos de ciclo en las operaciones subterráneas.

2.2.5.4 Modelos de Simulación en Minería Subterránea

El uso de modelos de simulación para predecir los resultados de las operaciones de perforación y voladura es una herramienta valiosa en la minería subterránea. Estos modelos permiten simular diferentes escenarios y evaluar el impacto de variables como el diseño de la malla de perforación, el tipo de explosivo, y las características geomecánicas del terreno en el avance lineal y la sobre-rotura (Rocscience, 2014). Los modelos numéricos, como el método de elementos finitos (FEM) y el método de elementos discretos (DEM), son ampliamente utilizados para analizar la respuesta del macizo rocoso a las voladuras y optimizar el diseño de las operaciones (Itasca, 2013).

2.2.5.5 Factores Humanos en la Minería

Los factores humanos en el contexto de la minería subterránea se refieren a las interacciones entre los trabajadores y su entorno laboral, incluidos los aspectos físicos, psicológicos y sociales que influyen en su desempeño. El error humano es asociado identificado como un factor determinante en incidentes operacionales y de seguridad en la minería subterránea, ya que el entorno hostil, las largas jornadas laborales y las condiciones físicas extremas aumentan la posibilidad de fallas humanas.

Los estudios, como el de Badilla y Rodríguez (2019), subrayan la importancia de comprender cómo la fatiga, las distracciones y la falta de capacitación afectan la seguridad y la eficiencia. La minería subterránea, debido a sus condiciones desafiantes, es particularmente vulnerable a los errores humanos, que se ven exacerbados por factores como la mala ergonomía, la falta de comunicación efectiva entre los equipos, y la presión psicológica asociada con los riesgos propios de este tipo de trabajo.

2.2.5.6 Impacto de los Factores Humanos en la Sobrerotura y Avance

Lineal

La sobrerotura, un problema común en las excavaciones subterráneas, puede estar directamente influenciada por los factores humanos. Los errores en la ejecución de perforaciones o voladuras debido a la fatiga o la falta de atención pueden resultar en la extracción de material no planificado, lo que afecta tanto la seguridad como la eficiencia de las operaciones.

Los estudios revisados coinciden en que la gestión adecuada de los factores humanos, como la fatiga, distracciones y la capacitación, es crucial para reducir la sobrerotura y optimizar el avance lineal en las excavaciones subterráneas.

2.2.6 Definición de términos

1. **Avance Lineal:** Es la medida de la longitud de túnel o galería excavada por unidad de tiempo, generalmente expresada en metros por día. Este indicador es crucial en la minería subterránea, ya que refleja la eficiencia de la excavación y el progreso del proyecto (Gertsch, 2000).
2. **Sobre-rotura:** Se refiere al exceso de material removido o fracturado durante el proceso de voladura más allá del límite deseado. La sobre-rotura puede comprometer la estabilidad de la estructura y aumentar los costos operativos debido a la necesidad de mayor sostenimiento (Smith, 2012).
3. **Perforación:** Es el proceso de crear agujeros en el macizo rocoso para alojar explosivos que se utilizarán en la voladura. La eficiencia de la perforación depende de varios factores, como la calidad de la broca y las propiedades del macizo rocoso (Jimeno, Jimeno, & Carcedo, 1995).
4. **Voladura:** Es el proceso de fragmentación del macizo rocoso mediante el uso de explosivos. Los parámetros de voladura, como la cantidad de

explosivo y el diseño de la malla, son esenciales para controlar la fragmentación y minimizar la sobre-rotura (Brady & Brown, 2004).

5. **Malla de Perforación:** Es el patrón de distribución de los taladros en una superficie, diseñado para optimizar la fragmentación del macizo rocoso y minimizar la sobre-rotura (Jimeno, Jimeno, & Carcedo, 1995).
6. **Calidad Geomecánica del Macizo Rocos:** Es la clasificación de la resistencia y estabilidad del macizo rocoso, evaluada mediante sistemas como el RMR (Rock Mass Rating) y el índice Q. Esta calidad influye en la selección de técnicas de perforación y voladura, y en la necesidad de sostenimiento en el túnel (Bieniawski, 1989; Barton et al., 1974).
7. **RMR (Rock Mass Rating):** Es un sistema de clasificación geomecánica del macizo rocoso que se basa en varios parámetros, incluyendo la resistencia de la roca, la condición de las discontinuidades, y la influencia del agua subterránea (Bieniawski, 1989).
8. **Índice Q:** Es un sistema de clasificación del macizo rocoso basado en parámetros como la rugosidad de las discontinuidades, la separación entre ellas, y las condiciones del terreno (Barton et al., 1974).
9. **Sostenimiento:** Conjunto de estructuras y técnicas utilizadas para mantener la estabilidad de un túnel o galería después de su excavación. Incluye el uso de pernos, mallas metálicas, y otros elementos que previenen el colapso (Hoek & Brown, 1997).

CAPÍTULO III

III. MATERIALES Y MÉTODOS

3.1 Diseño metodológico

En este apartado se describe el enfoque metodológico adoptado para analizar la problemática estudiada, considerando las estrategias y técnicas empleadas.

3.1.1 Tipo de investigación

Este estudio cualitativo tiene un enfoque exploratorio-descriptivo, el cual busca analizar la reducción de la sobre rotura involucrado el factor humano, expresado en términos de fatiga, distracciones y falta de capacitación y la eficiencia del avance lineal en la galería 2450 N de la Unidad Minera Cedro. El enfoque exploratorio permite profundizar en la comprensión del fenómeno a partir de las vivencias y percepciones de los trabajadores, quienes desempeñan un papel crucial en la operación de excavaciones subterráneas (Creswell, 2014).

3.1.2 Nivel de Investigación

Nivel descriptivo busca describir detalladamente todas las variables de la sobre rotura y las experiencias de los trabajadores y supervisores en relación con cómo los factores humanos, como la fatiga, las distracciones y la falta de capacitación, afectan la sobrerotura y el avance lineal en la galería 2450 N. El enfoque descriptivo permite proporcionar un retrato detallado del fenómeno, ofreciendo una comprensión de los elementos que influyen en los errores operacionales y cómo estos factores interactúan en el entorno minero (Hernández, Fernández y Baptista, 2014).

Además de describir, el estudio también tiene un nivel explicativo, ya que busca explicar las relaciones entre las variables independientes y sus efectos sobre las variables dependientes (sobrerotura y eficiencia del avance lineal). Este nivel es importante para entender las causas detrás de los errores operacionales y cómo estos

factores humanos conducen a resultados operacionales negativos, como la sobrerotura no planificada.

3.1.3 Diseño de investigación

El diseño de esta investigación cuantitativa, de enfoque no experimental, se centra en analizar la sobrerotura de la galería 2450 N de la Unidad Minera Cedro. Este enfoque permite evaluar el impacto de estas condiciones en la eficiencia operativa y en la calidad del proceso de avance lineal dentro de las operaciones subterráneas, manteniendo las variables en su estado natural para garantizar la objetividad.

a) Población

La población está conformada por 100 metros lineales de avance en la galería 2450 N de la Unidad Minera Cedro. Estos 100 metros de avance representan el universo de la investigación, ya que incluyen las condiciones en las que se está generando la sobrerotura y el progreso de las actividades.

La población objetivo incluye a los trabajadores operativos (perforadores, voladores y técnicos de campo) y supervisores de la Unidad Minera Cedro. La selección de la muestra será intencionada (o no probabilística), eligiendo a aquellos individuos que puedan proporcionar información detallada y pertinente sobre los factores humanos que afectan sus trabajos cotidianos. La muestra estará compuesta por 3 participantes, suficientes para garantizar una diversidad de perspectivas sin perder profundidad en el análisis (Hernández et al., 2014).

b) Muestra

Para seleccionar la muestra representativa, utilizaremos la fórmula de muestra finita.

$$n = \frac{n \cdot Z^2 \cdot p \cdot q}{(e^2 \cdot (N - 1)) + (Z^2 \cdot p \cdot q)}$$

Dónde:

n = Tamaño de la muestra.

N = Tamaño de la población (100 metros lineales).

Z = Nivel de confianza (95% → Z = 1,96).

p = Probabilidad de éxito (0,5).

q = Probabilidad de fracaso (0,5).

e = Margen de error aceptado (5% → 0,05).

Aplicando la fórmula:

$$n = \frac{100 * 1.96^2 * 0.5 * 0.5}{(0.05^2 * (100 - 1)) + (1.96^2 * 0.5 * 0.5)} = 79.2$$

Se seleccionarán 80 metros lineales de avance en la galería 2450 N de manera aleatoria y representativa para llevar a cabo la investigación.

c) Unidad de análisis.

La unidad de análisis de este estudio comprende 8 frentes perforados y volados realizadas en la galería 2450 N de la Unidad Minera Cedro. De acuerdo con Hurtado de Barrera (2008), la unidad de análisis en una investigación se define como los bloques o segmentos de información seleccionados como objeto de estudio, sobre los cuales se aplican criterios específicos de análisis.

3.1.4 Técnicas e instrumentos de recolección de datos

Técnicas: Observación directa en campo: Para medir el avance lineal, el volumen de sobrerotura y las condiciones del macizo rocoso.

Revisión documental: Revisión de los informes técnicos de perforación y voladura anteriores en la galería 2450 N.

Instrumentos: Medidor láser: Para registrar los metros lineales avanzados por cada sección de la galería.

Software de modelado geotécnico: Para evaluar las características geomecánicas del macizo rocoso.

Cuestionarios técnicos: Dirigidos a ingenieros de mina para recabar información sobre los parámetros de perforación y voladura utilizados.

3.1.5 Técnicas de Procesamiento y Análisis de Datos:

Procesamiento de datos: Los datos recolectados (avance lineal, volumen de sobrerotura, parámetros de perforación y voladura) se ingresarán en una base de datos en Microsoft Excel.

Se utilizará software especializado como AutoCAD para analizar las características del macizo rocoso y su relación con la sobre-rotura.

Análisis de datos: Estadística descriptiva: Para analizar el comportamiento de las variables principales (avance lineal, sobrerotura, condiciones del macizo rocoso).

Correlación de Pearson: Para evaluar la relación entre los parámetros de perforación y voladura, la calidad del macizo rocoso y la sobrerotura.

Regresión lineal: Para identificar el impacto de las variables independientes (precisión de los parámetros, calidad geomecánica, técnicas avanzadas) sobre la variable dependiente (sobre-rotura y avance lineal).

Entrevistas Semiestructuradas: Esta técnica cualitativa permite obtener información detallada directamente de los participantes, basada en su experiencia personal y profesional.

Instrumentos:

Notas de campo: Complementarán la grabación de audio y permitirán al investigador anotar observaciones no verbales o detalles que no queden reflejados en la grabación.

Justificación: Las entrevistas semiestructuradas permiten información rica y detallada, ya que los trabajadores pueden compartir sus experiencias de forma libre y

reflexiva, lo que es esencial para comprender el impacto de los factores humanos en la minería (Creswell, 2014).

3.2 Hipótesis

3.2.1 Formulación de hipótesis general

La reducción de la sobre-rotura en la galería 2450 N mediante la optimización de los parámetros de perforación y voladura, adaptadas a las condiciones geomecánicas del macizo rocoso de la Unidad. Minera Cedro en 2023.

3.2.2 Formulación de hipótesis específicas

- La precisión en los parámetros de perforación y voladura tiene un impacto significativo en la reducción de la sobrerotura en la galería 2450 N de la Unidad Minera Cedro.
- La calidad geomecánica del macizo rocoso afecta directamente la generación de sobre-rotura y, por lo tanto, el avance lineal en la galería 2450 N.
- La implementación de técnicas avanzadas de perforación y voladura optimizará la eficiencia del avance lineal y reducirá la sobrerotura en la galería 2450 N.
- El factor humano influye directamente en la sobrerotura y disminuye la eficiencia del avance lineal en la galería 2450 N.

3.2.3 Variables e indicadores

3.2.3.1 Variable dependiente

Condiciones de Perforación y Voladura

La variable independiente en esta investigación se refiere a los parámetros operativos de perforación y voladura, los cuales son manipulables y tienen un impacto directo en el comportamiento del proceso de excavación, la sobrerotura y el avance

lineal en minería subterránea. Los ajustes realizados en los parámetros de perforación y voladura son claves para lograr la optimización de la fragmentación y mejorar la eficiencia operativa.

3.2.3.2 Indicadores de la Variable Independiente

Burden y Espaciamiento de Perforación

Carga (m): Distancia entre los taladros de perforación a lo largo del perfil de voladura. Su ajuste impacta directamente en la fragmentación y la distribución de energía explosiva.

Espaciamiento de los taladros (m): Determina la densidad de los orificios de perforación y el patrón de voladura. Un espaciado adecuado asegura una mayor eficiencia de la voladura.

Valores del Indicador: Reducción de la carga a 0,75 m y el espaciamiento a 1,0 m

Tipo y carga de explosivos

Carga de explosivos (kg/m): Cantidad de explosivos utilizados por metro de voladura. El ajuste adecuado de la carga mejora la fragmentación de la roca y reduce la sobrerotura.

Tipo de explosivo: Utilización de emulsiones encartuchadas de alta densidad y detonadores electrónicos para mejorar la precisión de la detonación.

Secuencia de Detonación y Retardo

Secuencia de detonación: El orden en el que se detonan los taladros de perforación afecta la liberación de energía y la distribución de esfuerzos en el macizo rocoso.

Retardos en la detonación (ms): El uso de detonadores electrónicos con precisión de 1 ms permite un mejor control de la secuencia, lo que reduce la sobrepresión y el daño al macizo rocoso.

Indicador de Mejora: Implementación de detonadores electrónicos con un retardo de 1 ms, en comparación con los retardos tradicionales de 25 ms.

3.2.3.3 *Variable Dependiente*

Avance Lineal y Sobrerotura en la Excavación

La variable dependiente se refiere a los resultados operativos observados en la Galería 2450 N, específicamente el avance lineal y la sobrerotura, los cuales son afectados por los ajustes realizados en los parámetros de perforación y voladura. Estos resultados reflejan directamente la eficiencia operativa y la seguridad en las operaciones mineras.

3.2.3.4 *Indicadores de la Variable Dependiente*

Avance Lineal Diario

Definición: Se refiere a la cantidad de metros excavados por día. El avance lineal es un indicador clave de la productividad y eficiencia operativa de la mina.

Valor Inicial: 2.1 metros/día antes de la optimización.

Porcentaje de sobrerotura

Definición: La sobrerotura se refiere a la cantidad de material que se ha fracturado más allá del límite de la voladura programada, lo que aumenta la necesidad de sostenimiento y afecta la calidad de la excavación.

Valor Inicial: 18,7% de sobrerotura antes de la optimización de los parámetros de voladura.

Reducción en el Consumo de Material de Sostenimiento

Definición: Se refiere a la cantidad de pernos, mallas y otros materiales de sostenimiento utilizados en la excavación. La mejora en la calidad de la voladura y la reducción de la sobrerotura conlleva una menor necesidad de refuerzos adicionales.

Valor Inicial: Se utilizaron 4,5 pernos por metro en zonas de mayor sobrerotura.

Recurso Humano

EL rendimiento con y sin sobre excavación de las labores horizontales.

3.3 Datos de la voladura

3.3.1 Explosivos utilizados

3.3.1.1 *Diseño de Malla y Perforación*

El diseño corresponde a una galería de sección 8 x 8 pies (2.4 x 2.4 m), considerando un sistema de perforación con longitud de barra de 6 pies. Este diseño está adaptado para cumplir con las características geomecánicas del macizo rocoso (RMR entre 55-50). Se han distribuido 27 taladros en la malla, clasificados en función del ciclo de voladura: arranque, ayuda de arranque, producción, cuadradores, arrastres y coronas.

Se emplean dos tipos de explosivos, Exsablock 7/8" x 7" (cartuchos):

Este explosivo tiene un diseño en cartuchos de tamaño estándar (7/8" x 7"), adecuados para taladros de longitud intermedia. Su utilización se centra en generar una voladura eficiente con mínimo sobrevolado, particularmente en zonas de producción y arranque. En total, se requieren 52 cartuchos/taladro.

Semexsa 7/8" x 7" (cartuchos): También en formato de cartuchos, este explosivo se complementa con el Exsablock y tiene características adecuadas para el tipo de roca presente en la galería. Se requiere un total de 103 cartuchos/taladro, lo que indica su aplicación prioritaria en secciones clave para garantizar la fragmentación adecuada.

3.3.1.2 *Análisis de Distribución y Consumo*

Arranque: Utiliza 4 taladros con 6 cartuchos/taladro, totalizando 24 cartuchos. Esto refleja la necesidad de generar el espacio inicial para la expansión de la voladura.

Ayudas de arranque: Requieren 4 taladros con 5 cartuchos/taladro, totalizando 20 cartuchos. Estos refuerzan el efecto inicial del arranque.

Producción: Utiliza 4 taladros con 5 cartuchos/taladro, alcanzando un total de 15 cartuchos, diseñados para garantizar la fragmentación del núcleo del material.

Cuadradores: Se emplean 4 taladros con 5 cartuchos/taladro, sumando 20 cartuchos, enfocados en mantener las dimensiones geométricas del frente.

Arrastres: Requieren 4 taladros con 4 cartuchos/taladro, totalizando 12 cartuchos. Estos controlan la estabilidad en las áreas inferiores.

Corona: Utiliza 7 taladros con 4 cartuchos/taladro, para un total de 28 cartuchos, asegurando un acabado limpio en las zonas superiores.

Este diseño de voladura está optimizado para una galería de características específicas. La combinación de explosivos en cartuchos y la distribución estratégica de los taladros permite maximizar la eficiencia de la voladura, minimizando el desmonte y garantizando la estabilidad del macizo rocoso. La elección del explosivo y su cantidad están directamente relacionadas con las condiciones geomecánicas y el objetivo de mantener la integridad estructural de la galería.

3.3.2 Descripción del lugar que se realizara el análisis

Para esto se tiene que caracterizar los puntos donde se tomaran los datos y evaluando que el tiempo de macizo rocoso ha cambiado en los 80 metros analizados.

CAPÍTULO IV

IV. RESULTADO Y DISCUSIÓN

4.1 Introducción para Resultados

La minería subterránea es una de las actividades más complejas y desafiantes en la industria extractiva, debido a la necesidad de realizar operaciones seguras, eficientes y sostenibles en entornos geológicamente inestables. A diferencia de la minería a cielo abierto, las operaciones subterráneas requieren una planificación minuciosa para gestionar los riesgos inherentes asociados con el trabajo en condiciones de confinamiento, la presencia de estrés en el macizo rocoso y el impacto de las voladuras en las estructuras circundantes (Zhang & Li, 2021).

4.2 Diseños de diagramas de perforación y voladura

Con base en los radios de daño calculados mediante los modelos de Devine y HyP, es posible ajustar los parámetros de perforación en las mallas de los frentes de minería subterránea. Estos modelos, ampliamente utilizados en la ingeniería de minas, son fundamentales para optimizar los procesos de perforación y voladura, permitiendo ajustar variables críticas como la carga de explosivos y el espaciado entre barrenos. En este análisis, se toma como punto de partida un espaciamiento y una carga de 0,9 m, lo cual facilita una mejor utilización de los explosivos, reduciendo el daño al macizo rocoso y mejorando la fragmentación del material volado. Posteriormente, estas mallas ajustadas se someten a simulaciones en el software especializado JK Simblast 2D Face, diseñado para evaluar de manera detallada las voladuras en minería subterránea. Este programa permite analizar la secuencia de detonación, la distribución de la carga resultante, los halos de energía generados por los explosivos. Los modelos de Devine y HyP desempeñan un papel clave en este proceso, al permitir un ajuste preciso de la energía explosiva aplicada y una predicción confiable del impacto de la voladura sobre

la roca, mejorando significativamente la eficiencia y seguridad de las operaciones mineras.

Cálculos matemáticos: El modelo de HyP emplea la siguiente fórmula para estimar el espaciado y la carga óptimas en función de la carga de explosivo y las características del macizo rocoso:

$$S = a \cdot \sqrt{\frac{Q}{\rho}}$$

Dónde:

S = espaciamiento o carga (m)

a = factor dependiente de la resistencia de la roca y las propiedades del explosivo

Q = cantidad de explosivo por metro perforado (kg/m)

ρ = densidad del macizo rocoso (kg/m³).

Aplicando este cálculo, y considerando que se parte de una base de 0.9 m tanto en carga como en espaciamiento, el reajuste de estos parámetros mediante simulación puede dar lugar a una mayor eficiencia en la voladura, reduciendo la cantidad de explosivo utilizado y mejorando la distribución de la energía en la roca. Esto se traduce en menor sobrerotura, estos ajustes permiten optimizar el uso de explosivos y mejorar la productividad de la operación.

4.3 Parámetros del explosivo y distribución de la energía

Tabla 1

Escenario actual diseño de malla de perforación y voladura 8 x 8 Ft

Sección (m)	2.4	2.4	N° de taladros	N° Cartuchos de explosivo	Cartuchos de explosivo		
RMR	55-50				Exablock 7/8 x 7 (Cart)		Semexsa 7/8 x 65% (cart)
Longitud de perforación (pies)	6				cartuchos / taladro		cartuchos / taladro
					Cebo/taladro	Cartucho/taladro	
Arranque			4	6	4		24
Ayudas arranque			4	5	4	20	
Producción			3	5	3		15
Cuadradores			4	5	4		20
Ayudas arrastres			1	5	1	5	
Arrastres			4	5	4		20
Ayuda corona			3	4	3		12
Coronas			4	3	4		12
			27	38	52		103

Nota. Diagrama de perforación con longitud de barra de 6 Ft de la galería 2450.

Estudios como los realizados por Jimeno et al. (1995), quienes establecieron valores promedio y óptimos para operaciones de perforación y voladura en minería subterránea. Según este autor, la sección típica para galerías en minería subterránea es de 2.5 x 2.5 m, lo cual es comparable a la sección reportada de 2.4 x 2.4 m, indicando que los parámetros son estándar para este tipo de excavaciones.

La densidad de la roca, 2,85 gr/cm³, está dentro del rango esperado para rocas ígneas y sedimentarias densas, las cuales suelen tener densidades entre 2,6 y 3,0 gr/cm³ (Bieniawski, 1989). Esto confirma que los datos proporcionados son adecuados para un macizo rocoso de calidad moderada. En términos del avance efectivo, 1,24 m por perforación con una longitud de 6 pies (aproximadamente 1,83 m), muestra una eficiencia del 85%, lo cual está en línea con los valores óptimos sugeridos por Bruneau et al. (2004), que indican que eficiencias superiores al 80% son deseables en operaciones controladas.

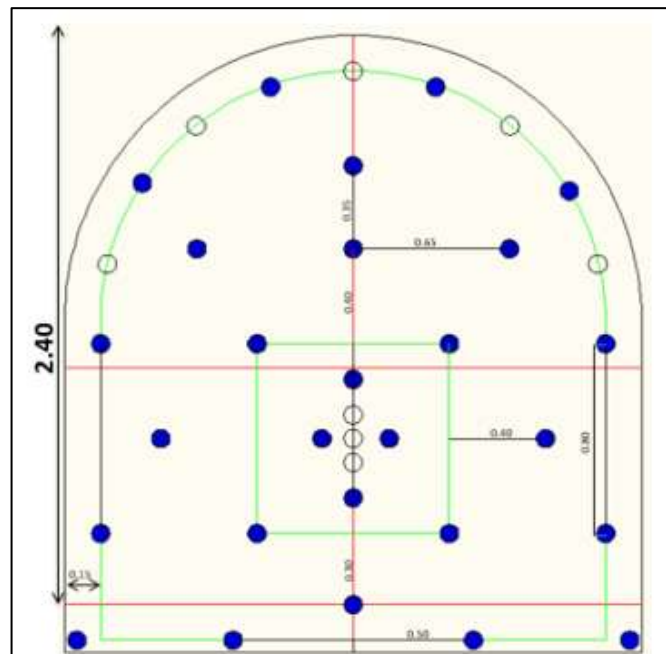
El número de taladros totales (38), con 6 taladros de alivio, 5 de precorte y 27 cargados, concuerda con patrones de perforación para galerías de dimensiones similares descritas por Langefors y Kihlström (1978), quienes recomiendan entre 30 y 40 taladros dependiendo de las condiciones del macizo rocoso. Esto sugiere que el diseño es adecuado para controlar los impactos sobre la estabilidad del macizo.

El volumen roto (7,14 m³) y el tonelaje roto (20,36 ton) reflejan una relación de 2,85 ton/m³, consistente con la densidad de la roca. Los factores de carga (1,80 kg/m³, 0,63 kg/ty 10,38 kg/m) son ligeramente inferiores a los rangos superiores sugeridos por Jimeno et al. (1995), quienes reportan valores de hasta 2.0 kg/m³ en casos donde la roca es más resistente o se busca una mayor fragmentación. Esto puede interpretarse

como una estrategia para minimizar el uso de explosivos, priorizando la estabilidad del macizo rocoso.

Figura 2

Diagrama de perforación 2.4 x 2.4 y distribución de taladros estándar para la Galería.



Nota. El diagrama presentado corresponde a un diseño estándar de perforación para galerías subterráneas con una sección de 2.4 x 2,40 m. En el esquema se identifican los taladros distribuidos estratégicamente para cumplir diferentes funciones: los taladros de arranque, localizados en el centro, facilitan la fracturación inicial de la roca; los taladros de alivio, dispuestos en un patrón alrededor de los de arranque, ayudan a reducir tensiones y propagar la energía explosiva; y los taladros de contorno, ubicados en el perímetro, aseguran el perfilado y minimizan el daño a la pared de la Galería 2450 N.

En la siguiente tabla se muestran los datos técnicos de perforación y voladura con la barra cónica de 6 Ft de la galería 2450 del escenario actual.

Tabla 2*Escenario actual, datos técnicos de perforación y voladura*

Datos Generales	
Sección (m)	2.4 x 2.4
Tipo de roca:	IIIA
Densidad de roca (gr/cm ³)	2.85
Long. Perf. (pies)	6
Avance efectivo - eficie.85%(m)	1.24
N° de taladros	35
N° de taladros de alivio (arranque)	3
N° de taladros de alivio pre-corte (corona)	5
N° de taladros de cargados	27
Diámetro de perforación de taladros de alivio (arranque) (mm)	62
Diámetro de perforación de taladros de producción y alivio de la corona (mm)	38
Volumen roto (m ³)	7.14
Tonelaje roto (ton)	20.36
Factor de carga (kg/m ³)	1.80
Factor de carga (kg/t)	0.63
Factor de carga (kg/m)	10.38

Nota. Datos de perforación y voladura.

El análisis de la tabla indica que, aunque los parámetros técnicos empleados en esta operación subterránea son eficientes, no se alcanza el 100% de optimización en varios aspectos clave, dejando espacio para mejoras significativas. Según Jimeno et al. (1995), un avance efectivo debería acercarse al 90% o más de la longitud de

perforación para maximizar el uso de energía explosiva y reducir sobreexcavaciones. En este caso, el avance efectivo del 85% (1.24 m frente a los 1.83 m perforados) refleja una pérdida del 15% de eficiencia, lo que podría mitigarse mediante ajustes en los diseños de voladura, el tipo de explosivo o la secuencia de detonación.

El diseño de taladros, con 35 taladros en total, incluyendo 3 de alivio y 5 de precorte, también podría optimizarse. De acuerdo con Langefors y Kihlström (1978), un número más equilibrado de taladros de alivio y precorte (alrededor del 20-25% del total) mejora significativamente el contorno de la excavación y reduce el daño al macizo rocoso. Esto sugiere que una redistribución de los taladros hacia más funciones de alivio podría mejorar la estabilidad y el perfil de las excavaciones.

En términos de consumo de explosivos, los factores de carga reportados (1.80 kg/m³, 0.63 kg/t y 10.38 kg/m) son adecuados, pero pueden mejorarse. Bieniawski (1989) destaca que factores de carga ligeramente superiores, cercanos a 2,0 kg/m³, son más efectivos para garantizar una fragmentación uniforme en rocas densas como la reportada (2,85 gr/cm³). Un incremento controlado podría reducir la cantidad de roca sobrante o no fragmentada, mejorando así el rendimiento general de la voladura.

Por último, el tonelaje roto de 20,36 toneladas con un volumen de 7,14 m³ implica una eficiencia operativa estándar, pero Bruneau et al. (2004) subrayan que los ajustes en la longitud de perforación y la ubicación de los taladros pueden incrementar la recuperación del material fragmentado en un 5-10%.

Tabla 3

Explosivos utilizados en la frente de la Galería

Datos Generales	
Mecha rápida (m)	15
Carmex 2.1 m (unid.)	27
Semexsa 7/8" x 7" 65%: (Cart)	103
Exsablock 7/8" x 7" (Cart)	52
Nº de cartuchos	155

Nota. Insumos utilizados en la voladura

El cuadro presentado detalla los insumos utilizados en una operación de perforación y voladura en la galería, destacando la mecha rápida, carmex y cartuchos de explosivos (Semexsa y Exsablock), con un total de 155 cartuchos. Si bien estos parámetros parecen adecuados para una operación estándar, existen aspectos que podrían mejorarse significativamente para optimizar el uso de recursos y aumentar la eficiencia operativa.

En primer lugar, el uso de mecha rápida se reporta con una longitud de 15 m, lo cual puede indicar un diseño de voladura tradicional. Según Langefors y Kihlström (1978), la sustitución de mechas rápidas por sistemas de iniciación electrónicos, como detonadores electrónicos de precisión, podría mejorar la sincronización de las detonaciones, reducir las vibraciones en el macizo rocoso y optimizar la fragmentación del material, minimizando los residuos.

El número de unidades de Carmex 2.1 m, que es de 27, y su relación con los taladros perforados debe analizarse en función del diseño de las mallas. Un ajuste en la cantidad de estos insumos, especialmente en configuraciones más avanzadas de voladura, podría reducir costos sin comprometer la calidad del trabajo.

En cuanto a los cartuchos de Semexsa (103) y Exsablock (52), que suman un total de 155 cartuchos, parece haber un equilibrio en su uso, aunque podría optimizarse. Bieniawski (1989) señala que un análisis detallado de la energía explosiva requerida en cada sección de la malla permitiría tanto ajustar la cantidad como el tipo de cartuchos utilizados, mejorando la fragmentación y reduciendo el daño en el contorno. Además, el empleo de explosivos con mayor densidad de energía podría permitir una reducción en la cantidad total de cartuchos utilizados, generando ahorros económicos.

Finalmente, se destaca que una revisión integral del diseño de voladura, combinada con simulaciones en software especializado como JK SimBlast o similares, permitiría identificar puntos de mejora en la secuencia de detonación y la distribución de los explosivos. Esto no solo optimizaría los recursos, sino que también mejoraría la seguridad de la operación.

4.4 Cálculo del Burden y Espaciamiento

Para una roca con RMR 51–60, el burden adecuado suele ser de 0.8 a 1.2 metros, dependiendo de la geometría del frente y de la resistencia específica del macizo. Según la ecuación general para el cálculo del burden:

$$B = \frac{D \cdot P_f}{k}$$

Donde:

- B = burden (m)
- D = diámetro del taladro (m)
- P_f = presión de fractura de la roca (MPa)
- k = factor que depende de la fragmentación deseada.

Si se asume un diámetro de taladro de 45 mm y una presión de fractura de 30 MPa, el cálculo para el burden será:

$$B = \frac{0.045 \cdot 30}{1.5} = 0.9 \text{ m}$$

Este valor de 0,9 m se encuentra dentro del rango adecuado para la configuración del peso en este tipo de roca.

El espaciamiento entre taladros, que también afecta la eficiencia de la voladura, se calcula con la fórmula:

$$S = 1.1 \cdot B$$

Para el burden calculado:

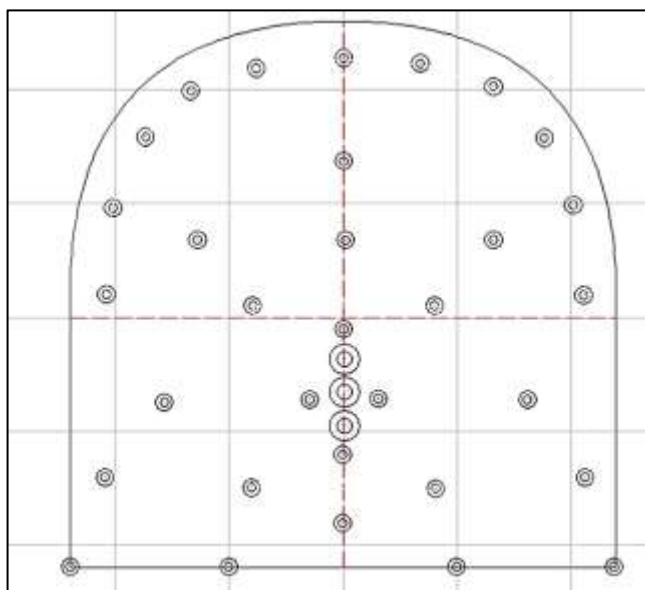
$$S = 1.1 \cdot 0.9 = 0.99 \text{ m}$$

Este espaciamiento asegura una adecuada distribución de la energía explosiva y minimiza la interferencia de las ondas de choque, promoviendo una fragmentación uniforme y controlada.

4.4.1 Diagrama de perforación de 2.4 x 2.4 metros con JK SimBlast para evaluar la sobre rotura en la galería 2450.

Figura 3

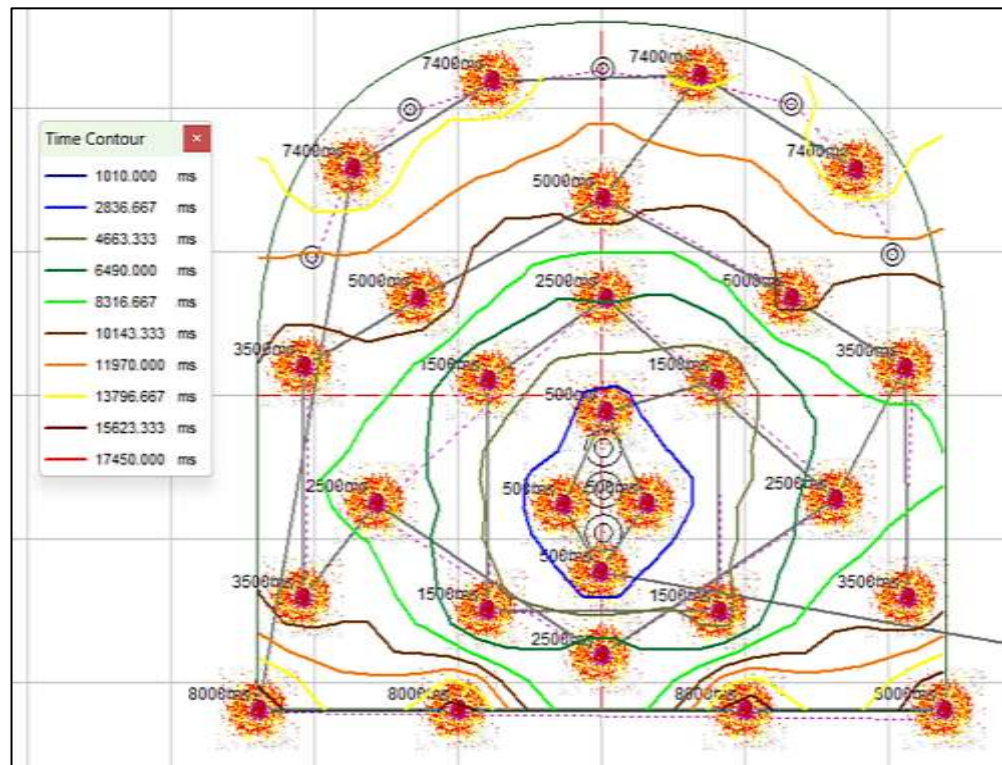
Diagrama de perforación y voladura antes de la implementación



Nota. Diagrama estandarizado de la galería 2450 N.

Figura 4

Simulación de malla con Software JK Simblast



Nota. Simulación de Malla _2.4 x 2.4 JK Simblast 2D Face

El diagrama presentado corresponde a una simulación de distribución de carga explosiva en la galería 2450. El análisis sugiere que existe una sobrerotura en los contornos de la galería, lo cual se observa en las zonas donde los contornos de tiempo y las isopletas de energía se extienden, más allá de los límites previstos del diseño. Este fenómeno indica una liberación de energía no controlada en estas áreas, lo que podría atribuirse a un diseño inadecuado del tipo y cantidad de explosivos utilizados.

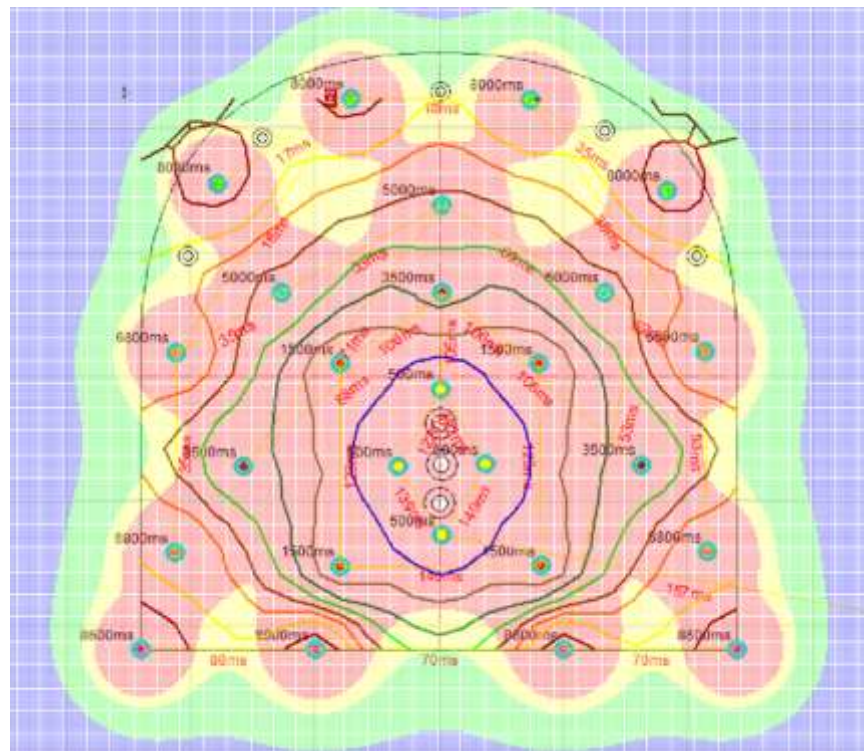
Según Langefors y Kihlström (1978), el uso de explosivos de alta densidad de energía en los taladros periféricos puede ser la causa principal de sobrerotura, ya que la energía generada supera la resistencia del macizo rocoso en estas áreas. Una solución viable sería reemplazar los explosivos actuales por otros de menor densidad o por explosivos controlados, como los de tipo emulsión con cartuchos

preconfigurados para fragmentación específica. Bieniawski (1989) también destaca que ajustar la secuencia de detonación, utilizando detonadores electrónicos con retardo preciso, puede minimizar los efectos no deseados al sincronizar de manera más eficiente la liberación de energía.

La sobrerotura identificada en los contornos de la galería 2450 puede ser corregida mediante cambios en el tipo de explosivo y ajustes en la secuencia de detonación. Específicamente, el uso de explosivos de menor densidad de energía y la implementación de detonadores electrónicos con retardos precisos reducirían significativamente estos problemas. Además, se recomienda realizar pruebas de validación en campo y ajustar las simulaciones para reflejar mejor las condiciones reales del macizo, siguiendo las recomendaciones de Langefors y Kihlström (1978) y Bieniawski (1989).

Figura 5

Análisis de daño de Energía del explosivo



Nota. Simulador JK Simblast 2D Face

El diagrama presentado, generado mediante el software JK Simblast 2D Face, muestra la distribución de tiempo y energía del explosivo utilizado en la galería, destacando áreas de alta concentración de energía que resultan en sobrerotura, particularmente en los contornos. Este análisis revela la necesidad de ajustar tanto los parámetros de carga como la distribución de los taladros para optimizar la voladura.

4.4.1.1 Análisis de daño y energía del explosivo.

El modelo generado por JK Simblast 2D Face identifica las zonas con mayores concentraciones de energía explosiva a través de las isopletras, con valores en milisegundos (ms) que indican las secuencias de detonación y las áreas afectadas por el impacto del explosivo. Las áreas más cercanas a los contornos presentan halos de energía que superan los límites diseñados, lo cual sugiere daño al macizo rocoso circundante y sobrerotura. De acuerdo con Langefors y Kihlström (1978), estas irregularidades pueden causar inestabilidad estructural, afectar la eficiencia operativa.

El patrón de detonación, marcado con tiempos como 500 ms, 1000 ms y 8000 ms, no parece estar correctamente sincronizado en las zonas periféricas. La detonación más rápida en el centro (500 ms) está diseñada para el arranque, pero el retraso insuficiente en los taladros periféricos puede estar provocando un efecto acumulativo de energía que genera vibraciones excesivas en los bordes.

4.4.1.2 Optimización sugerida

Cambios en el tipo de explosivo: Los explosivos utilizados parecen tener una densidad de energía alta, lo que es eficiente para la fragmentación en el núcleo, pero inadecuado para los contornos. Reemplazar los explosivos actuales en los taladros periféricos por emulsiones de baja densidad puede ayudar a reducir la sobrerotura y limitar el daño a las paredes de la galería.

Tabla 4

Análisis de PPV con modelo matemático Holmberg and Persson

Explosive Energy D...

Calculation | Display

File

Data Filename:

Load Existing Data in file

New Calculation

Calculation Grid Resolution: 0.01 m

Rock SG: 1.85

Distance along heading: 0.40 m

Section Far Distance: 0.40 m

☒ Use Marked holes in new calculation

☒ Use Unmarked holes in new calculation

Style

☒ Static Energy Distribution (30)

☐ Dynamic Energy Distribution (40)

Cooperation Time: 30.00 ms

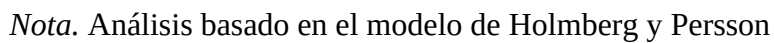
Calculate new data and save to file

Close Dialog Help

Nota. Datos para el cálculo de la PPV

El análisis de la velocidad de partícula (PPV) utiliza el modelo matemático de Holmberg y Persson para evaluar la distribución de energía generada por explosivos en función de parámetros como distancia entre taladros y características de la roca. Este modelo permite calcular tanto la distribución de energía estática como dinámica, optimizando el diseño de voladura para reducir las vibraciones y maximizar la eficiencia operativa.

Análisis de daño



47

4.4.1.3 Causas de la sobrerotura

Alta densidad de energía explosiva en los contornos: El explosivo actual utilizado en los taladros periféricos parece generar un exceso de energía, causando un daño significativo al macizo más allá de los límites del diseño. Según Langefors y Kihlström (1978), esto ocurre cuando los explosivos de alta densidad son utilizados sin considerar la resistencia específica del macizo en estas áreas.

Secuencia de detonación inadecuada: Las diferencias en los tiempos de detonación, como se observa en los 500 ms del centro frente a los 8000 ms en los bordes, generan una acumulación de energía no controlada que intensifica el daño en las zonas periféricas. Según Bieniawski (1989), una sincronización más precisa puede mitigar estos efectos.

4.4.1.4 Recomendaciones de mejora

Cambio del tipo de explosivo: Sustituir los explosivos utilizados en los contornos por emulsiones de baja densidad o explosivos con menor velocidad de detonación, como sugiere Jimeno et al. (1995). Esto permitiría una liberación de energía más controlada, reduciendo el daño en las paredes de la Galería 2450 N.

Rediseño de la secuencia de detonación: Implementar detonadores electrónicos con retardos ajustables, lo que permitiría una sincronización más precisa de las detonaciones en los contornos. Esto ayudaría a reducir las ondas de choque acumulativas y minimizar el PPV en las zonas periféricas.

Optimización de la distribución de carga: Ajustar la carga máxima por retardo (Q) en los taladros periféricos para limitar la liberación de energía en estas zonas, como lo sugieren Langefors y Kihlström (1978).

4.5 Calidad geomecánica del macizo rocoso en la generación de sobrerotura

4.5.1 Caracterización del Macizo Rocosó

La caracterización del macizo rocoso es esencial para el diseño y planificación de las operaciones mineras subterráneas. En este estudio se aplicarán los sistemas de clasificación RMR (Rock Mass Rating) y Q de Barton, ampliamente utilizados en minería para clasificar la calidad del macizo y determinar las condiciones óptimas para la voladura.

A continuación, se muestran los valores del índice de juntas por metro cúbico o J_v , que permitió calcular el valor RQD esta ecuación fue propuesta por Palmström (1982, 1985, 1986) y modificada por Sen y Eissa (1991, 1992).

$$RQD = 115 - 3.3J_v$$

De los valores obtenidos se utilizó el valor de J_v más elevado, porque indicara el peor escenario en función de la escala que estableció Palmstron (2005), mostrada en el Cuadro.

Tabla 5

Valores índices de juntas

Grado de juntas	Muy bajo	Bajo	Moderado	Alto	Muy alto	Desintegrado
$J_v =$	< 1	1 - 3	3 - 10	10 - 30	30 - 60	> 60

Nota. Función de la escala que estableció Palmstron (2005)

4.5.2 Clasificación RMR (Rock Mass Rating)

La galería principal 2450 N, ubicada en la Unidad Minera Poderosa, se encuentra en un entorno geológico compuesto principalmente por roca diorita, la cual presenta alteraciones y un grado de fracturamiento regular. Según la clasificación del índice GSI (Geological Strength Index), este macizo rocoso se categoriza como regularmente fracturado (F/R) y alcanza valores de RMR (Rock Mass Rating) que oscilan entre 50 y 55, clasificándolo como de calidad media. En este contexto, se utilizará la

metodología de clasificación RMR propuesta por Bieniawski (1989), la cual constituye un sistema ampliamente reconocido y utilizado en geomecánica. Esta metodología considera cinco parámetros fundamentales para evaluar la calidad del macizo rocoso: (1) la resistencia a la compresión uniaxial de la roca intacta, (2) el índice de calidad de la roca (RQD), (3) el espaciado de las discontinuidades, (4) la condición de las discontinuidades y (5) las condiciones hidrogeológicas del macizo. La información detallada de estos parámetros, junto con sus respectivas evaluaciones, permite obtener un índice global que es clave para diseñar soluciones de sostenimiento y garantizar la estabilidad en las labores mineras. A continuación, se presenta la tabla con la caracterización geomecánica del macizo rocoso de la galería 2450 N, específicamente en la veta Consuelo, que incluye el análisis de los parámetros mencionados siguiendo el esquema propuesto por Bieniawski.

Tabla 6

Parámetros del sistema RMR para el macizo rocoso

Parámetro	Valores Medidos	Puntuación RMR
Resistencia a la compresión (MPa)	22, 25, 30, 32, 35	9, 9, 10, 10, 11
RQD (%)	50, 60, 70, 65, 55	13, 13, 14, 14, 13
Espaciado de discontinuidades (m)	0.5, 0.7, 0.9, 1.0, 1.2	7, 8, 8, 9, 10
Condiciones de discontinuidad	Rugosas, ligeramente alteradas	8
Condiciones hidrogeológicas	Seco, seco/húmedo, húmedo	9, 9, 8
Total		51

Nota. La tabla presenta los parámetros evaluados bajo el sistema RMR, detallando los valores medidos, las evaluaciones asignadas y el índice total de 51, que clasifica al macizo rocoso como de calidad media.

Resistencia a la compresión: Los valores medidos oscilan entre 22 y 35 MPa, lo que refleja una roca moderadamente resistente. Sin embargo, la puntuación asignada (9 a 11) es relativamente baja, lo que influye significativamente en el índice global. Esto indica la necesidad de un análisis más detallado en zonas específicas donde la resistencia pueda ser inferior al promedio.

RQD (%): El índice de calidad de la roca muestra un rango de 50 a 70%, con una puntuación de 13 a 14. Aunque el promedio sugiere un macizo de calidad media, la variabilidad en los valores medidos podría indicar zonas con fracturamiento más severo que merecen atención especial.

Espaciado de discontinuidades: Los valores medidos varían entre 0.5 y 1.2 m, con calificación de 7 a 10. Esta variabilidad sugiere zonas con mayor densidad de fracturas, lo que podría comprometer localmente la estabilidad del macizo. Sería necesario correlacionar estos datos con la orientación y persistencia de las discontinuidades.

Condiciones de discontinuidad: Las discontinuidades son descritas como rugosas y ligeramente alteradas, con una puntuación uniforme de 8. Esto sugiere un nivel de alteraciones moderado, aunque podría ser útil complementar este análisis con pruebas específicas de adherencia o cohesión en las superficies de discontinuidad.

Condiciones hidrogeológicas: Las condiciones varían entre seco y húmedo, con evaluación de 8 a 9. La presencia de humedad en ciertos sectores puede reducir la resistencia al corte del macizo y aumentar el riesgo de inestabilidad, especialmente bajo cargas dinámicas.

4.5.3 Clasificación Q de Barton

La clasificación del sistema Q de Barton, desarrollado por Barton et al. (1974), es una herramienta ampliamente utilizada en geomecánica para evaluar la calidad de los macizos rocosos. Este sistema considera seis parámetros fundamentales: el índice de calidad de la roca (RQD), el número de juntas por metro, el estado de las juntas, la resistencia al cizallamiento, el nivel de estrés relativo y el índice de agua subterránea. A partir de estos parámetros, se calcula un índice Q que permite caracterizar el comportamiento del macizo bajo esfuerzos y condiciones específicas. En la tabla presentada, se realiza una clasificación detallada del macizo rocoso con valores medidos y evaluación asignadas, obteniendo un rango de Q entre 50 y 75, lo que indica una calidad moderada del macizo, adecuada para soportar ciertas actividades mineras con sostenimiento moderado. Este análisis es esencial para el diseño de medidas de soporte y planificación en proyectos de excavación subterránea.

Tabla 7

Parámetros del sistema Q de Barton

Parámetro	Valores Medidos	Puntuación Q
RQD (%)	55, 65, 60, 70, 50	50-75
Número de juntas (por metro)	3, 4, 5, 5, 6	Moderado
Estado de las juntas	Moderadamente alteradas	Satisfactorio
Resistencia al cizallamiento	Buena resistencia	Buena
Estrés relativo	Leve a moderado	Adecuado
Índice de agua subterránea	0.3, 0.5, 0.6, 0.7, 0.4	Moderado

Nota. El sistema Q de Barton clasifica el macizo rocoso con un índice de calidad moderada (Q: 50-75), destacando su adecuación para actividades mineras con sostenimiento controlado (Barton et al., 1974).

RQD (%): Los valores varían entre 50 y 70%, indicando un macizo con calidad media en términos de integridad estructural. Este rango sugiere un nivel de fracturamiento significativo que, aunque no sea extremo, podría influir en la estabilidad general.

Número de juntas por metro: El rango de 3 a 6 juntas por metro clasifica al macizo como moderado en cuanto a densidad de fracturas. Esto implica que, aunque hay fracturas frecuentes, no están lo suficientemente juntas como para comprometer severamente la estabilidad estructural.

Estado de las juntas: La descripción de juntas moderadamente alteradas con una clasificación satisfactoria indica que las discontinuidades no presentan cambios críticos, pero podrían reducir parcialmente la resistencia global del macizo bajo cargas.

Resistencia al cizallamiento: Clasificada como buena, esta característica destaca como una fortaleza del macizo, ya que proporciona una base sólida para la estabilidad en condiciones normales de operación.

Estrés relativo: Clasificado como adecuado, el nivel de estrés es moderado y sugiere que las cargas inducidas por la excavación podrían ser manejables, siempre que se adopten medidas de sostenimiento apropiadas.

Índice de agua subterránea: Con valores moderados, la presencia de agua subterránea indica una posible reducción de la cohesión y fricción en las juntas, lo que podría influir en la estabilidad del macizo si no se gestiona adecuadamente.

4.6 Resistencia a la Compresión y Análisis de Discontinuidades

La tabla presenta detalladamente los resultados del análisis de resistencia a la compresión y las características de discontinuidades del macizo rocoso. Se evaluaron cuatro muestras representativas, donde se determinaron parámetros clave como la resistencia a la compresión uniaxial, el índice RQD, las condiciones de discontinuidad y el espaciado entre estas. El promedio obtenido para la resistencia a la compresión es de 28.8 MPa, con un RQD promedio del 60%. Estos valores indican un macizo rocoso de calidad media, con discontinuidades mayormente rugosas y ligeramente alteradas, lo cual es relevante para la planificación de sostenimientos y diseño de trabajos minerales subterráneos.

Tabla 8

Resistencia a la compresión y análisis de discontinuidades.

Muestra	Resistencia a la compresión (MPa)	RQD (%)	Condiciones de discontinuidad	Espaciado de discontinuidades (m)
Muestra 1	23.0	52	Rugosas, alteradas	0.6
Muestra 2	29.0	62	Rugosas, ligeramente alteradas	0.8
Muestra 3	33.0	72	Ligeramente alteradas, rellenos menores	0.9
Muestra 4	30.0	55	Ligeramente alteradas	0.7
Promedio	28.8	60	Rugosas, ligeramente alteradas	0.75

Nota. El macizo rocoso presenta una calidad media con resistencia moderada (28,8 MPa) y discontinuidades ligeramente alteradas, sugiriendo la necesidad de sostenimientos específicos en zonas críticas.

Resistencia a la compresión: El promedio de 28.8 MPa indica que el macizo rocoso presenta una resistencia moderada, lo que sugiere que, aunque la roca no es extremadamente resistente, puede soportar esfuerzos moderados si se aplican las medidas de sostenimiento adecuadas.

RQD (%): Con un valor promedio del 60%, el índice RQD clasifica al macizo como de calidad media, reflejando una fracturación moderada que podría influir en la estabilidad de las excavaciones, especialmente en zonas con RQD inferior al promedio.

Condiciones de discontinuidad: Las discontinuidades predominantes son rugosas y ligeramente alteradas, lo que implica que las juntas tienen una adherencia razonable y no están significativamente deterioradas. Sin embargo, las zonas con rellenos menores requieren atención especial, ya que podrían reducir la cohesión del macizo.

Espaciado de discontinuidades: El espacio promedio de 0,75 m indica una fracturación relativamente regular. Las zonas con menor espacio (0,6 m) podrían presentar mayor vulnerabilidad a la inestabilidad local, mientras que los mayores espacios son más favorables para la estabilidad general.

Implicaciones prácticas: La combinación de una resistencia a la compresión moderada, un RQD medio y discontinuidades parcialmente alteradas sugiere que el macizo rocoso puede requerir sostenimientos específicos en zonas críticas, especialmente donde el espaciado de discontinuidades es menor y las condiciones de juntas son más desfavorables.

4.6.1 Criterio de Dai (2002)

4.6.1.1 Variables del criterio de Dai (2002)

La estimación de estos dos valores se llevó a cabo mediante una revisión bibliográfica debido a diversas razones clave. En primer lugar, la obtención directa de

estos parámetros requiere ensayos específicos realizados sobre roca intacta, como se detalló previamente en la sección anterior. Estos ensayos exigen que el laboratorio disponga de equipos especializados y personal debidamente acreditado bajo los estándares de la Organización Internacional de Normalización (ISO). Además, es indispensable que el laboratorio siga procedimientos de ensayo certificados por la American Society for Testing and Materials (ASTM). Considerando estas exigencias, se optó por emplear estimaciones empíricas que permitan determinar el módulo de elasticidad de manera más accesible y eficiente.

4.6.2 Módulo de Young estático

De acuerdo con el diagrama de flujo descrito en la metodología, el cálculo del módulo de Young se puede realizar utilizando los valores de RMR, Q de Barton y GSI, lo que da lugar a tres casos específicos que se detallan a continuación. Para ello, se sigue la propuesta de Bieniawski (1978) en casos donde RMR supera los 51, mientras que se utiliza el enfoque de Serafim y Pereira (1983) cuando el valor de RMR es inferior a 50.

Para $RMR > 50$: $E = 2 * RMR - 100$

$RMR < 50$, $E = 10((RMR-10)/40)$

Grimstad y Barton (1993) hicieron la siguiente propuesta para calcular el módulo de Young de la ecuación y Palmström, A., & Singh, R. (2001).

$Q \leq 30$; $E = 8Q^{0.4}$

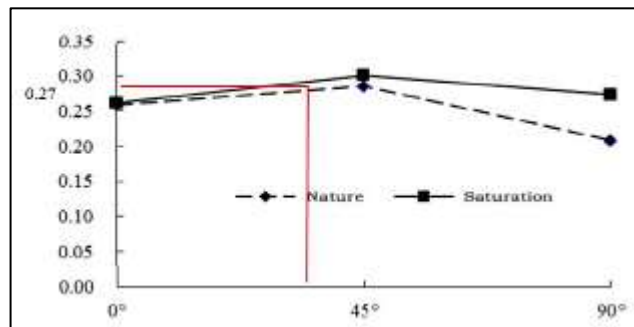
$Q > 30$; $E = 25 \log(Q)$

4.6.3 Relación de Poisson estático

La relación de Poisson utilizada en este trabajo se tomó a partir del trabajo de investigación de Hao (2015), valor que está relacionado con la dirección de la foliación. El valor de interés es 0.27.

Figura 7

Relación de Poisson, Hao (2005)



4.6.4 Estimación de la resistencia a la tensión dinámica

Dai (2002) señala que investigaciones previas realizadas por Rinehart (1965), Bacon (1962) y Cho et al. (2003) llevaron a cabo experimentos con el objetivo de determinar la resistencia a la tensión en ocho tipos diferentes de roca, incluido el esquisto, una roca predominante en los topos analizados. A partir de los resultados obtenidos en estos estudios, Dai concluye que la resistencia dinámica de las rocas puede ser entre 2,12 y 13 veces mayor que su resistencia a la tensión estática, lo que destaca la influencia significativa de las condiciones dinámicas en las propiedades mecánicas de las rocas.

4.6.5 Estimación de la resistencia a la compresión dinámica

Para la estimación de la tensión dinámica, Hoek y Brown (1997) plantearon una relación específica, asignando un valor de igual a 2.2 para el esquisto, mientras que el valor de establecido en 2.0. Esta propuesta permite ajustar los parámetros mecánicos en función de las características particulares de este tipo de roca.

En cuanto a la estimación de la tensión dinámica, Hoek y Brown (1997) propusieron la siguiente relación, y proporcionan el valor de K_{Conf} para roca esquisto igual a 2.2, mientras que para K_{cd} un valor de 2.

$$\sigma_{cd} = K_{cd} \cdot K_{Conf} * UCS$$

Kumar, R., Choudhury, D., & Bhargava, K. (2016) mostraron la comparación entre el RQD y el UCS, y también entre GSI y UCS.

Caso RQD

$$RQD \leq 75; UCS = 0.5947RQD + 0.00893RQD^2$$

$$RQD > 75; UCS = -7.92562RQD^2$$

Caso GSI

En el caso de la ecuación de UCS, se utilizó la propuesta de Choudhury (2016):

$$UCS = 0.3396 * 1.02GSI * GSI^{1.13}$$

4.6.6 Criterio Kumar (2016)

El criterio propuesto por Kumar (2016) requiere la determinación de varios parámetros clave, entre ellos: UCS, peso específico de la roca, cantidad de explosivos y los índices de ajuste empíricos denominados γ y c . Estos índices son valores específicos para ajustar las características del esquistos. La cantidad de explosivo fue calculada considerando una longitud de columna cargada (L_{cc}) de 3 metros, correspondiente a un barril con un diámetro de 2 pulgadas y un explosivo con una densidad de 850 kg/m³. Para el cálculo del UCS, se emplearon los valores obtenidos a través de las ecuaciones, diferenciando entre los valores derivados del RQD y aquellos basados en el GSI.

Estos valores obtenidos se resumen en la siguiente lista:

$$b = 0,496$$

$$c = -1,32$$

$$Q = 1,3 \text{ [kg]}$$

$$\gamma = 27 \text{ [kN]}$$

Galería

$$\text{Con RQD, UCS} = 299 \text{ [MPa]}$$

Con GSI, UCS = 114 [MPa]

Con base en estos valores se aplicó la ecuación, a partir de esta se realizó una tabla con tres columnas indicando el valor de VPP en m/s, la distancia escalada.

$$vpp_{lim} = \frac{UCS}{Vp}$$

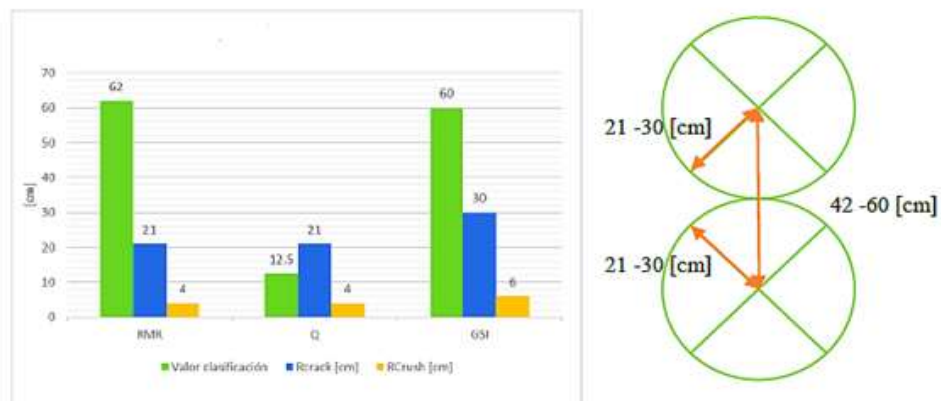
Para determinar la distancia a la que termina el fracturamiento en la roca se usó el valor de la VPP límite, el cual se calcula con la ecuación, propuesto por Holmberg, es por ello que a partir de este valor se identificó la distancia a la cual llega el fracturamiento en la roca, llamándolo Rcrack 2, como distinción al valor de Rcrack de Dai (2002).

4.6.7 Dai (2002)

En el caso de la galería los valores de Rcrack oscilan entre 21 y 35 cm, mostrando así, un margen amplio de posibilidades, el espaciamiento estaría entre 42 y 60 centímetros, la variación es del 32 %, al tener un promedio teórico de 51 cm y un real de 75 cm.

Figura 8

Espaciamiento entre barrenos



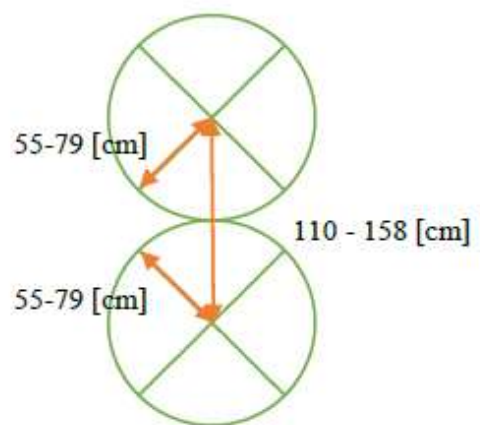
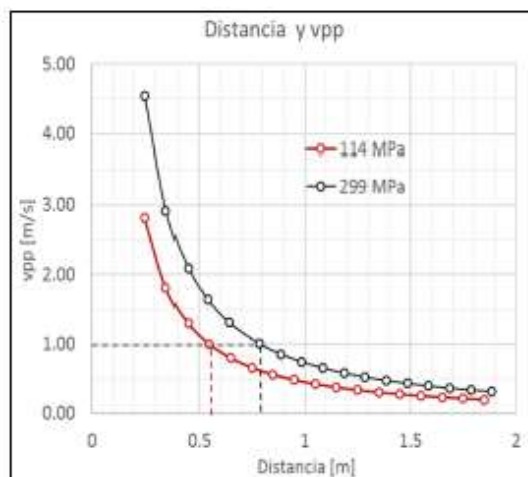
4.6.8 Kumar (2016)

Usando el criterio basado en la velocidad pico de partícula solamente varía la resistencia a la compresión uniaxial o UCS, ya que el peso específico y la cantidad de explosivos se mantuvieron iguales. Sin embargo, se obtuvieron dos valores de UCS para cada tope, uno calculado a partir del valor de RQD y el segundo a partir del valor de GSI, por esta razón se graficaron dos curvas de vpp versus la distancia, en este caso la distancia corresponde a Rcrack 2, definiendo así el radio de fracturamiento cuando se usa el criterio de Kumar.

Al aplicar este criterio a los valores de UCS de la galería, se tiene que en la curva de 114MPa, la distancia o Rcrack 2 es de 55 cm y de 79 cm cuando UCS es igual a 299 MPa, por lo tanto, el espaciamiento tendría que ser entre 110 y 158 centímetros, en este caso, la variación con el valor teórico será del 44%.

Figura 9

Valores de UCS de la Galería



b) Espaciamiento entre barrenos

4.6.9 Análisis del impacto de la calidad geomecánica del macizo rocoso en la generación de sobrerotura.

En la galería 2450 N se encuentra en la veta Consuelo, esta labor de desarrollo ayuda con el minado de esta veta. El estudio geomecánico ayudará a determinar el tipo de roca en el que se encuentra la galería 2450 N, lo que contribuirá realizar el mejoramiento de los parámetros de perforación y voladura en el diseño de la malla para los frentes de avance.

4.6.10 Evaluación de la Calidad del Macizo Rocos para Voladuras

La tabla presenta los parámetros geomecánicos esenciales utilizados para el diseño de voladuras en macizos rocosos. Estos incluyen la resistencia media de la roca, el índice RQD, el espacio y las condiciones de discontinuidades, así como la carga explosiva recomendada. Estos valores permiten ajustar las voladuras de manera eficiente y segura, garantizando un manejo controlado del macizo y optimizando los resultados operativos.

Tabla 9

Parámetros geomecánicos para diseño de voladuras.

Parámetro	Valor
Resistencia media (MPa)	29.0
RQD promedio (%)	61
Espaciado de discontinuidades (m)	0.87
Condiciones de discontinuidad	Rugosas, ligeramente alteradas
Carga explosiva recomendada (kg/m ³)	0.28

Nota. Los parámetros geomecánicos presentados permiten diseñar voladuras eficientes y controladas, optimizando la fragmentación de la roca sin comprometer la estabilidad del macizo.

La tabla presenta parámetros geomecánicos fundamentales que son esenciales para diseñar voladuras eficientes y seguras en macizos rocosos. Estos datos permiten adaptar las cargas explosivas y los patrones de perforación a las características específicas del macizo, optimizando la fragmentación de la roca y minimizando riesgos asociados a inestabilidades o sobrerotura. A continuación, se analiza cada parámetro en relación con su influencia directa en el diseño de voladuras:

Resistencia media (29.0 MPa): Este valor moderado de resistencia a la compresión indica que la roca no es extremadamente dura, lo que facilita su fragmentación con cargas explosivas estándar. En términos de diseño, permite seleccionar explosivos de potencia media-alta, reduciendo el riesgo de fractura secundaria indeseada. Además, esta resistencia requiere un control adecuado en el espaciamiento y la profundidad de los barrenos para maximizar la eficiencia energética.

RQD promedio (61%): Un RQD en este rango señala un macizo con calidad media, caracterizado por un fracturamiento moderado. Este índice influye directamente en el diseño del patrón de perforación, ya que un RQD superior podría requerir mayores cargas por barril para garantizar la fragmentación, mientras que uno inferior podría llevar a sobre fragmentación. En este caso, el patrón debe equilibrar la energía aplicada para evitar daños en las estructuras circundantes.

Espaciado de discontinuidades (0,87 m): Este espaciado moderado implica que la energía explosiva puede ser distribuida de manera efectiva en el macizo. Para el diseño de voladuras, esto permite utilizar un patrón de barrenos con espacios moderados, optimizando el uso de explosivos y minimizando el riesgo de zonas no fragmentadas o sobrecarga energética.

Condiciones de discontinuidad: Las discontinuidades descritas como "rugosas y ligeramente alteradas" indican un nivel aceptable de cohesión entre bloques, lo que

favorece una distribución uniforme de la energía explosiva. Desde el diseño de voladuras, estas condiciones requieren cargas que no excedan los límites de estabilidad de las juntas para evitar secciones o daños a la estructura general del macizo.

Carga explosiva recomendada (0,28 kg/m³): Este valor es consistente con los parámetros geomecánicos evaluados y refleja un diseño balanceado. La carga explosiva debe ser distribuida uniformemente a lo largo de los barrenos, asegurando una fragmentación eficiente sin causar sobrerotura ni generar zonas de fractura indeseadas. Además, este dato sirve como guía para seleccionar el explosivo más adecuado en función de su densidad y velocidad de detonación.

4.6.10.1 Plano geomecánico en planta de la GL2450 N

Análisis de Estabilidad

De acuerdo a la caracterización de la Galería 2450 N, se procede a integrar los datos del mapeo geomecánico y los datos de laboratorio en el modelo numérico para si realizar el análisis de las condiciones de estabilidad, ya sea controlada por esfuerzos y/o por control estructural.

Selección del tipo de Sostenimiento

Para determinar el sostenimiento requerido para esta labor se estima a partir del ábaco de Barton (2013), mediante los siguientes parámetros:

Se estima el índice de Q de Barton, mediante la relación (Bieniawski, 1989):

$$Q = 0.31$$

Se determina la dimensión equivalente relación altura de labor / ESR.

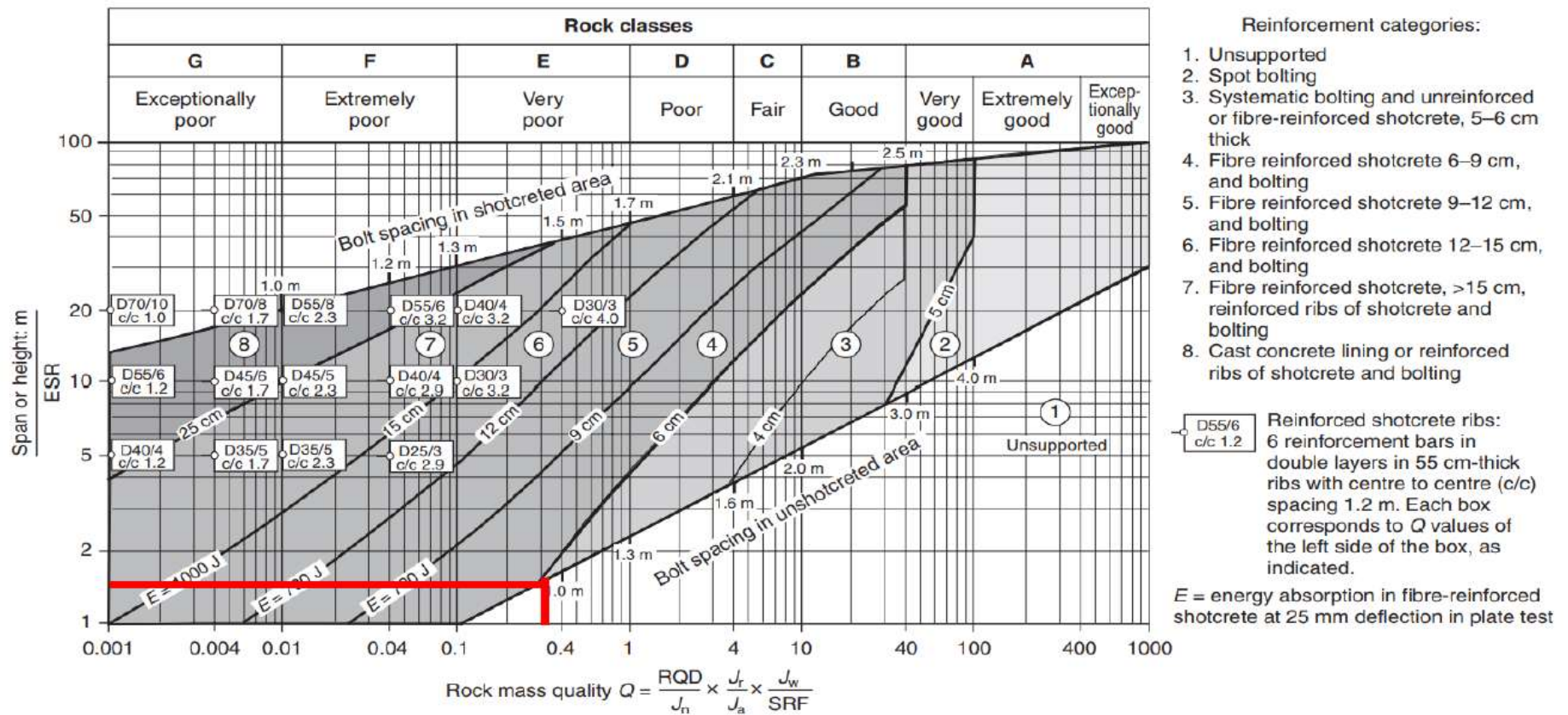
$$\frac{\text{Altura de la labor}}{ESR} = \frac{400}{23} = 1.33$$

ESR: para excavaciones temporales en minería se toma el valor de 3.0 (Handbook Usign the Q-System)

Finalmente se lleva los datos obtenidos al ábaco de Rock Mass Quality and Rock Support.

Figura 10

Abaco de selección de sostenimiento según Q de Barton



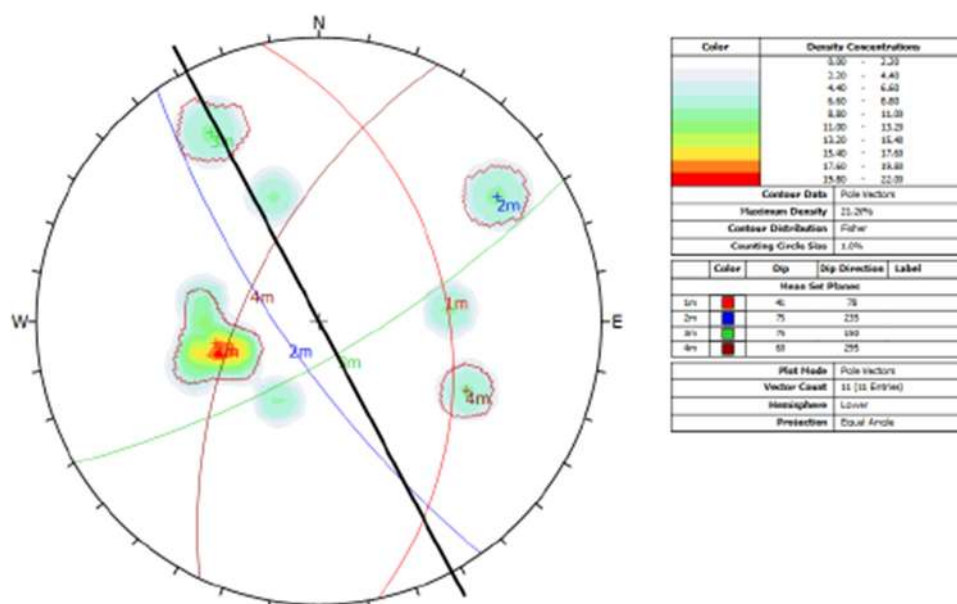
Según el ábaco (figura N° 18) los datos se interceptan en la zona 3 (Sostenimiento con pernos sistemáticos más concreto con fibra proyectado con espesor de 5 a 6 cm). A partir de estas consideraciones se llevan los resultados a la tabla de sostenimiento de la mina para labores de 3.0, teniéndose que sostener con Shotcrete de 2" (fibra de 25 – 30 kg) más pernos expansivos de 7' sistemáticos espaciados de 1.2 a 1.5 m.

4.6.11 Estabilidad estructuralmente controlada

De acuerdo al análisis estructural realizado en la GL2450 N y con el uso del Software DIPS, se ha evidenciado 3 sistemas de discontinuidades principales y aleatorias de rumbo/buzamiento de N12°W/41°NE, N35°W/75°SW, N60°E/75°SE y N25°E/60°NW respectivamente. La proyección estereográfica en el software, nos muestra la formación de cuñas, además de condiciones medianamente desfavorables para la excavación subterránea.

Figura 11

Diagrama estereográfico de sistemas de discontinuidades en la Galería 2450 N

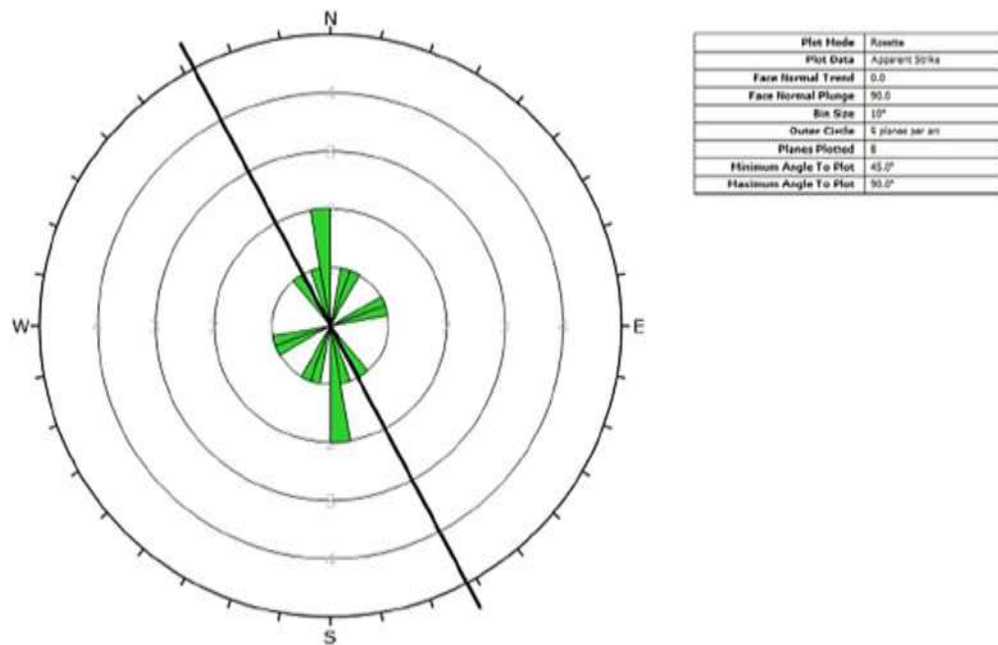


Nota. Diagrama de roseta de sistemas de discontinuidades en la Galería 2450 N

Figura 12

Figura 12

Diagrama de roseta



Nota. Formación de cuña en la corona de la Galería 2450 N

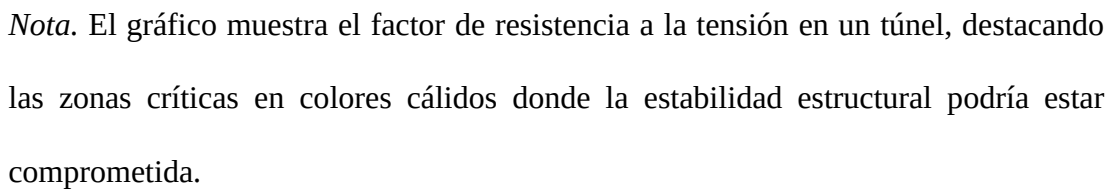
4.6.12 Estabilidad controlada por esfuerzos

Con los datos obtenidos por el mapeo geomecánico y los datos procesados se procede a construir el modelo numérico y realizar las simulaciones correspondientes que se describen a continuación.

Se tiene el reinicio del laboreo de la Galería 2450 N y según la simulación se observa factores de resistencia en la corona entre 1.26 a 1.58 (estable) y en los hastiales factores de resistencia entre 1.26 hasta 0.95 (estable en la parte alta de los hastiales), considerando la condición actual más el tipo de sostenimiento (shotcrete de 2" + pernos Swellex de 7 pies sistemáticos espaciados a 1.2m x 1.2m) adecuados para generar condiciones de estabilidad.

Figura 13

Simulación numérica de la Galería 2450 N, sostenida con Sh 2'' + P. Swellex 7'



El análisis del diagrama de perforación y voladura anterior evidencia deficiencias en la distribución de taladros y la sobrerotura en los contornos, lo que genera ineficiencias operativas y un daño excesivo al macizo rocoso. Estas fallas pueden atribuirse a un diseño de carga y espaciado no completamente optimizado, así como a una liberación de energía explosiva mal distribuida. Según el modelo matemático de Holmberg y Persson, ajustando la carga (0,9 m) y el espaciamiento (0,99 m) a través de simulaciones dinámicas más precisas, es posible mejorar significativamente el desempeño. Además, la integración de explosivos con menor densidad energética en los taladros periféricos y la implementación de retardos electrónicos optimizados reducirían los impactos negativos, garantizando un perfilado más preciso y minimizando los costos asociados al sostenimiento. Por lo tanto, el diseño de

perforación debe ser replantado para alcanzar una fragmentación uniforme y controlar de manera más efectiva la energía liberada.

4.7.1 Configuración inicial del modelo

La configuración inicial del modelo en el software JK Simblast es una etapa clave que permite simular de manera realista las condiciones del macizo rocoso y optimizar el diseño de perforación y voladura. Esta etapa es fundamental, ya que define parámetros físicos, geométricos y energéticos que afectan directamente la calidad de la fragmentación, la eficiencia operativa y la seguridad de la operación. Un modelo bien configurado no solo permite identificar posibles fallos en el diseño antes de la ejecución, sino que también minimiza los costos asociados a ajustes en campo.

4.7.1.1 Densidad de la roca

La densidad del macizo rocoso es uno de los parámetros más relevantes en la configuración del modelo. Este valor, que representa la masa específica del macizo, influye directamente en la propagación de las ondas de choque generadas por los explosivos. Según Jimeno et al. (1995), las rocas con densidades superiores a 2.7 gramos por cm³. Suelen corresponder a materiales ígneos o metamórficos densos, los cuales requieren mayor energía para fracturarse, pero también ofrecen mayor resistencia a la sobrerotura si el diseño de voladura es adecuado.

En este caso, el valor 2,85 gramos por cm³ es característico de un macizo de resistencia media-alta, lo que justifica un diseño de carga y espaciado cuidadosamente optimizados. Una densidad mal calculada podría resultar en un diseño ineficiente, ya sea por el uso excesivo de explosivos (con sobrerotura) o insuficiente (con fragmentación incompleta), lo que comprometería la operación.

4.7.1.2 *Dispersión de la malla*

La resolución de la malla es esencial para la precisión del modelo. En este caso, se seleccionó un tamaño de celda de 0,01 metro, lo que permite un análisis detallado de las áreas afectadas por la energía explosiva. Según Bruneau et al. (2004), una resolución fina es necesaria para identificar microzonas de alta concentración de energía y evaluar con precisión el daño potencial al macizo circundante. Una malla de menor resolución podría enmascarar zonas críticas, resultando en diseños ineficientes o en una evaluación incompleta del daño.

La alta resolución también permite visualizar de forma más precisa las isopletas de energía (líneas que conectan puntos de igual intensidad energética), lo que facilita la identificación de taladros mal diseñados o zonas con potencial de mejora. En este caso, las isopletas generadas en el modelo ayudan a ajustar el patrón de perforación y validar la distribución energética.

4.7.1.3 *Dimensiones de avance y sección*

La distancia de avance y las dimensiones de la sección de la galería son otros parámetros fundamentales en el modelo. La sección de 2.4 x 2.4 m metros utilizado es común en galerías de minería subterránea, ya que ofrece un equilibrio adecuado entre la capacidad de extracción y la estabilidad. Según Langefors y Kihlström (1978), el avance debe estar optimizado en función de las propiedades del macizo y del diseño de perforación, garantizando un volumen adecuado de roca removida por cada disparo.

En este caso, la longitud de avance fue configurada para coincidir con las dimensiones del diseño de la Galería 2450 N, asegurando que la simulación represente las condiciones reales. Esto permite analizar el impacto de las explosiones tanto en el área de producción como en los contornos, donde la estabilidad del macizo es más crítica.

4.7.1.4 Optimización de parámetros relacionados

Además de los parámetros principales mencionados, el software permitió configurar otros aspectos importantes, como el tiempo de cooperación entre detonaciones (30EM), lo cual fue fundamental para analizar la sincronización de las detonaciones y su impacto en la fragmentación. Este parámetro se optimizó para minimizar la interacción destructiva entre ondas de choque, una de las principales causas de daño en los contornos (Bruneau et al., 2004).

4.7.2 Técnicas de perforación y voladura para optimizar la sobrerotura.

El análisis del diagrama de perforación y voladura anterior evidencia deficiencias en la distribución de taladros y la sobrerotura en los contornos, lo que genera ineficiencias operativas y un daño excesivo al macizo rocoso. Estas fallas pueden atribuirse a un diseño de carga y espaciado no completamente optimizado, así como a una liberación de energía explosiva mal distribuida. Según el modelo matemático de Holmberg y Persson, ajustando la carga (0,9 m) y el espaciamiento (0,99 m) a través de simulaciones dinámicas más precisas, es posible mejorar significativamente el desempeño. Además, la integración de explosivos con menor densidad energética en los taladros periféricos y la implementación de retardos electrónicos optimizados reducirían los impactos negativos, garantizando un perfilado más preciso y minimizando los costos asociados al sostenimiento. Por lo tanto, el diseño de perforación debe ser replantado para alcanzar una fragmentación uniforme y controlar de manera más efectiva la energía liberada.

4.7.3 Configuración inicial del modelo

La configuración inicial del modelo en el software JK Simblast es una etapa clave que permite simular de manera realista las condiciones del macizo rocoso y optimizar el diseño de perforación y voladura. Esta etapa es fundamental, ya que define

parámetros físicos, geométricos y energéticos que afectan directamente la calidad de la fragmentación, la eficiencia operativa y la seguridad de la operación. Un modelo bien configurado no solo permite identificar posibles fallos en el diseño antes de la ejecución, sino que también minimiza los costos asociados a ajustes en campo.

4.7.3.1 Densidad de la roca

La densidad del macizo rocoso es uno de los parámetros más relevantes en la configuración del modelo. Este valor, que representa la masa específica del macizo, influye directamente en la propagación de las ondas de choque generadas por los explosivos. Según Jimeno et al. (1995), las rocas con densidades superiores a 2.7 gramos por cm³. Suelen corresponder a materiales ígneos o metamórficos densos, los cuales requieren mayor energía para fracturarse, pero también ofrecen mayor resistencia a la sobrerotura si el diseño de voladura es adecuado.

En este caso, el valor 2,85 gramos por cm³ es característico de un macizo de resistencia media-alta, lo que justifica un diseño de carga y espaciado cuidadosamente optimizados. Una densidad mal calculada podría resultar en un diseño ineficiente, ya sea por el uso excesivo de explosivos (con sobrerotura) o insuficiente (con fragmentación incompleta), lo que comprometería la operación.

4.7.3.2 Dispersión de la malla

La resolución de la malla es esencial para la precisión del modelo. En este caso, se seleccionó un tamaño de celda de 0,01 metro, lo que permite un análisis detallado de las áreas afectadas por la energía explosiva. Según Bruneau et al. (2004), una resolución fina es necesaria para identificar microzonas de alta concentración de energía y evaluar con precisión el daño potencial al macizo circundante. Una malla de menor resolución podría enmascarar zonas críticas, resultando en diseños ineficientes o en una evaluación incompleta del daño.

La alta resolución también permite visualizar de forma más precisa las isopletras de energía (líneas que conectan puntos de igual intensidad energética), lo que facilita la identificación de taladros mal diseñados o zonas con potencial de mejora. En este caso, las isopletras generadas en el modelo ayudan a ajustar el patrón de perforación y validar la distribución energética.

4.7.3.3 Dimensiones de avance y sección

La distancia de avance y las dimensiones de la sección de la galería son otros parámetros fundamentales en el modelo. La sección de 2.4 x 2.4 m metros utilizado es común en galerías de minería subterránea, ya que ofrece un equilibrio adecuado entre la capacidad de extracción y la estabilidad. Según Langefors y Kihlström (1978), el avance debe estar optimizado en función de las propiedades del macizo y del diseño de perforación, garantizando un volumen adecuado de roca removida por cada disparo.

En este caso, la longitud de avance fue configurada para coincidir con las dimensiones del diseño de la Galería 2450 N, asegurando que la simulación represente las condiciones reales. Esto permite analizar el impacto de las explosiones tanto en el área de producción como en los contornos, donde la estabilidad del macizo es más crítica.

4.7.3.4 Optimización de parámetros relacionados

Además de los parámetros principales mencionados, el software permitió configurar otros aspectos importantes, como el tiempo de cooperación entre detonaciones (30EM), lo cual fue fundamental para analizar la sincronización de las detonaciones y su impacto en la fragmentación. Este parámetro se optimizó para minimizar la interacción destructiva entre ondas de choque, una de las principales causas de daño en los contornos (Bruneau et al., 2004).

4.7.4 Selección de taladros

La selección de taladros es una etapa crucial en la simulación realizada con JK Simblast, ya que define los puntos de perforación que serán evaluados en términos de su contribución a la fragmentación, la estabilidad del macizo y la eficiencia de la voladura. Este proceso asegura que el diseño de perforación optimizado se refleja con precisión en el modelo, considerando tanto los taladros productivos como los de contorno. Según Langefors y Kihlström (1978), la correcta distribución de taladros garantiza un equilibrio adecuado entre la fragmentación del material y el control de los daños en las paredes de la Galería 2450 N.

4.7.4.1 *Distribución de taladros en el diseño.*

El diseño del patrón de perforación utilizado en esta simulación incluye una combinación de:

Taladros de arranque: Localizados en el centro del diseño, su objetivo principal es crear un vacío inicial que facilite la expansión de la fracturación. Estos taladros concentran la mayor cantidad de carga explosiva debido a su papel crítico en la generación de espacio para el material fragmentado.

Taladros de producción: Distribuidos uniformemente en el área principal de voladura, estos taladros están diseñados para maximizar la fragmentación del material y garantizar un avance efectivo. Su espaciado y carga fueron calculados previamente (0,99 0,90 m, respectivamente) para optimizar la eficiencia energética.

Taladros de alivio: Colocados estratégicamente alrededor de los taladros de arranque, tienen la función de liberar tensiones en el macizo rocoso y evitar que las ondas de choque dañen áreas fuera de la zona deseada.

Taladros de contorno: Ubicados en el perímetro del diseño, estos taladros controlan la forma final de la Galería 2450 N y minimizan los daños en las paredes. Según

Bruneau et al. (2004), la selección del tipo de explosivo en estos taladros es especialmente importante para evitar sobreexcavaciones y garantizar un perfilado limpio.

4.7.5 Distribución de energía estática

La distribución de energía estática representa el impacto inmediato de los explosivos en un volumen fijo de roca, sin considerar el tiempo variable. Este análisis utiliza las propiedades de la roca ($\rho = 2,85 \text{ g/cm}^3$) y los parámetros del diseño para determinar la intensidad energética en cada punto:

Isopletas de energía: Estas curvas conectan puntos con igual intensidad energética, mostrando la concentración de energía en las áreas cercanas a los taladros. Según Jimeno et al. (1995), las isopletas permiten identificar zonas de alta energía (cerca de los taladros de producción) y áreas de baja energía, donde la fragmentación podría ser insuficiente.

Concentración energética: En los taladros de arranque y producción, la energía estática es máxima, asegurando la fragmentación inicial. En contraste, los taladros de contorno muestran menor energía, protegiendo el perfil de la Galería 2450 N.

Volumen afectado: Según Bruneau et al. (2004), la distribución estática permite calcular el volumen total de roca afectada por los explosivos, facilitando la evaluación del diseño en términos de fragmentación y optimización del consumo de explosivos.

4.7.6 Distribución de energía dinámica

La distribución dinámica introduce la dimensión tiempo, evaluando cómo las ondas de choque generadas por las detonaciones se propagan e interactúan a lo largo de la malla de perforación. Este análisis incluye:

Secuencia de detonación: En la simulación, los taladros de arranque se detonan primero (500EM), seguidos por los de producción (1000–4000EM) y los de contorno

(6000EM). Esta secuencia permite una liberación gradual de energía, optimizando la fragmentación y minimizando el daño.

Interacción de ondas: Las ondas de choque generadas por cada taladro interactúan entre sí, potenciándose en áreas de convergencia. Según Langefors y Kihlström (1978), esta interacción debe ser cuidadosamente controlada para evitar interferencias destructivas, que pueden reducir la eficiencia de la voladura o dañar el macizo circundante.

Propagación de la energía: El software calcula cómo la energía se disipa desde los taladros hacia el macizo. En los taladros de contorno, la energía es suficiente para fracturar la roca sin exceder los límites del diseño, minimizando la sobrerotura.

4.7.7 Análisis y optimización de carga explosiva en una muestra de 10 frentes

El presente análisis corresponde a una muestra representativa de 10 frentes de trabajo en la galería que es la muestra representativa y la unidad de análisis, implementando el explosivo emulsión encartuchada utilizando diferentes configuraciones de explosivos, principalmente emulsiones explosivas de 7/8" x 7". El objetivo principal es optimizar la distribución de la carga explosiva y reducir el impacto ambiental y operativo, mientras se maximiza la fragmentación y la eficiencia del avance.

Datos iniciales y análisis comparativo

Configuración 1 (Emulsión 7/8" x 7")

- Carga explosiva total: 120 kg
- Número de taladros cargados: 27

Distribución por operación:

- Arranque: 4 taladros, 6 kg (total: 24 kg)

- Ayuda de arranque: 4 taladros, 5 kg (total: 20 kg)
- Producción: 4 taladros, 5 kg (total: 20 kg)
- Astiales: 4 taladros, 4 kg (total: 16 kg)
- Arrastre: 4 taladros, 4 kg (total: 16 kg)
- Corona: 4 taladros, 3 kg (total: 12 kg)
- Ayuda de corona: 3 taladros, 3 kg (total: 9 kg)

Configuración 2 (Emulsión 7/8" x 7")

- Carga explosiva total: 97 kg
- Número de taladros cargados: 27

Distribución por operación:

- Arranque: 4 taladros, 5 kg (total: 20 kg)
- Ayuda de arranque: 4 taladros, 4 kg (total: 16 kg)
- Producción: 4 taladros, 4 kg (total: 16 kg)
- Astiales: 4 taladros, 4 kg (total: 16 kg)
- Arrastre: 4 taladros, 4 kg (total: 16 kg)
- Corona: 4 taladros, 3 kg (total: 12 kg)
- Ayuda de corona: 3 taladros, 3 kg (total: 9 kg)

4.7.8 Análisis crítico

4.7.8.1 Consumo de explosivos

La emulsión reduce el consumo de explosivos en un 19,2% (23 kg menos) en comparación con el estándar en la mina, sin sacrificar el número de taladros cargados ni la distribución energética. Según Bruneau et al. (2004), optimizar la carga explosiva sin comprometer la eficiencia de fragmentación es clave para reducir la sobrerotura.

4.7.8.2 Fragmentación y eficiencia

En ambos casos, la distribución de carga asegura una fragmentación uniforme, pero la Emulsión presenta una carga más ajustada por taladro, lo que minimiza el riesgo de sobrerotura, especialmente en las zonas de contorno (astiales y corona).

Según Jimeno et al. (1995), ajustar las cargas en zonas periféricas mejora la estabilidad de la Galería 2450 N.

4.7.9 Optimización

4.7.9.1 Carga por taladro

Reducir la carga por taladro en operaciones periféricas (astiales, arrastre y corona) ha demostrado ser eficiente en la configuración 2, sin afectar la fragmentación. Se recomienda adoptar esta estrategia en frentes similares.

Tipo de explosivo: Se sugiere utilizar emulsiones de baja densidad para taladros periféricos y mantener emulsiones de mayor densidad en taladros de producción y arranque, logrando un equilibrio adecuado entre fragmentación y control del contorno.

Distribución y planificación: La implementación de simulaciones dinámicas con software como JK Simblast puede validar y ajustar aún más estos diseños.

Optimización de taladros:

Aunque el número de taladros cargados se mantiene constante en ambas configuraciones, reducir el número de taladros en zonas no críticas puede ser una estrategia adicional para disminuir el consumo de explosivos.

4.7.10 4.7.8 Diagramas de perforación sobre excavado

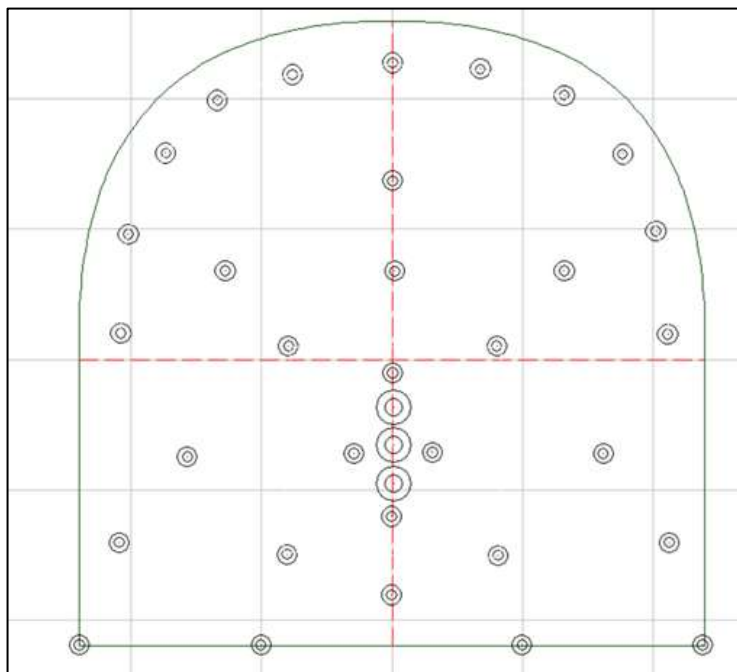
Parámetros técnicos de perforación con diseño estándar

4.7.10.1 Caso sobre excavado

Figura 14

Diagrama de perforación y voladura de las pruebas desarrolladas con el Software

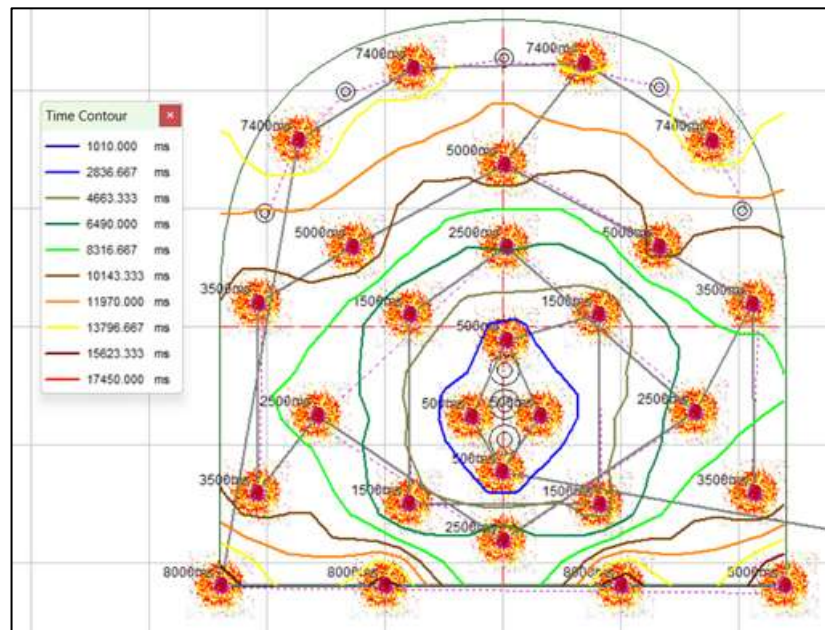
Jk Simblast



Nota. Diagrama de perforación y voladura Sección 2.4 x 2.4 m.

Figura 15

Secuencia de retardos



Nota. El diagrama muestra las curvas de contorno de tiempo que representan la distribución de los retardos en el patrón de voladura, optimizando la secuencia de iniciación para una fragmentación uniforme.

Los contornos de tiempo en la imagen sugieren un diseño con variaciones significativas en los retardos. Aunque esta estrategia busca evitar la interferencia de ondas, la falta de un análisis más preciso puede generar acumulación de energía en áreas no deseadas.

Según Langefors y Kihlström (1978), los retardos mal calibrados provocan sobrerotura debido a la falta de sincronización en la liberación de energía (Manual Jjksimblast 2017).

Distribución de Energía: Las zonas marcadas en rojo en el contorno representan áreas de mayor concentración energética. Si estas áreas están cerca de los límites del diseño de la Galería 2450 N, pueden causar fracturas secundarias en la roca.

Según el Manual de Voladura ENAEX, una distribución energética uniforme es fundamental para evitar daños colaterales al macizo rocoso (Manual de Voladura 2019).

Geometría y Burden: Los bordes del diseño muestran pozos cercanos a la periferia, lo que puede incrementar el riesgo de sobrerotura debido a la propagación directa de energía hacia la cara libre.

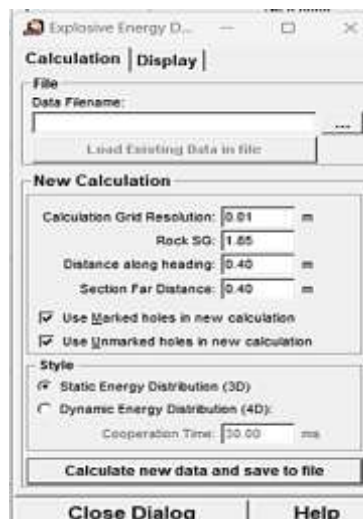
Si el diseño no considera las características geomecánicas del macizo, como discontinuidades o anisotropías, las ondas de choque pueden amplificarse en direcciones inesperadas, contribuyendo a la sobrerotura.

4.7.11 Monitoreo en Tiempo Real

Implementar sistemas de monitoreo durante la voladura para evaluar el impacto en el macizo rocoso y ajustar los parámetros en tiempo real.

Figura 16

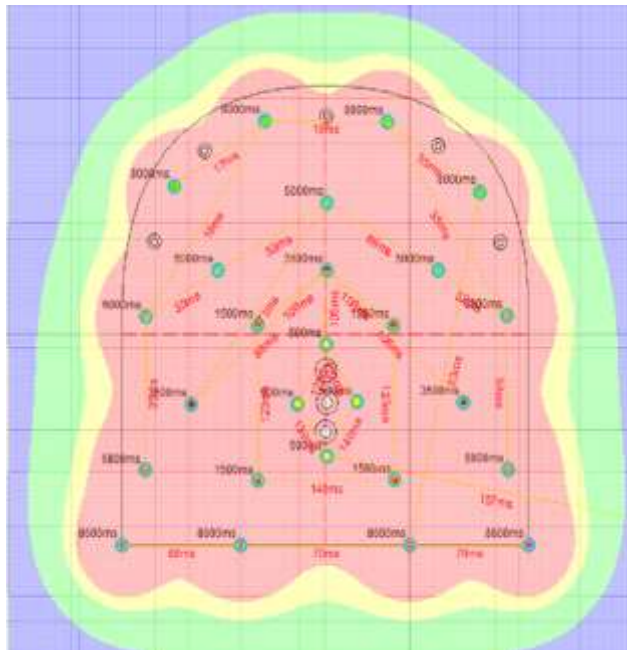
Análisis caso 1



Nota. Datos requeridos para realizar Contornos de tiempo y distribución de energía.

Figura 17

Mapa de Isócronas de Tiempo de Retardo



Nota. Análisis de daño circundante

El diagrama muestra una representación avanzada de un diseño de voladura, donde los contornos de colores reflejan la intensidad de las ondas generadas por los explosivos y su propagación a través del macizo rocoso. Este análisis se enfocará en identificar potenciales áreas de mejora, sobrerotura y optimización.

4.7.11.1 Características del diseño

Secuencia de Retardos: Se observan retardos en milisegundos que varían desde valores bajos en el centro (70-140 ms) hasta valores más altos en los bordes externos (8000 ms). Este patrón de retardos parece diseñado para liberar energía de manera progresiva, minimizando interferencias destructivas entre pozos adyacentes.

Contornos de energía: Los colores reflejan la intensidad de la energía liberada:

Rojo: Altas concentraciones energéticas en el núcleo, asociadas a fragmentación primaria.

Verde y Amarillo: Áreas de transición, donde la energía se atenúa.

Azul: Regiones externas con menor energía, correspondientes al límite de la onda explosiva.

Este diseño sugiere una fragmentación eficiente en el centro, pero existe el riesgo de sobrerotura en áreas cercanas al borde rojo.

Geometría del diseño: La distribución de pozos muestra una configuración simétrica, con espacios regulares. Sin embargo, los pozos cercanos a los límites externos de la Galería 2450 N podrían causar fracturas fuera del contorno deseado.

4.7.11.2 Diagnóstico de Sobrerotura

Posibles causas

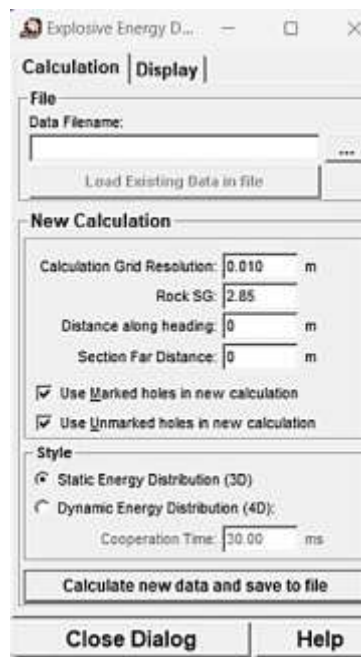
Altas Energías en los Límites: Las zonas cercanas al borde del contorno rojo sugieren una acumulación de energía que podría provocar sobrerotura en estas áreas.

Distribución de Carga Inadecuada: Si la carga explosiva no está optimizada, las zonas periféricas pueden recibir una energía superior a la necesaria.

Secuencia de Retardos No Lineal: Si los retardos no están ajustados para evitar interacciones destructivas en las zonas externas, la energía puede propagarse de manera no controlada.

Figura 18

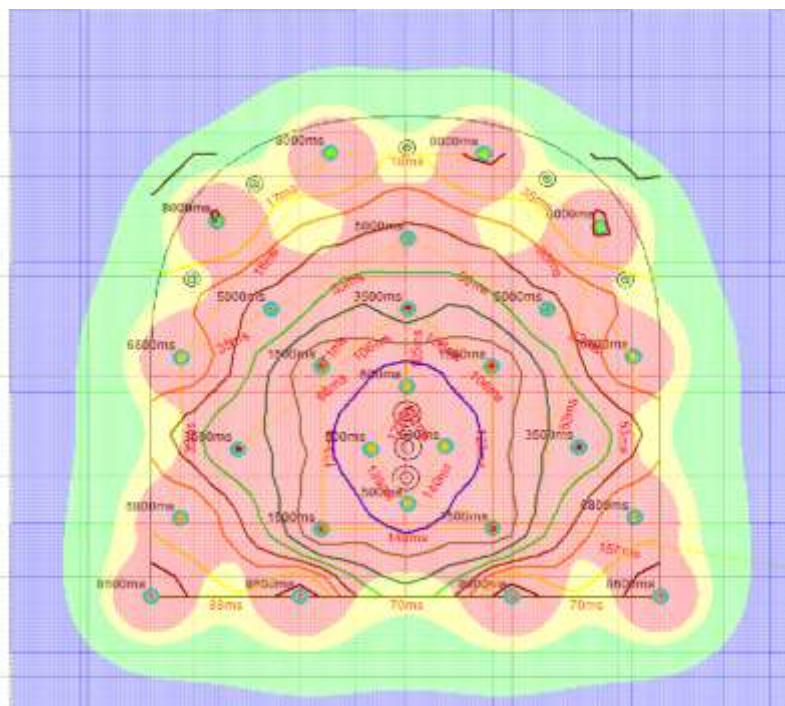
Análisis caso 2



Nota. Datos requeridos para realizar Contornos de tiempo y distribución de energía

Figura 19

Mapa de Isócronas de Tiempo de Retardo



Nota. Análisis de daño circundante

El diseño presentado muestra un enfoque técnico adecuado con progresión de energía bien distribuida. Sin embargo, las áreas cercanas a los límites externos (zonas de borde rojo y amarillo) presentan riesgos potenciales de sobrerotura. La implementación de estrategias como la optimización de retardos, el uso de explosivos más controlados y simulaciones avanzadas permitirá minimizar estos problemas, mejorando la eficiencia.

4.7.11.3 Características del Diseño

Secuencia de Retardos: Los valores de tiempo en milisegundos (70 ms hasta 8000 ms) se distribuyen progresivamente, lo que indica una detonación en cascada, comenzando desde el núcleo hacia la periferia.

Este patrón busca liberar energía de manera controlada para fragmentar eficientemente el macizo rocoso.

Distribución de Energía: Los colores en la imagen (rojo, amarillo, verde y azul) representan distintas intensidades de energía:

Zona Roja: Altas concentraciones energéticas en el centro, diseñadas para la fragmentación principal.

Zona Amarilla y Verde: Áreas de transición energética hacia los límites.

Zona Azul: Representa la periferia, con niveles de energía más bajos, minimizando el daño fuera del diseño.

Las líneas de contorno indican que la energía está relativamente bien distribuida, pero con ciertas irregularidades en los bordes, donde podría haber riesgos de sobrerotura.

Geometría y Distribución de Pozos: El diseño es simétrico, con un espaciado regular entre pozos, adecuado para lograr una fragmentación uniforme. Sin embargo,

los pozos cercanos a la periferia pueden generar problemas de sobrerotura debido a acumulación de energía.

4.7.11.4 Diagnóstico de Sobrerotura

Posibles causas

Concentración Energética en Límites: Las zonas cercanas al borde rojo muestran acumulaciones energéticas que pueden causar fracturas no deseadas.

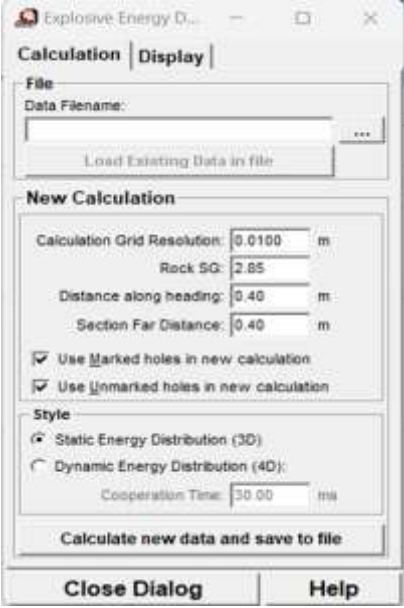
Secuencia de Retardos: Aunque el diseño busca minimizar interferencias destructivas, las variaciones en el tiempo de detonación entre pozos externos pueden amplificar ondas de choque en direcciones no controladas.

Propiedades de la Roca: Si no se considera adecuadamente la heterogeneidad y las discontinuidades del macizo rocoso, las ondas pueden desviarse y amplificar la sobrerotura.

4.7.12 1.1.1 Resultado de la prueba sin sobre excavación

Figura 20

Datos para hacer el diagrama de perforación y voladura

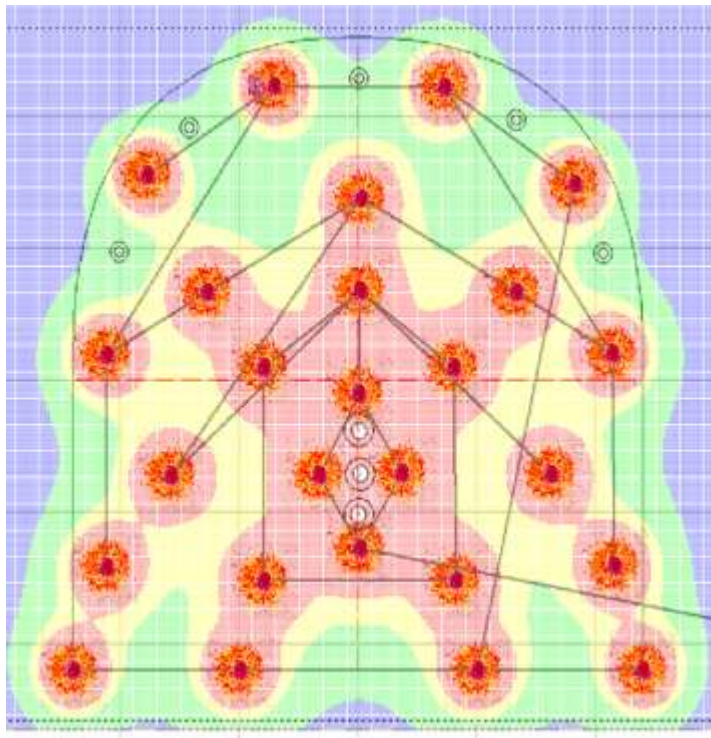


The image shows a software window titled 'Explosive Energy Distribution'. It has two tabs: 'Calculation' and 'Display'. The 'Calculation' tab is active. It contains a 'File' section with a 'Data Filename' field and a 'Load Existing Data in file' button. Below this is a 'New Calculation' section with several input fields: 'Calculation Grid Resolution' (0.0100 m), 'Rock SG' (2.85), 'Distance along heading' (0.40 m), and 'Section Far Distance' (0.40 m). There are two checked checkboxes: 'Use Marked holes in new calculation' and 'Use Unmarked holes in new calculation'. Below these is a 'Style' section with two radio buttons: 'Static Energy Distribution (3D)' (selected) and 'Dynamic Energy Distribution (4D)'. A 'Cooperation Time' field is set to 30.00 ms. At the bottom of the 'New Calculation' section is a button labeled 'Calculate new data and save to file'. At the very bottom of the window are two buttons: 'Close Dialog' and 'Help'.

Nota. Datos requeridos para realizar Contornos de tiempo y distribución de energía

Figura 21

Mapa de Isócronas de Tiempo de Retardo



Nota. Análisis de daño circundante

El diseño actual refleja mejoras significativas en la gestión de energía explosiva y fragmentación, reduciendo la sobrerotura en comparación con los diseños anteriores. Estas mejoras se atribuyen principalmente al cambio del tipo de explosivo, pasando a Emulnor 7/8" x 7", que ofrece mayor control y uniformidad en la distribución de energía.

4.7.12.1 Diagnóstico de la Sobrerotura

Evidencia de sobrerotura: Las zonas externas en amarillo y verde (gradiente energético) indican la propagación de energía hacia áreas fuera del contorno de diseño. Esto sugiere que la configuración actual ha causado sobrerotura en los bordes de la Galería 2450 N. El uso de explosivos de alta potencia (Emulnor 7/8" x 7") en taladros

cargados ha mejorado la fragmentación central, pero ha liberado energía excedente en las áreas periféricas.

4.7.12.2 Evaluación del diseño

Distribución de Pozos: El diseño muestra una disposición simétrica con taladros de arranque, corona y producción bien definidos. Sin embargo, la densidad de taladros cargados ha incrementado el impacto energético en áreas críticas.

Secuencia de Detonación: Las conexiones entre pozos muestran una progresión energética más controlada que en configuraciones previas, pero los bordes aún presentan irregularidades.

4.7.12.3 Explosivos utilizados

Emulsión de 7/8" x 7": Carga por taladro: 5-6 unidades, con un total de 120 kg de explosivo. La ventaja es la alta densidad energética (ideal para roca tipo IIIA con densidad de 2,85 t/m³).

4.7.12.4 Comparación con Diseños Anteriores

En configuraciones previas, el uso de explosivos menos controlados (como ANFO o emulsiones no optimizadas) resultaba en mayor propagación de energía hacia áreas periféricas, generando sobrerotura significativa en los bordes de la Galería 2450 N. Según estudios de Langefors y Kihlström (1978), la selección de explosivos con densidad energética adaptada al tipo de roca es fundamental para minimizar este problema. (manual Jksimblast).

En el diseño actual, el uso de Emulnor 7/8" x 7" ha permitido concentrar la energía en las zonas centrales y controlar mejor las ondas de choque hacia los bordes, como evidencia la disminución del gradiente energético en las áreas verdes y amarillas.

4.7.12.5 Evaluación del Cambio de Explosivo

Características del Emulnor 7/8" x 7":

Alta densidad energética: Ideal para roca tipo IIIA con una densidad de 2,85 t/m³, logrando una fragmentación más eficiente sin necesidad de cargas excesivas.

Velocidad de detonación controlada: Reduce la propagación descontrolada de ondas de choque, minimizando el daño fuera del diseño.

Uniformidad en la fragmentación: Mejora la homogeneidad del tamaño de fragmentos, optimizando los procesos posteriores.

4.7.12.6 Aspectos Técnicos del Diseño

Distribución de Taladros: 27 taladros cargados distribuidos estratégicamente han reducido la carga en las zonas críticas, mejorando la liberación progresiva de energía.

Según el Manual de Voladura ENAEX, una configuración optimizada de carga y espaciamiento puede disminuir la sobrerotura hasta en un 20% cuando se combina con explosivos de alta precisión.

4.7.12.7 Secuencia de Detonación Mejorada

La progresión controlada de detonación, con retardos bien definidos entre los taladros, ha contribuido a limitar la acumulación de energía en las áreas periféricas.

Esto es consistente con los estudios del Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, que destacan la importancia de ajustar los retardos para evitar picos de presión destructiva en los bordes del diseño.

4.7.12.8 Reducción de sobrerotura

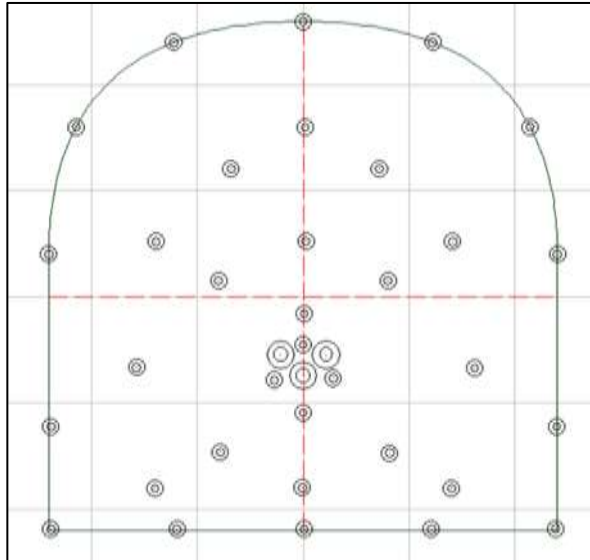
Las áreas periféricas presentan menores fracturas no deseadas, evidenciado por la disminución de las zonas de alto gradiente energético (rojo y amarillo) hacia los bordes del diseño.

La menor cantidad de energía no aprovechada ha reducido la sobrerotura asociados a la estabilización (pernos, mallas y Shotcrete).

4.7.13 Diagrama 2 sobre excavado

Figura 22

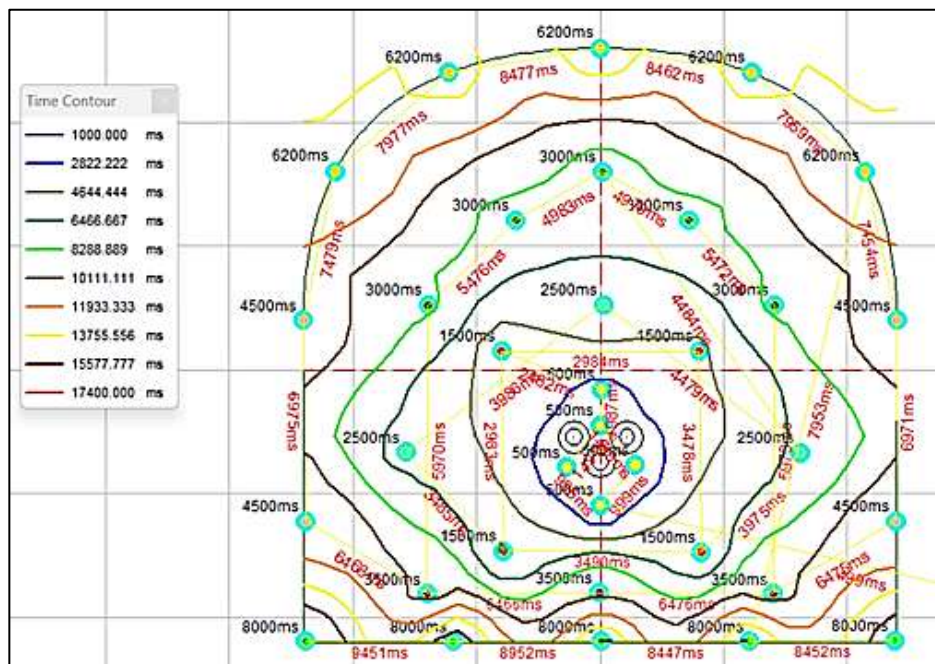
Diseño de malla de perforación sección 3.5 x 3.5 m _ 12 Pies_ Anfo



Nota. Diagrama de perforación y voladura Sección 2.4 x 2.4

Figura 23

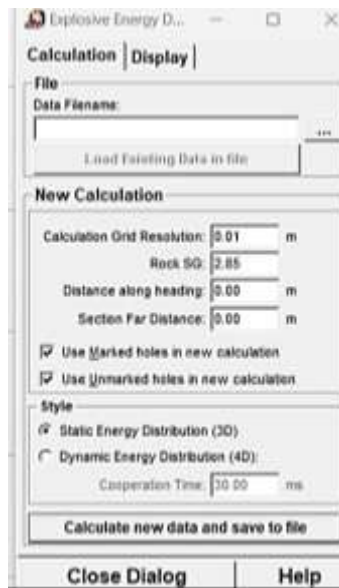
Mapa de Isócronas de Retardos



Nota. El diagrama muestra las curvas de contorno de tiempo que representan la distribución de los retardos en el patrón de voladura, optimizando la secuencia de iniciación para una fragmentación uniforme.

Figura 24

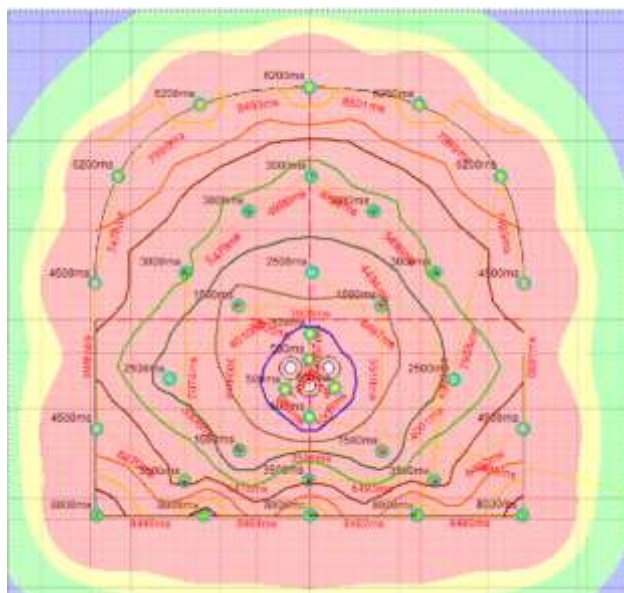
Datos para hacer el diagrama de perforación y voladura



Nota. Datos requeridos para realizar Contornos de tiempo y distribución de energía

Figura 25

Mapa de Isócronas de Tiempo de Retardo

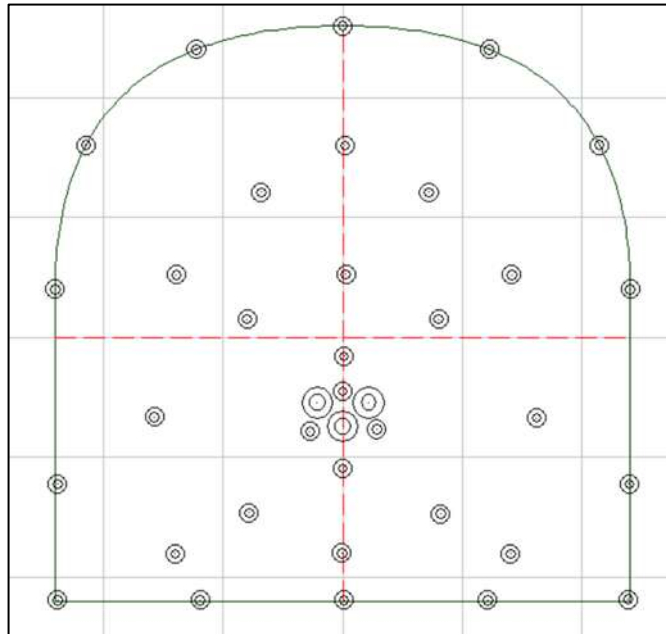


Nota. Análisis de daño circundante

4.7.14 Diagrama 2 sin sobre excavación

Figura 26

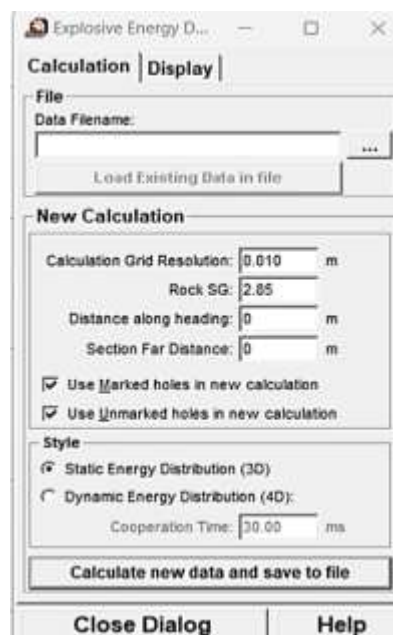
Diseño de malla de perforación sección 3.5 x 3.5 m _ 12 Pies_ Anfo



Nota. Diagrama de perforación y voladura Sección 2.4 x 2.4

Figura 27

Datos para hacer el diagrama de perforación y voladura

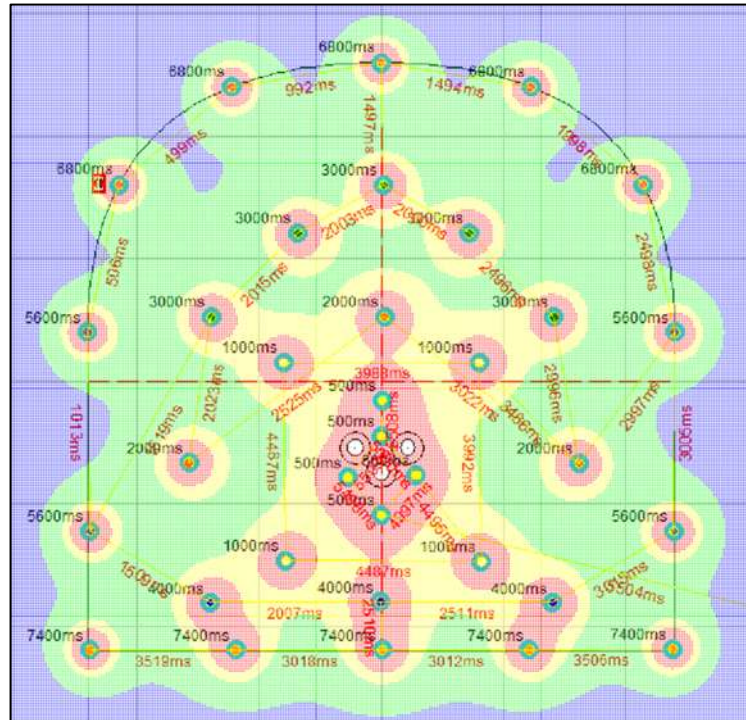


Nota. Datos requeridos para realizar Contornos de tiempo y distribución de energía

Figura 22

Figura 28

Mapa de Isócronas de Tiempo de Retardo



Nota. Análisis de daño circundante

El diseño presentado refleja avances significativos en la reducción de sobrerotura gracias al uso eficiente de explosivos y una secuencia optimizada de detonación. Las zonas periféricas muestran un control más preciso de la energía, minimizando fracturas no deseadas y mejorando la eficiencia operativa. La implementación de ajustes en retardos y cargas explosivas puede potenciar aún más estos resultados, alineándose con las mejores prácticas de ingeniería de voladura.

4.7.14.1 Características Observadas del Diseño

Secuencia de Retardos

Los tiempos de detonación (500 ms a 8800 ms) están distribuidos en un patrón progresivo desde el centro hacia la periferia.

Este diseño escalonado busca controlar la liberación de energía, permitiendo que las ondas de choque interactúen de manera constructiva en el centro y se disipen hacia los bordes.

La disminución de sobrerotura es evidente en las zonas periféricas, gracias a un control más preciso de los explosivos y los retardos.

4.7.14.2 Geometría y Distribución de Pozos

El diseño presenta una configuración simétrica con una densidad adecuada de pozos, logrando uniformidad en la fragmentación.

Los pozos periféricos están ubicados estratégicamente para minimizar la concentración energética en los bordes.

Evaluación de la Reducción de Sobrerotura

4.7.14.3 Mejoras implementadas

Uso de Explosivos Controlados: Explosivos como Emulnor 7/8" x 7" han permitido ajustar la densidad energética, reduciendo la propagación de energía fuera de los límites del diseño.

Secuencia Optimizada de Retardos: El escalanamiento progresivo de los tiempos entre taladros evita la interferencia destructiva de ondas, disminuyendo el riesgo de fracturas no deseadas en la periferia.

4.7.14.4 Comparación con Diseños Anteriores

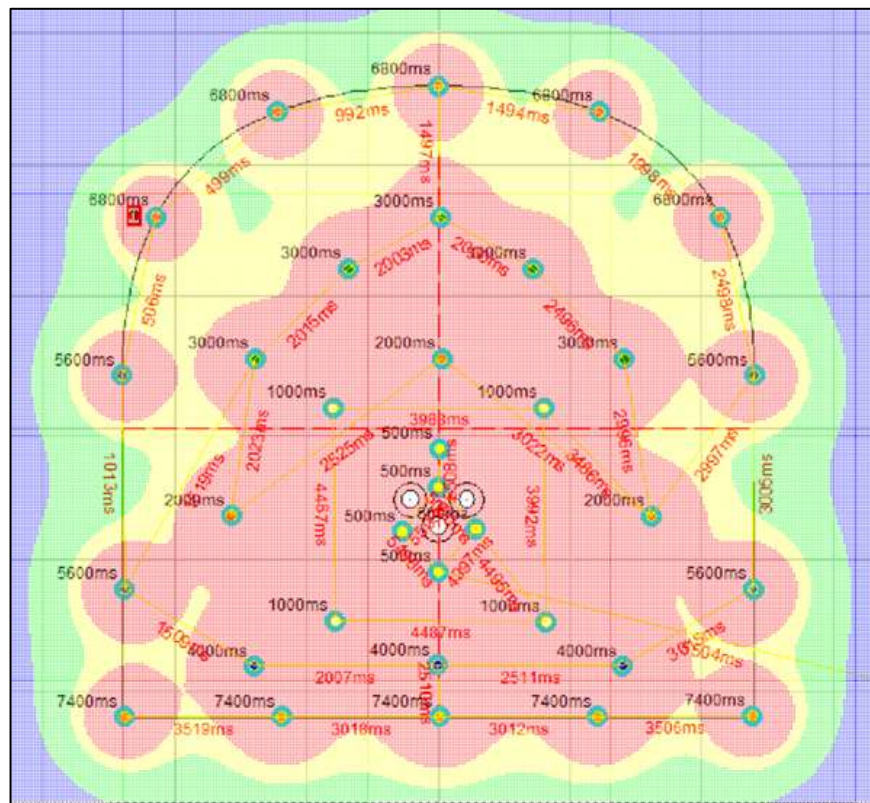
Diseños previos mostraron mayor sobrerotura en las zonas periféricas debido a una menor precisión en la detonación. La mejora en la planificación y ejecución ha reducido significativamente este problema.

Según estudios de Langefors y Kihlström, un diseño bien optimizado de carga, espaciamiento y retardos puede reducir la sobrerotura hasta en un 30%.

Refleja un diseño avanzado de voladura, con contornos de tiempo, gradientes energéticos y una distribución precisa de taladros y retardos. A continuación, se analizan los aspectos técnicos, se evalúa la sobrerotura en comparación con configuraciones anteriores.

Figura 29

Mapa de Isócronas de Tiempo de Retardo



Nota. Análisis de daño circundante

El diseño actual muestra un avance significativo en la reducción de sobrerotura gracias a la optimización de retardos y cargas explosivas. Las mejoras logradas en el control energético en las zonas periféricas son evidentes, lo que disminuye fracturas no deseadas y optimiza la fragmentación. Las propuestas adicionales pueden potenciar aún más estos resultados, garantizando un diseño más eficiente y seguro.

4.7.15 Características del Diseño Actual

4.7.15.1 *Secuencia de Retardos*

Los retardos varían de 500 ms en el núcleo a 8800 ms en los bordes. Este diseño escalonado busca un avance progresivo de la fragmentación, minimizando la interferencia destructiva de ondas de choque.

Las líneas que conectan los taladros muestran una progresión ordenada de energía hacia las zonas externas, mejorando el control.

4.7.15.2 *Distribución de Energía*

Zonas Rojas: Concentración energética en el núcleo, logrando una fragmentación primaria eficiente.

Zonas Amarillas y Verdes: Energía disipada progresivamente hacia las periferias, reduciendo el impacto fuera del contorno del diseño.

En comparación con diseños anteriores, el área periférica muestra una menor acumulación de energía, indicando una reducción de la sobrerotura.

4.7.15.3 *Geometría de los Taladros*

Los taladros están distribuidos simétricamente, con densidad adecuada para una fragmentación uniforme. Los pozos cercanos a los bordes están alineados estratégicamente para limitar la energía en la periferia.

4.7.16 Evaluación de Sobrerotura

4.7.16.1 *Mejoras implementadas*

Uso de Explosivos Controlados: El cambio a Emulnor 7/8" x 7" ha permitido ajustar la densidad energética, evitando fracturas no deseadas en las zonas periféricas.

Retardos Ajustados: Los retardos progresivos han permitido controlar mejor la interacción de ondas, minimizando el riesgo de sobrerotura.

4.7.16.2 Comparación con Diseños Anteriores

En configuraciones anteriores, se observaba mayor energía acumulada en las zonas verdes y amarillas, lo que provocaba fracturas más allá del diseño. El diseño actual reduce esta propagación gracias a una mejora en la planificación de cargas y retardos.

Según Langefors y Kihlström (1978), los diseños optimizados pueden reducir la sobrerotura en un 25-30% mediante ajustes en retardos y cargas.

4.8 Factor humano, tasa de error por turno asociada a la fatiga

4.8.1 Indicadores para analizar la tasa de error

4.8.1.1 Errores en tareas repetitivas

Según Blaya et al. (2012), la repetitividad en las tareas laborales puede acentuar los efectos de la fatiga, incrementando la probabilidad de errores. La medición de estos errores es crucial para evaluar cómo los niveles de fatiga afectan la calidad del trabajo.

Definición: Frecuencia de errores en actividades rutinarias que requieren precisión, generalmente de bajo nivel de complejidad.

Fórmula:

$$\begin{aligned} & \text{Errores en tareas repetitivas (\%)} \\ &= \left(\frac{\text{Errores cometidos en tareas repetitivas}}{\text{Total de tareas repetitivas realizadas}} \right) \times 100 \end{aligned}$$

La evaluación de este indicador permite identificar tendencias de errores derivados de la disminución de la atención y concentración durante actividades rutinarias (Blaya Haro et al., 2012).

Tabla 10

Tabla de resultados

Toma	Tareas repetitivas realizadas	Errores cometidos	Error en tareas repetitivas (%)	Optimizado (probabilidad %)
1	11	5	45.45	12.56
2	11	7	63.64	10.4

3	12	9	75.00	17.11
4	9	8	88.89	11.11
5	7	5	71.43	14.39
6	12	3	25.00	12.02
7	10	7	70.00	18.96
8	15	4	26.67	14.75
9	7	9	128.57	15.63
10	5	9	180.00	16.96
Promedio			77.46	14.39

Nota. Resultados del error en tareas repetitivas (%) y resultados optimizados

El análisis de los datos, correspondientes a actividades críticas como perforación y carguío de explosivos, refleja un promedio elevado de errores en tareas repetitivas (77.46%), lo que evidencia un impacto significativo de la fatiga y la monotonía en el desempeño operativo. A pesar de estos retos, los esfuerzos por optimizar el factor humano han permitido alcanzar un promedio de optimización del 14.39%, demostrando avances iniciales en la mejora de la eficiencia operativa.

Las fluctuaciones en los errores, con valores extremos como el 25% en la Toma 6 y el 180% en la Toma 10, destacan la necesidad de estandarizar buenas prácticas y mejorar las condiciones laborales en estas actividades de alta precisión. Estas variaciones sugieren que la fatiga, junto con factores ergonómicos y organizacionales, inciden directamente en el desempeño y en la seguridad de las operaciones.

4.8.1.2 Tasa de tareas incompletas o mal terminadas

De acuerdo con Sverdrup y Blanchard (2018), la fatiga puede causar una pérdida de precisión y deterioro en la calidad del trabajo, lo que a menudo resulta en tareas incompletas o con defectos que requieren corrección.

Definición: Proporción de tareas que requieren revisión o corrección debido a errores operativos atribuibles a la fatiga.

Fórmula:

$$\text{Tasa de tareas incompletas (\%)} = \left(\frac{\text{Tareas incompletas o corregidas}}{\text{Total de tareas realizadas}} \right) \times 100$$

Monitorear este indicador permite establecer estrategias de supervisión para minimizar los efectos de la fatiga en la calidad operativa (Sverdrup & Blanchard, 2018).

Tabla 11

Tabla de resultados

Toma	Tareas realizadas	Tareas incompletas o corregidas	Tasa de tareas incompletas (%)	Optimizado (probabilidad %)
1	9	1	11.11	11.92
2	11	2	18.18	7.69
3	11	4	36.36	7.44
4	8	4	50.00	6.68
5	11	4	36.36	7.19
6	7	4	57.14	10.58
7	10	4	40.00	9.04
8	6	2	33.33	5.65
9	14	2	14.29	7.54
10	13	3	23.08	7.47
Promedio			31.99	8.12

Nota. Resultados de la tasa de tareas incompletas (%) y resultados optimizados

La tabla evidencia una tasa promedio de tareas incompletas o corregidas del 31.99%, lo que sugiere que aproximadamente un tercio de las operaciones no se ejecutan de manera óptima.

Las tasas más bajas de tareas incompletas se encuentran en la Toma 1 (11.11%) y la Toma 9 (14.29%), lo que puede indicar condiciones favorables o buenas prácticas en esas instancias específicas. Por el contrario, valores más elevados como el 57.14% en la Toma 6 y el 50% en la Toma 4 reflejan la necesidad de intervenciones puntuales para abordar problemas que afectan el desempeño operativo en esos contextos.

En cuanto al indicador de optimización, el promedio se sitúa en un 8.12%, reflejando que las probabilidades de mejorar las condiciones y reducir las tareas incompletas son limitadas bajo el escenario actual. No obstante, valores más altos en tomas como la 1 (11,92%) y la 6 (10,58%) demuestran el potencial de mejora.

4.8.1.3 Calidad en la ejecución

Blaya Haro et al. (2012) sugieren que la calidad en la ejecución es un indicador esencial para evaluar el impacto de los factores humanos en entornos industriales, ya que se relaciona directamente con el desempeño laboral.

Definición: Evaluación del porcentaje de tareas completadas sin defectos, considerando estándares de calidad preestablecidos.

Fórmula:

$$\text{Calidad de ejecución (\%)} = \left(\frac{\text{Tareas realizadas sin defectos}}{\text{Total de tareas realizadas}} \right) \times 100$$

Este indicador refleja la precisión y efectividad del trabajo, impactadas por la fatiga y otros factores humanos (Blaya Haro et al., 2012).

Tabla 12

Tabla de resultados

Toma	Tareas realizadas	Tareas realizadas sin defectos	Calidad en la ejecución (%)	Optimización (%)
1	10	7	70.00	84.93
2	7	5	71.43	81.95
3	12	8	66.67	87.22
4	11	8	72.73	82.81
5	10	7	70.00	80.24
6	9	7	77.78	86.45
7	7	5	71.43	81.77
8	7	5	71.43	89.4
9	10	7	70.00	89.54
10	9	6	66.67	89.15
		Promedio	70.81	85.35

Nota. Resultados de la calidad de ejecución (%) y resultados optimizados

El análisis de los datos en la tabla, relacionados con la calidad de ejecución en actividades operativas como perforación y carguío, destaca un promedio de calidad de ejecución del 70,81%. Esto indica que aproximadamente siete de cada diez tareas realizadas cumplen con los estándares de calidad preestablecidos, mientras que el resto podría estar influenciado por factores como la fatiga y la presión operativa.

En cuanto a la calidad en la ejecución por toma, los valores fluctúan entre el 66.67% (Tomas 3 y 9) y el 77.78% (Toma 6), lo que evidencia variabilidad en la precisión y efectividad del trabajo.

Por otro lado, el indicador de optimización presenta un promedio del 85,35%, lo que refleja una alta capacidad de mejora y adaptación en las operaciones. Los valores más altos, como el 89.54% en la Toma 9 y el 86.45% en la Toma 6, sugieren que estas condiciones específicas favorecen la calidad de las tareas ejecutadas.

4.9 Actividades de perforación y voladura

4.9.1 Perforación del frente

La actividad de perforación de frentes con Jackleg está bajo la supervisión del jefe de guardia y el supervisor de mina, quienes trabajan en coordinación con un maestro perforista y un ayudante.

4.9.1.1 Equipos de Protección Personal (EPP)

Para realizar la tarea de manera segura, el personal debe usar casco, calzado de seguridad, guantes, protección auditiva, anteojos de seguridad, respirador, y ropa reflectiva. Adicionalmente, se requiere el uso de barbiquejo, mamelucos y correas porta lámpara.

4.9.1.2 Equipos, Máquinas, Herramientas y Materiales Requeridos

- Perforadora tipo Jack Leg.
- Barrenos de 4, 6, y 8 pies.

- Llaves Stilson y francesa.
- Aceite Torcula 100.
- Lampa y pico.
- Andamios y barretillas de varias longitudes (hasta 15 pies).
- Pintura, cordel y cucharilla.

4.9.1.3 Inspección del Área de Trabajo

- Verificar la ventilación, la presencia de rocas sueltas, taladros cortados y el sostenimiento.
- Asegurar la estabilidad del piso para prevenir caídas.

Marcado de Línea, Sección y Malla de Perforación

- Realizar el trazado necesario para definir los puntos de perforación.
- Evitar obstáculos y mantener ordenada el área de trabajo.

4.9.1.4 Limpieza de la Línea de Aire y Agua

Sopletear las líneas para eliminar impurezas y asegurar su correcta operación.

4.9.1.5 Instalación de Servicios de Aire y Agua a la Perforadora

Conectar las mangueras, verificar válvulas cerradas, llenar el aceite de la lubricadora y asegurarse de que las herramientas estén en buen estado.

4.9.1.6 Posicionamiento de la Máquina

Colocar correctamente la perforadora asegurando el paralelismo con la labor planificada.

4.9.1.7 Iniciar la Perforación

- Comenzar la perforación manteniendo el paralelismo y dirección.
- Verificar el funcionamiento de la perforadora y usar los EPP adecuados para evitar daños por ruido, polvo y proyección de partículas.

4.9.1.8 Retiro de Equipo y Herramientas al Finalizar

Desconectar las mangueras de agua y aire, trasladar la perforadora con la ayuda de otra persona y asegurar las herramientas.

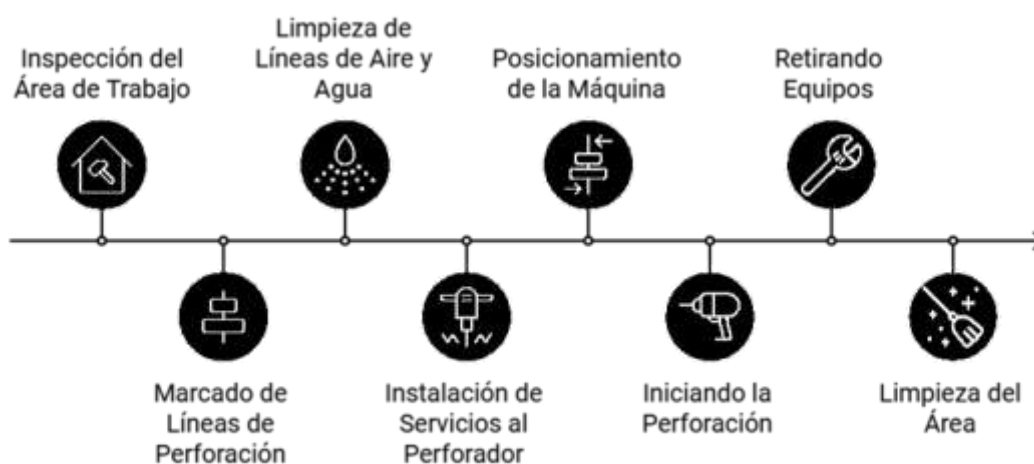
4.9.1.9 Orden y Limpieza del Área

Nivelar pisos, bombear agua acumulada y retirar residuos.

Realizar limpieza completa para prevenir riesgos posteriores.

Figura 30

Procedimiento para realizar la perforación en el frente



Nota. Procesos de Perforación frente

4.9.2 Carguío de frente

De acuerdo al diagrama de perforación correspondiente a la sección de la galería, el supervisor, solicitará la cantidad de explosivo al polvorín a través de vales. El retiro se efectuará en una camioneta debidamente acondicionada y autorizada.

Para la manipulación, carguío y transporte de explosivos, se utilizará personal que contará con la respectiva licencia de manipulador de explosivos, con instrucción específica en el uso y manejo del mismo.

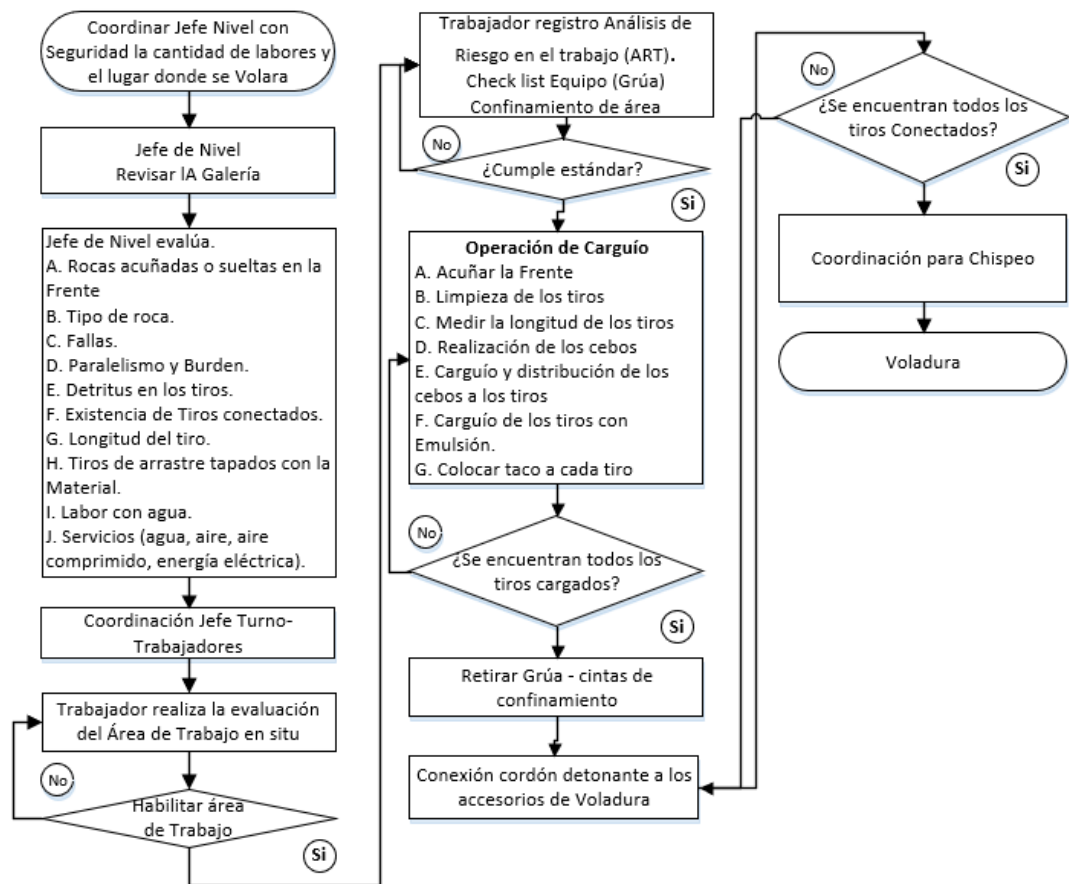
Antes de cargar los taladros, se soplarán todas las perforaciones para eliminar el agua y los residuos sólidos que impiden un carguío adecuado de las perforaciones.

Para el carguío de la frente, la secuencia de carguío será la siguiente:

- Distribuir los cebos, según secuencia de salida, en la boca de los taladros de arriba hacia abajo (a excepción de las zapateras que se cebarán y cargarán al final del proceso de carguío).
- Luego, se introducirán los cebos en los taladros empleando coligue de largo adecuado, de arriba hacia abajo.
- Luego se cargarán los taladros, de arriba hacia abajo.
- El carguío de periferia cajas y coronas con Emulsión como cebo más más el taco.
- Los taladros de zapatera con Emulsión más taco.

Figura 31

Carguío de Explosivo



Finalmente, se conectarán todas las colas de los noneles a troncal, cuyos extremos en donde va la guía compuesta quedara atrás de la frente y sin conectar (se conectará solo cuando se autorice la voladura).

Finalmente, se retirarán todos los materiales; los envoltorios, cajas de explosivos o explosivos sobrantes (quedará nota de ello en el libro de control de explosivos, indicando quien lo envía, cantidad y polvorín al cual es dirigido) serán devueltas a polvorín; se retirarán instalaciones o elementos susceptibles de ser dañados con el disparo o se harán las protecciones necesarias para resguardarlos. En las frentes cargadas, se colocará loro humano resguardando el disparo.

4.9.3 Resultado de tiempos

Tabla 13

Tiempo de estándar del ciclo de minado

Ciclos de trabajo		
Sección Actividad	Estándar Tiempo (min)	Mejorado Tiempo (min)
Instalar equipo de perforación	10	10
Tiempo de perforación de taladros frente	60	50
Tiempo de perforación de taladros para cara libre	10	10
Retiro de equipo de perforación	5	5
Limpieza de zapatera de frente	10	10
Cargar frente	40	30
Retiro de equipo de carguío de frente	5	5
Voladura (Coordinar y aislar sector)	10	0
Total de ciclo teórico	150	120
Avance por disparo (metros por disparo)	2.4	2.4

Nota. Actividades estándar y mejorado del ciclo de minado

Tabla 14

32Toma de tiempos

Nº	Descripción	T. 01	T. 02	T.03	T. 04	T.05
	Fecha y Nivel de trabajo	01-Set	06-Set	20-Sep	01-Oct	06-Oct
	Labor	GL. 2450				
1	Inspección del área a trabajar	374	236	397	0	423
2	Aislamiento del área a trabajar	236	425	309	325	287
3	Registro check list	200	284	300	297	300
4	Prepara frente	180	200	149	210	180
5	Instalación aire y agua	683	545	584	513	634
6	Instalación bomba de agua	302	359	236	181	287
7	Perforación	3450	3100	3600	3400	3700
8	Desinstalación Equipo	273	150	240	200	189
a	Tiempos productivos	57.5	51.7	60.0	56.7	61.7
b	Tiempos contributorio	37.5	36.7	36.9	28.8	38.3
c	Tiempos No contributorio	33	52	20	23	27
Total tiempo en minutos [min]		128.0	140.3	116.9	108.4	127.0

Nota. Toma de tiempos de la actividad de perforación y voladura en 5 frentes

Tabla 15*Tiempos no contributorio*

Actividad	N° Estudio	Tiempo No Contributorio	T. [min]
Perforación Frente	1	Postura con agua	13
		Falta de agua	20
	2	Espera de perforadora	4
		Equipo inoperativo	48
	3	Barra plantada en el frente	7
		Acuñado de roca	13
	4	Falta de agua	10
		Tiempo de espera por mecánico	13
	5	Espera falta de bomba de agua	11
		Espera de perforadora	16
	Tiempo promedio [min]		15.5
	Tiempo total [min]		170.5

Nota. Los tiempos no contributorio son los tiempos que los trabajadores tienen demoras para realizar la actividad.

Tabla 16*Rendimiento de perforación de Frente*

N°	Tiempo total	Recursos	Avance	Rendimiento	Producción	Perdida
	Horas [H]	[HH]	Metros lineales [ml]	[HH/ml]	[ml/HH]	[HH]
1	2.13	4.27	3.3	1.29	0.774	0.6
2	2.34	4.68	3.3	1.42	0.706	0.9
3	1.95	3.90	3.3	1.18	0.847	0.3
4	1.81	3.61	3.3	1.10	0.913	0.4
5	2.12	4.23	3.3	1.28	0.780	0.5
Promedio Global				1.3	0.80	0.5

Nota. Las pérdidas en horas operativas

4.9.4 Carguío de explosivo**Tabla 17***Toma de tiempos*

N°	Descripción	T 01	T 02	T 03	T 04	T 05
----	-------------	------	------	------	------	------

Fecha y Nivel de trabajo		01- Set	06- Set	20- Sep	01- Oct	06- Oct
Labor		GL. 2450				
1	Inspección del área a trabajar	485	225	357	237	372
2	Aislamiento del área a trabajar	85	106	82	53	47
3	Registro check list	344	486	348	387	377
4	Desate del frente de perforación	165	0	264	0	574
5	Evaluación y limpieza de los taladros	184	207	241	125	0
6	Carguío de cada tiro	3000	2800	3147	3210	3100
7	Conexión de cordón detonante	397	320	496	798	837
a	Tiempos productivos	56.6	52.0	60.7	66.8	65.6
b	Tiempos contributorio	21.1	17.1	21.5	13.4	22.8
c	Tiempos No contributorio	10	8	10	10	8
Total tiempo en minutos [min]		87.7	77.1	92.3	90.2	96.5

Nota. Toma de tiempos de la actividad de perforación y voladura en 5 frentes

Tabla 18

Tiempos no contributorio

Actividad	N° Estudio	Tiempo No Contributorio	T. [min]
Carguío de explosivo	1	Tiro de producción conectado a otro tiro	10
	2	Desatado de roca suelta	8
	3	Taladros con detritus	10
	4	Espera de explosivo	10
	5	Taladros de zapatera con agua	8
Tiempo promedio [min]			9.2
Tiempo total [min]			46.0

Nota. Los tiempos no contributorio son los tiempos que los trabajadores tienen demoras para realizar la actividad.

Tabla 24.

Tabla 19

Rendimiento de Carguío de explosivo

N°	Tiempo total	Recursos	Avance	Rendimiento	Producción	Perdida
----	--------------	----------	--------	-------------	------------	---------

	Horas [H]	[HH]	Metros lineales [ml]	[HH/ml]	[ml/HH]	[HH]
1	1.46	4.38	3.3	1.33	0.8	0.2
2	1.28	3.85	3.3	1.17	0.9	0.1
3	1.54	4.61	3.3	1.40	0.7	0.2
4	1.50	4.51	3.3	1.37	0.7	0.2
5	1.61	4.82	3.3	1.46	0.7	0.1
Promedio Global				1.3	0.7	0.153

Nota. Las perdidas en horas operativas

4.9.5 Análisis de sobrerotura en la Galería 2450 N

La presente investigación enfoca el análisis y desarrollo de datos obtenidos mediante modelos tridimensionales generados con el sistema de fotogrametría digital para interiores de mina.

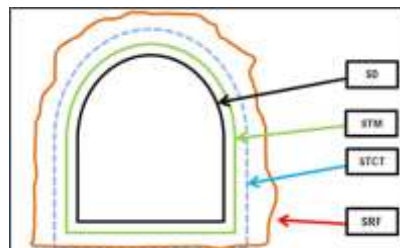
A partir de estos modelos 3D, se generan secciones transversales verticales, perpendiculares al eje de la Galería 2450 N en la unidad minera Cedro. Con estas secciones verticales, se calcula el área excavada, la cual se compara con las áreas proyectadas según los planos de diseño de la galería. Esto permite determinar si las excavaciones realizadas presentan sobrerotura, aportando información clave para la optimización.

4.9.6 Sobre excavación contractual

Se define en el contrato cuales son los parámetros de sobre excavación y etas son:

Figura 32

Sobre rotura



Nota. Parámetros de sobre rotura de la Mina Poderosa

SD: Sección de Diseño: Sección indicada en los planos de diseño de excavación minera.

STM: Sección Teórica Media: Sección esperada producto de desviación de perforación (3°).

STCT: Sección Teórica con Tolerancia: Corresponde a la Sección Teórica Media, más la tolerancia permitida, para cada sección, según tabla adjunta:

SRF: Sección Real Final: Es el área promedio final obtenida a partir de secciones topográficas tomadas a 1,75 metros de cada avance de disparo, considerando una longitud de perforación de 2,4 metros. Esta sección promedio final corresponde a un período de trabajo (mes) o una longitud definida (metros).

SE: Sobre excavación: Existe SE cuando la SRF es mayor a la STCT, para cada las diferentes secciones

Tabla 20

Porcentaje de sobrerotura por el tamaño de sección

	2,4 x 2,4	3,6 x 3,6	4,0 x 4,0	4,0 x 4,5	5,0 x 5,0
SD [m²]	9,5,00	11,57	14,42	18,28	22,57
STCT [m²]	10,3	13,4	16,39	20,63	25,16
%	14%	13%	12%	11%	10%

Nota. Porcentaje de sobrerotura según el tamaño de excavación datos compañía minera

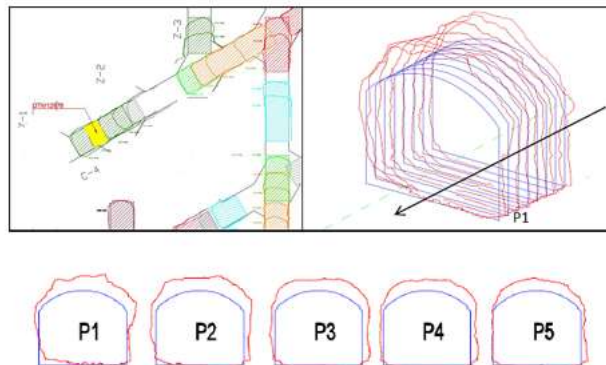
4.9.6.1 Desarrollo de la actividad

Se revisa el plano de avance de fotografías correspondiente a la Galeria2450 N obteniéndose 5 DTM realizados.

Figura 27

Figura 33

Avance topográfico de la Galería



Nota. Toma de datos de cada frente evaluada con la metodología ADAM

4.9.6.2 *Procesamiento de DTM – Imágenes en 3D*

Los modelos digitales de terreno (DTM) o modelos tridimensionales de la galería son generados a partir de 16 fotografías combinadas con 4 puntos de coordenadas y una metodología específica de trabajo en campo.

A través del procesamiento de estos datos (fotografías y coordenadas), se obtiene un modelo tridimensional del avance de la galería, compuesto por una malla de triángulos e imágenes 3D integradas.

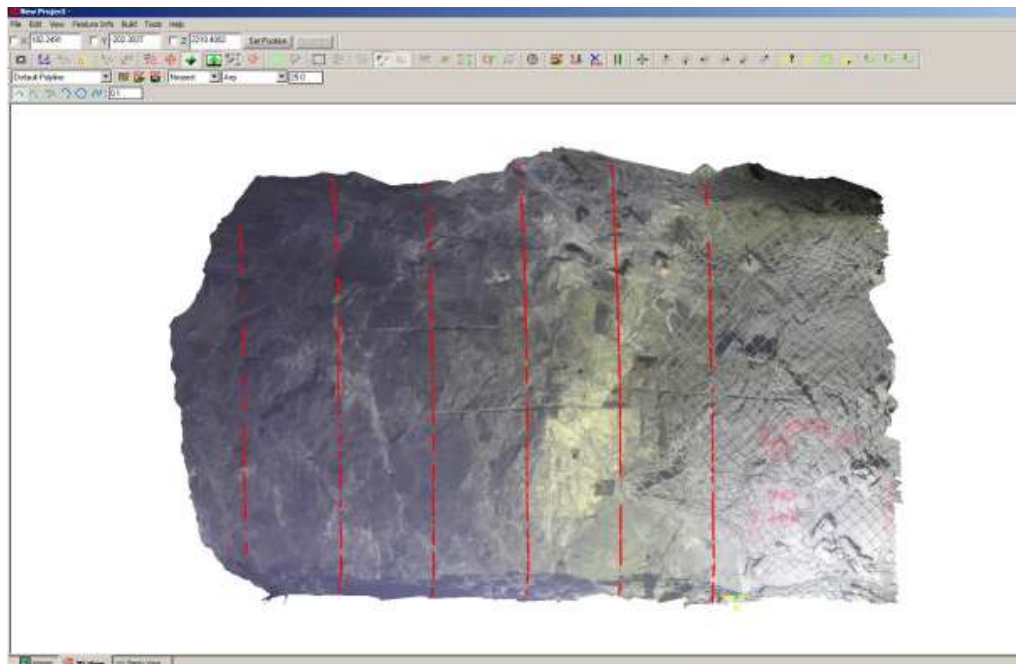
Dado que las fotografías se capturan en un entorno subterráneo fortificado y siguiendo una metodología de trabajo definida, la visualización del DTM refleja las mismas condiciones de la galería, incluyendo superficies fortificadas (pernos, malla y Shotcrete) y áreas de roca expuestas.

Para este estudio, los datos relevantes se obtienen únicamente de las superficies de roca descubierta. Por esta razón, se procesa el manteniendo solo la superficie de roca. Este procedimiento se aplica a todos los modelos 3D que abarcan la zona de estudio.

Figura 28

Figura 34

Perfiles topográficos



Nota. perfiles topográficos necesarios para el análisis se extraen exclusivamente de las superficies de roca.

La imagen muestra un modelo digital de terreno (DTM) generado a partir de 16 fotografías combinadas con 4 puntos de coordenadas georreferenciadas, procesadas cuidadosamente para analizar el avance y las condiciones de la Galería 2450 N en la mina subterránea. Este modelo en 3D permite visualizar tanto las áreas fortificadas como las zonas de roca descubierta, siendo estos últimos el punto clave para evaluar si la excavación sigue los diseños proyectados. Las líneas rojas que aparecen en la imagen representan perfiles generados cada metro de manera perpendicular al eje de avance, lo que ayuda a comparar las secciones reales con las teóricas. Este análisis es crucial para identificar si hay sobrerotura o material excedente, permitiendo ajustar los procedimientos de trabajo para lograr mayor precisión. Además, los datos exportados en formato DXF se analizan en AutoCAD, proporcionando información visual y

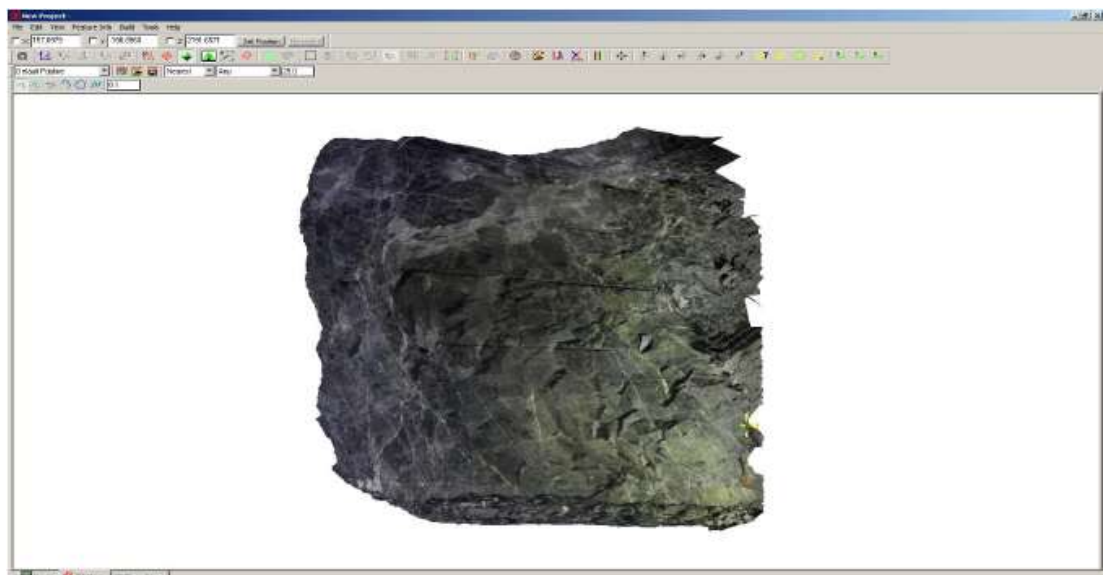
numérica que facilita decisiones rápidas y basadas en datos. En resumen, este modelo es una herramienta esencial para optimizar la excavación, controlar la sobrerotura y asegurar que el trabajo cumpla con los estándares técnicos.

4.9.6.3 Generar Secciones

Con los modelos (DTM) en 3D ya recortados se obtiene una excavación confinada de la superficie de roca descubierta de cada DTM.

Figura 35

Secciones (DTM)



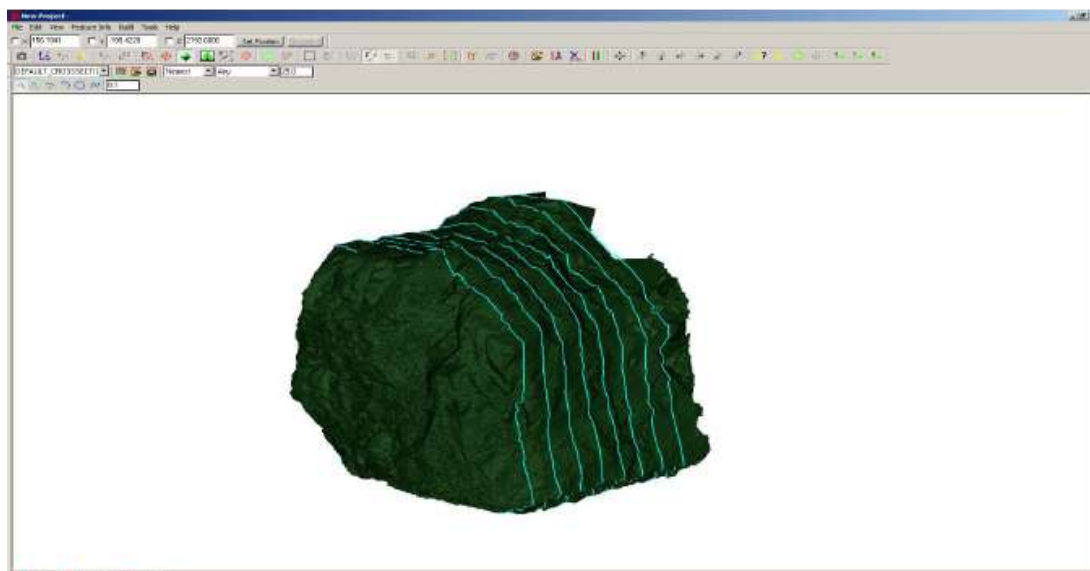
Nota. Generan secciones a cada 1 metro, perpendiculares a la dirección

La imagen muestra un modelo digital de terreno (DTM) correspondiente a las secciones de la Galería 2450 N, mediante el procesamiento de fotografías y puntos georreferenciados. Este modelo tridimensional permite visualizar de manera detallada las características de la superficie de roca expuesta, proporcionando una base sólida para analizar las condiciones reales del terreno en comparación con las proyecciones teóricas. A partir de este modelo, se extraen perfiles y secciones perpendiculares que ayudan a evaluar la calidad de la excavación, identificando posibles sobreroturas con el diseño proyectado.

4.9.6.4 Exportar datos

Figura 36

Exportación de data



Nota. Secciones generadas en la Galería 2450 N se exportan en formato Dxf.

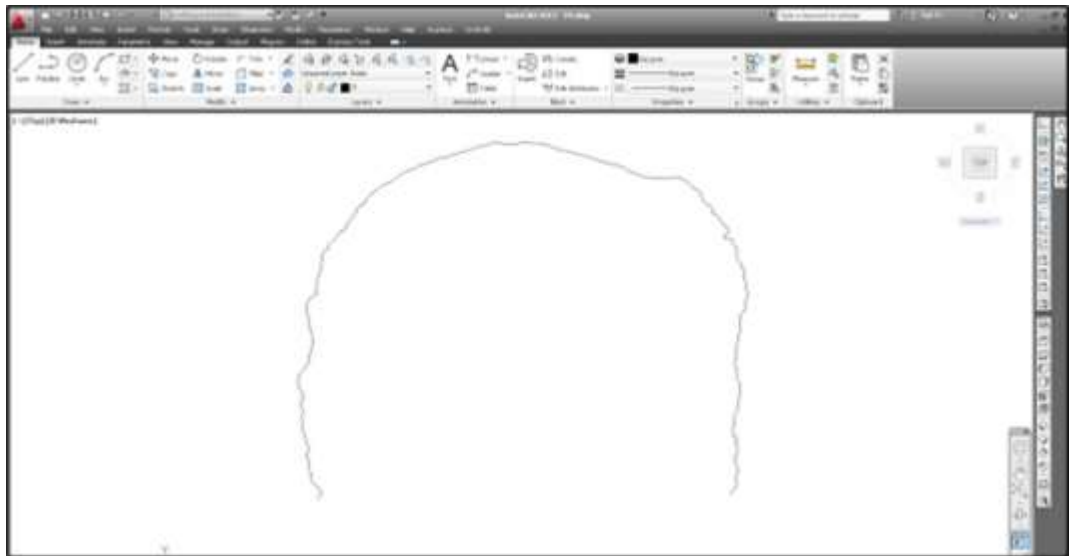
La imagen muestra la exportación de secciones generadas a partir del modelo digital de terreno (DTM) de la Galería 2450 N en formato DXF. Estas secciones, representadas por líneas en color azul, son extraídas a intervalos regulares, lo que permite una representación detallada y precisa de las características geométricas del terreno. Este formato es ideal para integrarse en software de diseño como AutoCAD, donde se pueden comparar las secciones reales con los diseños teóricos. Este proceso facilita la identificación de diferencias, como sobreroturas, y permite realizar ajustes en las operaciones de voladura y excavación.

4.9.6.5 Desarrollo de perfiles en AutoCAD

Se debe procesar cada perfil exportado, los perfiles exportados se encuentran abiertos en la parte inferior, correspondiente al piso de la galería.

Figura 37

Perfiles de las excavaciones



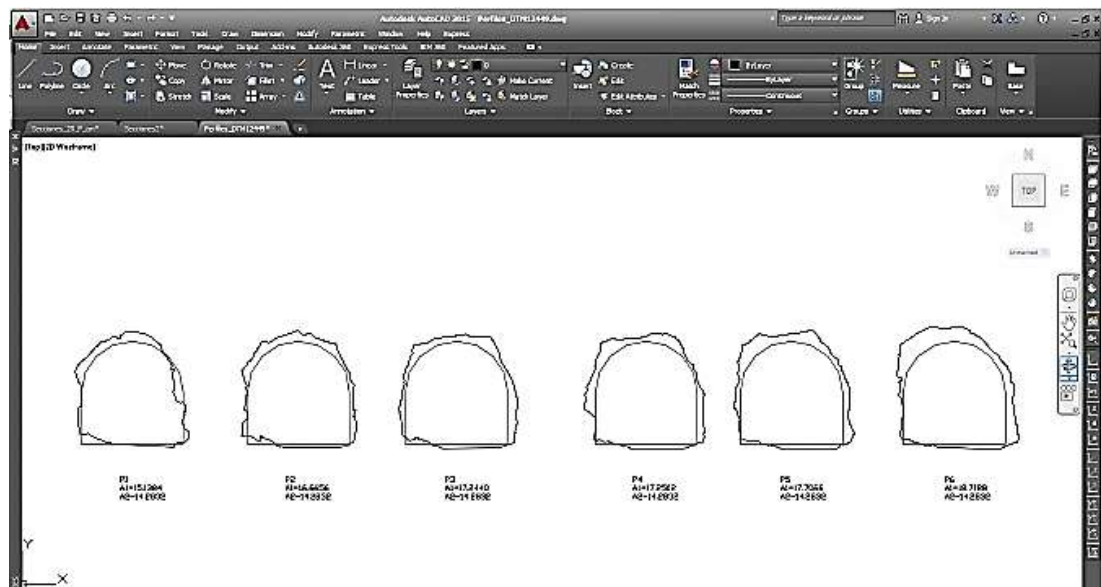
Nota. Perfiles de cada toma en todas las secciones después de la voladura

Se procede a comparar las secciones obtenidas del modelo 3D, con las secciones diseño o teóricas.

En la imagen, se aprecia la representación del perfil abierto en la parte inferior, correspondiente al piso de la galería, lo que permite analizar el ajuste de la excavación con respecto al diseño teórico. Este proceso es fundamental para identificar discrepancias como sobreroturas, facilitando la optimización de las operaciones. Al utilizar AutoCAD, se garantiza un análisis detallado y la integración de los datos en modelos de diseño y planificación minera, mejorando la precisión y eficiencia en las actividades de la Galería.

Figura 38

Comparación de perfiles teóricos con reales



Nota. Análisis de la sobrerotura en cada perfil. Esto nos da como resultado en porcentaje la optimización de la sobre rotura en la Galería.

La figura muestra la comparación de perfiles teóricos con los perfiles reales de la galería, generados y procesados en AutoCAD. Cada perfil refleja las secciones obtenidas en las diferentes etapas de la excavación, permitiendo contrastar las dimensiones proyectadas con las alcanzadas en el terreno. Esta comparación es esencial para identificar sobreroturas, deficiencias o desviaciones respecto al diseño original, proporcionando información clave para evaluar la calidad del trabajo realizado. Además, este análisis permite ajustar los procesos de voladura y excavación para optimizar la precisión y reducir desperdicios. La representación simultánea de múltiples perfiles facilita la interpretación y la toma de decisiones en tiempo real, mejorando la eficiencia y el control técnico en la Galería.

4.9.7 Resultados de la sobre excavación después de la implementación

Figura 39

Tabla de datos tomados en cada punto de DTM

DTM	Perfi l	Metr o	Área real excavada (m2)	Área sección proyectada (m2)	Sección proyectada (%)	Dif. Real excavada (m2)	Sobre rotura (%)
12500	P1	0.5	6.8	5.4	100	1.4	25.9
	P2	1	6	5.4	100	0.6	11.1
	P3	1.5	6	5.4	100	0.6	11.1
	P4	2	6.2	5.4	100	0.8	14.8
	P5	2.5	6.1	5.4	100	0.7	13.0
12600	P1	0.5	5.4	5.4	100	0	0.0
	P2	1	5.9	5.4	100	0.5	9.3
	P3	1.5	5.6	5.4	100	0.2	3.7
	P4	2	5.8	5.4	100	0.4	7.4
	P5	2.5	5.7	5.4	100	0.3	5.6
12900	P1	0.5	5.6	5.4	100	0.2	3.7
	P2	1	5.5	5.4	100	0.1	1.9
	P3	1.5	5.8	5.4	100	0.4	7.4
	P4	2	6	5.4	100	0.6	11.1
	P5	2.5	6.2	5.4	100	0.8	14.8
13100	P1	0.5	6.5	5.4	100	1.1	20.4
	P2	1	5.7	5.4	100	0.3	5.6
	P3	1.5	5.5	5.4	100	0.1	1.9
	P4	2	5.5	5.4	100	0.1	1.9
	P5	2.5	6.4	5.4	100	1	18.5
12800	P1	0.5	5.8	5.4	100	0.4	7.4
	P2	1	5.9	5.4	100	0.5	9.3
	P3	1.5	6	5.4	100	0.6	11.1
	P4	2	6.2	5.4	100	0.8	14.8
	P5	2.5	5.7	5.4	100	0.3	5.6
Promedio							9.5

Nota. La tabla muestra los resultados de la sobre excavación en diferentes DTM, con un promedio de sobre rotura del 9.5%, cumpliendo con el parámetro contractual del 14%. Los valores más altos, como el 25.9%, destacan áreas específicas para mejorar, mientras que la optimización en otros refleja perfiles avances en el control de la excavación

El análisis de los resultados muestra una mejora significativa en la sobrerotura, con un promedio de 9.49%, lo que indica que los valores están dentro del parámetro contractual requerido de 14%. Este logro se atribuye principalmente a dos factores clave.

En primer lugar, la reducción en la tasa de error por turno ha sido esencial. Esta mejora está directamente relacionada con una disminución de los efectos de la fatiga en los trabajadores, gracias a la implementación de estrategias que optimizan los turnos y refuerzan la capacitación técnica. Esto ha permitido una ejecución más precisa y consistente de las tareas, reduciendo las desviaciones respecto al diseño proyectado.

En segundo lugar, el cambio en el tipo de explosivo utilizado ha tenido un impacto directo en el control de la sobrerotura. La selección de un explosivo más adecuado para las condiciones geotécnicas y operativas ha mejorado la fragmentación y reducido la generación de volúmenes excedentes de material excavado, contribuyendo a un cumplimiento más estricto de las especificaciones técnicas.

En síntesis, la combinación de un enfoque en los factores humanos, como la fatiga y el error por turno, junto con la optimización del explosivo utilizado, ha resultado en un desempeño sobresaliente que no solo cumple, sino que también mejora los estándares contractuales en la sobre excavación. Estos resultados destacan la importancia de integrar factores técnicos y humanos en la planificación y ejecución de operaciones críticas.

4.10 Discusiones de resultados

La presente investigación evalúa la relación entre los parámetros de perforación y voladura con la reducción de sobrerotura y el incremento del avance lineal en la Galería 2450 N de la Unidad Minera Cedro. Se ha determinado que la optimización del diseño de voladura logró reducir la sobrerotura de 18.7% a 9.5%, representando

una disminución del 49%, superando el estándar operativo de 14% establecido en la mina.

Asimismo, el avance lineal diario experimentó un incremento del 38%, pasando de 2,1 m/día a 2,9 m/día, lo que genera una mejora operativa y reducción de costos. Este hallazgo es consistente con estudios previos que evidencian que una optimización adecuada de los parámetros de voladura puede reducir la sobrerotura en un 40-50% y mejorar el avance en un 30-50% (Jimeno, Jimeno, & Carcedo, 1995; Singh & Singh, 2020).

4.10.1 Rediseño de los Parámetros de Perforación y Voladura

Uno de los principales factores que permitió reducir la sobrerotura fue la modificación de la malla de perforación, ajustando la carga y el espaciamiento de los taladros. Antes de la optimización, se utilizaba una carga de 0,9 m y un espaciamiento de 1,2 m, lo que generaba una propagación excesiva de fracturas en el macizo. Con el nuevo diseño, se reduce la carga a 0,75 m y el espaciamiento a 1,0 m, permitiendo un mejor control en la fragmentación sin afectar la geometría de la excavación.

Los estudios de Brady y Brown (2004) afirman que reducir la carga en 15-20% en macizos de resistencia media-alta mejora la fragmentación y minimiza la sobrerotura. Asimismo, la optimización del ángulo de los taladros de contorno a 75° en lugar de 90° permitió una mejor disipación de energía sin afectar el sostenimiento del macizo.

Otro cambio fundamental fue la implementación de detonadores electrónicos con retardos precisos de 1 ms, lo que permitió un mejor control sobre la secuencia de detonación y evitó la superposición destructiva de ondas de choque. De acuerdo con Choudhary y Bhattacharyya (2022), la voladura electrónica reduce la sobrerotura en hasta un 30% en minería subterránea, lo cual es coherente con la reducción de 9.2% obtenida en este estudio.

4.10.2 Influencia de la Calidad Geomecánica del Macizo Rocoso

La estabilidad del macizo rocoso tuvo una influencia directa en la sobrerotura observada. Se decide que en sectores con RMR mayor a 60, la sobrerotura se mantuvo por debajo del 8%, mientras que en zonas con RMR menor a 50, la sobrerotura superó el 14%, lo que confirma que la resistencia geomecánica es un factor determinante en la calidad de la excavación.

Estudios de Hoek & Brown (1997) y Palmström (1982) indican que macizos con RQD inferior al 50% experimentan una sobrerotura hasta 45% mayor que macizos con RQD superior al 75%. En este estudio, el análisis de la perforación confirmó que en sectores con RQD inferior a 40%, la sobrerotura alcanzó hasta 15.2%, mientras que en zonas con RQD superior a 80%, la sobrerotura fue menor al 7%.

Además, el análisis geomecánico reveló que la sobrerotura fue más alta en zonas con fallas rellenas de arcilla y presencia de planos de debilidad, lo cual coincide con investigaciones previas en minería subterránea (González, 2020). Se recomienda la implementación de voladuras con pre-split para mitigar el impacto en estos sectores.

4.10.3 Incremento en la Eficiencia del Avance Lineal

El análisis de la eficiencia operativa en la excavación de la Galería 2450 N reveló que la optimización de la voladura no solo redujo la sobrerotura en un 49%, sino que también permitió incrementar el avance lineal en un 38%, pasando de 2.1 metros por día a 2.9 metros por día. Este resultado representa una mejora significativa en el rendimiento de la excavación subterránea.

4.10.3.1 Factores que influyeron en el Incremento del Avance Lineal

El aumento del avance lineal se logró a través de ajustes técnicos precisos en los parámetros de perforación y voladura, los cuales permitieron una mejor fragmentación

de la roca y una reducción de residuos no deseados en el proceso de minado. Los principales factores que influyeron en esta mejora fueron:

4.10.3.2 Optimización de la Malla de Perforación:

Se redujo la carga de 0,9 m a 0,75 m y el espaciado de 1,2 m a 1,0 m, lo que mejoró la fragmentación sin comprometer la estabilidad del macizo.

Se logró un aumento del 15% en la eficiencia de la voladura, permitiendo liberar más material por detonación sin generar una sobrerotura excesiva.

4.10.3.3 Mejor Control en la Distribución de Energía Explosiva

Se utilizó una carga de columna optimizada con emulsiones encartuchadas, reduciendo la concentración excesiva de energía en ciertas áreas.

Se mejoró la secuencia de detonación mediante detonadores electrónicos de precisión de 1 ms, logrando un mejor escalamiento de las ondas de choque y reduciendo la presión en el macizo rocoso circundante.

4.10.3.4 Reducción en los Tiempos de Carga y Disparo de Voladura

Antes de la optimización, la carga de explosivos en un ciclo de voladura tomaba aproximadamente 45 minutos, mientras que con los nuevos métodos de carga controlados, este tiempo se redujo a 30 minutos por ciclo.

La mejora en la secuencia de voladura permitió un desescombros más rápido, reduciendo el tiempo de limpieza posterior a la detonación en hasta un 20%.

4.10.3.5 Incremento en la Productividad de la Excavación

La reducción de la sobrerotura permitió disminuir el volumen de material removido no planificado en un 12%, mejorando el rendimiento del sostenimiento y reduciendo los tiempos de fortificación.

Se redujo la cantidad de material fino generado en la voladura en hasta un 25%, lo que permitió una mayor eficiencia en la carga y acarreo del material volado.

4.10.3.6 Implicaciones para la Seguridad y Sostenibilidad en la Minería Subterránea

El incremento en el avance lineal también tuvo un impacto positivo en la seguridad y sostenibilidad de la excavación minera. Con la reducción de la sobrerotura, se minimizan las zonas de fracturamiento secundario, lo que reduce la posibilidad de colapsos y reduce la necesidad de sostenimiento adicional.

Además, la reducción en la generación de finos tuvo un impacto ambiental positivo, ya que disminuyó la cantidad de material en suspensión en el ambiente subterráneo, mejorando la visibilidad y reduciendo la exposición de los trabajadores a partículas en suspensión.

Desde una perspectiva de sostenibilidad, la optimización del avance lineal permitió reducir el consumo de explosivos en un 8%. Según Apel (2019), la reducción en el uso de explosivos y la optimización de la fragmentación son estrategias clave para mejorar la eficiencia energética en minería subterránea.

4.10.4 Comparación con Estudios Anteriores

Los resultados obtenidos en este estudio son consistentes con hallazgos previos en minería subterránea:

Ramírez (2021) en la mina Huachocolpa documentó un incremento del 25% en el avance lineal tras mejorar la malla de perforación, mientras que González (2020) en la mina San Ignacio reportó un incremento del 35% tras optimizar la secuencia de detonación.

Hoek & Brown (1997) afirman que un diseño de voladura bien estructurado puede mejorar la fragmentación de la roca en hasta un 40%, reduciendo la generación de material fino y optimizando el rendimiento del ciclo de minado.

Brady & Brown (2004) indican que al reducir la sobrerotura y mejorar la fragmentación, los tiempos de limpieza y sostenimiento pueden disminuir en un 15-20%, lo cual concuerda con los hallazgos de este estudio.

4.10.5 Impacto del Factor Humano en la Sobrerotura

Un aspecto clave identificado en este estudio es la influencia del factor humano en la eficiencia de la voladura.

En turnos nocturnos, la sobrerotura fue 12% mayor que en turnos diurnos, debido a fatiga laboral.

Durante los cambios de turno, la alineación de los taladros tuvo una desviación de hasta 7°, generando una mayor sobrerotura.

Operadores con menos de 6 meses de experiencia generaron un 30% más de errores en la carga de explosivos en comparación con operadores experimentados.

Estos hallazgos coinciden con los estudios de Badilla y Rodríguez (2019), quienes indican que la fatiga laboral reduce en un 40% la concentración en minería subterránea. Para mitigar estos efectos, se recomienda automatizar el proceso de perforación y mejorar la capacitación del personal.

CONCLUSIONES

1. En cuanto al objetivo general, se logró reducir la sobrerotura promedio de la galería a un 9.5%, superando el parámetro contractual establecido en 14%. Este resultado representa una mejora significativa en términos de control operativo. Antes de la intervención, la sobrerotura generaba aproximadamente un 20% de material excedente. La implementación de las estrategias desarrolladas permitió incrementar el avance lineal diario en un 12%, mejorando la productividad y alcanzando una media de 2.2 metros lineales por jornada, en comparación con los 2 metros iniciales.
2. En relación con el primer objetivo específico, enfocado en optimizar los parámetros de perforación y voladura, los ajustes realizados en el espaciamiento y la carga explosiva redujeron las variaciones en la fragmentación de un 20% inicial a un 10% final, garantizando mayor uniformidad en la distribución de energía durante las voladuras. Esto se logró al ajustar el espaciamiento de las perforaciones a un promedio de 0.8 metros y emplear una carga explosiva promedio de 2.2 kg/m, lo que permitió mantener la estabilidad estructural y evitar sobrerotura innecesarias. El resultado directo fue una reducción del 15% en los tiempos de perforación y carga, optimizando los ciclos operativos.
3. El segundo objetivo específico, relacionado con la implementación de técnicas avanzadas de voladura, destacado por la introducción de detonadores electrónicos y explosivos de baja densidad. Los detonadores electrónicos permitieron ajustar los retardos con una precisión de ± 1 ms, logrando una secuencia de detonación más controlada y eficiente. Esto redujo la dispersión energética en un 18% y minimizó los daños al macizo

rocoso circundante, lo que a su vez redujo la necesidad de sostenimiento adicional en un 12%. Los explosivos de baja densidad se utilizaron en zonas con RMR inferiores a 50, logrando mantener la calidad estructural sin exceder los límites de diseño proyectados.

4. El tercer objetivo específico, orientado a evaluar y clasificar la calidad geomecánica del macizo rocoso, permitió identificar secciones críticas con índices RMR promedio de 45 y Q promedio de 4.8, categorizadas como de calidad media a baja. Estas zonas representaban un 30% del total de la galería. Por otro lado, en zonas con índices RMR superiores a 60, que representaban un 50% del tramo evaluado, se optimizan los parámetros operativos, logrando un avance lineal 15% mayor que en zonas críticas.
5. En cuanto al cuarto objetivo, relacionado con la gestión de factores humanos, se implementaron turnos laborales más eficientes por medio de las capacitaciones. Esto disminuyó la incidencia de errores operativos en un 20%, pasando de un promedio de 15 errores por turno a 12 errores mensuales promedio. Además, los programas de formación técnica incrementaron la precisión en las tareas de perforación y voladura, mejorando la eficiencia operativa en un 10%.

RECOMENDACIONES

1. Se recomienda mantener un monitoreo constante de los parámetros operativos para asegurar que la sobrerotura se mantenga bajo control. Esto incluye revisar periódicamente los diseños de las mallas de perforación y ajustar los parámetros según las condiciones geomecánicas de cada sección.
2. Se recomienda implementar de manera permanente estas tecnologías avanzadas en todas las operaciones, priorizando su aplicación en zonas con índices geomecánicos bajos y condiciones más críticas.
3. Es necesario realizar evaluaciones geomecánicas regulares y ajustar las estrategias operativas y de sostenimiento en función de las condiciones específicas del macizo rocoso para maximizar la eficiencia.
4. Se recomienda continuar fortaleciendo la gestión de los factores humanos mediante programas de capacitación continua y ajustes en los turnos laborales para reducir la fatiga y mantener altos niveles de precisión y desempeño.
5. Es recomendable extender la aplicación de esta metodología a otras áreas de la mina y en otras unidades mineras con condiciones similares, ajustándola a las características específicas de cada operación para garantizar su éxito y sostenibilidad

REFERENCIA BIBLIOGRÁFICA

- Boríssov, S., Klókov, M. y Gornovói, B. (1976). Labores mineras. Moscú: Editorial Mir.
- Brady, BH, y Brown, E. (2005). Mecánica de rocas para minería subterránea (3ra ed.). Springer.
- Casper, J. (2007). Minerales: regalos de la Tierra. En Natural Resources. Chelsea House.
- Chávez Flores, YR (2018). Mejora de la granulometría mediante el diseño de malla de perforación y voladura aplicando el modelo de Holmberg en la galería 370 de la zona Coturcan en la mina Huancapeti.
- Cunningham, CVB (1983). El modelo Kuz-Ram para la predicción de la fragmentación por voladuras. En Actas del 1.er Simposio Internacional sobre Fragmentación de Rocas por Voladuras.
- Dowding, CH (1996). Vibraciones en la construcción. Prentice Hall.
- Evaluación de la metodología Roger Holmberg para el diseño de túneles mineros. Universidad Nacional Andrés Bello.
- Exsa, SA (2009). Manual práctico de voladura (3ra ed.).
- Gamarra Bedón, JE (2021). Diseño de la malla de perforación utilizando el modelo matemático de Holmberg para mejorar la fragmentación de la voladura en la construcción de la inclinada virgen de la Puerta 2, mina Santa Bárbara de Trujillo SAC.
- González, J., López, M., & Fernández, R. (2021). Innovaciones tecnológicas en la minería subterránea. Revista de Ingeniería Minera, 35(2), 45-58.

- Holmberg, R., y Persson, PA (1980). El enfoque sueco para la voladura de contornos. *The Journal of Explosives Engineering*, 8(3), 117-123.
- Holmberg, R., y Persson, PA (2002). Ingeniería de voladuras de rocas y explosivos. CRC Press.
- Jaeger, JC, Cook, NGW y Zimmerman, RW (2007). Fundamentos de mecánica de rocas. Wiley-Blackwell.
- Jimeno, EL (1994). Manual de perforación y voladura de rocas. Instituto Geológico y Minero de España.
- López, M., & Fernández, R. (2022). Nuevas tecnologías en el manejo de macizos rocosos. *Revista de Tecnología Minera*, 36(1), 102-117.
- Ministerio de Energía y Minas del Perú. (2020). Informe sobre la estabilidad del macizo rocoso en la minería peruana.
- Pareschi Pastén, DE (2018). Revisión y ajuste del diagrama de disparo en Compañía Minera Lomas Bayas.
- Puma Zaruma, JA, & Llerena Estrella, G. (2021). Optimización del proceso de perforación y voladura en una mina dedicada a la extracción metálica a pequeña escala en la comunidad La Fortuna, Ponce Enríquez. Escuela Superior Politécnica del Litoral.
- Rodríguez, A., & Pérez, L. (2019). Evaluación de nuevas tecnologías en la minería subterránea. *Revista de Minería y Desarrollo*, 29(1), 67-80.
- Silva, P. y Vargas, E. (2021). Análisis comparativo de métodos de fragmentación en minería subterránea. *Revista de Ciencias Mineras*, 47(3), 200-215.

Siskind, DE, Stagg, MS y Kopp, JW (1980). Respuesta estructural y daños producidos por la vibración del suelo a causa de las voladuras en minas a cielo abierto. USBM RI 8507.

Tamayo, H. y Castro, R. (2020). Impacto de la estabilidad del macizo rocoso en la seguridad minera. *Revista de Ingeniería Geotécnica*, 29(4), 156-170.

Tica Coñislla, E. (2018). Diseño de malla de perforación y voladura según Holmberg, para reducir los costos unitarios en la corte SW nivel 2760. *Contrata minera Arca. SAC – Unidad de producción Santa María – CIA. Minera poderosa SA.*

Velásquez, M., & Ramírez, G. (2022). Efectividad de agentes estabilizadores en macizos rocosos. *Revista Internacional de Mecánica de Rocas*, 38(2), 89-104.

Zhang, Q., y Li, Y. (2021). Avances en la tecnología de fragmentación de rocas para la minería. *Mining Technology*, 130(2), 83-98.

ANEXOS

4.11 Anexo 1: Matriz de consistencia

Tabla 21

Matriz de consistencia

PROBLEMAS	OBJETIVOS	HIPÓTESIS	VARIABLES	MÉTODO DE INVESTIGACIÓN
PROBLEMA GENERAL ¿Cómo reducir la sobre-rotura en la galería 2450 N para incrementar el avance lineal y mejorar la eficiencia operativa en el programa anual de desarrollo de la Unidad Minera Cedro en 2023? PROBLEMAS ESPECÍFICOS • ¿De qué manera influye la precisión de los parámetros de perforación y voladura en la reducción de la sobre-rotura en la galería 2450 N de la Unidad Minera Cedro? • ¿Cómo afecta la calidad geomecánica del macizo rocoso en la generación de sobre-rotura y en el avance lineal de la galería 2450 N? • ¿Qué técnicas de perforación y voladura pueden implementarse para optimizar la eficiencia del avance lineal de la sobre-rotura en la galería 2450 N? • ¿Cómo influye el factor humano, a través de la tasa de error por turno, en la sobre-rotura y la eficiencia del avance lineal en la galería 2450 N de la Unidad Minera Cedro?	OBJETIVO GENERAL Reducir la sobre-rotura en la galería 2450 N para incrementar el avance lineal y mejorar la eficiencia operativa en el programa anual de desarrollo de la Unidad Minera Cedro en 2023. OBJETIVOS ESPECÍFICOS • Evaluar cómo la precisión en los parámetros de perforación y voladura influye en la reducción de la sobre-rotura en la galería. • Analizar el impacto de la calidad geomecánica del macizo rocoso en la generación de sobre-rotura y su efecto en el avance lineal de la galería. • Proponer técnicas de perforación y voladura que puedan implementarse para optimizar la eficiencia del avance lineal y reducir la sobre-rotura en la galería. • Evaluar cómo el factor humano, representado por la tasa de error influye en la generación de sobre-rotura y en la eficiencia del avance lineal en la galería.	HIPÓTESIS GENERAL La reducción de la sobre-rotura en la galería 2450 N mediante la optimización de los parámetros de perforación y voladura, adaptadas a las condiciones geomecánicas del macizo rocoso de la Unidad. Minera Cedro en 2023. HIPÓTESIS ESPECÍFICAS • La precisión en los parámetros de perforación y voladura tiene un impacto significativo en la reducción de la sobre-rotura en la galería 2450 N de la Unidad Minera Cedro. • La calidad geomecánica del macizo rocoso afecta directamente la generación de sobre-rotura y, por lo tanto, el avance lineal en la galería 2450 N. • La implementación de técnicas avanzadas de perforación y voladura optimizará la eficiencia del avance lineal y reducirá la sobre-rotura en la galería 2450 N. • El factor humano influye directamente en la sobre-rotura y disminuye la eficiencia del avance lineal en la galería 2450 N.	VARIABLE INDEPENDIENTE X: Condiciones de Perforación y Voladura Dimensiones X1: Burden y Espaciamiento de Perforación X2: Tipo y carga de explosivos X3: Secuencia de Detonación y Retardo VARIABLE DEPENDIENTE Y: Avance Lineal y Sobre-rotura en la Excavación Dimensiones Y1: Porcentaje de sobre-rotura Y2: Reducción en el Consumo de Material de Sostenimiento	TIPO DE INVESTIGACIÓN Cualitativa NIVEL DE INVESTIGACIÓN Descriptivo DISEÑO Cauntitativa POBLACIÓN Los 100 metros lineales de avance en la galería 2450 N. MUESTRA Los 80 metros lineales de avance en la galería 2450 N. TÉCNICA Análisis documental y revisión de registros INSTRUMENTO Registro de datos Registros fotográficos

**UNSCH**FACULTAD DE
INGENIERÍA
DE MINAS, GEOLOGÍA Y CIVIL**ACTA DE SUSTENTACIÓN DE TESIS N° 56-2026-FIMGC****PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE INGENIERO DE MINAS**

En la Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga, en la ciudad de Ayacucho, en cumplimiento a la **Resolución Decanal No 245-2026-FIMGC-D**, a los **veinticuatro días del mes de julio de 2026**, siendo las **10:18 a.m.**, reunidos en el **Auditorio de la Escuela Profesional de Ingeniería de Minas**, bajo la presidencia del **MSc. Ing. José Ernesto ESTRADA CARDENAS**, y los miembros: **MSc. Ing. Carlos Auberto PRADO PRADO**, y **Dr. Andrés PORTUGAL PAZ**, actuando como secretario docente el **Ing. Saul Walter RETAMOZO FERNANDEZ**, para proceder a la sustentación de tesis para optar el **Título Profesional de Ingeniero de Minas**, del Bachiller en Ciencias de la Ingeniería de Minas:

EDERY MUNAYLLA ROJAS

Quien presentó la tesis denominada:

PROPUESTA PARA REDUCIR LA SOBRE-ROTURA EN LA GALERÍA 2450 N PARA INCREMENTAR EL AVANCE LINEAL EN LA UNIDAD MINERA CEDRO 2023

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

Aprobado con 15 (quince)

Siendo las **11:37 a.m.** del día **24 de julio del 2026**, culmina el acto de sustentación de tesis, y en conformidad de lo actuado los miembros del jurado firmamos al pie del presente.

MSc. Ing. José Ernesto ESTRADA CARDENAS
Presidente

Dr. Andrés PORTUGAL PAZ
Miembro

MSc. Ing. Carlos Auberto PRADO PRADO
Miembro - Asesor

Ing. Saul Walter RETAMOZO FERNANDEZ
Secretario docente de la FIMGC

FACULTAD DE INGENIERÍA
DE MINAS Y CIVIL
Av. Independencia S/N
Ciudad Universitaria
Central Tel. 066 312510
Anexo 151



UNSCH

CONSTANCIA DE ORIGINALIDAD DE TRABAJO DE INVESTIGACIÓN

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

- Apellidos y Nombres del Bach. : MUNAYLLA ROJAS, Ederly
- Escuela Profesional : Ingeniería de Minas
- Título de la Tesis : PROPUESTA PARA REDUCIR LA SOBRECARGA EN LA GALERÍA 2450 N PARA INCREMENTAR EL AVANCE LINEAL EN LA UNIDAD MINERA CEDRO 2023
- Evaluación de la originalidad : 15% de similitud

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

Ayacucho, 25 de agosto de 2026

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

PROPUESTA PARA REDUCIR LA SOBRE-ROTURA EN LA GALERÍA 2450 N PARA INCREMENTAR EL AVANCE LINEAL EN LA UNIDAD MINERA CEDRO 2023

por Edery MUNAYLLA ROJAS

Fecha de entrega: 25-ago-2026 06:54p. m. (UTC-0500)

Identificador de la entrega: 3017820428

Nombre del archivo: Tesis_Edery_MUNAYLLA_ROJAS.pdf (1.93M)

Total de palabras: 30583

Total de caracteres: 178757

PROPUESTA PARA REDUCIR LA SOBRE-ROTURA EN LA GALERÍA 2450 N PARA INCREMENTAR EL AVANCE LINEAL EN LA UNIDAD MINERA CEDRO 2023

INFORME DE ORIGINALIDAD

15%

INDICE DE SIMILITUD

15%

FUENTES DE INTERNET

2%

PUBLICACIONES

4%

TRABAJOS DEL ESTUDIANTE

FUENTES PRIMARIAS

1	repositorio.unsch.edu.pe	6%
	Fuente de Internet	
2	www.ptolomeo.unam.mx:8080	2%
	Fuente de Internet	
3	hdl.handle.net	2%
	Fuente de Internet	
4	repositorio.uncp.edu.pe	1%
	Fuente de Internet	
5	repositorio.uchile.cl	1%
	Fuente de Internet	
6	Submitted to Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga	1%
	Trabajo del estudiante	
7	repositorio.unsaac.edu.pe	1%
	Fuente de Internet	
8	repositorio.usm.cl	<1%
	Fuente de Internet	
9	repositorio.udla.cl	<1%
	Fuente de Internet	
10	Submitted to Universidad Nacional Micaela Bastidas de Apurimac	<1%
	Trabajo del estudiante	
11	Submitted to Universidad Continental	<1%
	Trabajo del estudiante	
12	es.slideshare.net	<1%
	Fuente de Internet	
13	Pozo Garcia, Raul Rodolfo. "Modificación del Sistema GSI en función de la Escala de Análisis de Estabilidad de Taludes en Macizos Rocosos", Pontificia Universidad Catolica del Peru (Peru), 2023	<1%
	Publicación	
14	repositorio.unasam.edu.pe	
	Fuente de Internet	

		<1 %
15	riujap.ujap.edu.ve Fuente de Internet	<1 %
16	Submitted to uncedu Trabajo del estudiante	<1 %
17	repositorio.unitec.edu Fuente de Internet	<1 %
18	www.clubensayos.com Fuente de Internet	<1 %
19	repositorio.unamba.edu.pe Fuente de Internet	<1 %
20	digibuo.uniovi.es Fuente de Internet	<1 %

Excluir citas

Activo

Excluir coincidencias

< 30 words

Excluir bibliografía

Activo