

UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN ANTONIO ABAD DEL CUSCO
FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLÓGICA, MINAS Y METALÚRGICA
ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



TESIS

**EVALUACIÓN Y OPTIMIZACIÓN DE PARÁMETROS DE
PERFORACIÓN Y VOLADURA EN LABORES HORIZONTALES EN
COMPAÑÍA MINERA ARES - U.M INMACULADA - AYACUCHO**

PRESENTADO POR:

BR: JOSE CARLOS PALIZA YARANGA

**PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE
INGENIERO DE MINAS**

ASESOR:

MGT. JOSE ALFREDO OLAVE APAZA

CUSCO – PERÚ

2025



Universidad Nacional de San Antonio Abad del Cusco

INFORME DE SIMILITUD

(Aprobado por Resolución Nro.CU-321-2025-UNSAAC)

El que suscribe, el Asesor Mgt. Ing. José Alfredo Olave Spaza
..... quien aplica el software de detección de similitud al
trabajo de investigación/tesis titulada: EVALUACIÓN Y OPTIMIZACIÓN DE PARÁMETROS
DE PERFORACIÓN Y VOLADURA EN LABORES HORIZONTALES EN COMPAÑÍA MINERA
ARES - U.M. INMACULADA - AYACUCHO

Presentado por: Jose Carlos Paliza Yarungo DNI N° 47841794 ;
presentado por: DNI N°:
Para optar el título Profesional/Grado Académico de Ingeniero de Minas

Informo que el trabajo de investigación ha sido sometido a revisión por 03 veces, mediante el Software de Similitud, conforme al Art. 6° del **Reglamento para Uso del Sistema Detección de Similitud en la UNSAAC** y de la evaluación de originalidad se tiene un porcentaje de 10(0%) %.

Evaluación y acciones del reporte de coincidencia para trabajos de investigación conducentes a grado académico o título profesional, tesis

Porcentaje	Evaluación y Acciones	Marque con una (X)
Del 1 al 10%	No sobrepasa el porcentaje aceptado de similitud.	X
Del 11 al 30 %	Devolver al usuario para las subsanaciones.	---
Mayor a 31%	El responsable de la revisión del documento emite un informe al inmediato jerárquico, conforme al reglamento, quien a su vez eleva el informe al Vicerrectorado de Investigación para que tome las acciones correspondientes; Sin perjuicio de las sanciones administrativas que correspondan de acuerdo a Ley.	---

Por tanto, en mi condición de Asesor, firmo el presente informe en señal de conformidad y adjunto las primeras páginas del reporte del Sistema de Detección de Similitud.

Cusco, 07 de Febrero de 2026

Firma

Post firma Mgt. Ing. José Alfredo Olave Spaza

Nro. de DNI 23929435

ORCID del Asesor ID: 0009-0001-3581-8959

Se adjunta:

1. Reporte generado por el Sistema Antiplagio.
2. Enlace del Reporte Generado por el Sistema de Detección de Similitud: **oid:** 27259-554025022

EVALUACIÓN Y OPTIMIZACIÓN DE PARÁMETROS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA EN LABORES HORIZONTALES E...

 Universidad Nacional San Antonio Abad del Cusco

Detalles del documento

Identificador de la entrega

trn:oid:::27259:554025022

Fecha de entrega

6 feb 2026, 10:02 p.m. GMT-5

Fecha de descarga

7 feb 2026, 12:07 a.m. GMT-5

Nombre del archivo

EVALUACIÓN Y OPTIMIZACIÓN DE PARÁMETROS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA EN LABORES HO....pdf

Tamaño del archivo

9.8 MB

201 páginas

32.018 palabras

185.011 caracteres




10% Similitud general

El total combinado de todas las coincidencias, incluidas las fuentes superpuestas, para ca...

Exclusiones


- ▶ N.º de coincidencias excluidas

Fuentes principales

- 7%  Fuentes de Internet
- 2%  Publicaciones
- 8%  Trabajos entregados (trabajos del estudiante)

Marcas de integridad

N.º de alerta de integridad para revisión

-  **Texto oculto**
139 caracteres sospechosos en N.º de página
El texto es alterado para mezclarse con el fondo blanco del documento.

Los algoritmos de nuestro sistema analizan un documento en profundidad para buscar inconsistencias que permitirían distinguirlo de una entrega normal. Si advertimos algo extraño, lo marcamos como una alerta para que pueda revisarlo.

Una marca de alerta no es necesariamente un indicador de problemas. Sin embargo, recomendamos que preste atención y la revise.

DEDICATORIA

A mi amada madre, Carmen Rosa Yaranga Palomino.
Tus manos me guiaron cuando estuviste conmigo y tu luz me acompaña desde el cielo. Esta tesis es un acto de gratitud por todo lo que sembraste en mí.

AGRADECIMIENTO

A Dios, por iluminar mi camino y sostenerme en cada desafío. A la Universidad Nacional de San Antonio Abad del Cusco y a la Escuela de Ingeniería de Minas, mi casa de estudio, por formarme con rigor y vocación; y a mis profesores, por cada consejo y cada clase que dejaron huella. A mi familia, pilar de mi vida; y de manera especial a mi padre, Favio Paliza Valencia, por su fe en mí, por su aliento constante y por caminar a mi lado en cada meta. Gracias por hacer posible este logro.

INTRODUCCIÓN

La voladura de rocas constituye una operación unitaria crítica en minería subterránea, cuyo desempeño condiciona los costos y la eficiencia de procesos subsecuentes (carguío–transporte, sostenimiento y preparación). En la U.M. Inmaculada - Compañía Minera Ares, el minado en frentes horizontales se ejecuta por perforación y voladura, observándose (a partir de un estudio de línea base) diseños de malla no validados, desvíos operativos y resultados deficientes (avances pobre y sobreroturas considerables. Estos desajustes conllevan incrementos económicos y riesgos por sobre daño en el contorno de las labores.

Frente a ello, el trabajo plantea una reingeniería del diseño y de la ejecución operativa, sustentada en: dimensionamiento de burden y espaciamiento vía modelo matemático; análisis de presión de taladro; simulación de distribución energética y secuencias de salida con software especializado; y validación en campo mediante voladuras piloto, con monitoreo de vibraciones (PPV), medición de VOD, análisis granulométricos, además del control geométrico as-built.

El presente trabajo de investigación se organiza en los capítulos que siguen.

Capítulo I: expone el planteamiento del problema, los objetivos (general y específicos), las hipótesis, así como la delimitación, población y muestra del estudio.

Capítulo II: desarrolla la metodología, precisando el diseño de investigación, las técnicas e instrumentos de recolección de datos, y los procedimientos de análisis.

Capítulo III: presenta el Marco Teórico, incorporando antecedentes, bases conceptuales y teóricas pertinentes, y la definición operacional de términos.

Capítulo IV: formula y sustenta la propuesta de mejora para las actividades de perforación y voladura en labores horizontales de la U.M. Inmaculada, detallando criterios de diseño y ejecución.

Capítulo V: aborda el análisis y discusión de resultados, incluyendo la evaluación económica y el contraste del desempeño de los nuevos diseños.

Finalmente, se exponen las conclusiones y recomendaciones derivadas del estudio.

RESUMEN

Se presenta un estudio aplicado orientado a optimizar el desempeño de las operaciones unitarias de perforación y voladura en frentes horizontales de la U.M. Inmaculada. El diagnóstico inicial evidenció deficiencias en el diseño y la ejecución de las voladuras; en efecto, los resultados preliminares mostraron avances por disparo $\leq 3,20$ m (equivalente a una eficiencia de 82 % para longitudes efectivas de perforación de 3,90 m) y sobrerotura en el rango de 15–20 %, superando el target interno de 12 %.

La propuesta integra modelos matemáticos para el diseño de mallas, cálculos de presiones y la implementación de parámetros operativos que contribuyen a una adecuada reingeniería del proceso. A partir de la aplicación de estas mejoras, se obtuvieron resultados significativamente favorables, alcanzando eficiencias superiores al 90 % en avance por disparo, una sobrerotura promedio de 6 % y un P80 ≈ 117 mm (frente a ~ 303 mm antes de la implementación), manteniendo la VPP dentro de límites operativos y asegurando el control de daño en el perímetro de las labores.

El análisis económico también resultó favorable, con beneficios estimados en aproximadamente 97 000 dólares mensuales asociados a la mejora en avances, proyectando resultados positivos a mediano y largo plazo. Se concluye que la reingeniería del diseño de mallas y la estandarización operativa (QA/QC) son técnica y económicamente viables, recomendándose su implementación progresiva con controles de evaluación a los 3 y 6 meses.

Palabras clave: Perforación; Voladura; Velocidad pico partícula; Sobrerotura; Avance por disparo.

ABSTRACT

This study presents an applied approach aimed at optimizing the performance of drilling and blasting unit operations in horizontal development headings at the Inmaculada Mining Unit. The initial diagnosis revealed deficiencies in both the design and execution of blasting operations; preliminary results showed advance per round ≤ 3.20 m (equivalent to an efficiency of 82% for an effective drilling length of 3.90 m) and overbreak ranging between 15–20%, exceeding the internal target of 12%.

The proposal integrates mathematical models for blast design, pressure calculations, and the implementation of operational parameters that contribute to an effective process reengineering. Following the implementation of these improvements, significantly favorable results were achieved, reaching efficiencies above 90% in advance per round, an average overbreak of 6%, and a P80 ≈ 117 mm (compared to ~ 303 mm prior to implementation), while maintaining peak particle velocity (PPV) within operational limits and ensuring perimeter damage control.

The economic analysis also yielded positive results, with estimated benefits of approximately USD 97,000 per month associated with improved advance rates, projecting favorable outcomes in the medium and long term. It is concluded that blast design reengineering and operational standardization (QA/QC) are technically and economically feasible, recommending a phased implementation with evaluation checkpoints at 3 and 6 months.

Keywords: Drilling; Blasting; Peak particle velocity; Overbreak; Advance per round

ÍNDICE GENERAL

DEDICATORIA.....	i
AGRADECIMIENTO.....	ii
INTRODUCCIÓN.....	iii
RESUMEN.....	v
ABSTRACT.....	vi
ÍNDICE GENERAL.....	vii
ÍNDICE DE FIGURAS.....	xii
ÍNDICE DE TABLAS.....	xiv
ÍNDICE DE GRÁFICOS.....	xv

CAPÍTULO I

1 PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA	1
1.1 Descripción del problema	1
1.2 Formulación del problema	2
1.2.1 Problema general	2
1.2.2 Problemas específicos	2
1.3 Objetivos de la investigación	3
1.3.1 Objetivo General.....	3
1.3.2 Objetivos Específicos.....	3
1.4 Justificación e importancia de la investigación	3
1.4.1 Justificación de la investigación	3
1.4.2 Importancia de la investigación	4
1.5 Limitaciones del estudio	4
1.6 Delimitación de la investigación.....	4
1.6.1 Delimitación Temporal	4
1.6.2 Delimitación Espacial	4
1.7 Hipótesis y variables	5
1.7.1 Hipótesis general.....	5
1.7.2 Hipótesis específicas	5
1.8 Variables e indicadores	5
1.8.1 Identificación de las variables.....	5
1.8.2 Operacionalización de las variables.....	5

CAPÍTULO II

2	MARCO TEÓRICO.....	7
2.1	Antecedentes de la investigación.....	7
2.1.1	Antecedentes internacionales.....	7
2.1.2	Antecedentes Nacionales.....	8
2.2	Bases teóricas.....	9
2.2.1	Parámetros Geomecánicos.....	9
2.2.2	Clasificación Geomecánica del Macizo Rocoso.....	9
2.2.2.1	Índice de calidad de Roca RQD.....	9
2.2.2.2	Sistema de clasificación geomecánica de Bieniawski o RMR.....	11
2.2.2.3	Índice GSI (Índice de Resistencia Geológica).....	12
2.2.2.4	Resistencia a la compresión simple.....	14
2.2.3	Perforación de frentes horizontales en minería subterránea.....	15
2.2.3.1	Factores que afectan la calidad de la perforación en frentes mecanizados.....	15
2.2.3.2	Diseño de mallas de perforación.....	17
2.2.3.3	Modelos matemáticos predominantes para el diseño de mallas de perforación.....	18
2.2.4	Voladura.....	20
2.2.4.1	Conceptos básicos de Voladura en frentes de avance horizontal.....	20
2.2.4.1.1	Nomenclatura de taladros o tiros.....	20
2.2.4.1.2	Tipos de rainura o corte.....	23
2.2.4.1.3	Diseño de corte Large-Hole-Cut.....	24
2.2.4.1.4	Ubicación y carguío de los taladros restantes.....	30
2.2.4.2	Factores que afectan al diseño de voladura:.....	31
2.2.5	Explosivos.....	35
2.2.5.1	Clasificación de los explosivos:.....	36
2.2.5.2	Características de los explosivos.....	37
2.2.5.2.1	Características funcionales.....	37
2.2.5.2.2	Características prácticas.....	44
2.2.6	Mecanismo de rotura de la roca.....	48
2.2.7	Vibraciones como producto de la voladura.....	51
2.2.7.1	Parámetros de las ondas.....	55
2.2.7.2	Atenuación de ondas en el macizo rocoso.....	56

2.2.7.3	Variables que determinan las vibraciones en voladura	58
2.2.8	Monitoreo de Vibraciones.....	59
2.2.8.1	Instrumentos utilizados en el monitoreo	60
2.2.8.1.1	Tipos de sensores.....	61
2.2.8.1.2	Instalación de los sensores	65
2.2.8.1.3	Sismógrafo	66
2.2.8.2	Análisis de la onda vibracional producto de la voladura	67
2.2.9	Daño inducido por voladuras	69
2.3	Definición de términos.....	73

CAPÍTULO III

3	METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACIÓN	78
3.1	Tipo de Investigación.....	78
3.2	Nivel o Diseño de Investigación.....	78
3.3	Población y muestra.....	79
3.3.1	Población:	79
3.3.2	Muestra:	79
3.4	Técnicas e instrumentos de recolección de datos	79
3.4.1	Técnicas de recolección de datos.....	79
3.4.2	Instrumentos de recolección de datos	80
3.4.3	Procesamiento de datos.....	80

CAPÍTULO IV

4	PROPUESTA DE MEJORA EN PERFORACIÓN Y VOLADURA EN LABORES HORIZONTALES PARA LA UNIDAD MINERA INMACULADA.....	82
4.1	Características geomecánicas de la Unidad Minera Inmaculada	82
4.2	Estado actual de las operaciones de perforación y voladura.....	84
4.2.1	Levantamiento de información	84
4.2.2	Operación de Perforación	85
4.2.2.1	Equipos de perforación y accesorios utilizados	85
4.2.2.2	Parámetros de perforación en frentes de avance horizontal.....	85
4.2.2.2.1	Diseño de malla de perforación.....	85
4.2.2.2.2	Ejecución del diseño de malla	87
4.2.3	Operación de voladura	92

4.2.3.1	Explosivos y accesorios utilizados.....	93
4.2.3.2	Análisis de diseño	94
4.2.3.2.1	Diseño de Voladura en fase de evaluación	95
4.2.3.2.1.1	Presión de taladro.....	95
4.2.3.2.1.2	Presión de taladro en voladura controlada	99
4.2.3.2.1.3	Diseño de Arranque	101
4.2.3.2.1.4	Distribución energética.....	103
4.2.3.2.1.5	Análisis y registro de VPP.....	107
4.2.3.2.1.6	Medición y análisis de VOD	112
4.2.3.2.1.7	Granulometría en fase de evaluación.....	117
4.2.3.3	Otros factores relevantes que afectan el desempeño de la voladura.....	118
4.2.3.3.1	Preparación de cebo	119
4.2.3.3.2	Preparación de cartuchos	121
4.2.3.3.3	Atacador de cartuchos.....	122
4.3	Propuesta de mejora en perforación y voladura en labores horizontales.....	124
4.3.1	Mejoras operativas en perforación.....	124
4.3.1.1	Re ingeniería al diseño de malla de perforación.....	126
4.3.1.1.1	Aplicación del modelo matemático de Holmberg para diseño de malla..	126
4.3.1.1.1.1	Bondades de los nuevos diseños de mallas de perforación	128
4.3.2	Mejoras operativas en Voladura.....	130
4.3.2.1	Análisis de presión de taladro para el nuevo diseño	130
4.3.2.2	Diseño de carga modificado en arranque.....	132
4.3.2.3	Análisis energético.....	132
4.3.2.3.1	Análisis comparativo del diseño anterior y el nuevo diseño	134
4.3.2.4	Análisis y registro de VPP para diseño de malla propuesto.....	135
4.3.2.5	Análisis granulométrico para el nuevo diseño de malla	139

CAPÍTULO V

5	ANÁLISIS DE RESULTADOS	141
5.1	Resultados preliminares en fase de evaluación.....	141
5.1.1	Avance por disparo	141
5.1.1.1	Avance por disparo por tipo de sección	141

5.1.2	Sobre excavación	143
5.1.3	Establecimiento de Linea Base	148
5.2	Resultados preliminares post mejora del proceso	148
5.3	Análisis de costos.....	153
5.3.1	Cálculo del beneficio económico incremental.....	153
5.3.1.1	Implicancia económica	154
5.3.1.2	Sensibilidad.....	155
5.4	DISCUSIONES.....	155
CONCLUSIONES.....		156
RECOMENDACIONES.....		157
BIBLIOGRAFÍA.....		158
ANEXOS.....		160

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1 Índice de Resistencia Geológica (Índice GSI)	13
Figura 2 Secciones de un túnel establecidas por Holmberg	21
Figura 3 Nomenclatura de taladros	22
Figura 4 Rainura large-hole-cut	24
Figura 5 Parámetros que afectan al rendimiento de una voladura	33
Figura 6 Clasificación de los explosivos	36
Figura 7 Mecanismo de rotura de la roca – Fase I y II	49
Figura 8 Mecanismo de rotura de la roca – Fase III	50
Figura 9 Mecanismo de rotura de la roca – Fase IV	51
Figura 10 Efecto de las ondas P sobre el macizo rocoso	54
Figura 11 Efecto de la onda S sobre el macizo rocoso	55
Figura 12 Aspecto geófono real y esquema de un Geófono	62
Figura 13 Esquema de un acelerómetro	63
Figura 14 Posicionamiento de Geófonos en terreno	66
Figura 15 Malla de perforación para 4.5m x 4.5m - tipo de roca IVA	86
Figura 16 Tipos de diseños de arranque	87
Figura 17 Pintado de malla de perforación BP4200 – nivel 4200	89
Figura 18 Medición de desviación de taladros BP4200 – nivel 4200	90
Figura 19 Replanteo de taladros de Arranque BP4200 – nivel 4200	91
Figura 20 Asimetría en taladros de arranque	92
Figura 21 Presión de Taladro de Malla de P&V de la empresa contratista Zicsa Contratistas Generales SA	98
Figura 22 Esquema de carguío para voladura controlada - corona y hastiales	100
Figura 23 Presión de Taladro - Diseño de campo de la labor AC6204	100
Figura 24 Diseños de Arranques ejecutados en AC5816 y RP (-) 9717	102
Figura 25 Modelos de Holmberg y Langerfors para calcular el burden según tipo de roca	103
Figura 26 Simulación Energética del estándar de mallas de P&V para 6 taladros de alivio	104
Figura 27 Simulación Energética del estándar de mallas de P&V para 5 taladros de alivio	105
Figura 28 Diseño de carga usual - arranque	106
Figura 29 Registro de VPP de voladura ejecutada en la labor AC 6204 Nv.4265	108

Figura 30	Análisis de VPP AC 6204 Nv.4265	110
Figura 31	Resultado de voladura inspeccionada en campo AC 6204 Nv.4265	112
Figura 32	Ficha Técnica de la emulsión encartuchada Emulnor 1000	113
Figura 33	Medición de VOD Emulnor 1000 con el equipo Microtrap.....	114
Figura 34	Ficha técnica de la emulsión encartuchada Emulnor 3000	115
Figura 35	Medición de VOD Emulnor 3000 con el equipo Microtrap.....	116
Figura 36	Análisis granulométrico post voladura AC 6204 Nv.4265	117
Figura 37	Preparación inadecuada del cebo AC 6204 Nv.4265	120
Figura 38	Correcta preparación de cebo	121
Figura 39	Cartuchos sin corte longitudinal en taladros de 51mm AC 6204 Nv.4265	122
Figura 40	Atacador de longitud inadecuada AC 6204 Nv.4265	123
Figura 41	Diseño de malla por Holmberg 4.5m x 4.5m - IVA	127
Figura 42	Diseño de carga para la malla 4.5m x 4.5m - IVA	128
Figura 43	Diseño de arranque para las nuevas mallas propuestas.....	129
Figura 44	Análisis de presión de taladro para el nuevo diseño.....	131
Figura 45	Diseño de arranque modificado.....	132
Figura 46	Distribución energética de la propuesta de malla.....	133
Figura 47	Análisis comparativo de la distribución energética Estándar vs Nuevo diseño.	134
Figura 48	Registro de VPP de voladura ejecutada con el nuevo diseño de malla para el BP4200	136
Figura 49	Monitoreo sismográfico en voladura piloto BP 4200 del Nivel 4200.....	137
Figura 50	Resultado de voladura piloto con la implementación del nuevo diseño Bp4200.....	139
Figura 51	Análisis granulométrico para disparo piloto Bp4200.....	140
Figura 52	Capacidad de proceso de avance por disparo	143
Figura 53	Medición de sección AC6204.....	145
Figura 54	Resultados de la ejecución de las pruebas piloto con el nuevo diseño de malla.....	151
Figura 55	Resultados de Sobrerotura.....	152
Figura 56	Total de disparos para los meses de febrero y marzo del 2024	154

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1 Operacionalización de variables.....	6
Tabla 2 Interpretación de valores de RQD	10
Tabla 3 Clasificación del macizo rocoso RMR.....	11
Tabla 4 Cuadro comparativo de ondas sísmicas en voladuras	52
Tabla 5 Cuadro comparativos de sensores para monitoreo de vibraciones.....	64
Tabla 6 Clasificación geomecánica – Unidad Minera Inmaculada.....	83
Tabla 7 Comparativo de emulsiones encartuchadas utilizadas en U.M Inmaculada	93
Tabla 8 Datos técnicos para el cálculo de la presión efectiva en la pared del taladro	97
Tabla 9 Comparativo de la Presión de Taladro – Arranque para labores de 3.5m x 3.5m Tipo IIIB	99
Tabla 10 Mejoras operativas en perforación	125
Tabla 11 Incidencia de disparos por tipo de labor	142
Tabla 12 Medición de secciones en campo	144
Tabla 13 Reporte mensual de sobre rotura.....	146
Tabla 14 Resultados de la ejecución de pruebas piloto.....	150
Tabla 15 Resumen Línea base Vs Pruebas piloto	153
Tabla 16 Proyección económica anual.....	155

ÍNDICE DE GRÁFICOS

Gráfico 1 Correlación para martillo Schmidt.....	15
Gráfico 2 Rainura large-hole-cut	25
Gráfico 3 Avance por disparo para diferentes diámetros en taladros de alivio.....	27
Gráfico 4 Concentración de carga y máxima distancia entre taladros	28
Gráfico 5 Concentración de carga mínima y el máximo burden	30
Gráfico 6 Velocidad de detonación v/s Densidad ANFO.....	39

CAPÍTULO I

1 PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

1.1 Descripción del problema

La perforación y voladura de rocas en minería subterránea es una de las operaciones unitarias más importantes del proceso minero, cuyos resultados repercuten directamente en los costos operativos de los demás procesos productivos; por ello, es de vital importancia realizar trabajos de calidad que puedan conllevar a una exitosa voladura en todo frente de trabajo. En compañía minera Ares, Unidad Minera Inmaculada, se viene desarrollando minado subterráneo en frentes horizontales mediante perforación y voladura como principal método de excavación, la empresa encargada de estos trabajos es Zicsa Contratistas Generales S.A, a quien se le evaluó el desempeño que venían realizando en frentes de avance horizontal. Luego de un estudio de línea base se determinó que los actuales parámetros o diseños de voladura no cumplen con los objetivos trazados, reflejando una importante cantidad de disparos deficientes, bajos resultados en los avances por disparo y problemas con la sobre excavación.

Actualmente los principales indicadores de rendimiento que rigen el minado en frentes de avance y que mayor importancia tienen es la sobre excavación y el avance por disparo. La sobre excavación tiene un target del 12% para todos los frentes de avance y para todos los tipos de roca; sin embargo, los resultados obtenidos arrojan valores de entre 15% y 20%, estos valores no sólo son objetos de incremento económico para la empresa contratista, también generan sobre daños en las paredes de las labores y aumento de los costos

de sostenimiento. En cuanto al avance por disparo en frentes horizontales, se realizan mediante perforaciones de longitudes variables, el 80% de ellos se realiza con barras de 14' y un 20% en voladuras puntuales con barras de 10'; cabe señalar que el benchmarking de precios unitarios es de 90% en cuanto a eficiencia por disparo, tanto es así que, si la empresa dispone perforar con barras de 14', con una longitud efectiva de perforación de 13' ó 3.90 metros y una eficiencia por disparo de 90%, debería obtener como resultado un avance por disparo de 3.50 metros; sin embargo, los resultados obtenidos para un análisis de 366 voladuras arrojan valores menores a 3.20 metros, representando esta cifra una eficiencia por disparo de sólo el 82%.

A partir del análisis de estos resultados, se traza la prioridad de realizar una reingeniería al diseño; puesto que, estos desvíos operacionales no sólo generarán perjuicio económico por el uso desmedido de explosivos, accesorios y material de sostenimiento extra en el corto, mediano y largo plazo; sino también, inseguridad en interior mina por el sobre daño ocasionado a las labores mineras producto de voladuras deficientes y esto pudiendo desencadenar en accidentes futuros.

1.2 Formulación del problema

1.2.1 Problema general

- ✓ ¿Cómo mejorar los indicadores de rendimiento en perforación y voladura a partir de los parámetros pre establecidos los cuales generan desvíos operacionales, incrementos económicos e inseguridad en los frentes de avance horizontal en Compañía Minera Ares – U.M Inmaculada?

1.2.2 Problemas específicos

- ✓ ¿Cómo realizar mejoras en los trabajos para incrementar los indicadores de rendimiento en perforación y voladura?
- ✓ ¿Qué parámetros pre establecidos en perforación y voladura se deberá mejorar para no generar desvíos operacionales e incremento económico a la operación minera?

- ✓ ¿Cómo influye en materia de seguridad el sobre daño ocasionado por los disparos deficientes sobre los frentes de avance horizontal en Compañía Minera Ares – U.M Inmaculada?

1.3 Objetivos de la investigación

1.3.1 Objetivo General

- ✓ Mejorar los indicadores de rendimiento en perforación y voladura a partir de los parámetros pre establecidos los cuales generan desvíos operacionales, incrementos económicos e inseguridad en los frentes de avance horizontal en Compañía Minera Ares – U.M Inmaculada.

1.3.2 Objetivos Específicos

- ✓ Establecer trabajos de calidad que contribuyan con la mejora de los indicadores de rendimiento en perforación y voladura.
- ✓ Identificar los parámetros pre establecidos en perforación y voladura que generan desvíos operacionales e incrementos económico a la operación minera.
- ✓ Determinar el impacto que genera en materia de seguridad el sobre daño ocasionado por los disparos deficientes sobre los frentes de avance horizontal en Compañía Minera Ares – U.M Inmaculada

1.4 Justificación e importancia de la investigación

1.4.1 Justificación de la investigación

La investigación se justifica por la necesidad de mejorar la eficiencia y seguridad de la perforación y voladura en labores horizontales en la Unidad Minera Inmaculada, donde los parámetros actuales generan sobre excavación, bajos avances por disparo y mayores costos operativos.

En lo práctico, permitirá optimizar diseños de voladura que reduzcan gastos y mejoren el rendimiento. En lo técnico y metodológico, aportará un modelo de evaluación aplicable a otras operaciones mineras. En lo

social y de seguridad, contribuirá a disminuir riesgos geomecánicos y accidentes. Finalmente, en lo académico, enriquecerá el conocimiento en minería subterránea y servirá de referencia para futuros estudios.

1.4.2 Importancia de la investigación

La investigación es importante porque permitirá optimizar los parámetros de perforación y voladura en labores horizontales, mejorando el rendimiento operativo, reduciendo costos por sobre excavación y aumentando la seguridad en las labores mineras. Además, aportará un referente técnico y metodológico aplicable a otras operaciones, contribuyendo al desarrollo de prácticas mineras más eficientes y sostenibles.

1.5 Limitaciones del estudio

La investigación se circunscribe a la Unidad Minera Inmaculada, por lo que los resultados estarán condicionados a sus características geológicas y operativas. El análisis se limita al periodo de recolección de datos y depende de la calidad de los registros disponibles de perforación y voladura. Asimismo, el estudio aborda únicamente la evaluación y optimización de parámetros técnicos de perforación y voladura, sin profundizar en otros factores como logística, costos indirectos o gestión del personal.

1.6 Delimitación de la investigación

1.6.1 Delimitación Temporal

El presente estudio se ha desarrollado durante el primer semestre del 2024, etapa en la cual se recopilaron los registros de perforación, voladura, avances y costos.

1.6.2 Delimitación Espacial

La investigación se desarrolla en la Compañía Minera Ares – Unidad Minera Inmaculada, ubicada en la región Ayacucho (Perú) (véase Anexo 5), específicamente en las labores horizontales de avance subterráneo donde se emplea el método de perforación y voladura como principal técnica de excavación.

1.7 Hipótesis y variables

1.7.1 Hipótesis general

- Mejorando los indicadores de rendimiento en perforación y voladura, se optimizará los parámetros pre establecidos los cuales generan desvíos operacionales, incrementos económicos e inseguridad en los frentes de avance horizontal en Compañía Minera Ares – U.M Inmaculada.

1.7.2 Hipótesis específicas

- Evaluando los trabajos de calidad se podrá contribuir a la mejora de los indicadores de rendimiento en perforación y voladura.
- Rediseñando los parámetros pre establecidos en perforación y voladura, reduciremos los desvíos operacionales e incrementos económicos a la operación minera.
- Evaluando el impacto que genera en materia de seguridad el sobre daño ocasionado por los disparos deficientes, se podrá mejorar el desarrollo de los frentes de avance horizontal en Compañía Minera Ares – U.M Inmaculada.

1.8 Variables e indicadores

1.8.1 Identificación de las variables

- ✓ Variable Independiente: Parámetros de perforación y voladura
- ✓ Variable Dependiente: Eficiencia y calidad en el avance por disparo

1.8.2 Operacionalización de las variables

Para este acápite, desarrollaremos una tabla donde se mostrará la operacionalización de las variables.

Tabla 1*Operacionalización de variables*

Variable	Indicadores
Parámetros de perforación y voladura (Variable Independiente)	✓ Burden (m)
	✓ Espaciamiento (m)
	✓ Longitud de taladro (m)
	✓ Número de taladros por frente
	✓ Factor de carga (kg/m)
	✓ Factor de potencia (kg/t)
	✓ Tipo y cantidad de explosivo
	✓ Secuencia y tiempos de retardo
Eficiencia en el avance y calidad del disparo (Variable Dependiente)	✓ Avance real por disparo (m)
	✓ Porcentaje de eficiencia de avance (%)
	✓ Porcentaje de sobre excavación (%)
	✓ Costo por metro de avance (USD/m)
	✓ Parámetros geomecánicos

Nota: Fuente: elaboración propia

CAPÍTULO II

2 MARCO TEÓRICO

2.1 Antecedentes de la investigación

2.1.1 Antecedentes internacionales

(Music G. 2007) - Título: “DIAGNÓSTICO Y OPTIMIZACIÓN DE DISPAROS EN DESARROLLO HORIZONTAL, MINA EL TENIENTE”

Autor: Andrés Alejandro Music Garrido - Universidad de Chile

Objetivo general: El objetivo general de este estudio es efectuar un diagnóstico técnico de las operaciones de Perforación y Tronadura de desarrollo horizontal en la “Mina Reservas Norte” de Codelco Chile División El Teniente, específicamente en el Nivel de Producción (Teniente Sub-6). Mediante la aplicación de nuevas tecnologías se estima posible determinar los estándares de aquellos parámetros que regulan el comportamiento y los resultados de esta operación. Con esto se espera minimizar el daño transmitido al macizo rocoso circundante, la sobre excavación, la perforación y el consumo de explosivos, junto con maximizar el rendimiento de la perforación y el grado de avance de cada disparo.

Conclusión: En líneas generales el desarrollo de este trabajo da cuenta de los estándares con que se llevan a cabo las operaciones de perforación y tronadura, en relación con los desarrollos que efectúa la constructora en el nivel de producción Teniente Sub 6 en La Mina Reservas Norte de

División El Teniente de Codelco Chile. Específicamente, el tema central lo constituye la sobre excavación que se observa con las prácticas de trabajo utilizadas. En este sentido, es importante señalar la efectividad que se tuvo con la aplicación de una metodología de evaluación objetiva de aquellos aspectos técnicos claves de la operación. Con la información disponible, conformada por los antecedentes obtenidos por la auditoría de 5 de los disparos actuales y 3 de calibración, fue posible establecer un diseño final el cual genera una menor sobre excavación, disminuyendo tanto los costos directos de la operación como la exposición a riesgos potenciales por desprendimientos o planchoneos de roca.

2.1.2 Antecedentes Nacionales

(Huincho T. 2022) - Título: “OPTIMIZACIÓN DEL PROCESO DE PERFORACIÓN Y VOLADURA PARA MEJORAR LA EFICIENCIA DE AVANCE Y CONTROLAR LA SOBROTURA EN LOS FRENTE DE AVANCE DE LA UNIDAD MINERA CERRO LINDO, NEXA RESOURCES S. A. A.”

Autor: Bach. Jhonatan Huincho Torres - Universidad Continental

Objetivo general: Optimizar el proceso de perforación y voladura para mejorar la eficiencia de avance y controlar la sobrotura en los frentes de avance de la unidad minera Cerro Lindo, Nexa Resources S.A.A.

Conclusión: Mediante la optimización del proceso de perforación y voladura se logró mejorar la eficiencia de avance de 88.20 % a 93.60%, obteniendo un avance promedio de 4.85m. por disparo.

2.2 Bases teóricas

2.2.1 Parámetros Geomecánicos

Los parámetros geomecánicos constituyen una de las variables más relevantes en el diseño de voladuras, ya que representan factores no controlables del proceso. Su información se obtiene principalmente a través de la recuperación de testigos de perforación y la ejecución de ensayos geomecánicos en campo. Entre sus características más significativas se encuentran la resistencia de la roca, la litología y la orientación de las discontinuidades, factores que ejercen una influencia directa en el comportamiento de las voladuras y en la efectividad de los diseños aplicados (OSINERGMIN, 2017)

2.2.2 Clasificación Geomecánica del Macizo Rocosó

Según OSINERGMING (2017) indica que: en la guía de criterios geomecánicos para diseño, construcción y supervisión y cierre de labores subterráneas, las clasificaciones de los macizos rocosos, requieren poseer la máxima cantidad de información de propiedades del macizo rocoso, definición de las discontinuidades y condiciones hidrogeológicas.

Tomaremos en cuenta que, para clasificar el macizo rocoso, tendremos que dividir nuestro dominio estructural en características similares de litología, espaciamiento de juntas, etc. En la unidad minera Inmaculada, se utiliza la clasificación geomecánica de Bieniawski (RMR).

2.2.2.1 Índice de calidad de Roca RQD

El índice RQD (Rock Quality Designation), propuesto por Deere en los años 1963 y 1967, es uno de los métodos más utilizados para la caracterización del macizo rocoso. Este sistema consiste en asignar un porcentaje de calidad al macizo rocoso, expresado en un rango de 0% a 100%, en función de la recuperación de testigos de perforación y del grado de fracturamiento presente en la roca.

Tabla 2

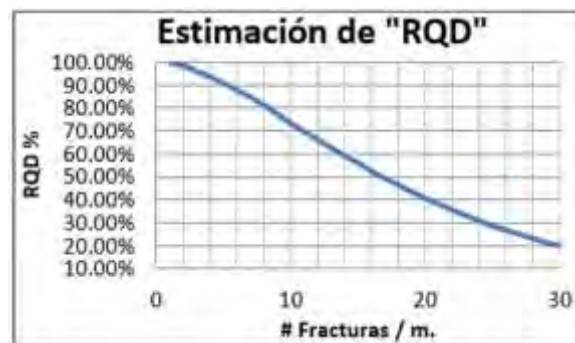
Interpretación de valores de RQD

Valor del RQD	Descripción del Índice de calidad de roca
0 - 25	Muy Mala
25 - 50	Mala
50 - 75	Regular
75 - 90	Buena
90 - 100	Excelente

Nota. Fuente: Guía de criterios geomecánicos OSINERGMIN

Este método se fundamenta en la cuantificación de la frecuencia de fracturas naturales presentes en el macizo rocoso. En consecuencia, a mayor número de discontinuidades registradas, menor será la calificación obtenida en el índice RQD. Una ventaja de este enfoque es que no requiere necesariamente de la recuperación de testigos, ya que el macizo rocoso puede evaluarse de manera más representativa mediante mapeos geológicos de superficie o subterráneos. En tales circunstancias, se recomienda complementar la caracterización con el método de Priest y Hudson, el cual permite una apreciación más precisa de las condiciones estructurales de la roca.

Gráfico 1. Estimación del RQD



Nota. Fuente: Guía de criterios geomecánicos OSINERGMIN

2.2.2.2 Sistema de clasificación geomecánica de Bieniawski o RMR

El sistema de clasificación geomecánica de Bieniawski, conocido como RMR (Rock Mass Rating), fue introducido por Bieniawski en 1973 y posteriormente perfeccionado hasta 1989. Este método constituye una de las herramientas más empleadas para la evaluación in situ de la calidad del macizo rocoso, especialmente en obras subterráneas. Su procedimiento se basa en la determinación de un índice de calidad RMR, calculado a partir de diversos parámetros geotécnicos, al cual se le aplica un factor de corrección que ajusta la clasificación en función de las condiciones específicas del terreno.

Tabla 3

Clasificación del macizo rocoso RMR

Clase	RMR (rango de valores)	Calidad del macizo rocoso	Descripción general
I	81 – 100	Muy bueno	Roca masiva, fracturas muy separadas, alta resistencia y estabilidad.
II	61 – 80	Bueno	Macizo competente con fracturas moderadamente espaciadas, buen comportamiento estructural.
III	41 – 60	Regular (fair)	Roca moderadamente fracturada, estabilidad aceptable con soporte.
IV	21 – 40	Pobre	Macizo muy fracturado, baja resistencia, requiere soporte intensivo.
V	< 20	Muy pobre	Roca desintegrada o intensamente fracturada, estabilidad muy deficiente.

Nota. Fuente: Guía de criterios geomecánicos OSINERGMIN

El valor del RMR (Rock Mass Rating) se determina a partir de la estimación de cinco parámetros fundamentales:


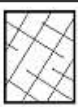

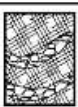


- **Resistencia de la roca intacta**, evaluada mediante ensayos de compresión uniaxial.
- **Índice RQD (Rock Quality Designation)**, que refleja la calidad del macizo rocoso en función de la recuperación de testigos.
- **Condición de las discontinuidades**, considerando su resistencia, continuidad, rugosidad y grado de alteración.
- **Influencia del agua subterránea**, en relación con filtraciones, caudales y presiones de poro.
- **Factor de corrección por orientación de las discontinuidades**, el cual ajusta la calificación en función de la relación entre la orientación estructural y la excavación.

2.2.2.3 Índice GSI (Índice de Resistencia Geológica)

El Índice de Resistencia Geológica (GSI, por sus siglas en inglés Geological Strength Index) fue propuesto por Hoek y colaboradores en 1995 como un sistema de clasificación del macizo rocoso. Este índice se fundamenta en la evaluación de dos criterios principales: la condición de la superficie de las juntas y la estructura geológica del macizo rocoso. Su aplicación se ha extendido ampliamente en diversas operaciones mineras, particularmente en el Perú, debido a la simplicidad de uso y la facilidad de interpretación por parte del personal operativo.

Figura 1

Índice de Resistencia Geológica (Índice GSI)

INDICE DE RESISTENCIA GEOLOGICO GSI (Hoek & Marinos, 2000). A partir de la litología, estructura y la condicion de superficie de las discontinuidades, se estima el valor promedio de GSI. No intente ser muy preciso. Escoger un rango de 33 a 37 es mas realista que fijar GSI=35. Tambien notar que esta tabla no se aplica a mecanismos de falla controlado por estructuras. Donde se presenten planos estructuralmente debiles en una orientacion desfavorable con respecto a la cara de la excavacion, estos dominaran el comportamiento del macizo rocoso. La resistencia al corte de las superficies en rocas que son propensas a deteriorarse como resultado de cambios en la humedad, se reducira cuando exista presencia de agua. Cuando se trabaje con rocas de categoria regular a muy mala, puede moverse hacia la derecha para condiciones humedas. La presion de poros se maneja con un analisis de esfuerzos efectivos.		CONDICIONES SUPERFICIALES				
		MUY BUENA Muy rugoso. Superficies frescas sin meteorización	BUENO Rugoso, ligeramente meteorizada, superficies con oxido.	REGULAR Lizas, moderadamente meteorizadas y superficies alteradas.	MALA Espejo de falla, altamente meteorizadas con recubrimiento compacto o rellenos o fragmentos	MUY MALA Espejo de falla, superficies altamente meteorizadas con recubrimiento de arcilla suave o rellenos
ESTRUCTURA		DISMINUYE CALIDAD DE SUPERFICIE →				
	Intacta o Masivo: Especimenes de roca intacta o masivo in roca in situ con pocas discontinuidades ampliamente espaciadas.	90			N/A	N/A
	Levemente fracturado: Macizo rocoso no disturbado, muy bien entrelazado, constituido por bloques cubicos formados por tres familias de discontinuidades	80	70			
	Moderadamente Fracturado: Entrelazado, macizo rocoso parcialmente disturbado con bloques angulosos de varias caras formado por 4 o mas familias de discontinuidades		60	50		
	Muy Fracturado/Disturbado/Agrietada: Foleada con bloques angulosos formados por la interseccion de muchas familias de discontinuidades. Persistencia de planos de estratificacion o esquistocidad			40	30	
	Desintegrado: Pobrememente entrelazado, macizo altamente fracturado compuesto de una mezcla de pedazos de rocas angulosas y redondeadas				20	
	Foliado/Laminado/Cizallado: Falta de formacion de bloques debido al pequeño espaciamiento o esquistocidad débil o planos de corte	N/A	N/A			10

Nota. Fuente: Tabla GSI Hoek & Brown (1986)

2.2.2.4 Resistencia a la compresión simple

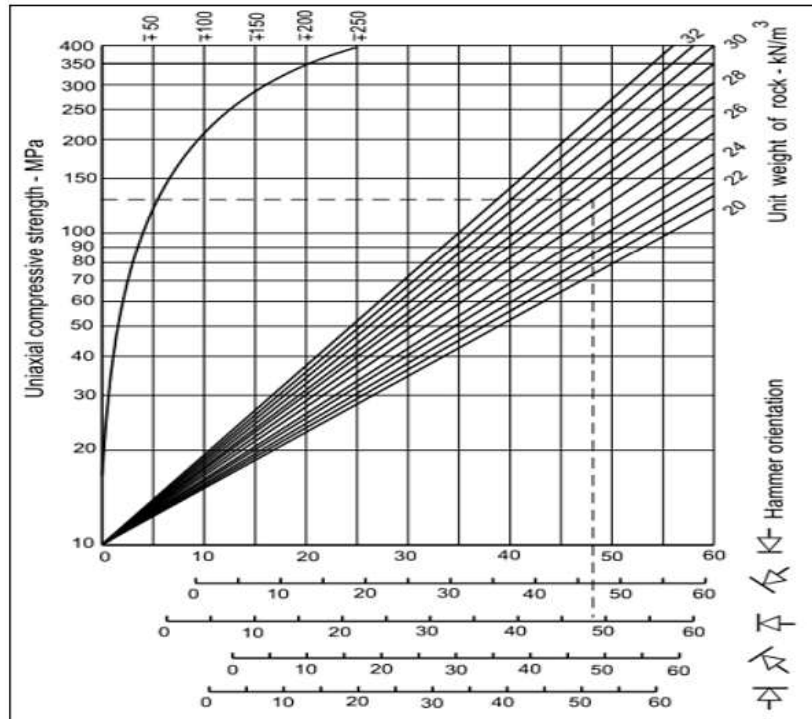
Con el uso de un dispositivo mecánico usado para realizar ensayos no destructivos, el martillo Schmidt es un dispositivo que solo se debe usar en la superficie de los materiales a ensayar, para la ejecución de este ensayo se deberá realizar el siguiente procedimiento:

- Ubicar el martillo de manera perpendicular a la superficie de la roca a ensayar.
- Disparar el vástago o punzón de impacto haciendo empuje del martillo con la superficie del ensayo hasta que el botón salte hacia afuera.
- Pulse el botón del martillo para bloquear el vástago de impacto inmediatamente después de cada impacto.
- Lea y anote el valor de rebote que indica el puntero.
- Para tener mayor certeza del resultado, se recomienda realizar como mínimo 10 lecturas y utilizar el promedio aritmético de éstas.

Una vez obtenido el valor del promedio aritmético se procede a correlacionar con la resistencia mediante el siguiente gráfico.

Gráfico 1

Correlación para martillo Schmidt



Nota. Fuente: Deere, D.U. and Miller, R.P. (1966).

2.2.3 Perforación de frentes horizontales en minería subterránea

La perforación de frentes horizontales mecanizados en minería subterránea se define como el proceso de ejecución de taladros en los frentes de avance de una labor subterránea, mediante el uso de equipos electrohidráulicos de perforación (jumbos), con el propósito de generar una malla de perforación controlada que permita una voladura eficiente y segura. Esta etapa constituye el inicio del ciclo de minado y su calidad incide directamente en el avance unitario, la fragmentación del macizo rocoso, el control del perfil excavado y la estabilidad de la labor.

2.2.3.1 Factores que afectan la calidad de la perforación en frentes mecanizados

Se tomará 5 criterios primordiales que afectan la calidad de la perforación en frentes de avance y son:

Geomecánica del macizo rocoso

- Resistencia de la roca intacta.
- Grado de fracturamiento (RQD, GSI, RMR).
- Orientación y continuidad de discontinuidades.
- Presencia de agua subterránea.

Diseño de la malla de perforación

- Burden y espaciamiento.
- Longitud y diámetro de los taladros.
- Secuencia y disposición de los taladros (cut, contorno, lifters, ayuda, etc.).
- Ángulos de inclinación y dirección de perforación.

Condiciones operativas del equipo (jumbo de perforación)

- Estado de los sistemas hidráulicos y de control.
- Calibración de brazos y precisión del posicionamiento.
- Calidad de las barras y brocas utilizadas.
- Uso adecuado del sistema de agua para limpieza y control de polvo.

Factores humanos y de operación

- Experiencia y capacitación del operador del jumbo.
- Nivel de cumplimiento del diseño de malla planificado.

- Control y supervisión en la ejecución.

Condiciones ambientales y logísticas

- Ventilación y control de gases.
- Iluminación en el frente de trabajo.
- Espacio disponible para el posicionamiento del jumbo.

2.2.3.2 Diseño de mallas de perforación

El diseño de mallas de perforación se define como la distribución geométrica planificada de los taladros en el frente de avance, con el fin de alojar la carga explosiva de manera uniforme y controlada, garantizando una fragmentación eficiente del macizo rocoso, un avance adecuado y una reducción de la sobre excavación.

Este diseño depende de factores como:

- **Geomecánica del macizo:** resistencia de la roca, presencia de discontinuidades, RQD, RMR o GSI.
- **Dimensiones de la labor:** sección transversal, altura, ancho y geometría del frente.
- **Parámetros de perforación:** burden, espaciamiento, longitud, diámetro y número de taladros.
- **Condiciones operativas:** tipo de equipo de perforación (manual o jumbo), capacidad del explosivo y accesorios disponibles.

2.2.3.3 Modelos matemáticos predominantes para el diseño de mallas de perforación

En minería subterránea, el diseño de mallas de perforación no se desarrolla de forma exclusivamente empírica, sino que se fundamenta en la aplicación de modelos matemáticos. Estos permiten determinar de manera precisa parámetros esenciales como el burden, el espaciamiento, la longitud y el número de taladros, considerando tanto las condiciones geomecánicas del macizo rocoso como las propiedades del explosivo empleado.

A continuación, se presentan los modelos de cálculo más representativos aplicados en minería subterránea

a) Modelo de Langefors y Kihlström (1978)

- Uno de los más aplicados en perforación y voladura subterránea.
- Define el burden (B) en función del diámetro de taladro (d), la carga lineal (q) y la resistencia de la roca (σ_c):

$$B = k \cdot d \cdot \sqrt{\frac{q}{\sigma_c}}$$

Donde k es un coeficiente empírico que depende de la roca y del tipo de explosivo.

- A partir de B , se calcula el espaciamiento ($S \approx 1.2$ a $1.5 \cdot B$).

b) Modelo de Holmberg y Persson (1979)

- Orientado al control de contorno en excavaciones subterráneas.
- Relaciona el factor de potencia (kg/t) con el diámetro de taladro, la resistencia de la roca y la energía del explosivo.

- Útil para mallas de contorno, donde se busca minimizar la sobre excavación y el daño al macizo.

c) Modelo de Ash (1963, 1973)

- Basado en la energía específica del explosivo por volumen de roca.
- Introduce el concepto de powder factor (kg/m^3 o kg/t), vinculando directamente el consumo de explosivo con el volumen removido.

$$Q = \frac{W}{V}$$

Donde Q es el factor de potencia, W el peso del explosivo y V el volumen de roca fragmentada.

d) Modelo de Konya (1995)

- Muy usado en minería subterránea moderna y en docencia.
- Determina burden y espaciamiento considerando el diámetro del taladro, la velocidad de detonación y la resistencia de la roca.
- Fórmula base para el burden:

$$B = \frac{40 \cdot d}{\sqrt[3]{\rho_e \cdot VOD}}$$

Donde ρ_e es la densidad del explosivo y VOD la velocidad de detonación.

2.2.4 Voladura

La voladura se define como el procedimiento mediante el cual un conjunto de barrenos previamente perforados es cargado con explosivos y detonado siguiendo una secuencia planificada. El objetivo es lograr la fragmentación y el desplazamiento controlado del macizo rocoso, garantizando la eficiencia del proceso y evitando impactos indeseados sobre estructuras o elementos externos a la operación. (E.T.S de Ingenieros de Minas De Madrid (2013) - *“Perforación y Voladura de Rocas en minería”*).

2.2.4.1 Conceptos básicos de Voladura en frentes de avance horizontal

En los últimos años, las técnicas de excavación subterránea han experimentado un notable avance, impulsado principalmente por la incorporación de nuevas tecnologías en perforación de taladros, lo que ha permitido alcanzar mayores niveles de eficiencia operativa. De manera complementaria, el desarrollo y aplicación de nuevas formulaciones explosivas adaptadas a diferentes condiciones de minado han contribuido a optimizar los resultados de la voladura.

En este contexto, se presentan a continuación los conceptos fundamentales asociados a la perforación y voladura en frentes de avance horizontal, los cuales constituyen la base para comprender y evaluar los parámetros operativos en minería subterránea.

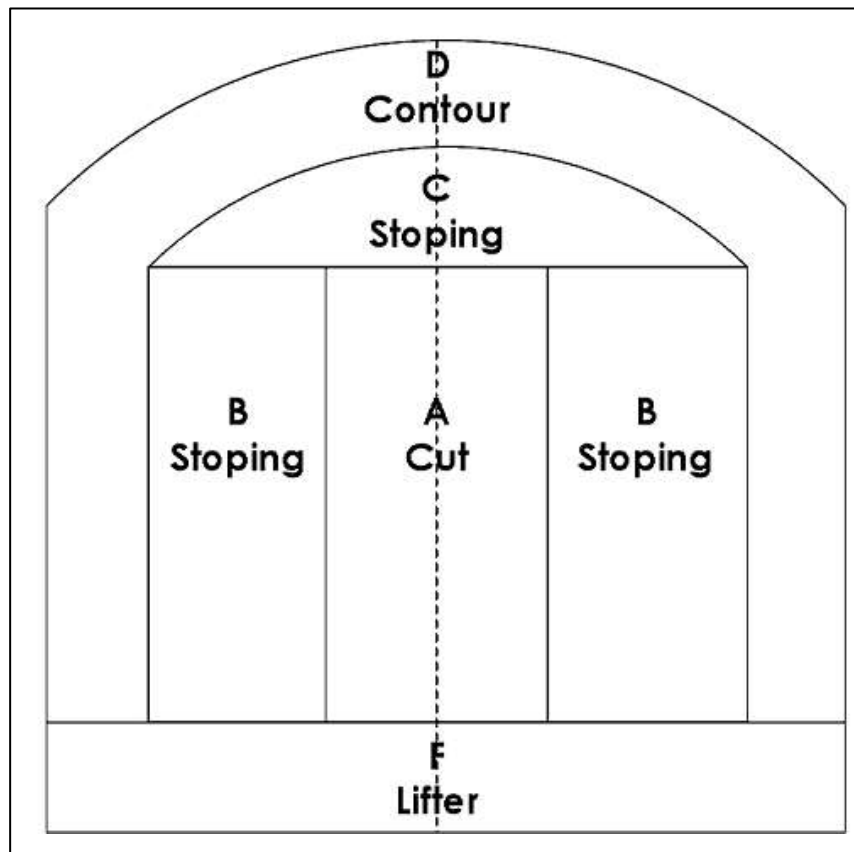
2.2.4.1.1 Nomenclatura de taladros o tiros

En minería subterránea, y particularmente en labores de desarrollo horizontal, la voladura presenta la característica de disponer únicamente de una cara libre, a diferencia de las voladuras en minería superficial, donde pueden existir dos o más. El rendimiento de la voladura en este tipo de excavaciones depende directamente de la generación adecuada de caras libres, lo que resalta la importancia del diseño del arranque o corte (sección A).

La disposición y secuencia de retardos en los taladros de corte deben garantizar la formación progresiva de una abertura, cuyo tamaño aumente gradualmente hasta permitir que los taladros de ayuda dispongan de caras libres adecuadas para su correcta acción. (ver figura 2).

Figura 2

Secciones de un túnel establecidas por Holmberg



Nota. Fuente: Instituto Geológico y Minero de España (1994)

A: Sección de corte (cut).

B: Sección de tajeo (stopping section).

C: Sección de alza (stopping).

D: Sección de contorno (contour).

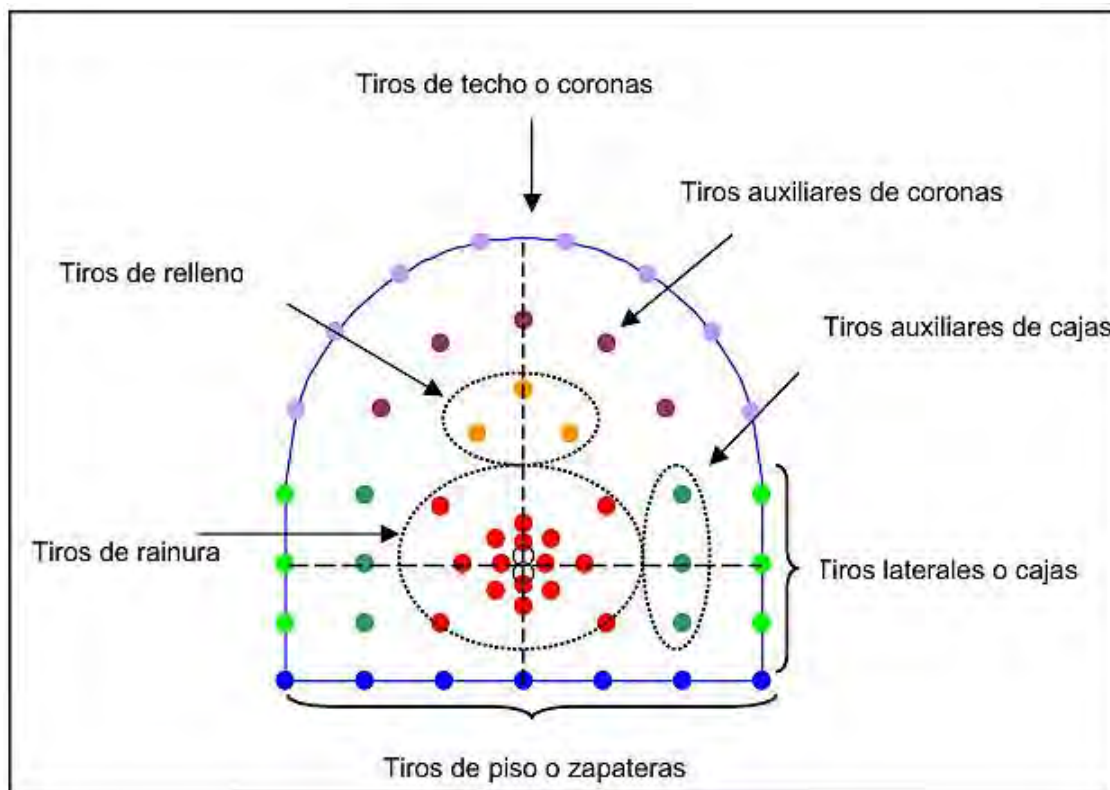
E: Sección de arrastre (Lifters).

En la figura se muestra distintas zonas de un frente, cada una de ellas deberá tener un tratamiento especial al momento de realizar los cálculos que nos permitan obtener parámetros de perforación y voladura.

A continuación, se detallará la nomenclatura de taladros o tiros en una sección típica de un frente.

Figura 3

Nomenclatura de taladros



Nota. Fuente: Instituto Geológico y Minero de España (1994)

2.2.4.1.2 Tipos de rainura o corte

Se entiende por corte o rainura al conjunto de taladros cuya finalidad es generar la cavidad inicial o hueco de arranque, el cual actúa como una cara libre artificial que permite el correcto funcionamiento de los demás taladros de la malla. Existen distintos tipos de rainuras empleadas en excavaciones subterráneas, entre las más comunes se encuentran:

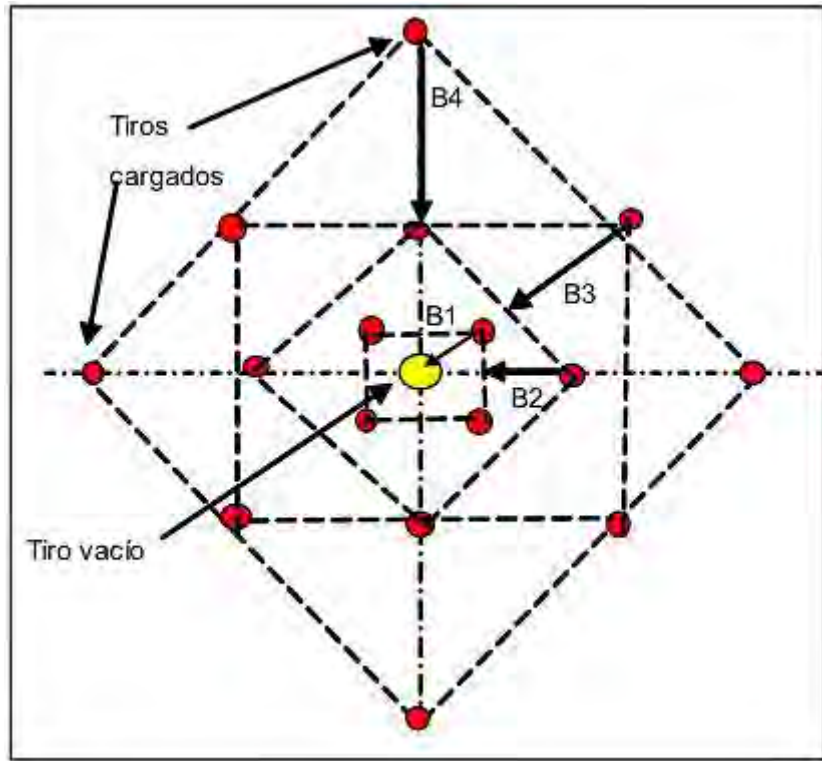
- Corte o rainura tipo abanico.
- Corte o rainura en cuña o en “V”.
- Corte o rainura piramidal.
- Corte o rainura burn cut.
- Corte o rainura large-hole-cut.

En el presente trabajo de investigación se analizará específicamente la rainura large-hole-cut, dado que corresponde al sistema implementado en las operaciones de perforación y voladura.

Este tipo de rainura se caracteriza por la disposición de taladros paralelos y perpendiculares al frente de la labor, dentro de los cuales se incluyen uno o varios taladros vacíos de mayor diámetro en la parte central. Dichos taladros no son cargados y cumplen la función de simular una cara libre inicial, además de absorber el incremento de volumen generado por la roca triturada. Los taladros vacíos están rodeados por taladros cargados de menor diámetro, dispuestos en los vértices de cuadrados concéntricos que circunscriben a los anteriores, logrando así un arranque progresivo y eficiente. (ver figura 4)

Figura 4

Rainura large-hole-cut



Nota. Fuente: Instituto Geológico y Minero de España (1994)

2.2.4.1.3 Diseño de corte Large-Hole-Cut

El diseño de la rainura, en términos de geometría y distribución de la carga, se fundamenta en investigaciones y experiencias prácticas basadas en fórmulas empíricas desarrolladas en Suecia por Langefors, posteriormente perfeccionadas por Holmberg (1982) y simplificadas por Olofsson (1990).

Para lograr un diseño eficiente que permita maximizar el avance por disparo (m/disparo), es necesario considerar una serie de parámetros fundamentales, entre los que destacan:

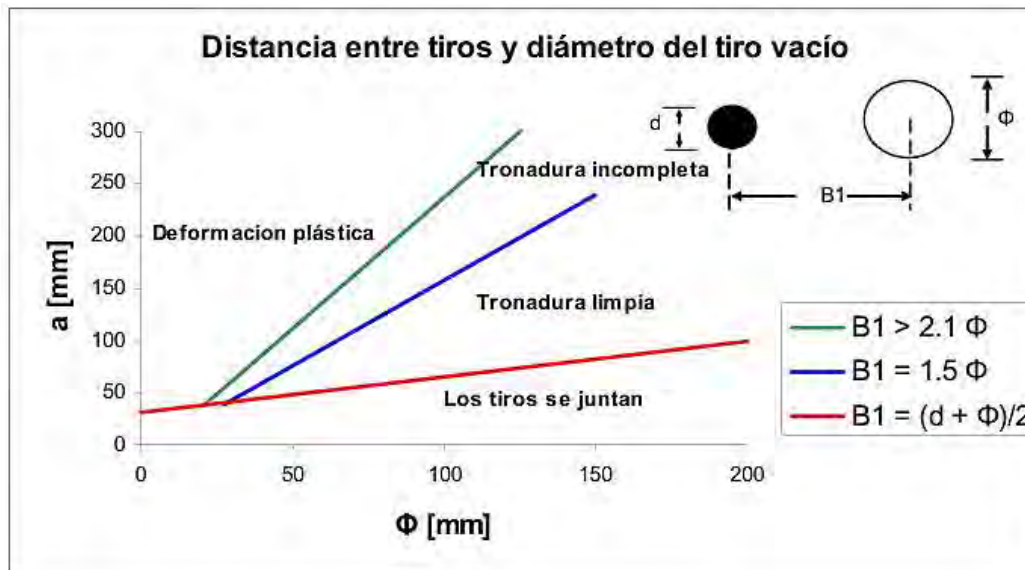
- Diámetro del taladro de alivio o tiro vacío, que define la magnitud de la cavidad inicial.

- Burden, entendido como la distancia entre filas de taladros y la cara libre generada.
- Concentración de carga, referida a la cantidad de explosivo por unidad de longitud de taladro.

En este contexto, si la distancia entre el taladro de alivio y el primer taladro cargado en detonar se denomina “a”, los resultados del diseño variarán en función del diámetro de los taladros de alivio. Tal como se muestra en el Gráfico 2, diferentes configuraciones de diámetros de alivio producen distintos escenarios en cuanto a la eficiencia y comportamiento de la voladura:

Gráfico 2

Rainura large-hole-cut



Nota. Fuente: Instituto Geológico y Minero de España (1994)

Según el Instituto Geológico y Minero de España (1994) – Manual de Perforación y Voladura de Rocas, indica que:

- Para $B_1 > 2.1 \Phi$

Sólo se producirá una deformación plástica de la roca, sin resultados en cuanto a su fragmentación, afectando el avance del disparo.

- **Para $2.1 \Phi > B_1 > 1.5 \Phi$**

Se producirá una rotura incompleta, lo que afectará el resultado final de la voladura.

- **Para $1.5 \Phi > B_1 > (d + \Phi) / 2$**

Se producirá una rotura completa de la roca, con la salvedad que en el límite cuando “B1” tienda a “ $(d + \Phi) / 2$ ”, los tiros se juntarán provocando una voladura deficiente, con malos resultados en el rendimiento final.

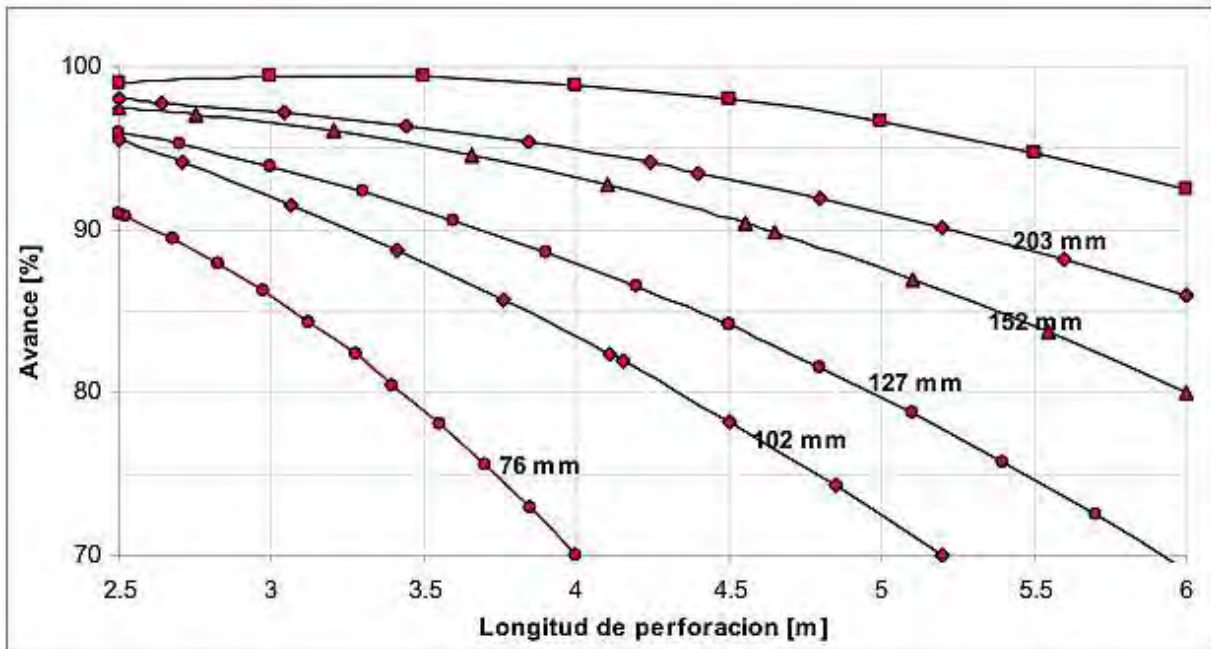
Se definirá como óptima posición, para lograr una voladura limpia o completa, con buen resultado de avance y con el menor riesgo que los tiros se junten, cuando:

$$B_1 = 1.5 \Phi \text{ [mm]}$$

En el gráfico 5 se observa el avance porcentual con respecto a la profundidad de los tiros, para diferentes diámetros del tiro vacío.

Gráfico 3

Avance por disparo para diferentes diámetros en taladros de alivio



Nota. Fuente: Instituto Geológico y Minero de España (1994)

Mientras mayor sea el diámetro, mayor es el avance del disparo para una longitud de perforación dada. En algunos casos se podrán disponer más de un taladro vacío como cara libre, por lo que es necesario calcular un diámetro ficticio del taladro vacío según la relación empírica:

$$D = \Phi \sqrt{n}$$

Donde,

D = Diámetro ficticio [mm].

Φ = Diámetro de un tiro vacío.

n = Números de tiros vacíos.

- **Diseño del primer cuadrante**

Para calcular el burden del primer cuadrado o sección se usará la siguiente ecuación y el diámetro del taladro vacío (si es que es uno solo) o el diámetro ficticio (si es que son más de uno).

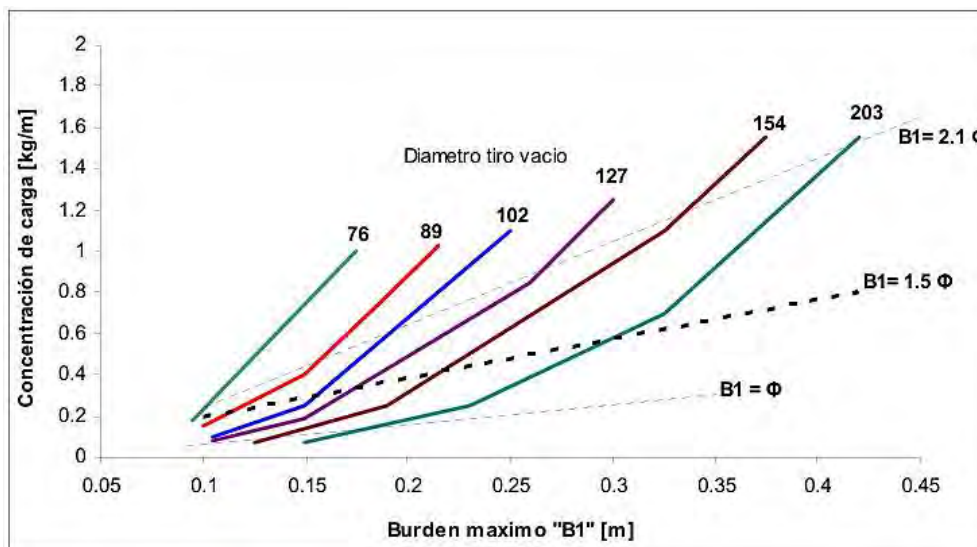
Para determinar las dimensiones de lado del primer cuadrante se considera:

$$W_1 = B_1 \sqrt{2}$$

Es de importancia cuantificar la concentración de carga con que van a ser cargados los taladros del primer cuadrante, ya que una concentración de carga baja puede no provocar la fragmentación de la roca. En el gráfico 4 se muestra la concentración de carga mínima y la distancia máxima del taladro vacío al primer taladro cargado (“ B_1 ”) en función del diámetro del taladro vacío. Se puede observar que un aumento en la relación $B_1 = 1.5 \Phi$ causa un aumento en la concentración de carga.

Gráfico 4

Concentración de carga y máxima distancia entre taladros



Nota. Fuente: Instituto Geológico Y Minero De España (1994)

- **Diseño de los siguientes cuadrantes**

El cálculo de los parámetros en el segundo cuadrante se realiza de manera análoga al del primero, con la diferencia de que la rotura del macizo rocoso adopta un patrón rectangular, en contraste con la forma circular observada en el primer cuadrante. Una vez determinada la dimensión lateral del primer cuadrante, es posible estimar el burden correspondiente al segundo cuadrante (B_2) aplicando la relación empírica establecida para este tipo de configuraciones geométricas:

$$B = \alpha \times W$$

Donde:

B = Burden [m].

W = Lado del cuadrado [m].

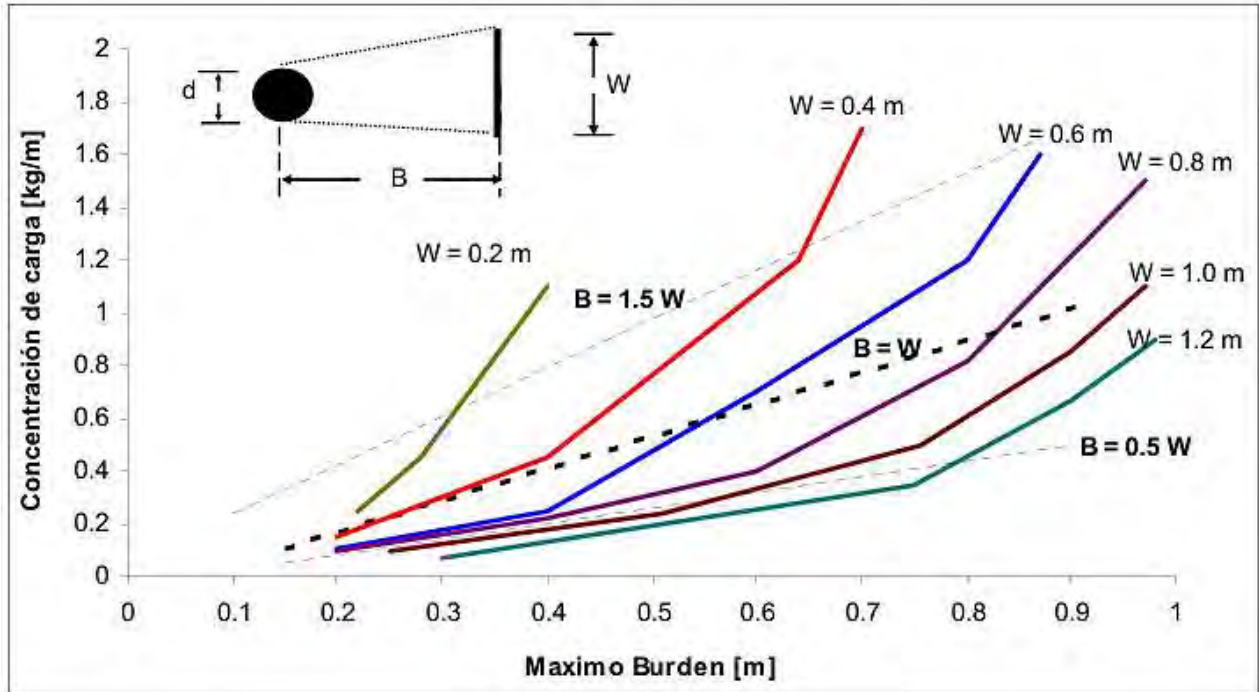
α = Constante que toma valores entre [0.5; 1.5].

En el gráfico 5 se ilustra la concentración de carga mínima y el burden máximo para diferentes anchos de abertura (W).

Es de importancia recalcar que el número de cuadrados de la rainura o corte estará limitado al hecho que el burden del último cuadrante no puede exceder el burden de los taladros de descarga para una concentración de carga dada.

Gráfico 5

Concentración de carga mínima y el máximo burden



Nota. Fuente: Instituto Geológico Y Minero De España (1994)

2.2.4.1.4 Ubicación y carguío de los taladros restantes

Para calcular la ubicación y el carguío del resto de los taladros del diagrama se puede utilizar la tabla 4, previo el cálculo del burden “B” y la concentración lineal de carga en el fondo “ q_f ” para el explosivo y diámetro utilizado. Las fórmulas que se emplean son:

$$q_f = 7.85 \times 10^{-4} \times d_c^2 \times \rho$$

$$B = 0.88 \times q_f^{0.35}$$

Donde:

d_c = Diámetro del cartucho del explosivo [mm]

ρ = Densidad del explosivo [gr/cm^3]

Una vez que se determina el burden (B), la longitud de los tiros (L) y la concentración lineal de carga (q_f), se puede encontrar una buena aproximación inicial de la geometría del diagrama de disparos y la carga de explosivo.

Nomenclatura de taladros	Burden	Espaciamiento	Longitud de carga de fondo	Concentración de carga		Taco
				Fondo	Columna	
m	m	m	m	kg/m	kg/m	m
Piso	1.0 x B	1.1 x B	1/3 x L	qf	1.0 x qf	0.2 x B
Contorno o cajas	0.9 x B	1.1 x B	1/6 x L	qf	0.4 x qf	0.5 x B
Coronas	0.9 x B	1.1 x B	1/6 x L	qf	0.3 x qf	
Descarga superior	1.0 x B	1.1 x B	1/3 x L	qf	0.5 x qf	
Descarga inferior	1.0 x B	1.2 x B	1/3 x L	qf	0.5 x qf	

Nota. Fuente: Instituto Geológico y Minero de España (1994)

La tabla anterior solamente debe considerarse como un diseño básico (primera aproximación). Es importante poner énfasis en que el diagrama de disparo debe ser revisado continuamente, conforme a las variaciones que experimentan las condiciones estructurales de la roca a excavar y los resultados que se vayan obteniendo.

2.2.4.2 Factores que afectan al diseño de voladura:

a) Factores que afectan al Rendimiento de la voladura

Según la E.T.S de Ingenieros de Minas de Madrid (2013) - “Perforación y Voladura de Rocas en minería”, indica que: El diseño de voladuras constituye una técnica fundamentada en la aplicación de cálculos y criterios empíricos en un medio geológico intrínsecamente heterogéneo, lo que implica que los resultados pueden presentar variabilidad. En este sentido, para evaluar la calidad o efectividad de una voladura no basta con analizar los efectos obtenidos, sino que resulta indispensable contrastarlos con los objetivos previamente establecidos en el diseño, tales como el

grado de fragmentación esperado, el avance proyectado, la estabilidad del contorno y la seguridad operativa. Se puede decir que una voladura ha sido realizada con éxito si los resultados obtenidos coinciden con el objetivo buscado.

Para alcanzar los objetivos planificados y evaluar el desempeño de una voladura, es necesario considerar tres factores fundamentales que determinan la eficiencia del diseño y su control:

- **Cantidad adecuada de energía:** Los resultados óptimos dependen de la correcta dosificación de explosivos en función de las condiciones específicas del macizo rocoso y del diseño de la malla.
- **Distribución apropiada de la energía:** Dado que el explosivo transforma energía química en energía mecánica, una distribución deficiente puede originar una fragmentación irregular y un aprovechamiento ineficiente de la energía liberada.
- **Confinamiento efectivo de la energía:** El rendimiento del explosivo está condicionado al confinamiento de los gases generados dentro del barreno. Una pérdida significativa de confinamiento reduce la eficiencia de la voladura y afecta los resultados previstos.

Estos tres factores se encuentran estrechamente interrelacionados; la ausencia o deficiencia de alguno de ellos compromete de manera directa la calidad y efectividad del proceso de voladura.

Figura 5

Parámetros que afectan al rendimiento de una voladura



Nota. Fuente: E.T.S de Ingenieros de Minas de Madrid (2013)

b) Factores Geométricos

Dentro del diseño de voladuras, los factores asociados directamente al método de explotación se consideran parámetros controlables, dado que pueden ajustarse en función de los resultados que se desean obtener. Entre los principales factores destacan:

- **Diámetro del barreno o de la carga**, que determina la cantidad de explosivo por taladro.
- **Altura del banco** (longitud de perforación en minería subterránea), condiciona el volumen de roca a fragmentar y la geometría de la voladura.
- **Longitud del barreno**, en función de la sección de la labor y del avance planificado.

- **Inclinación del barreno**, utilizada para optimizar la dirección de la energía liberada y mejorar el perfil del frente.
- **Número de barrenos**, que define la densidad de perforación necesaria para cumplir con el diseño.
- **Distribución de los barrenos**, relacionada con el burden, el espaciamiento y la simetría de la malla de perforación.

c) Factores inherentes a la roca

Según la E.T.S de Ingenieros de Minas de Madrid (2013) - “Perforación y Voladura de Rocas en Minería”, indica que: A diferencia de los factores antes vistos, el macizo rocoso es un medio heterogéneo por definición. Así, existen parámetros que no se pueden controlar, pero que si es imprescindible tener en cuenta para la obtención de un rendimiento de voladura. Entre estos factores se encuentran los siguientes:

- Densidad de la roca.
- Resistencia o dureza de la roca.
- Velocidad sísmica del macizo rocoso.

d) Factores inherentes al explosivo

Además de los parámetros de diseño vinculados al método de explotación, es indispensable considerar los factores propios del explosivo empleado, ya que influyen de manera directa en el rendimiento de la voladura. Entre los más relevantes se encuentran:

- **Densidad del explosivo**, que determina la masa de energía contenida por unidad de volumen.
- **Velocidad de detonación (VOD)**, relacionada con la capacidad del explosivo para transmitir energía al macizo rocoso.
- **Presión de detonación**, que influye en la iniciación y propagación de las fracturas.
- **Potencia del explosivo**, asociada a la cantidad de trabajo útil que puede generar en función de sus características fisicoquímicas.
- **Carga de explosivo**, definida por la cantidad empleada por taladro o por metro de perforación.
- **Secuencia de voladura**, referida al orden y tiempos de retardo que permiten un adecuado alivio de cargas y una fragmentación controlada.

Estos factores, en conjunto, determinan la eficiencia energética del explosivo dentro del barreno y su capacidad para alcanzar los objetivos de fragmentación, desplazamiento y control de daños.

2.2.5 Explosivos

Se entiende por explosivo a toda mezcla o compuesto químico cuya función principal es producir una reacción explosiva. Este tipo de material se caracteriza por liberar, en un tiempo extremadamente breve, la totalidad de su energía acumulada a través de una reacción exotérmica que genera calor, gases, ondas de presión y ruido. Dichas propiedades, que en principio son de carácter destructivo, son aprovechadas en la industria minera para la fragmentación controlada de

macizos rocosos, lo que facilita procesos como la extracción de minerales, la excavación de labores subterráneas y los movimientos de tierra en operaciones a cielo abierto.

2.2.5.1 Clasificación de los explosivos:

Existen diversas formas de clasificar los explosivos; sin embargo, para fines de esta investigación se adoptará la clasificación propuesta en el Manual Práctico de Voladura de Exsa (2018), centrada en los explosivos industriales rompedores. Esta tipología resulta de especial interés debido a que dichos explosivos constituyen los más empleados en las operaciones de voladura de rocas en minería subterránea, por su capacidad de fragmentación y su amplia aplicación en frentes de avance.

Figura 6

Clasificación de los explosivos

CUADRO RESUMEN		
EXPLOSIVOS INDUSTRIALES ROMPEDORES		
ALTOS EXPLOSIVOS - TNT - GELATINAS (NG-NC) - DINAMITAS - HIDROGELES SENSIBILIZADOS - EMULSIONES SENSIBILIZADAS	AGENTES DE VOLADURA - ANFO (PRILLS) - SLURRIES - EMULSIONES - HÍBRIDOS (MEZCLAS ANFO/EMULSIÓN O ANFOs PESADOS) - QUANTEX MEQ 73	EXPLOSIVOS ESPECIALES - SÍSMICOS - PARA VOLADURA CONTROLADA - PERMISIBLES (CARBÓN) - CARGAS DIRIGIDAS - BINARIOS - LOX Y OTROS
CLASIFICACIÓN PRÁCTICA:		
- POR SU REGIMEN DE VELOCIDAD	Deflagrantes o empujadores Detonantes o trituradores	
- POR SU SENSIBILIDAD AL INICIADO	Sensibles al detonador o altos explosivos No sensibles al detonador o Agentes de Voladura (requieren un Cebo o Primer)	
- POR SU APLICACIÓN PRIMORDIAL	De uso militar De uso industrial (minería, construcción y usos especiales)	

Nota. Fuente: EXSA (2018)

2.2.5.2 Características de los explosivos

Para garantizar una adecuada aplicación de los explosivos en minería, resulta fundamental conocer las propiedades específicas de cada tipo de explosivo, incluyendo sus componentes de fabricación, así como comprender las características geomecánicas y geoestructurales del macizo rocoso sobre el cual se realizará la voladura. El análisis conjunto de estos factores permite evaluar y seleccionar el explosivo más apropiado para cada condición operativa, asegurando eficiencia en la fragmentación y seguridad en la faena minera.

Con este propósito, las características mencionadas se pueden organizar en dos grupos principales:

- Características Funcionales
- Características Prácticas

2.2.5.2.1 Características funcionales

Las características relacionadas con el funcionamiento y la detonación de los explosivos pueden dividirse en dos categorías principales:

Explosivos de carácter rompedor: asociados al impacto violento de la onda de choque generada durante la detonación, cuyo efecto predominante es la fracturación instantánea del macizo rocoso.

Explosivos energéticos o de empuje: vinculados al proceso de expansión de los gases liberados en la reacción química, cuya acción principal se traduce en el desplazamiento y proyección de los fragmentos.

A su vez, estas categorías pueden subdividirse en parámetros específicos que permiten cuantificar y evaluar su desempeño en voladura.:

a) Características rompedoras

- Densidad.
- Velocidad de detonación (VOD).
- Presión de detonación (PD).

b) Características energéticas

- Volumen de gases.
- Trabajo de expansión de los gases.
- Presión de explosión.

a) Características rompedoras

- **Densidad**

La densidad de un explosivo se define como la relación entre su peso y el volumen que ocupa, constituyendo un parámetro crítico que influye de manera directa en la presión de detonación y en la velocidad de propagación de la onda explosiva (VOD). Por ello, conocer este valor es esencial al momento de seleccionar el explosivo más adecuado para cada condición operativa.

Generalmente, la densidad nominal es proporcionada por el fabricante en la ficha técnica del producto. Sin embargo, debe diferenciarse de la denominada densidad de carguío, que corresponde al valor real que adopta el explosivo una vez introducido en el interior del taladro. Estas dos

densidades pueden diferir significativamente, dependiendo principalmente del método de carguío empleado (manual, neumático, bombeado, encartuchado, etc.) y de las condiciones del barreno.

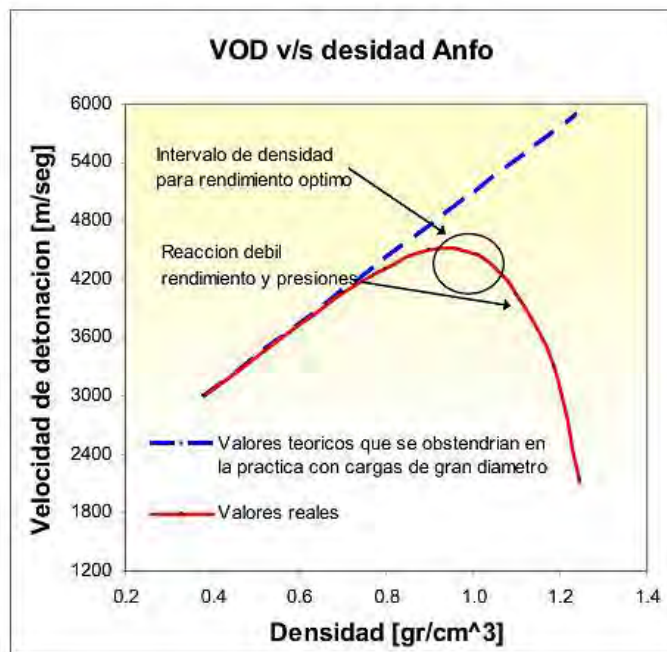
En la actualidad las densidades de los explosivos industriales varían entre $0.5 \text{ [gr/cm}^3\text{]}$ y $1.4 \text{ [gr/cm}^3\text{]}$

Cabe señalar que, cuando la densidad de los explosivos sobrepasa cierto valor denominado “densidad crítica”, entonces el explosivo se vuelve insensible al cebo, produciendo con ello un serio problema en la columna explosiva pudiendo no iniciar la carga explosiva y tener problemas con la detonación.

En el siguiente gráfico veremos el comportamiento del ANFO, la relación directa que tiene la densidad versus la velocidad de detonación y como esto influye del desempeño de una voladura.

Gráfico 6

Velocidad de detonación v/s Densidad ANFO



Nota. Fuente: Instituto Geológico Y Minero De España (1994)

En la figura anterior podemos observar que a valores mayores a 1.1 [gr/cm^3] en cuanto a la densidad, la velocidad de detonación cae drásticamente, esto también se conoce como “Densidades y presiones de muerte”, esto sucede cuando las densidades y presiones de los explosivos tienen niveles altos de confinamiento.

- **Velocidad de detonación (VOD)**

La velocidad de detonación (VOD) se define como la rapidez con la que la reacción química se propaga a lo largo de la columna explosiva durante el proceso de detonación. Este parámetro determina en gran medida la potencia efectiva del explosivo y, por ende, su capacidad para fracturar el macizo rocoso.

Los valores de VOD varían en función de múltiples factores, entre los cuales destacan: el diámetro del taladro, la composición química del explosivo, su densidad, el grado de confinamiento, el tiempo transcurrido desde su fabricación y el sistema de iniciación empleado.

En términos generales, un mayor confinamiento y un aumento en el diámetro del taladro favorecen el incremento de la VOD, al igual que un aumento en la densidad del explosivo. Sin embargo, debe considerarse la existencia de una densidad crítica, a partir de la cual el explosivo pierde sensibilidad y la VOD se reduce de forma drástica, comprometiendo su eficiencia (Ver Gráfico 6).

El rendimiento de la velocidad de detonación (VOD) puede verse afectado por diversos factores que impiden que el explosivo alcance su velocidad de régimen en condiciones normales de operación. Entre los principales se encuentran: la naturaleza química del explosivo, la presión externa, el calor de explosión, la homogeneidad de las mezclas, la granulometría de los componentes, el balance de oxígeno y la temperatura inicial de la carga.

Asimismo, el sistema de iniciación cumple un rol determinante, ya que, si no proporciona la suficiente energía, la detonación puede comenzar con una velocidad reducida, comprometiendo la eficiencia del proceso.

Otro aspecto crítico es el envejecimiento de los explosivos, especialmente en el caso de las emulsiones. Con el tiempo, estas tienden a perder parte de las burbujas de aire que actúan como “puntos calientes” para la iniciación, lo que ocasiona una reducción de la VOD. Además, el envejecimiento puede provocar fenómenos de separación de fases o cristalización, disminuyendo la sensibilidad y afectando la correcta propagación de la onda de detonación.

En cuanto a la determinación experimental de la VOD, no existe una fórmula matemática exacta para su cálculo, por lo que su valor debe obtenerse mediante mediciones directas. Actualmente se utilizan cronógrafos de alta precisión, conectados a un cable con resistencia definida dispuesto junto al iniciador o detonador. Durante la detonación, el cronógrafo mide la variación de resistencia en función del tiempo y la distancia recorrida por la onda, permitiendo calcular con precisión la velocidad de detonación del explosivo.

La velocidad de detonación de los explosivos industriales en la actualidad varía entre 2000 [m/s] y 8200 [m/s].

- **Presión de detonación (PD)**

La presión de detonación constituye la propiedad rompedora más significativa de un explosivo, ya que se genera en el plano de Chapman-Jouguet (CJ), localizado en la parte posterior de la zona de reacción durante el paso de la onda de choque. Este parámetro refleja la capacidad de fracturación del explosivo, al cuantificar la energía cinética transmitida por la onda de choque, comúnmente denominada energía de impacto.

El valor de la presión de detonación está influenciado por la densidad del explosivo, la velocidad de detonación (VOD) y la temperatura de reacción. En este sentido, una relación matemática propuesta por Du Pont permite su estimación a través de la siguiente expresión:

$$PD \approx 2.5 * \gamma * VOD^2 * 10^6 \text{ [KBar]}$$

Donde:

γ = Densidad del explosivo [gr/cc]

VOD = Velocidad de detonación [m/s]

PD = Presión de detonación [KBar]

Una vez obtenida el valor de la presión de detonación, se puede estimar el valor de la presión de gases, la cual dependerá del grado de confinamiento del explosivo, el desacoplamiento de la carga explosiva y la temperatura de reacción. **La presión de gases se estima que es equivalente al 45 % del valor de la presión de detonación.** La PD de los explosivos industriales fluctúan entre 1200 y 12000 [MPa].

b) Características energéticas

La característica energética de los explosivos se expresa en su capacidad para fragmentar volúmenes de roca, resultado del efecto ejercido por las altas presiones de los gases generados durante la reacción química de la detonación. Esta energía liberada se traduce en trabajo útil sobre el macizo rocoso, contribuyendo al desplazamiento, fracturación y proyección controlada de los fragmentos.

- **Trabajo de expansión de los gases**

El trabajo de expansión de los gases corresponde al efecto realizado por los productos gaseosos de la detonación al expandirse de manera adiabática desde las condiciones iniciales de alta presión en el frente de detonación hasta alcanzar un estado de equilibrio a presión y temperatura ambientales. Este parámetro, también denominado trabajo teórico termodinámico, constituye una medida del potencial energético del explosivo y habitualmente se expresa en unidades de [kcal/kg], lo que permite comparar la eficiencia relativa entre diferentes tipos de explosivos.

- **Volumen de gases**

El volumen de gases de detonación se define como el espacio ocupado por los productos gaseosos resultantes de la explosión de 1 kg de explosivo, medido en condiciones normales de presión y temperatura (1 atm y 25 °C). Este parámetro se expresa como volumen específico y constituye un indicador fundamental de la capacidad expansiva del explosivo, directamente relacionada con el trabajo de empuje y desplazamiento ejercido sobre la roca.

- **Presión de explosión**

La presión de explosión se define como la presión máxima alcanzada por los gases en el instante de la detonación, justo antes de que se inicie el desplazamiento y fracturamiento de la roca debido a los esfuerzos de tracción, compresión y corte generados por la onda expansiva. Este parámetro refleja la intensidad del impacto inicial de la voladura y constituye un indicador directo del poder rompedor del explosivo.

En los explosivos industriales utilizados en minería, los valores de presión de explosión suelen encontrarse en un rango aproximado de 600 MPa a 6000 MPa, dependiendo de su composición, densidad y condiciones de confinamiento.

2.2.5.2.2 Características prácticas

Las características prácticas están relacionadas con la aplicación propiamente dicha del explosivo, con el manejo operacional que se le da y con las restricciones de seguridad propias que posee. Estas características las dividiremos en:

- Fuerza o potencia.
- Diámetro crítico.
- Balance de oxígeno.
- Sensibilidad.
- Resistencia al agua.
- Tolerancia a la presión.
- **Fuerza o potencia**

Es la capacidad que tiene un explosivo de fragmentar y desplazar la roca, esta capacidad dependerá de las características del explosivo y de las condiciones en las que se utilizará. Se estima en términos de la cantidad de energía liberada por detonación. La fuerza o potencia se puede expresar también como la máxima energía que posee un explosivo para realizar fracturamiento, fragmentación y desplazamiento de la roca circundante a la voladura. Según Langefors, la Potencia Relativa en peso se define mediante la siguiente fórmula:

$$S = 5/6 * Q/Q_0 + 1/6 * VG/VG_0$$

Donde:

Q = Calor de explosión a volumen constante por Kg de explosivo.

Q_0 = Calor de explosión a volumen constante por Kg del explosivo de referencia

VG = Volumen de gases por Kg de explosivo

VG_0 = Volumen de gases por Kg del explosivo de referencia.

- **Diámetro crítico**

Refiere al diámetro mínimo que debe tener una columna explosiva para que la reacción de la detonación se propague de forma estable, un explosivo detonará de forma óptima siempre y cuando su diámetro sea mayor al diámetro crítico, esta condición es una limitante al momento de elegir entre un explosivo y otro. Para el caso de los explosivos a graneles utilizaremos el termino de “Diámetro mínimo recomendado”, este término se usa cuando el explosivo detona de forma consistente respecto a sus propiedades teóricas descritas.

El diámetro crítico tiene dependencia directa con el grado de confinamiento del explosivo, la presencia de agua, la presión ejercida por la columna explosiva, el desacoplamiento de la carga explosiva y eventualmente en algunos casos, la temperatura del ambiente.

- **Balance de oxígeno (BO)**

Según el “Manual Práctico de Voladura”- EXSA (2018), indica que: El balance de oxígeno de un explosivo es la suma algebraica de los balances de oxígeno de los varios ingredientes que lo componen. Cada ingrediente se obtiene multiplicando su balance de oxígeno por el porcentaje de

estas sustancias presentes en la mezcla. El balance de oxígeno se expresa como porcentaje de exceso (+) o deficiencia (-) de oxígeno en la mezcla. El margen de seguridad de +2 a +5 como tope, buscando un promedio de +2 a +3 como ideal. Si es mayor a +5 el nitrógeno se oxidará formando NO y NO_2 tóxicos, si es menor a +2 se formará CO , igualmente tóxico. Con un balance igual a cero se obtendrá la máxima energía, pues todos los ingredientes reaccionaran completamente.

La coloración rojiza posterior a la detonación es reflejo de un mal BO y esto representa la presencia de gases Nitroso altamente tóxicos, un buen BO se reflejará con la coloración gris claro en los humos posterior a la voladura.

- **Sensibilidad**

La sensibilidad de un explosivo puede definirse como el grado de energía mínima necesaria para provocar su iniciación y posterior detonación. Este parámetro constituye una propiedad crítica en la manipulación y uso de explosivos, ya que condiciona las medidas de seguridad requeridas durante su almacenamiento, transporte y aplicación.

De manera general, la sensibilidad se clasifica en cuatro categorías principales:

- **Sensibilidad a la iniciación:** capacidad de un explosivo para ser detonado mediante el uso de accesorios de voladura adecuados.
- **Sensibilidad a la fricción:** resistencia que ofrece un explosivo a ser iniciado accidentalmente debido a las fricciones generadas durante el carguío o manipulación.
- **Sensibilidad al impacto:** capacidad de los explosivos de soportar golpes o choques mecánicos sin que se produzca una reacción violenta en sus componentes.

- **Sensibilidad al calor:** facilidad o dificultad con que un explosivo puede ser iniciado por efecto de una fuente térmica, como una chispa, llama o calor intenso.

La determinación de los niveles de sensibilidad resulta fundamental para establecer protocolos de manipulación segura y definir las medidas preventivas en las operaciones mineras. Este comportamiento está directamente condicionado por la naturaleza química y la composición de cada explosivo.

- **Resistencia al agua:**

La resistencia al agua de un explosivo se define como la capacidad que este posee para mantener sus propiedades de eficiencia y sensibilidad aun permaneciendo en contacto con el agua durante un periodo prolongado. Este atributo resulta esencial en operaciones subterráneas donde pueden presentarse filtraciones o presencia de humedad en los frentes de trabajo. En general, los explosivos con un contenido de emulsión superior al 50%, tales como las dinamitas gelatinosas, ANFO pesados y emulsiones encartuchadas, presentan un adecuado comportamiento frente al agua, asegurando una voladura eficaz bajo condiciones húmedas.

- **Tolerancia a la presión:**

Refiere a la tolerancia que poseen los explosivos a soportar los efectos de presiones, esto puede ser, por ejemplo, el peso de la parte superior de una columna explosiva, o la presión que genera una columna de agua subterránea, etc.

En ambientes fríos y donde se usen cebos pequeños, las posibilidades de soportar presiones por parte de los explosivos se vuelven críticos, lo que puede conllevar a una disminución drástica de la energía liberada en la detonación.

2.2.6 Mecanismo de rotura de la roca

El mecanismo de rotura de la roca durante la detonación de un explosivo se desarrolla en varias etapas, estrechamente vinculadas a dos fases fundamentales del proceso: la onda de choque inicial y la presión ejercida por los gases de detonación. Ambas fases dependen de la reacción química del explosivo, en particular de la velocidad y forma en que se libera la energía.

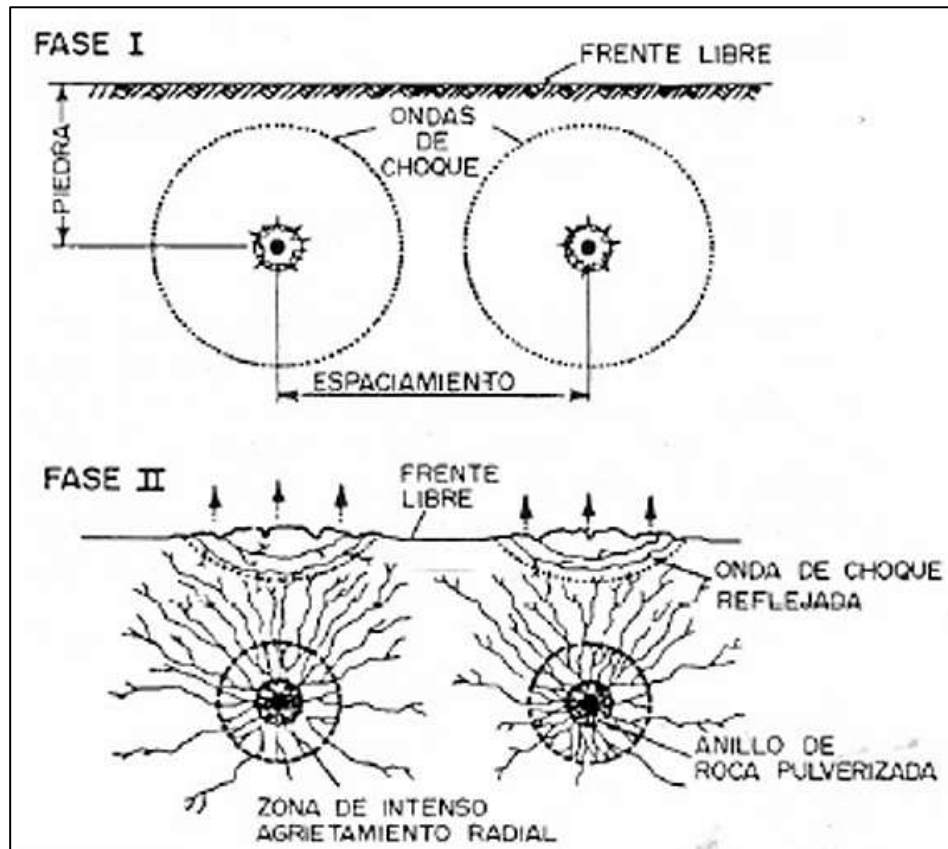
En la primera fase, se genera una onda de choque de alta velocidad, cuya intensidad está directamente relacionada con el poder rompedor del explosivo. En la segunda fase, la reacción libera un gran volumen de gases a elevada temperatura, responsables del desplazamiento y proyección de los fragmentos.

El proceso de fragmentación de la roca inducido por explosivos industriales puede dividirse en tres etapas principales:

Etapas I y II: la onda de choque originada por la detonación supera ampliamente la resistencia a la compresión del macizo rocoso, ocasionando la trituración y pulverización del material en la zona inmediata al taladro o barreno. Esta onda se propaga a velocidades comprendidas entre 3,000 y 5,000 m/s, generando esfuerzos tangenciales que inducen la formación de grietas radiales. Se estima que estas primeras fisuras aparecen en un lapso extremadamente breve, del orden de 1 a 2 milisegundos posteriores a la detonación.

Figura 7

Mecanismo de rotura de la roca – Fase I y II

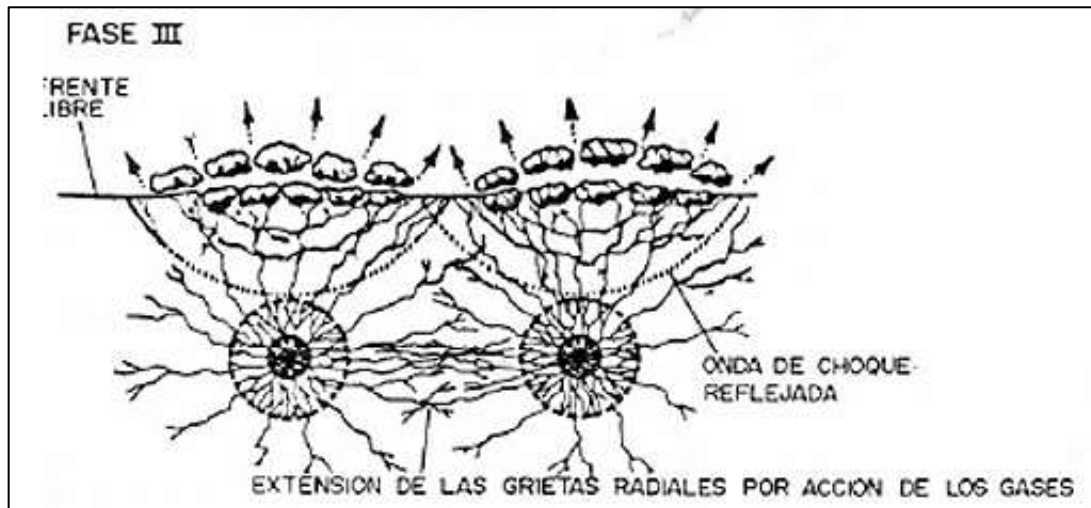


Nota. Fuente: Instituto Geológico y Minero de España (1994)

Etapa III: en esta fase, la onda de compresión (o de fatiga) generada por la detonación se propaga a través del macizo rocoso hasta interceptar una cara libre. Al alcanzar dicha superficie, la onda se refleja en forma de onda de tracción, retornando hacia su punto de origen. Este fenómeno induce la extensión de las grietas radiales previamente formadas, favoreciendo el fisuramiento progresivo del macizo. Cuando la intensidad de los esfuerzos generados es suficientemente elevada, estas fracturas pueden propagarse hasta alcanzar directamente la cara libre, contribuyendo a la liberación y desplazamiento del material fragmentado.

Figura 8

Mecanismo de rotura de la roca – Fase III



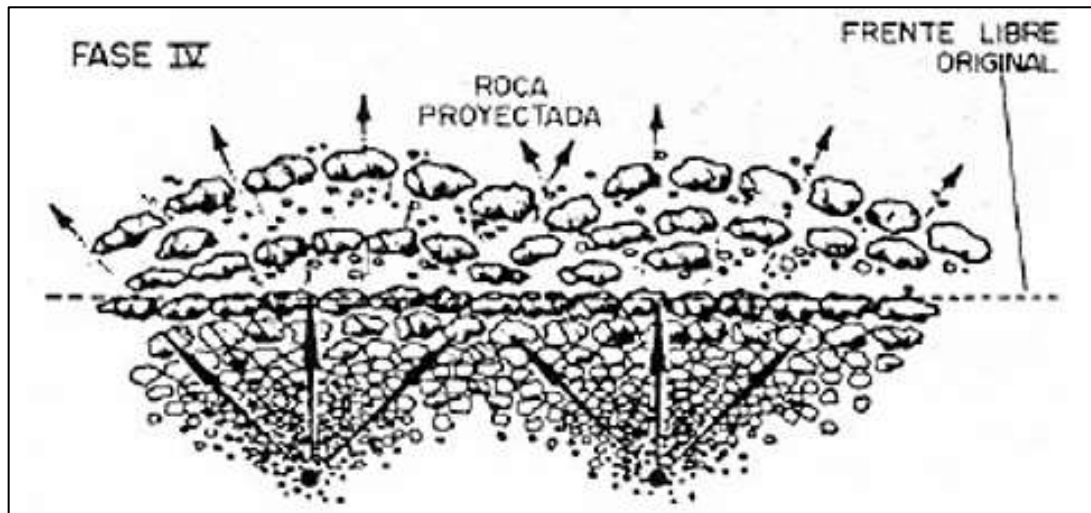
Nota. Fuente: Instituto Geológico y Minero de España (1994)

Etapa IV: en la fase final del proceso, las altas presiones generadas por los gases de detonación provocan una expansión significativa de las grietas iniciales, amplificando de manera considerable el grado de fisuramiento. La fuerza expansiva de los gases, combinada con los esfuerzos de tracción inducidos por las ondas de compresión radiales, facilita el desarrollo de esta etapa.

Cuando la masa rocosa comprendida entre el taladro y la cara libre no puede resistir los esfuerzos acumulados, se produce una descompensación súbita y violenta, liberando la energía de deformación elástica previamente almacenada en la roca, en un comportamiento análogo al de un resorte que se libera bruscamente. Esta energía adicional, actuando bajo condiciones de tracción, potencia el proceso de fracturamiento iniciado en la etapa II, siendo las fisuras iniciales los puntos de debilidad que favorecen la fragmentación principal del macizo rocoso.

Figura 9

Mecanismo de rotura de la roca – Fase IV



Nota. Fuente: Instituto Geológico y Minero de España (1994)

2.2.7 Vibraciones como producto de la voladura

Las vibraciones generadas por la detonación y la respuesta del macizo rocoso frente a ellas constituyen uno de los factores más relevantes a analizar en el estudio de la voladura. En este sentido, resulta indispensable conocer los tipos de ondas sísmicas y su interacción con la roca, ya que dicha comprensión permite elaborar un modelo adecuado de propagación vibracional.

Al producirse una detonación, la onda de choque inicial se propaga hacia la cara libre en forma esférica en su fase inicial y posteriormente en forma cónica. Durante este proceso, parte de la energía liberada por el explosivo se transfiere al macizo en forma de vibraciones. Cabe destacar que un diseño de voladura correctamente optimizado permite que la mayor parte de la energía se destine a la fragmentación de la roca, mientras que solo una fracción residual se manifiesta como vibraciones sísmicas o sobrepresión aérea (airblast).

Las ondas sísmicas generadas por voladuras se clasifican según el movimiento inducido en las partículas del terreno. De manera general, se distinguen dos grandes grupos:

- Ondas internas, subdivididas en ondas primarias (P) y ondas secundarias (S).
- Ondas superficiales, que incluyen las ondas de Rayleigh (R), Love (Q), ondas canal y ondas Stonely.

Tabla 4

Cuadro comparativo de ondas sísmicas en voladuras

Tipo de onda	Clasificación	Movimiento de partículas	Velocidad de propagación	Relevancia en voladuras subterráneas
Onda P (Primaria o longitudinal)	Interna	Vibración de partículas en la misma dirección de propagación de la onda.	Más rápida (5 – 7 km/s en roca).	Genera compresión y dilatación en el macizo; suele ser la primera onda registrada en monitoreo sísmográfico.
Onda S (Secundaria o transversal)	Interna	Vibración de partículas perpendicular a la dirección de propagación.	Menor que P (3 – 4 km/s en roca).	Responsable de esfuerzos cortantes; produce mayor daño estructural en el macizo rocoso que las P.
Onda R (Rayleigh)	Superficial	Movimiento elíptico retrógrado, semejante al oleaje del mar.	90% de la velocidad de las ondas S.	Predominan en superficie; contribuyen al movimiento del terreno perceptible como vibración.
Onda Q (Love)	Superficial	Movimiento horizontal transversal respecto a la	Similar a ondas S, pero solo en capas superficiales.	Relevantes en voladuras cercanas a superficie; generan

Tipo de onda	Clasificación	Movimiento de partículas	Velocidad de propagación	Relevancia en voladuras subterráneas
		dirección de propagación.		vibración lateral significativa.
Onda Canal	Superficial (guiada)	Propagación confinada a estructuras subterráneas (túneles o galerías).	Variable, depende de la geometría del túnel.	Muy significativa en minería subterránea; transmite energía a lo largo de galerías y labores.
Onda Stonely	Superficial (frontera)	Vibración localizada en el límite entre dos medios (ej. roca-agua).	Menor que las ondas S.	Importante en minas con presencia de agua subterránea; influye en la estabilidad de taludes y fracturas con agua.

Nota. Fuente: Scherpenisse C, Arellano J, Orrego G, Arellano M. (1992)

El movimiento resultante del macizo es consecuencia de la superposición de todas estas ondas. Para el presente estudio, se considerarán únicamente aquellas de mayor relevancia en voladuras aplicadas a desarrollos horizontales.

a) Onda de compresión “P”

Corresponde a los movimientos inducidos por esfuerzos alternados de compresión y tensión, los cuales provocan que las partículas del medio oscilen en la misma dirección de propagación de la onda. Este tipo de onda presenta la mayor velocidad de propagación entre todas las ondas sísmicas y ocasiona variaciones en el volumen del material, sin modificar significativamente su forma. En términos de velocidad, se registran valores aproximados entre 150 y 1200 m/s en suelos, mientras que en la mayoría de macizos rocosos la propagación se sitúa en un rango de 1500 a 6000 m/s.

Figura 10

Efecto de las ondas P sobre el macizo rocoso



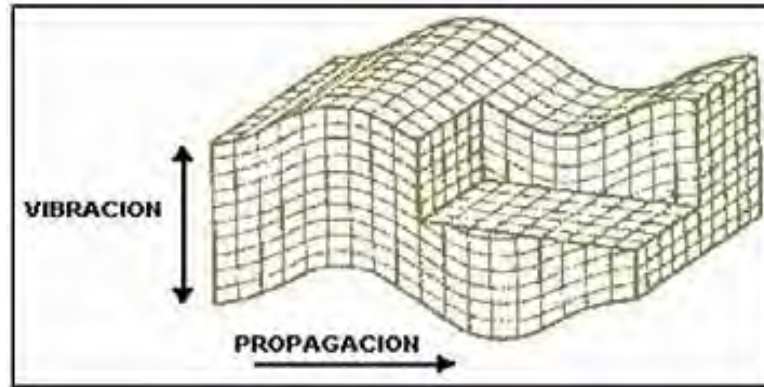
Nota. Fuente: Scherpenisse C, Arellano J, Orrego G, Arellano M. (1992)

b) Ondas transversales o de cizalle “S”

En este tipo de onda, la oscilación de las partículas ocurre en un sentido transversal a la dirección de propagación, lo que genera deformaciones en la forma del material, sin producir cambios apreciables en su volumen. Su velocidad de propagación es inferior a la de las ondas de compresión “P”, alcanzando valores aproximadamente un 58 % menores, dependiendo de la relación de Poisson del medio.

Figura 11

Efecto de la onda S sobre el macizo rocoso



Nota. Fuente: Scherpenisse C, Arellano J, Orrego G, Arellano M. (1992)

2.2.7.1 Parámetros de las ondas

En el presente estudio, las ondas sísmicas se modelan como funciones de comportamiento sinusoidal, caracterizadas por los siguientes parámetros fundamentales:

- Amplitud (A): valor máximo de desplazamiento que alcanza la partícula respecto a su posición de reposo (equilibrio).
- Período (T): intervalo de tiempo requerido para completar un ciclo completo de oscilación.
- Frecuencia (f): número de ciclos que se repiten por segundo, siendo el inverso del período ($f = 1/T$)
- Desplazamiento (u): distancia a la que se encuentra la partícula en un momento determinado en relación a su posición de reposo.

$$\mathbf{u}(t) = A \cos(2\pi f t) \quad ; \quad \mathbf{u}_{max} = A = V_{max} / 2 \pi f$$

- Velocidad (v): es la rapidez con la que la partícula se mueve en forma oscilatoria en un determinado momento.

$$V(t) = 2\pi f A \text{ sen}(2\pi f t) \quad ; \quad V_{max} = 2\pi f A = 2\pi f u_{max}$$

- Aceleración (a): es el incremento promedio de la velocidad de una partícula que se desplaza a través de un medio cualquiera.

$$a(t) = (2\pi f)^2 A \text{ cos}(2\pi f t) \quad ; \quad a_{max} = (2\pi f)^2 A = 2\pi f V_{max}$$

2.2.7.2 Atenuación de ondas en el macizo rocoso

La atenuación de las ondas se manifiesta como la disminución progresiva de la amplitud y la energía de las vibraciones a medida que estas se propagan a través del macizo rocoso. Este fenómeno está directamente condicionado por tres factores principales:

- a) **Dispersión geométrica:** conforme la onda se expande radialmente desde la fuente de detonación, la energía liberada se distribuye en un volumen creciente, lo que provoca una reducción natural de su amplitud.
- b) **Absorción interna (amortiguamiento):** parte de la energía vibracional se transforma en calor debido a la fricción interna entre las partículas del medio rocoso, generando pérdidas irreversibles de energía.
- c) **Discontinuidades geológicas:** la presencia de fracturas, fallas, contactos litológicos o variaciones de densidad producen fenómenos de reflexión, refracción y dispersión secundaria de las ondas, intensificando el proceso de atenuación.

En términos matemáticos, la atenuación se representa mediante una función exponencial de decaimiento:

$$A(r) = A_0 \cdot e^{-\alpha r}$$

Donde:

$A(r)$: amplitud de la onda a una distancia “ r ” de la fuente.

A_0 : amplitud inicial en el punto de detonación.

α : coeficiente de atenuación dependiente del macizo rocoso.

r : distancia de propagación.

La velocidad de atenuación dependerá de la calidad geomecánica del macizo rocoso: en rocas competentes, con alta densidad y baja fracturación, las ondas mantienen mayor amplitud a mayores distancias; en contraste, en macizos fracturados y heterogéneos, la disipación energética es mucho más rápida. A partir de lo antes descrito, analizaremos la atenuación bajo los siguientes conceptos:

- **Atenuación geométrica:**

La amplitud de las ondas vibratorias tiende a disminuir en entornos o medio homogéneos, elásticos e isótropos. Para fines de cálculo, la fórmula para saber el factor de atenuación geométrico es la siguiente:

$$FAG = 1 / R^n$$

Donde:

R = Distancia entre el punto de la perturbación y el de recepción [m].

n = Constante que depende del medio en que se propaga la onda.

- **Atenuación inelástica:**

Para este caso, como el entorno en que se desplaza la onda no es un medio homogéneo, elástico e isotrópico, las ondas al encontrarse con estructuras geológicas inelásticas, pierden parte de la energía mecánica transferida por la onda a la roca. Para saber el valor del factor de atenuación inelástico consideraremos la siguiente formula:

$$FAI = e^{-IR}$$

Donde:

I = Coeficiente de atenuación.

R = Distancia entre el punto de la perturbación y el punto de recepción [m].

2.2.7.3 Variables que determinan las vibraciones en voladura

Estas variables determinan la eficiencia de las voladuras y se dividen en dos grupos:

- **Variables controlables:**

Dentro de este grupo, las variables de mayor relevancia son: la cantidad de explosivo por retardo, la distribución de la carga explosiva, el tipo de explosivo empleado, los tiempos de retardo utilizados y el grado de confinamiento de la columna de carga.

- **Variables no controlables por el operador:**

En esta categoría se incluyen factores como las condiciones climáticas, las características del terreno, y la ubicación específica de la voladura. Cabe resaltar que el nivel medio de las vibraciones está determinado principalmente por la cantidad de carga explosiva que detona en un instante dado; en consecuencia, resulta fundamental conocer los intervalos de tiempo entre detonaciones sucesivas para evaluar la velocidad pico de partícula (PPV).

Asimismo, cuando se emplean detonadores pirotécnicos, se introduce un grado de incertidumbre debido a la dispersión en los tiempos de retardo. Esta variabilidad puede ocasionar que ciertos sectores de la voladura generen mayores niveles de vibración, mientras que en otras zonas se registren niveles más bajos, lo que afecta la uniformidad del proceso.

2.2.8 Monitoreo de Vibraciones

La técnica de monitoreo de vibraciones constituye una herramienta esencial para analizar en detalle el comportamiento de una voladura, siempre que se ejecute correctamente en lo referente a la instalación y calibración de los equipos de registro. Este procedimiento permite medir los niveles de velocidad de partícula (PPV) generados por las detonaciones, lo que brinda información sobre la eficiencia relativa de la voladura, la interacción entre cargas adyacentes y, en términos generales, sobre el desempeño del diseño implementado.

El uso de esta tecnología posibilita obtener los valores de velocidad de partícula absoluta correspondientes a cada carga, lo cual resulta fundamental para evaluar la eficiencia de un conjunto de cargas que, bajo condiciones similares, deberían generar en el punto de monitoreo vibraciones equivalentes. A su vez, estos registros permiten analizar el potencial efecto de la vibración sobre el macizo rocoso y las estructuras cercanas.

No obstante, la confiabilidad de los resultados depende en gran medida de la correcta aplicación del método, lo que implica prestar especial atención a la orientación, ubicación y acoplamiento de los geófonos. La señal captada por estos sensores se transmite mediante cableado hacia una unidad de registro, donde se almacena en formato digital para posteriormente ser procesada y analizada, con el fin de identificar las características representativas de la Voladura.

2.2.8.1 Instrumentos utilizados en el monitoreo

Los equipos de medición de vibraciones inducidas por voladuras están conformados por los siguientes elementos principales:

- **Sensores o transductores (geófonos o acelerómetros):** se instalan en contacto directo con el macizo rocoso o, en algunos casos, en su interior, con el fin de registrar las oscilaciones del terreno.
- **Sistema de cableado:** encargado de transmitir las señales captadas por los sensores hacia el equipo de registro.
- **Sismógrafo:** dispositivo receptor que procesa las señales provenientes de los sensores, amplificándolas para hacerlas visibles y almacenando la información para su posterior análisis.
- **Computador con software especializado:** permite la transferencia de datos desde el sismógrafo y facilita el análisis detallado mediante programas de procesamiento de señales.

Es importante destacar que estos procesos son susceptibles a errores de instalación o interpretación, particularmente en la colocación de los sensores, lo que puede alterar la precisión de los registros y, en consecuencia, la evaluación de los eventos vibracionales monitoreados.

2.2.8.1.1 Tipos de sensores

Los datos obtenidos en un monitoreo de vibraciones presentan características que dependen directamente del tipo de sensor empleado, de la técnica de instalación y de la orientación del dispositivo en relación con el macizo rocoso.

En la práctica, se utilizan principalmente dos tipos de sensores para la medición de vibraciones en terreno: los geófonos y los acelerómetros. La selección entre uno u otro está condicionada por factores como el nivel de precisión requerido, el costo de implementación, la relación señal/ruido y la calidad de la señal necesaria para el tipo de análisis a realizar.

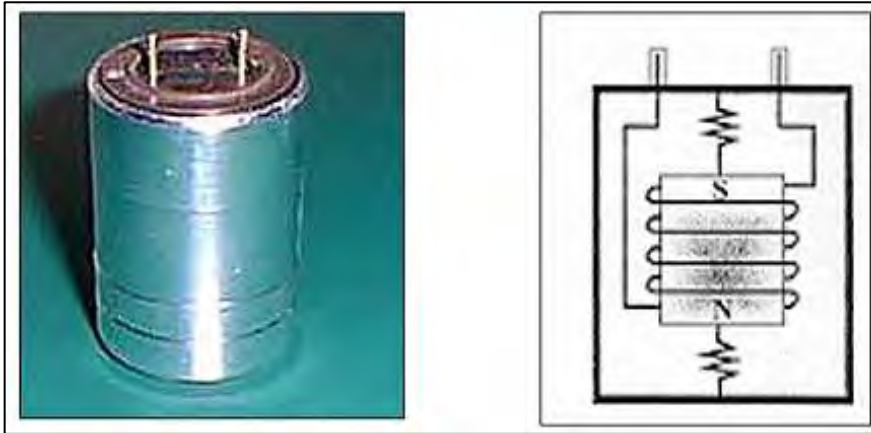
A continuación, se describen las características técnicas y aplicaciones de ambos tipos de sensores.:

- **Geófonos:**

Los geófonos cumplen la función de transductores electromagnéticos los cuales emiten tensiones eléctricas proporcionales a la velocidad de partícula de la onda, dicha tensión es producida por una bobina móvil que se encuentra ubicada dentro del campo de un imán fijo. Estos sensores son los más utilizados debido a que la velocidad de la partícula se considera en la actualidad, la variable que se utiliza para relacionar las vibraciones con el daño inducido por las voladuras.

Figura 12

Aspecto geófono real y esquema de un Geófono



Nota. Fuente: Toledo, C. (2001)

Características generales de un geófono:

- Posee unidad de medida en [mm/s].
- Proporciona una medición directa de velocidad.
- Realiza mediciones en el rango de 1 a 1200 [mm/s].
- La sensibilidad que posee varia entre 0.003 a 0.041 [volt/(mm/s)].
- Respuesta a la frecuencia oscila entre 1 a 1000 Hz.
- No se recomiendan para bajas frecuencias.
- Su desplazamiento límite fluctúan entre 1mm y 4 mm.
- Costo de adquisición bajo (US \$ 100 aprox.).

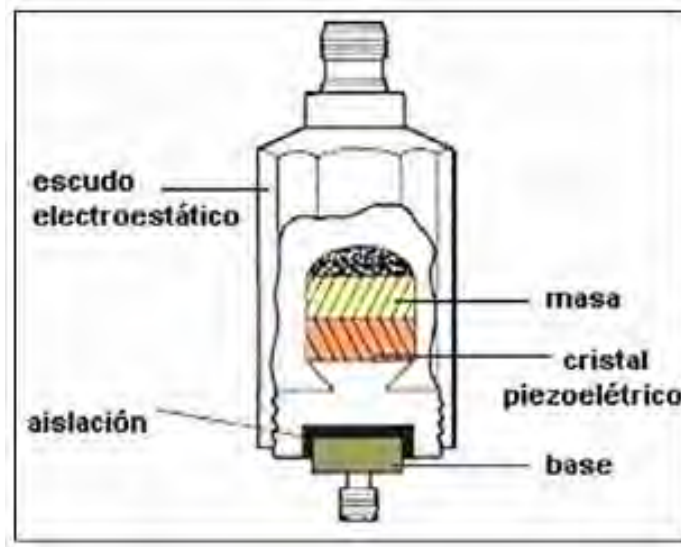
- **Acelerómetros:**

El funcionamiento se basa en la diferencia de potencial generado por un cristal piezoeléctrico cuando es sometido a una fuerza, esta fuerza es proporcional a la masa del cristal por la aceleración de la onda vibracional.

Figura 12. Esquema de un acelerómetro

Figura 13

Esquema de un acelerómetro



Nota. Fuente: Toledo, C. (2001)

Características generales de un acelerómetro:

- Tiene mejor respuesta a un amplio rango de frecuencia [0.001 a 25000 Hertz].
- La sensibilidad que posee varía entre 1 mV/g a 1000 mV/g.
- Su unidad de medida es el g ($g = 9.8 \text{ m/s}^2$), con rangos de 0 a 250 g.
- Utiliza una fuente de corriente continua para funcionar.

- No tiene partes móviles, esta característica hace que tenga mayor fiabilidad.
- La deformación del cristal piezométrico genera voltajes muy pequeños que deben ampliarse con elementos externos.
- Son relativamente pequeños en cuanto a su tamaño.
- El costo de adquisición es relativamente alto (US \$1000 aproximadamente)

Como se ha expuesto, tanto los geófonos como los acelerómetros presentan características particulares y, en ciertos aspectos, funciones similares dentro del monitoreo de vibraciones. Con el fin de contrastar sus diferencias y similitudes, a continuación, se presenta un cuadro comparativo que resume sus principales atributos técnicos, aplicaciones, ventajas y limitaciones:

Tabla 5

Cuadro comparativos de sensores para monitoreo de vibraciones

Sensor	Magnitud medida	Principio de funcionamiento	Aplicaciones principales	Ventajas	Limitaciones
Geófono	Velocidad de partícula (PPV)	Electromagnético: movimiento relativo de una bobina en un campo magnético genera una señal proporcional a la velocidad.	Control rutinario de vibraciones en voladuras, monitoreo de PPV en minería subterránea y superficial.	- Alta sensibilidad en rangos de baja a media frecuencia. - Costo relativamente bajo. - Señal directa en velocidad.	- Rango de frecuencia limitado. - Menor precisión en altas frecuencias.
Acelerómetro	Aceleración de partícula	Piezoeléctrico: deformación de	Estudios avanzados de	- Amplio rango de frecuencias.	- Costo más elevado.

un cristal genera	vibraciones,	- Alta	- Requiere
carga eléctrica	registro de	precisión.	integración
proporcional a la	altas	- Buena	matemática
aceleración.	frecuencias,	relación	para obtener
	análisis	señal/ruido.	velocidad o
	detallado de		desplazamiento.
	energía		- Mayor
	vibracional.		complejidad en
			calibración.

Nota. Fuente: Elaboración propia.

2.2.8.1.2 Instalación de los sensores

La información obtenida en cada registro de vibraciones está condicionada por factores como la ubicación y la orientación de los transductores. La forma de la onda registrada responde a diversas variables, entre las cuales destacan:

- Orientación del sensor.
- Características propias del sensor.
- Propiedades del macizo rocoso.
- Cantidad y características del explosivo empleado.
- Configuración geométrica entre la fuente y el sensor.

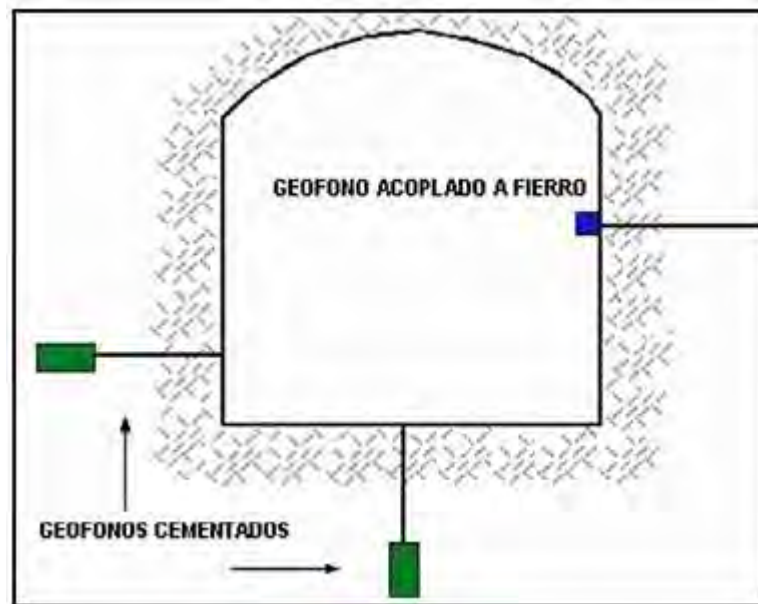
En cuanto a la instalación de los sensores, se distinguen dos modalidades:

- Instalación en superficie: adecuada para registros en el campo cercano a la carga explosiva, aunque también de uso frecuente en mediciones realizadas en el campo lejano.

- Instalación en el interior del macizo rocoso: recomendada cuando se requiere la medición de valores absolutos en campo cercano, siendo comúnmente utilizada en estudios de modelamiento avanzado.

Figura 14

Posicionamiento de Geófonos en terreno



Nota. Fuente: Toledo, C. (2001)

Orientación: para una correcta interpretación de datos de vibraciones el cual nos permita analizar la secuencia de iniciación de un determinado número de cargas, es necesario tener absoluta certeza de la orientación real del transductor. Tener en cuenta que, para geófonos uniaxiales, la capacidad de barrido es de 32° aproximadamente.

2.2.8.1.3 Sismógrafo

Los sismógrafos poseen la capacidad de amplificar y visualizar las señales captadas por los sensores, permitiendo un análisis detallado de las ondas sísmicas generadas por la voladura. La

efectividad de esta instrumentación está directamente relacionada con las características de la onda y con su comportamiento en puntos específicos del macizo rocoso o de las estructuras a evaluar.

El sistema de instrumentación se basa en la disposición estratégica de sensores en las zonas a proteger, así como en los sectores intermedios entre la fuente de vibración y los puntos de control. Esta metodología tiene como finalidad la construcción de una base de datos consistente y representativa, que permita comprender con precisión el comportamiento vibracional inducido por las detonaciones.

2.2.8.2 Análisis de la onda vibracional producto de la voladura

Las señales vibratorias generadas por las voladuras corresponden a un conjunto de ondas asociadas a cargas que detonan en un intervalo de tiempo determinado. El primer paso del análisis consiste en identificar qué carga corresponde a cada paquete de vibración, ya que de ello depende la capacidad de comparar la secuencia de detonación real con la secuencia diseñada.

La forma y amplitud de cada paquete de ondas constituyen indicadores de la eficiencia relativa de la voladura, siendo la amplitud un parámetro directamente relacionado con la energía transferida por el explosivo al macizo rocoso. Un análisis detallado de los registros permite identificar anomalías en el disparo, cuya interpretación resulta útil tanto para explicar los resultados obtenidos como para optimizar diseños posteriores.

Es importante señalar que la respuesta vibracional de una onda puede variar en función de múltiples factores propios de cada voladura, tales como: el tiempo de detonación y la cantidad de explosivo por retardo, la geometría del diseño, la distancia entre la voladura y los sensores, entre otros.

Dentro de las principales anomalías que pueden identificarse en un sismograma, se destacan:

- a) **Confinamiento elevado:** ocurre cuando uno o más taladros actúan contra un volumen considerable de roca, lo que produce altas velocidades de partícula debido a que una mayor proporción de la energía se transfiere al macizo en forma de vibraciones.
- b) **Superposición de ondas (acoplamiento):** se observa cuando dos o más vibraciones se solapan, generando un pico anómalo en un retardo específico. Esto sucede porque la onda originada en un disparo no se atenúa completamente antes de que se produzca el siguiente, lo que provoca una suma constructiva de vibraciones. El intervalo mínimo necesario para evitar este fenómeno se denomina tiempo crítico de acoplamiento.
- c) **Iniciación por simpatía:** se presenta cuando la detonación de un taladro induce de manera no intencionada la iniciación prematura de cargas cercanas, previstas con retardos distintos. En los registros, esta situación se evidencia cuando un único paquete de ondas aparece en lugar de varios pulsos diferenciados.
- d) **Detonación con baja eficiencia:** puede deberse a múltiples causas, como burden o espaciamientos reducidos, insensibilización parcial de la carga o expulsión del taco. En estos casos, los registros muestran velocidades de partícula significativamente menores a las esperadas. En el escenario extremo, la falla de disparo se identifica por la ausencia total de pulso en el retardo correspondiente.

Con el uso de software especializado de análisis sísmico, es posible determinar parámetros clave de la señal, tales como:

- Tiempos reales de detonación de una o más cargas.

- Velocidad de partícula de cada paquete de ondas.
- Identificación de disparos con baja eficiencia o no detonados.
- Evidencia de detonaciones instantáneas o por simpatía.
- Espectro de frecuencias dominantes.
- Cálculo de aceleración y desplazamiento de partículas.

La duración media de los paquetes de onda es un indicador relevante para definir el intervalo de retardo entre disparos sucesivos, evitando la superposición de vibraciones. Asimismo, la determinación de las frecuencias dominantes permite evaluar la posible resonancia con estructuras cercanas, factor crítico en la seguridad operativa. Con esta información, y considerando las particularidades de cada voladura, es posible ajustar la carga por retardo o la secuencia de disparo, de manera que se mantengan las vibraciones dentro de los límites normativos y, en algunos casos, se generen frecuencias más altas que resultan menos perjudiciales para las estructuras.

2.2.9 Daño inducido por voladuras

Los primeros estudios orientados a establecer los límites de seguridad frente a vibraciones inducidas por voladuras fueron realizados en 1960 por los investigadores canadienses Edwards y Northwood, quienes definieron distintos niveles de daño estructural:

- **Límite de daño:** corresponde a la apertura de fisuras preexistentes y la formación de nuevas grietas en revoques, además de provocar el desplazamiento de objetos sueltos.

- **Daño menor:** de carácter superficial, sin afectar la resistencia estructural. Ejemplos típicos son la quebradura de vidrios, la caída de revoque o la aparición de fisuras en mampostería.
- **Daño mayor:** implica una debilitación significativa de la estructura, manifestada en la aparición de grietas de gran magnitud, movimiento en los cimientos y pérdida de capacidad resistente de la edificación.

En la actualidad, la definición del “límite de daño” se asocia comúnmente a la aparición de fisuras capilares en los revestimientos de paredes, fenómeno que diversos autores denominan “daño cosmético”, ya que no compromete ni la resistencia mecánica ni la estabilidad global de la estructura.

De acuerdo con Stagg et al. (1984), el origen y desarrollo de fisuras en edificaciones residenciales puede explicarse por la acción de factores externos no necesariamente asociados a voladuras. Según sus observaciones, la actividad humana y las variaciones de temperatura y humedad generan deformaciones en paredes equivalentes a movimientos del terreno de hasta 30 mm/s. Del mismo modo, el impacto de una puerta puede ocasionar deformaciones del orden de 140 micropulgadas/pulg, lo cual corresponde a la deformación inducida por una vibración de aproximadamente 12.5 mm/s.

En el contexto minero, el daño por voladura se define como toda fragmentación de la roca, activación o generación de fracturas que deterioren la calidad geotécnica del macizo rocoso y que repercutan negativamente en la eficiencia de las operaciones. Dicho daño puede ser consecuencia tanto de un diseño inadecuado de la voladura como de una ejecución deficiente.

Este fenómeno se produce principalmente por tres mecanismos:

1. **Generación de nuevas grietas**, cuando la velocidad de partícula excede un valor crítico.
2. **Extensión y apertura de fracturas preexistentes**, debido a una presión excesiva de los gases de detonación.
3. **Desestabilización de bloques o cuñas**, producto de la alteración de las propiedades de las estructuras geológicas.

Es importante señalar que los dos primeros mecanismos afectan principalmente al campo cercano (distancias menores a 50 m del frente de voladura), mientras que el tercer mecanismo puede manifestarse en el campo lejano (distancias superiores a 50 m).

Según Scherpenisse C, Arellano J, Orrego G, Arellano M. (1992) - Vibración producto de Tronadura y su comportamiento en el Campo Cercano y Lejano, indica que: La velocidad vibracional de las partículas está relacionada con su habilidad para inducir nuevo fracturamiento en la roca, a través de la relación entre velocidad de partícula y la deformación dinámica, válida para una condición de roca confinada en la vecindad inmediata a las cargas explosivas, donde el impacto de la tronadura es más intenso y los niveles de esfuerzos inducidos son similares a los esfuerzos necesarios para la fragmentación de la roca. Dada esta relación, el análisis de velocidad de partícula tiene la cualidad de ser un adecuado método para estimar el grado de fracturamiento inducido por la tronadura. De acuerdo a lo indicado se tiene:

$$\epsilon = \frac{PPV}{V_p}$$

Esta ecuación representa la relación entre la Velocidad de Partícula PPV y la deformación inducida ϵ , para una roca con una Velocidad de la Onda de Compresión V_p . Esta ecuación supone

una elasticidad lineal del material a través del cual la vibración se está propagando y permite una estimación razonable para la relación entre la roca fracturada y la vibración inducida. De la Ley de Hooke y asumiendo un comportamiento elástico, la Velocidad de Partícula Máxima (PPVc) que puede ser soportada por la roca antes de que ocurra la falla por tracción, puede ser estimada en función de la resistencia a la Tracción (σ_t), el Módulo de Young Dinámico (E) y la Velocidad de propagación de la Onda P (V_p), usando la siguiente ecuación:

$$\mathbf{PPVc} = \frac{\sigma_t \times V_p}{E}$$

Donde:

PPVc = Velocidad de partícula crítica [mm/s].

σ_t = Resistencia a la tracción [Mpa].

V_p = Velocidad de propagación de la onda [m/s].

E = Módulo de Young dinámico [Gpa].

Esta expresión es válida sólo suponiendo que la Ley de Hooke se cumple en el macizo rocoso en cuestión y que las ondas son de tipo armónicas planas.

El criterio daño esperado supone lo siguiente:

- 1) INTENSO FRACTURAMIENTO Si $VP > 4 VPC$
- 2) CREACIÓN DE NUEVAS FRACTURAS Si $VP > 1 VPC$
- 3) EXTENSIÓN DE FRACTURAS EXISTENTES Si $VP > 1/2 VPC$

Si bien la velocidad pico de partícula (PPV) se ha consolidado como uno de los indicadores más utilizados para estimar el potencial de daño en el macizo rocoso, investigaciones recientes han

resaltado la importancia de otras variables complementarias, tales como la frecuencia dominante, la aceleración de partícula, el desplazamiento máximo y la duración del evento vibracional.

Cabe señalar que la mayoría de los criterios de daño disponibles provienen de estudios vibratoriales aplicados a estructuras civiles en superficie, mientras que en el ámbito de la minería subterránea los criterios derivados de ensayos específicos son más limitados. Por este motivo, la selección de un criterio de daño debe realizarse en función del objetivo del estudio y de las condiciones particulares del sector donde se ejecuten las mediciones.

Asimismo, resulta fundamental que el criterio adoptado sea validado mediante inspecciones visuales del entorno, tanto antes como después de la voladura, con el fin de contrastar los registros instrumentales con la evidencia física. En este sentido, los criterios descritos, al igual que otros empleados en minería subterránea, deben entenderse como aproximaciones al daño inducido, constituyendo principalmente una herramienta de apoyo para la ingeniería de voladuras.

2.3 Definición de términos

- **Acoplamiento:** refiere al nivel de contacto existente entre el explosivo alojado en un barreno y las paredes de roca circundantes. Cuando el diámetro del cartucho explosivo es menor que el diámetro del pozo de perforación, se considera que la carga está desacoplada. Este efecto se cuantifica mediante la relación de desacople, definida como el cociente entre el volumen ocupado por el explosivo y el volumen total del barreno.
- **Accidente:** evento no deseado que produce un daño físico y/o daño a la propiedad o al proceso.

- **Anfo:** corresponde a un explosivo de alta potencia compuesto por una mezcla de nitrato de amonio y combustible derivado del petróleo. Se caracteriza por su amplio uso en la industria minera y en trabajos de demolición, debido a su eficiencia, bajo costo y facilidad de preparación.
- **Burden y burden efectivo:** se define como la distancia perpendicular entre un barreno y la cara libre más próxima, medida desde la línea de perforación que conforma una fila. En general, el término hace referencia al burden perforado, es decir, la distancia hacia la cara libre inicial del banco. En contraste, el burden efectivo corresponde a la distancia entre el barreno y la cara libre disponible en el momento de la detonación, considerando la dirección de iniciación y la dinámica de liberación de caras libres.
- **Campo cercano:** hace referencia a la zona situada en las inmediaciones de una columna larga de explosivo, generalmente a una distancia inferior a cinco veces la longitud de la misma. En este rango, las vibraciones alcanzan niveles elevados que requieren la aplicación de modelos complejos de predicción. En el campo cercano es común la generación de nuevas fracturas en la roca, así como la dilatación de discontinuidades existentes, lo que incrementa el potencial de daño al macizo.
- **Campo lejano:** se refiere a la región en la cual los niveles de vibración pueden describirse mediante la ecuación convencional del peso de carga escalar, considerando su propagación en régimen elástico o inelástico. A diferencia del campo cercano, aquí la predicción puede realizarse con expresiones simplificadas de elasticidad. En este ámbito, el daño en el macizo rocoso se manifiesta principalmente

por deslizamientos a lo largo de diaclasas preexistentes, inducidos por la energía vibracional transmitida.

- **Cara libre o taladro de alivio:** la cara libre permite que las ondas de compresión producto de la voladura se reflejen contra ella, originando fuerzas de tensión que permiten producir la fragmentación de la roca.
- **Carga de columna:** es la cantidad de explosivo o agente de voladura dentro de un taladro.
- **Carga operante:** refiere a la cantidad máxima de explosivo a detonar por retardo.
- **Cebo:** es la combinación de una carga explosiva y un detonador o iniciador el cual constituyen una unidad.
- **Costo de operación:** refiere a todos los gastos asociados con la extracción y procesamiento de minerales.
- **Costos de producción mina:** se definen como aquellos costos operativos continuos que se generan durante el funcionamiento normal de una operación minera y que están directamente vinculados al volumen de producción. Estos pueden clasificarse en costos directos, asociados de manera inmediata a la extracción y procesamiento del mineral, e indirectos, que corresponden a gastos complementarios necesarios para sostener la operación.
- **Deflagración:** se trata de una reacción química de naturaleza subsónica, análoga a la combustión, pero con una velocidad de reacción superior a la de la combustión convencional y, al mismo tiempo, inferior a la velocidad de propagación del sonido

en el propio explosivo. Este fenómeno no alcanza el régimen de detonación y se caracteriza por la propagación progresiva de la reacción a través del material explosivo.

- **Densidad de carga:** refiere al peso de un explosivo cargado por metro de taladro.
- **Densidad del explosivo:** refiere al peso de un explosivo para un volumen determinado.
- **Desacoplamiento:** El desacoplamiento se refiere a la práctica de usar una carga de diámetro más pequeño que la del hoyo de voladura en que se pone.
- **Desviación de taladro:** define como la variación angular que presenta un barreno respecto a la trayectoria originalmente planificada durante su ejecución. Este fenómeno, observable desde una perspectiva tridimensional, altera la geometría prevista del diseño de perforación, generando distorsiones tanto en el burden como en el espaciamiento entre taladros, lo que puede afectar significativamente la eficiencia de la voladura.
- **Diámetro crítico:** Es el diámetro de una carga cilíndrica por debajo del cual, la onda de detonación no se propaga o lo hace a una velocidad muy inferior a la nominal.
- **Explosivos primarios:** un explosivo que detona por ignición simple de medios tales como chispas, llamas, impacto, y otras fuentes primarias de calor.
- **Explosivos secundarios:** son explosivos en que la detonación es iniciada por el impacto de la detonación de un explosivo inicial (primario).

- **Factor de potencia:** refiere a la cantidad de explosivo utilizado para un determinado volumen de material roto, se expresa en [kg/tm]
- **Factor de energía:** Este término es similar al Factor de potencia, pero la energía del explosivo se expresa en relación al peso o volumen de roca quebrada, se expresa en [MJ/tm]
- **Módulo de Young:** medida de resistencia elástica de un material para resistir la deformación, cabe señalar que, a mayor módulo de Young, mayor será la dificultad para romperse.
- **Paralelismo:** refiere a la técnica que sirve para asegurar la simetría y mantener el burden y espaciamiento entre filas de perforación.
- **Proyección de rocas:** es el desplazamiento indeseado de roca de un área de la voladura.
- **Retardo:** pausas de tiempos determinados entre detonaciones para permitir la iniciación de cargas explosivas separadas.
- **Velocidad de detonación (VOD):** velocidad con la que un explosivo libera su energía almacena, se expresa en [m/s].
- **Velocidad peak de Partícula (VPP):** la Velocidad peak de partícula (PPV) se refiere a la velocidad de movimiento de partículas individuales dentro de la masa rocosa como una vibración u onda de choque que se propaga por la roca.

CAPÍTULO III

3 METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACIÓN

3.1 Tipo de Investigación

Posee un enfoque cuantitativo, porque usa datos numéricos como el avance por disparo, la sobre excavación, costos, etc. Y aplicada porque busca resolver un problema práctico en un contexto real (optimizar perforación y voladura en la U.M. Inmaculada).

- Según Tamayo (2003), “la investigación aplicada busca generar conocimiento para resolver problemas prácticos y específicos en una realidad determinada”.

3.2 Nivel o Diseño de Investigación

Nivel Explicativa, ya el estudio busca determinar por qué los parámetros actuales no cumplen con los objetivos y cómo la modificación de estos parámetros puede mejorar la eficiencia y seguridad de la operación.

- Hernández Sampieri (2014) sostiene: “La investigación explicativa tiene como finalidad identificar las causas de los eventos y fenómenos, estableciendo relaciones de causalidad”.

3.3 Población y muestra

3.3.1 Población:

La población de estudio estará conformada por todas las voladuras realizadas en las labores horizontales de la Compañía Minera Ares - Unidad Minera Inmaculada, durante el periodo de análisis definido en la investigación.

3.3.2 Muestra:

La muestra estuvo conformada por 366 voladuras realizadas en frentes horizontales, seleccionadas bajo criterios de disponibilidad de registros completos, representatividad de los distintos tipos de roca y condiciones operativas de la mina.

3.4 Técnicas e instrumentos de recolección de datos

3.4.1 Técnicas de recolección de datos

a) Trabajo de campo:

- Ejecución de observaciones sistemáticas y controladas en las labores mineras.
- Registro de parámetros correspondientes a la perforación.
- Recolección de información relacionada con las operaciones de perforación y voladura mediante data de mina, fichas técnicas, etc.
- Obtención de datos provenientes de los monitoreos de vibraciones generadas por las voladuras.

b) Trabajo de gabinete:

- Evaluación y análisis de los parámetros operativos obtenidos en campo.

- Procesamiento y tratamiento de la información mediante herramientas computacionales.
- Interpretación de los datos en función de las condiciones geológicas y topográficas del área de estudio.

3.4.2 Instrumentos de recolección de datos

- **Cámara fotográfica**, utilizada para el registro visual y documental de las condiciones en campo.
- **Cuaderno de campo**, empleado para la toma sistemática de apuntes y observaciones.
- **Instrumentos topográficos (estación total)**, destinados a la medición y control de parámetros espaciales en las labores subterráneas.
- **Sismógrafo Minimate Pro**, aplicado en el monitoreo de vibraciones generadas por las voladuras.
- **Distanciómetros y flexómetros**, empleados para la medición de longitudes y distancias en los frentes de trabajo.
- **Computador personal**, utilizado para el procesamiento, sistematización y análisis de la información recopilada.
- **Medición de Velocidad de detonación (VOD)**, utilizando el equipo Microtrap.

3.4.3 Procesamiento de datos

Los datos recopilados serán objeto de análisis y evaluación con el propósito de garantizar un alto nivel de confiabilidad en la información obtenida. Para tal fin, se emplearán herramientas

estadísticas orientadas al análisis comparativo, apoyándose en el uso de programas informáticos especializados, tales como:

- **Microsoft Excel**, utilizado para el procesamiento preliminar de datos, elaboración de tablas dinámicas y gráficos estadísticos.
- **Power BI**, empleado para la visualización interactiva de la información y la generación de reportes comparativos.
- **Minitab**, software especializado en análisis estadístico avanzado, aplicado en pruebas de hipótesis, análisis de varianza y control de calidad de los resultados.
- **JK SimBlast – 2D Face**, herramienta computacional para la simulación y modelamiento de diseños de voladura en frentes subterráneos.
- **AutoCAD**, destinado a la representación gráfica y verificación geométrica de los diseños de malla de perforación.
- **Base de datos de Operación Mina**, que proporciona los registros oficiales de perforación, voladura y avances para el análisis estadístico.

CAPÍTULO IV

4 PROPUESTA DE MEJORA EN PERFORACIÓN Y VOLADURA EN LABORES HORIZONTALES PARA LA UNIDAD MINERA INMACULADA

4.1 Características geomecánicas de la Unidad Minera Inmaculada

El macizo rocoso de la Unidad Minera Inmaculada está conformado principalmente por rocas volcánicas andesíticas, representadas por coladas de lava y brechas tipo debris-flow, sobre las cuales se emplazan cuerpos intrusivos en forma de stocks, diques y domos, que constituyen el basamento geológico de la zona.

En lo referente a la estructura regional y local, se observa una marcada presencia de diaclasas y vetas con orientaciones variables que condicionan tanto la estabilidad de las labores subterráneas como el comportamiento del macizo frente a la perforación y voladura.

Los estudios de clasificación geomecánica aplicados en zonas subterráneas análogas (empleando el sistema Rock Mass Rating (RMR) de Bieniawski y el índice Q de Barton) han determinado que la calidad del macizo se ubica en rangos de “Fair” (Clase III) según RMR, mientras que bajo la metodología Q-Barton se clasifica como “Poor” (Clase D), con ciertos sectores localizados en la categoría de “Very Poor” (Clase E). Estas evaluaciones sugieren un macizo con calidad regular a deficiente, lo que implica la necesidad de un control adecuado en los procesos de sostenimiento y diseño de voladuras, con el fin de minimizar los riesgos de inestabilidad y sobrerotura.

Lo antes descrito, se resume en la siguiente tabla:

Tabla 6

Clasificación geomecánica – Unidad Minera Inmaculada

Método	Valor / Clase reportada	Clasificación	Descripción del macizo	Implicancias en excavaciones subterráneas
RMR – Bieniawski (1973–1989)	Clase III – <i>Fair</i>	RMR \approx 41–60	Macizo de calidad regular ; fracturado, con resistencia moderada.	Requiere sostenimiento sistemático (pernos, malla metálica, en algunos casos shotcrete). Diseño de voladura debe minimizar sobrerotura.
Q-Barton (1974–1990)	Clase D – <i>Poor</i>	Q \approx 1–4	Macizo de calidad pobre ; presencia de discontinuidades persistentes.	Necesidad de sostenimiento permanente, control de vibraciones y voladuras con baja energía.
Q-Barton (sectores locales)	Clase E – <i>Very Poor</i>	Q < 1	Macizo de calidad muy pobre ; roca muy fracturada, débil.	Excavaciones inestables; sostenimiento inmediato y reforzado. Riesgo alto de sobrerotura y caídas de roca.

Nota. Fuente: Elaboración propia.

Para el desarrollo de la presente evaluación es importante señalar que, en la Unidad Minera Inmaculada, la caracterización geomecánica realizada mediante la clasificación de Bieniawski (RMR), complementada con el mapeo geomecánico de campo, evidencia que **la litología predominante corresponde a macizos rocosos de tipo IVA**. Asimismo, se identifican sectores con presencia de macizos clasificados como IIIB y IVB, y en zonas de profundización, en algunas zonas, se han reconocido sectores con macizos rocosos de tipo V, lo cual refleja una disminución

significativa en la calidad del macizo y plantea mayores exigencias en el control de las operaciones de perforación y voladura.

4.2 Estado actual de las operaciones de perforación y voladura

Con el propósito de evaluar de manera objetiva el estado actual de las operaciones unitarias de perforación y voladura en frentes horizontales de la Unidad Minera Inmaculada, resulta indispensable ejecutar un levantamiento sistemático de información en campo. Este procedimiento permitirá obtener, desde una fase inicial, una caracterización cuantitativa y cualitativa de los principales indicadores operativos, posibilitando una primera aproximación diagnóstica orientada a identificar las deficiencias técnicas y procedimentales presentes en el proceso. A partir de este análisis preliminar, se podrán reconocer las falencias críticas que requieren atención prioritaria y que servirán como base para la implementación de medidas correctivas inmediatas, contribuyendo a optimizar la eficiencia operativa, reducir desviaciones de diseño y garantizar una adecuada estabilidad en los frentes de avance.

4.2.1 Levantamiento de información

El análisis preliminar plantea la necesidad de recopilar información específica relacionada con las operaciones unitarias de perforación y voladura, la cual será proporcionada por la empresa contratista responsable de la ejecución de los frentes de avance horizontal. Dichos datos serán posteriormente validados y contrastados en campo, con el propósito de evaluar de manera integral el proceso actual. La revisión abarcará los parámetros de perforación, la calidad del diseño de las mallas, los procedimientos de análisis aplicados, así como la ejecución de la voladura. Finalmente, se efectuará una evaluación de resultados que permitirá identificar desviaciones respecto al diseño original, determinar la eficiencia alcanzada y establecer oportunidades de mejora en la gestión operativa.

4.2.2 Operación de Perforación

4.2.2.1 Equipos de perforación y accesorios utilizados

En la Unidad Minera Inmaculada, la empresa contratista responsable de la ejecución de las labores de perforación y voladura en frentes de avance emplea equipos electrohidráulicos, específicamente jumbos de un brazo Epiroc Boomer S1 y S1D. Estos equipos están destinados a la perforación de frentes horizontales, garantizando mayor precisión y eficiencia en el trazo de las mallas de perforación. Para tal efecto, se utilizan brocas de 45 mm de diámetro en los taladros de producción y brocas rimadoras de 102 mm en los taladros de rimados de alivio, complementadas con barras de perforación de 14 pies (tipo T38), así como con accesorios especializados como el shank tipo T38, el martillo COP T38 remoto y los acoples (coupling) T38/T38 Alpha.

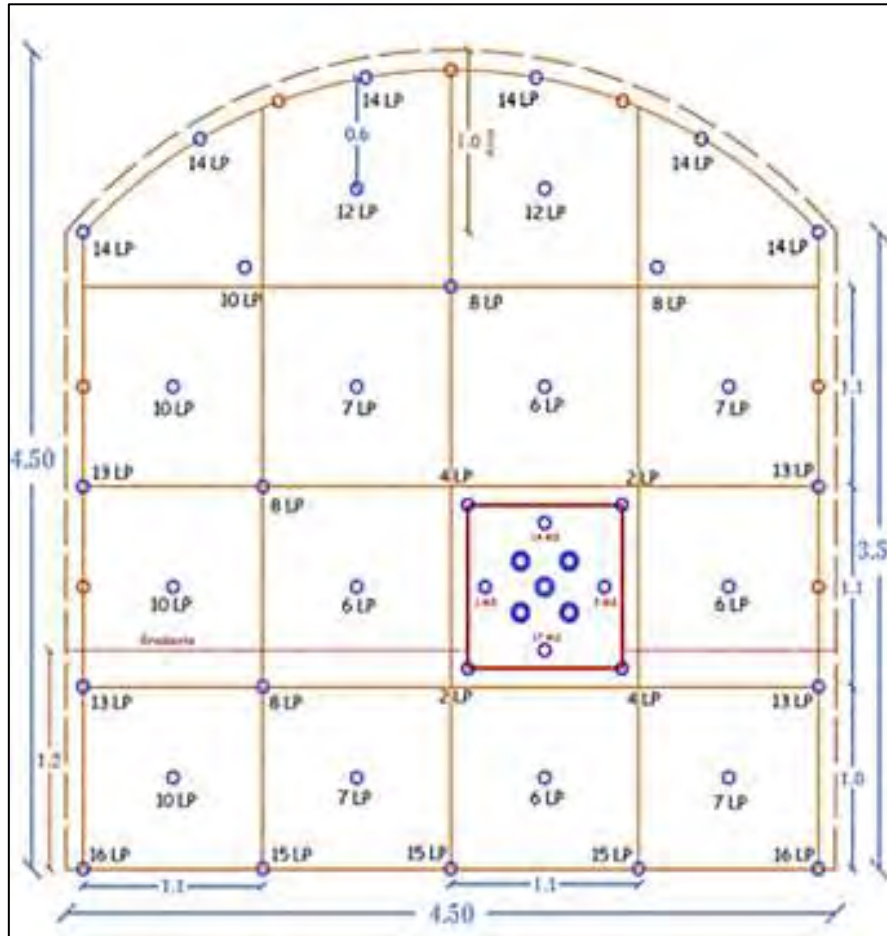
4.2.2.2 Parámetros de perforación en frentes de avance horizontal

4.2.2.2.1 Diseño de malla de perforación

La empresa contratista dispone de un conjunto de diseños de mallas de perforación adaptados a las diferentes condiciones litológicas y a las dimensiones de las labores subterráneas. En el marco del presente estudio, se ha identificado que la mayor **incidencia de labores de avance correspondió a labores con secciones de 4,5 m x 4,5 m, donde la roca predominante pertenece a la clasificación IVA según Bieniawski**. Para este tipo de condición geomecánica y geométrica, se emplea una malla de perforación específica, que constituye la base de análisis en la presente investigación, al representar el escenario de mayor incidencia operativa y, por tanto, de mayor relevancia para la evaluación y optimización de los parámetros de perforación y voladura.

Figura 15

Malla de perforación para 4.5m x 4.5m - tipo de roca IVA

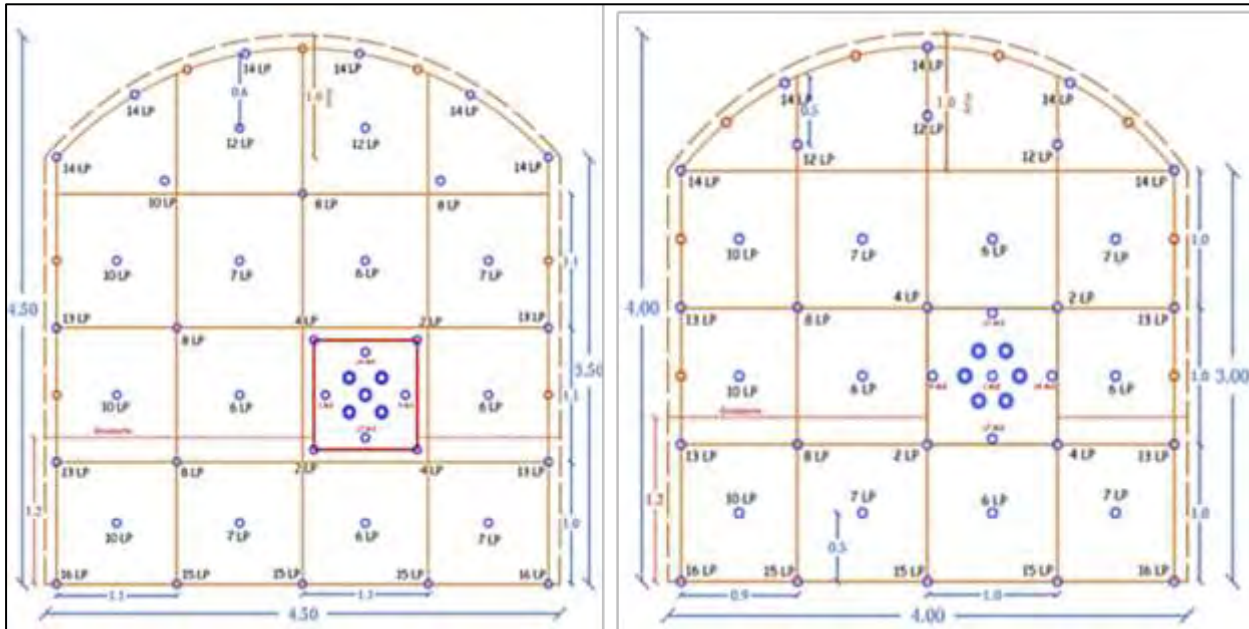


Nota. Fuente: Área de P&V Mina Inmaculada.

Es importante señalar que no se cuenta con un diseño estandarizado para el arranque de las mallas de perforación. En la práctica, esto se traduce en que los operadores de jumbo no siguen un mismo patrón de inicio, lo cual genera variabilidad en la ejecución, desorden operativo y un incumplimiento de los lineamientos establecidos en el estándar de perforación. Esta falta de uniformidad en el arranque repercute directamente en la calidad del frente y en la eficiencia de la voladura. A continuación, se presentan como ejemplo los diferentes esquemas de arranque identificados para distintos tipos de mallas aplicados en la Unidad Minera Inmaculada.

Figura 16

Tipos de diseños de arranque



Nota. Fuente: Área de P&V Mina Inmaculada.

4.2.2.2 Ejecución del diseño de malla

El cumplimiento estricto del diseño de la malla de perforación, acompañado de una adecuada aplicación de las buenas prácticas operativas, constituye un factor determinante para alcanzar resultados óptimos en la ejecución de voladuras en frentes. En este sentido, la simetría en el arranque de la malla adquiere un rol fundamental en el desempeño del disparo, dado que asegura una distribución uniforme de esfuerzos y una fragmentación controlada. Del mismo modo, el control del paralelismo en los taladros se establece como un parámetro crítico, ya que permite mantener la geometría prevista en el diseño y garantizar un avance efectivo de la labor. Ambos aspectos (simetría de arranque y paralelismo) resultan esenciales para mejorar la eficiencia en el ciclo de perforación y voladura, así como para optimizar el rendimiento global del proceso.

Tras la ejecución de las inspecciones en interior mina, se logró recopilar un conjunto de observaciones que reflejan la situación actual respecto a la simetría del diseño de las mallas de perforación y al control del paralelismo de los taladros. Estas prácticas evidencian tanto las condiciones reales de ejecución como las desviaciones más frecuentes en relación con el diseño establecido, proporcionando una base objetiva para identificar oportunidades de mejora en la calidad de la perforación y en la eficiencia de las voladuras.

a) Control de paralelismo

El paralelismo de los taladros constituye un principio fundamental y un requisito indispensable para alcanzar voladuras eficientes, dado que garantiza la adecuada distribución de la energía del explosivo a lo largo de toda la columna de carga. Si bien los jumbos disponibles en la empresa contratista (modelos de operación electrohidráulica) no cuentan con sistemas automatizados que permitan medir en tiempo real los ángulos de perforación y verificar el paralelismo, existen prácticas operacionales que buscan suplir dicha limitación.

Una de estas prácticas consiste en el pintado de colas en corona y hastiales, que sirve como guía visual para que el operador del jumbo pueda mantener la orientación correcta de los taladros, con apoyo del ayudante de equipo. Sin embargo, las inspecciones de campo evidenciaron que esta actividad no siempre se ejecuta de manera adecuada: en algunos casos los ayudantes no cumplen con esta tarea y, en otros, se constató la ausencia total de ayudantes en determinadas guardias, lo que repercute negativamente en la calidad de la perforación.

En la figura que se presenta a continuación se observa que, si bien se ha pintado la cuadrícula de referencia, no existe evidencia del pintado sistemático de las colas en corona y hastiales, lo que confirma la falta de estandarización en esta práctica operacional.

Figura 17

Pintado de malla de perforación BP4200 – nivel 4200

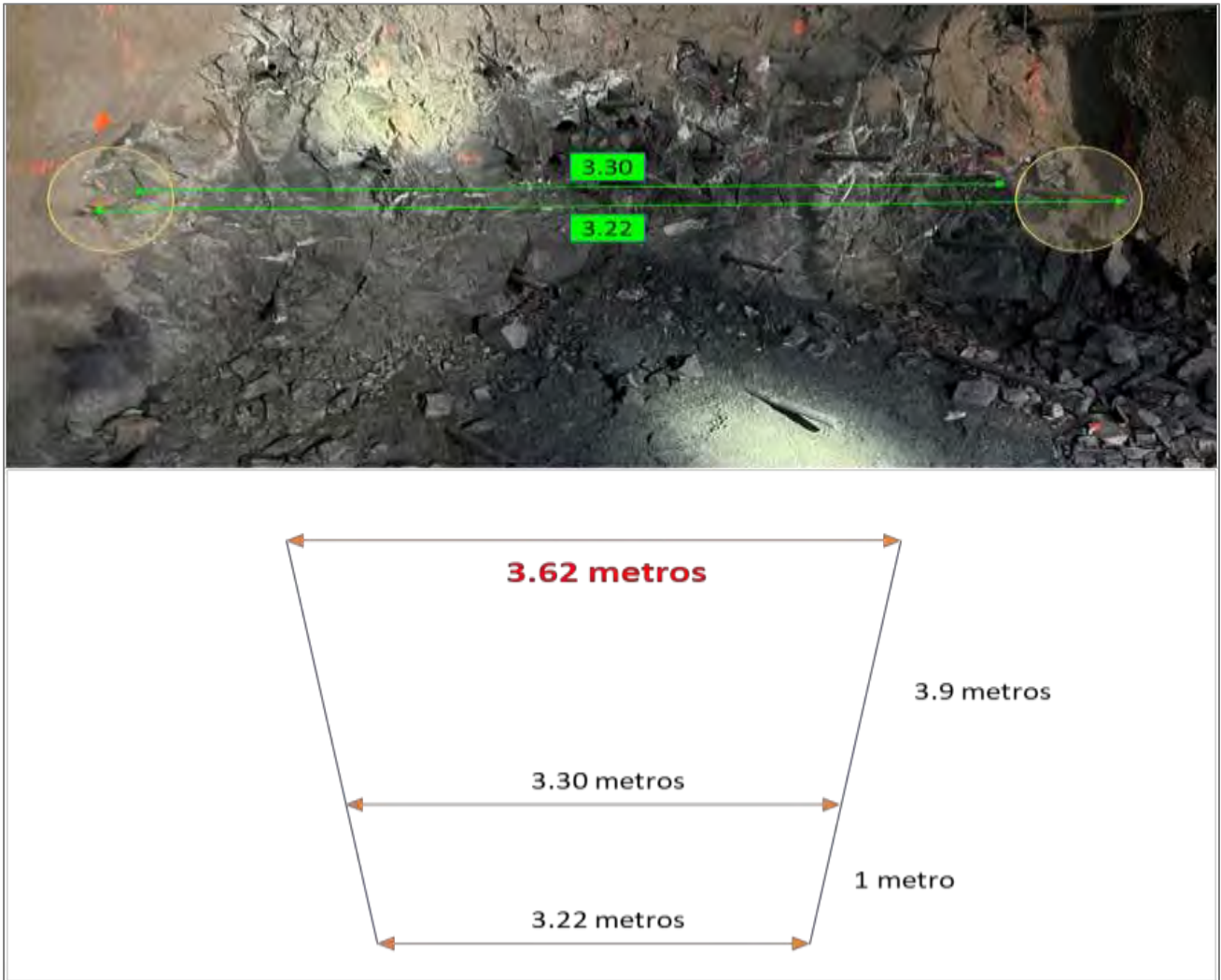


Nota. Fuente: Elaboración propia.

En consecuencia, la ausencia o aplicación deficiente de estos controles incrementa de manera significativa la probabilidad de desviación en los taladros de perforación. Evidencia de ello se obtuvo mediante una medición experimental realizada con la colocación de dos tubos de referencia en cada hastial, cuya proyección a lo largo de los 3,9 metros de longitud perforada permitió determinar la desviación real en el fondo del taladro, confirmando así la magnitud del problema asociado a la falta de control en el paralelismo.

Figura 18

Medición de desviación de taladros BP4200 – nivel 4200



Nota. Fuente: Elaboración propia.

El levantamiento realizado evidenció una desviación promedio de 20 cm por taladro, lo que generó una sección final de 3,62 m, en comparación con la sección de diseño proyectada de 3,50 m. Este resultado pone de manifiesto la presencia de una sobre-excavación previa a la voladura, condición que, de no contar con un adecuado control e intervención de ingeniería, podría incrementarse progresivamente, afectando la estabilidad del frente y ocasionando mayores costos asociados al sostenimiento y al ciclo de operación.

b) Control de simetría

La simetría en la perforación constituye otro requisito esencial para garantizar voladuras eficaces. Cuando en el inicio del collar se presenta una disposición asimétrica, lo más probable es que dicha condición se amplifique en el fondo del taladro, generando un incremento irregular del burden y afectando de manera significativa la eficiencia del disparo. Para asegurar el control de la simetría, la práctica común en operaciones subterráneas es el uso de plantillas de trazado, que permiten uniformizar la disposición de los taladros. Sin embargo, durante las inspecciones en la Unidad Minera Inmaculada se constató la ausencia de este tipo de herramientas, observándose que el personal ejecuta el trazo de manera manual, procedimiento que resulta más lento y con menor precisión, lo que incrementa el riesgo de desviaciones en el diseño y ejecución de las mallas de perforación.

Figura 19

Replanteo de taladros de Arranque BP4200 – nivel 4200



Nota. Fuente: Elaboración propia.

En este contexto, la ausencia de una herramienta estandarizada que permita verificar con precisión los parámetros fundamentales de perforación y voladura (como el burden y el espaciamiento) implica que no exista un adecuado aseguramiento de la calidad en la ejecución de las mallas. Esta deficiencia se ve agravada por la combinación de un control insuficiente tanto del paralelismo como de la simetría de los taladros, factores que en conjunto generan desviaciones importantes respecto al diseño proyectado. El impacto de estas limitaciones operativas puede apreciarse claramente en los resultados obtenidos tras una voladura, como se muestra en la siguiente ilustración.

Figura 20

Asimetría en taladros de arranque



Nota. Fuente: Elaboración propia.

4.2.3 Operación de voladura

En la Unidad Minera Inmaculada, la ejecución de voladuras en frentes se lleva a cabo empleando exclusivamente explosivos encartuchados, dado que la operación no cuenta con la

autorización legal para el uso de agentes de voladura a granel, como el ANFO. Esta limitación regulatoria constituye un factor relevante a considerar dentro del presente trabajo de investigación, ya que condiciona los parámetros operativos actuales y será un aspecto clave a evaluar en el planteamiento de futuras propuestas de mejora, orientadas a optimizar la eficiencia del proceso de perforación y voladura.

4.2.3.1 Explosivos y accesorios utilizados

En las voladuras de frentes de avance de la Unidad Minera Inmaculada se emplean emulsiones encartuchadas suministradas por la empresa Famesa Explosivos S.A.C. Los productos de uso predominante corresponden a los explosivos Emulnor 3000 y Emulnor 1000, presentados en cartuchos de 1 ¼” x 12”, dimensiones que permiten su adecuada adaptación a los diámetros de perforación empleados en la mina. La selección de estas emulsiones responde a criterios de seguridad, versatilidad y estabilidad, constituyendo el insumo principal en la ejecución de las voladuras de avance.

Tabla 7

Comparativo de emulsiones encartuchadas utilizadas en U.M Inmaculada

Parámetro técnico	Emulnor 3000	Emulnor 1000
Tipo de explosivo	Emulsión encartuchada de alta energía	Emulsión encartuchada estándar
Presentación	Cartuchos de 1 ¼” x 12” (predominante en U.M Inmaculada)	Cartuchos de 1 ¼” x 12” (predominante en U.M Inmaculada)
Densidad (g/cm³)	1,20 – 1,25	1,10 – 1,15
Velocidad de detonación (VOD)	4 500 – 5 000 m/s	3 800 – 4 200 m/s

Energía relativa (R.E.)	Alta (equivalente a 100–110 % ANFO)	Media (equivalente a 80–90 % ANFO)
Sensibilidad	Alta, se inicia con detonador N°8	Media, se inicia con detonador N°8
Resistencia al agua	Excelente (cartucho impermeable)	Buena (apto para condiciones con humedad)
Aplicaciones típicas	Taladros de producción en frentes duros o masivos; contorno con cargas amortiguadas	Taladros de avance en roca media; labores generales de desarrollo
Ventajas principales	Mayor poder rompedor, buena fragmentación, óptima continuidad de disparo	Versatilidad, costo unitario más bajo, adecuado para avances generales
Limitaciones	Mayor costo relativo frente al Emulnor 1000	Menor energía, no recomendado para rocas muy competentes

Nota. Fuente: Elaboración propia.

En cuanto a los accesorios de iniciación, la operación emplea detonadores no electrónicos de tipo pirotécnico, conocidos comercialmente como faneles, también suministrados por la empresa Famesa Explosivos S.A.C. Estos dispositivos se utilizan en versiones de periodo corto y periodo largo, lo que permite establecer secuencias de encendido diferenciadas para el control del avance y la fragmentación de la voladura. La selección de este sistema de iniciación responde tanto a la disponibilidad del insumo como a las restricciones normativas vigentes en la Unidad Minera Inmaculada.

4.2.3.2 Análisis de diseño

La empresa contratista ejecutora de los desarrollos horizontales, cuenta con diseños de mallas de perforación y voladura, los cuales deberían ser un estándar en la aplicación en campo.

Para esta sección, se realizará el análisis de malla de perforación en la sección más típica o con mayor incidencia de voladuras. Posteriormente se evalúa los diseños aplicados en campo.

4.2.3.2.1 Diseño de Voladura en fase de evaluación

Para el desarrollo de la presente sección, resulta prioritario analizar los principales indicadores de rendimiento en perforación y voladura, a fin de establecer parámetros cuantificables que reflejen la eficiencia del proceso. En este contexto, se han definido como KPIs fundamentales la eficacia de avance y la sobre-excavación, por constituir las variables más representativas del desempeño operativo.

El análisis de las mallas de perforación se centrará, por lo tanto, en la distribución y magnitud de la energía liberada, desde el arranque hasta los taladros de la periferia. Con este propósito, se introducirá el concepto de “Presión de taladro”, entendido como la presión ejercida por los gases de detonación del explosivo sobre las paredes del barreno, es decir, la presión efectiva transmitida al macizo rocoso bajo condiciones reales de terreno. Este indicador permitirá evaluar la eficiencia con la que la energía del explosivo es aprovechada para la fragmentación, así como su relación directa con la calidad del avance y el control geométrico de la excavación.

4.2.3.2.1.1 Presión de taladro

Para la determinación de los valores que permitan interpretar el comportamiento de la energía en la voladura, se recurre al algoritmo matemático propuesto por Carlos R. Scherpenisse, el cual considera el efecto de desacoplamiento existente en los taladros cuando se emplean cartuchos de diámetro definido. Este fenómeno implica que la presión efectiva ejercida sobre las paredes del barreno es inferior a la presión de detonación nominal indicada en la ficha técnica del explosivo, debido a la existencia de un espacio libre entre el cartucho y el diámetro del taladro.

En la figura que se presenta a continuación se muestra el diseño de la malla de perforación utilizada por la empresa contratista, junto con los valores de Presión de Taladro obtenidos para los diferentes tipos de barrenos considerados en el esquema. Estos resultados permiten cuantificar la distribución de la energía y constituyen la base para el análisis de la eficacia de avance y del control geométrico en el proceso de perforación y voladura.

$$P_{bh} = 110 \cdot \left(\frac{d_c}{d_h}\right)^{1.25} \cdot \rho_{ex} \cdot VOD^2 \cdot 10^{-6}$$

Donde:

- P_{bh} = presión efectiva en la pared del taladro (MPa).
- d_c = diámetro del cartucho (m).
- d_h = diámetro del taladro (m).
- ρ_{ex} = densidad del explosivo (kg/m³).
- VOD = velocidad de detonación (m/s).
- Factor 110 = es un coeficiente empírico de conversión y ajuste, derivado de los experimentos de Scherpenisse (corrige unidades y calibra contra presiones medidas en rocas de distintos módulos).
- Término 10^{-6} = asegura la conversión correcta de unidades para que el resultado quede en MPa.
- Exponente de desacople 1.25 = este exponente fluctúa entre 1.2 y 1.5 (1.25 típico), dependerá de las características y la naturaleza del taladro cargado, 1.25 será para

taladros con agua, cartuchos con corte axial, confinamiento y stemming efectivo, continuidad de carga de columna entre otros. Para carguío en frentes en estas condiciones optaremos por el valor de 1.25.

Conociendo los siguientes datos técnicos:

Tabla 8

Datos técnicos para el cálculo de la presión efectiva en la pared del taladro

dh (mm)	Explosivo	ρ (kg/m³)	VOD (m/s)	$(dc/dh)^{1.25}$
45	Emulnor 3000	1230	4655	0.4978
45	Emulnor 1000	1120	4391	0.4978

Nota. Fuente: Elaboración propia.

Podremos conocer la presión efectiva en la pared del taladro (P_{bh}) para los taladros de arranque, hastiales y corona.

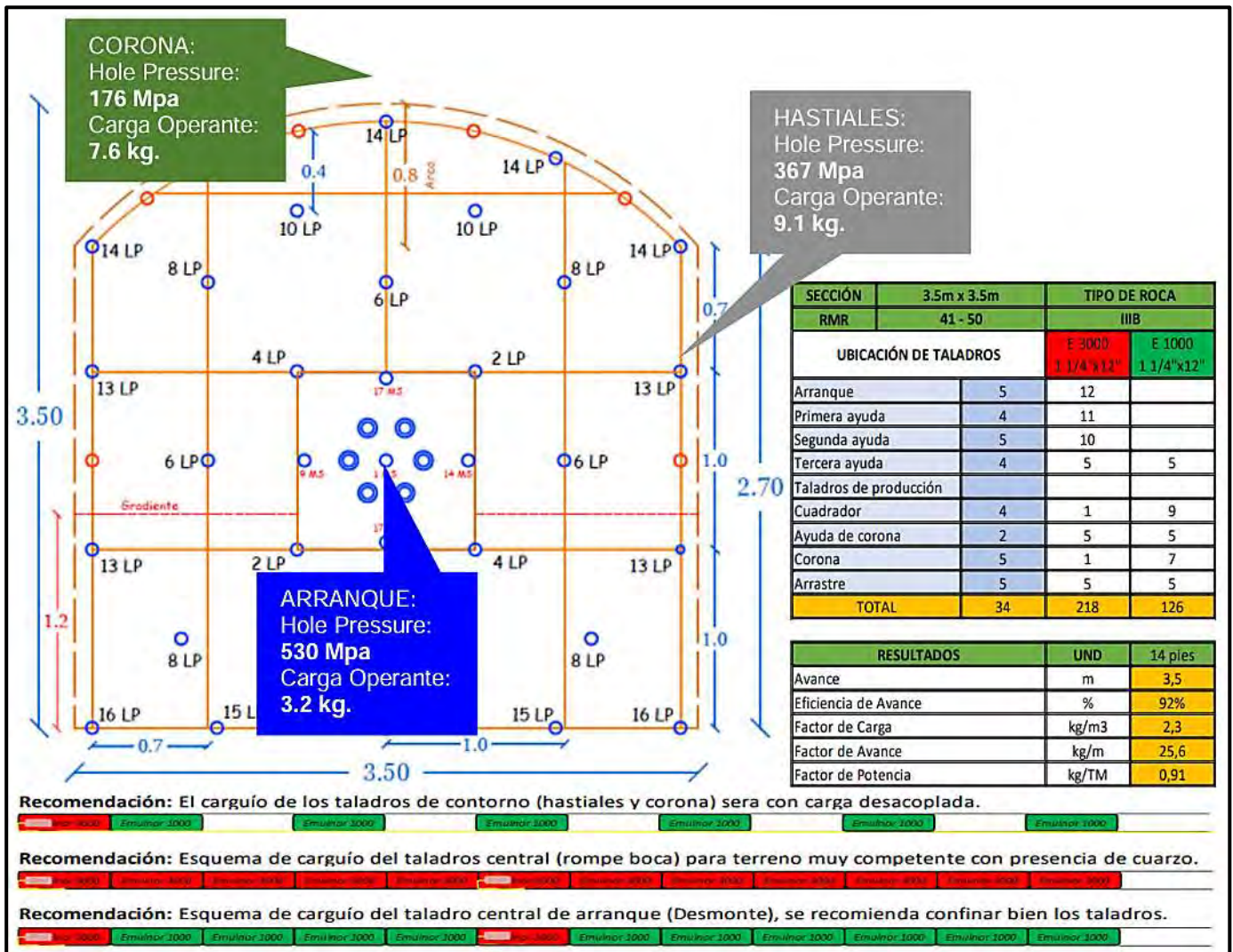
$$P_{bhArranque} = 530 \text{ Mpa}$$

$$P_{bhCorona} = 176 \text{ Mpa}$$

$$P_{bhHastiales} = 367 \text{ Mpa}$$

Figura 21

Presión de Taladro de Malla de P&V de la empresa contratista Zicsa Contratistas Generales SA



Nota. Fuente: Área de Perforación y voladura Mina Inmaculada.

Para garantizar la generación de una cara libre eficiente en el arranque (con niveles de eficacia superiores al 90%) es fundamental seleccionar el explosivo más adecuado en función de su capacidad energética, la presión de taladro obtenida y la técnica de carguío aplicada. Sin embargo, en las condiciones actuales de la operación, los valores de presión de taladro calculados resultan inferiores a los requeridos para alcanzar un arranque óptimo. En consecuencia, la eficiencia global del disparo se ve comprometida, ya que la energía liberada por el explosivo no es suficiente para

fracturar el macizo rocoso en toda la extensión prevista, limitando la rotura únicamente hasta donde lo permite la energía contenida en dichos taladros de arranque.

Tabla 9

Comparativo de la Presión de Taladro – Arranque para labores de 3.5m x 3.5m Tipo IIIB

Presión Taladro - Arranque			
Explosivo	VOD Nominal	VOD Real	Mpa
E1000 1 1/4" x 12"	4500	4391	704
E3000 1 1/4" x 12"	4400	4655	798
E3000 1 1/2" x 12"	4400	----	1096

Nota. Fuente: Elaboración propia.

4.2.3.2.1.2 Presión de taladro en voladura controlada

De acuerdo con el Manual de Voladura de EXSA S.A. (p. 269), una voladura controlada debe operar con presiones del orden de 100 MPa para preservar la integridad del contorno. No obstante, los resultados mostrados en la ilustración precedente evidencian presiones de taladro de 176 MPa en corona y 367 MPa en hastiales, valores que exceden la recomendación para control de daño. En consecuencia, si bien en los taladros de corona se ha previsto aplicar voladura controlada mediante la técnica de medias cañas, esta misma estrategia debe extenderse a los taladros de hastial. La aplicación homogénea de técnicas de control en todo el perímetro (incluyendo reducción de energía lineal, espaciamiento ajustado, deckeo amortiguado y stemming adecuado) permitirá limitar la transmisión de energía al macizo, mejorar el control de daño periférico y mantener la geometría de diseño.

Figura 22

Esquema de carguío para voladura controlada - corona y hastiales



Nota. Fuente: Área de Perforación y voladura Mina Inmaculada.

Para la determinación de la presión de taladro en condiciones de campo, se procedió a recopilar la información operativa relevante, considerando principalmente la cantidad de cartuchos empleados por taladro y la geometría de la malla de perforación. Con estos datos fue posible calcular la presión efectiva transmitida al macizo, de acuerdo con la metodología previamente descrita. La ilustración que se presenta a continuación corresponde a uno de los análisis realizados durante esta evaluación; los resultados completos pueden consultarse en el Anexo 1, donde se detallan los cálculos y valores obtenidos para las distintas labores.

Figura 23

Presión de Taladro - Diseño de campo de la labor AC6204



Nota. Fuente: Elaboración propia.

Las presiones de taladro obtenidas con el diseño actual no superan los parámetros resistivos del macizo; al tratarse de una roca con comportamiento elástico, no alcanza la deformación crítica para iniciar el fracturamiento durante la detonación. Este resultado se explica por la pérdida de acoplamiento a lo largo de la columna, originada por tres desacoples sucesivos: diámetro de taladro 45 mm, tubo de PVC 41 mm y cartucho 32 mm. Dado que la presión efectiva en pared P_{bh} se reduce con el desacoplamiento $(dc/dh)^{1.25}$, la transferencia de energía al macizo resulta insuficiente.

Al optimizar el diámetro del explosivo en el arranque y la energía del producto, el cálculo muestra que P_{bh} pasa de 704 MPa (Emulnor 1000, 1¼" × 12") a 1 096 MPa (Emulnor 3000, 1½" × 12"), lo que representa un incremento del 56 %. Este aumento está asociado a un mejor acoplamiento geométrico y a la mayor VOD/densidad del explosivo, elevando la presión disponible para generar la cara libre y mejorar la eficacia de arranque.

4.2.3.2.1.3 Diseño de Arranque

El arranque constituye la parte fundamental de la malla de perforación, dado que es el responsable de generar la primera cara libre. Otorgarle la importancia que corresponde permite alcanzar disparos altamente eficientes, ya que el éxito de una voladura depende en gran medida de un diseño adecuado y de una ejecución precisa en campo de esta etapa inicial. En la figura que se presenta a continuación se ilustran algunos de los diseños de arranque identificados durante las inspecciones en campo, los cuales reflejan la variabilidad operativa existente y sirven como base para el análisis comparativo posterior.

Figura 24

Diseños de Arranques ejecutados en AC5816 y RP (-) 9717

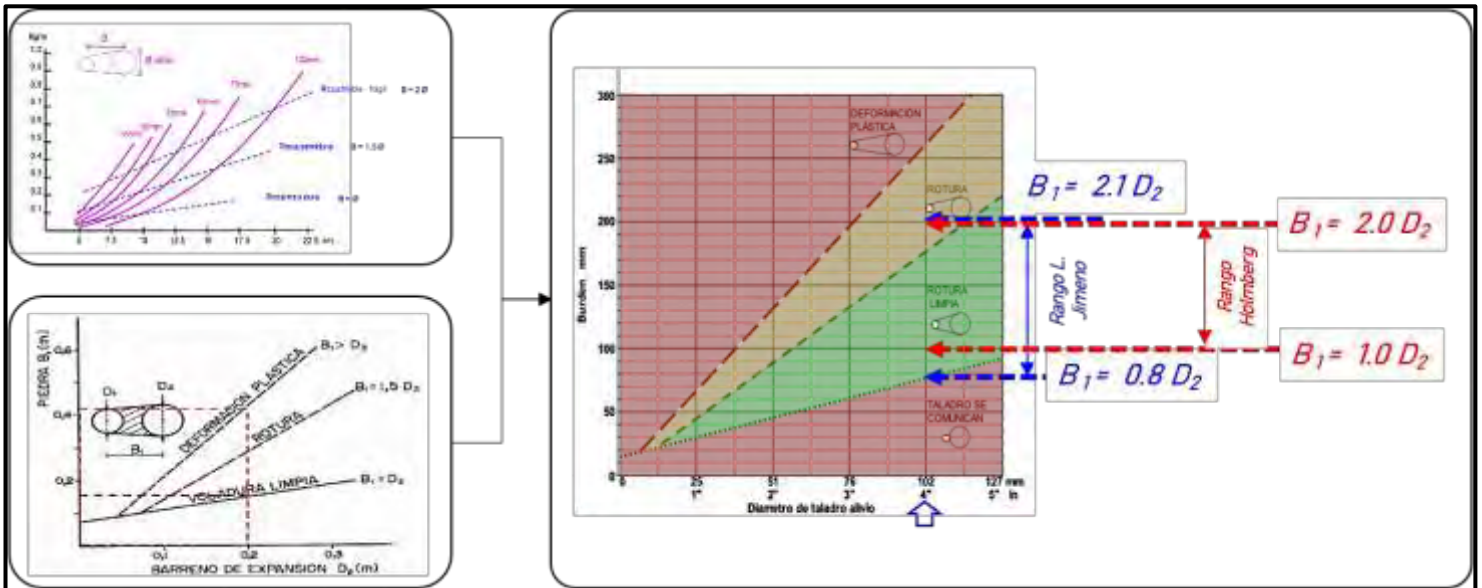


Nota. Fuente: Elaboración propia.

Del análisis de la muestra evaluada se pudo determinar que ninguno de los diseños observados cumple con los criterios de burden ni de simetría establecidos en el diseño teórico, lo que evidencia la ausencia de un estándar definido para el arranque en la Unidad Minera Inmaculada. Asimismo, se debe señalar que tanto el valor del burden como la cantidad de taladros de alivio dependen directamente de las características geomecánicas del macizo rocoso. En este sentido, los modelos de Holmberg y de Langefors constituyen herramientas metodológicas adecuadas, ya que permiten determinar de manera más precisa el burden óptimo en función del tipo de terreno, contribuyendo así a un diseño más eficiente y técnicamente sustentado del arranque.

Figura 25

Modelos de Holmberg y Langerfors para calcular el burden según tipo de roca



Nota. Fuente: EXSA (2018)

En consecuencia, el valor del burden debe establecerse como dos veces el diámetro equivalente, que en este caso corresponde a 0,20 m, resultando así un burden de 20 cm para el tipo de terreno analizado. Este resultado confirma la necesidad de que los diseños de arranque sean estandarizados de acuerdo con las condiciones geomecánicas del macizo y no únicamente en función del número de taladros considerados. De esta manera, se garantiza que el diseño responda a criterios técnicos que optimicen la eficiencia de la voladura y reduzcan las desviaciones en campo.

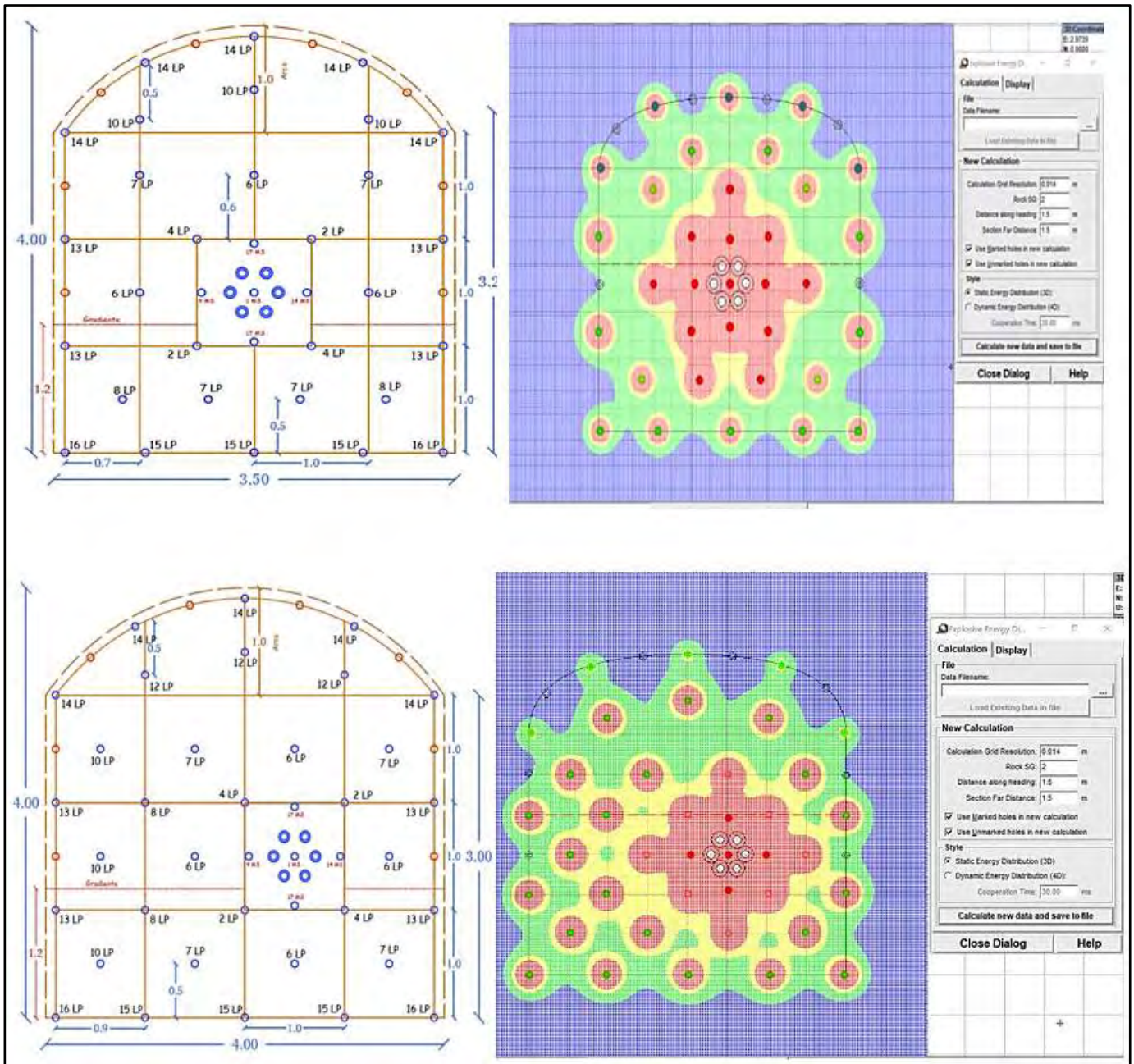
4.2.3.2.1.4 Distribución energética

Para llevar a cabo el análisis de la distribución energética en las voladuras, se requiere del uso de un software especializado que permita simular el comportamiento de las mallas de perforación bajo condiciones reales de operación. En el presente estudio se ha optado por emplear el JK Simblast, tomando como base de simulación los diseños de malla proporcionados por la empresa contratista. En la figura que se presenta a continuación se muestra un ejemplo del diseño

estándar modelado en JK Simblast, el cual servirá como referencia inicial para la evaluación y comparación de resultados energéticos.

Figura 26

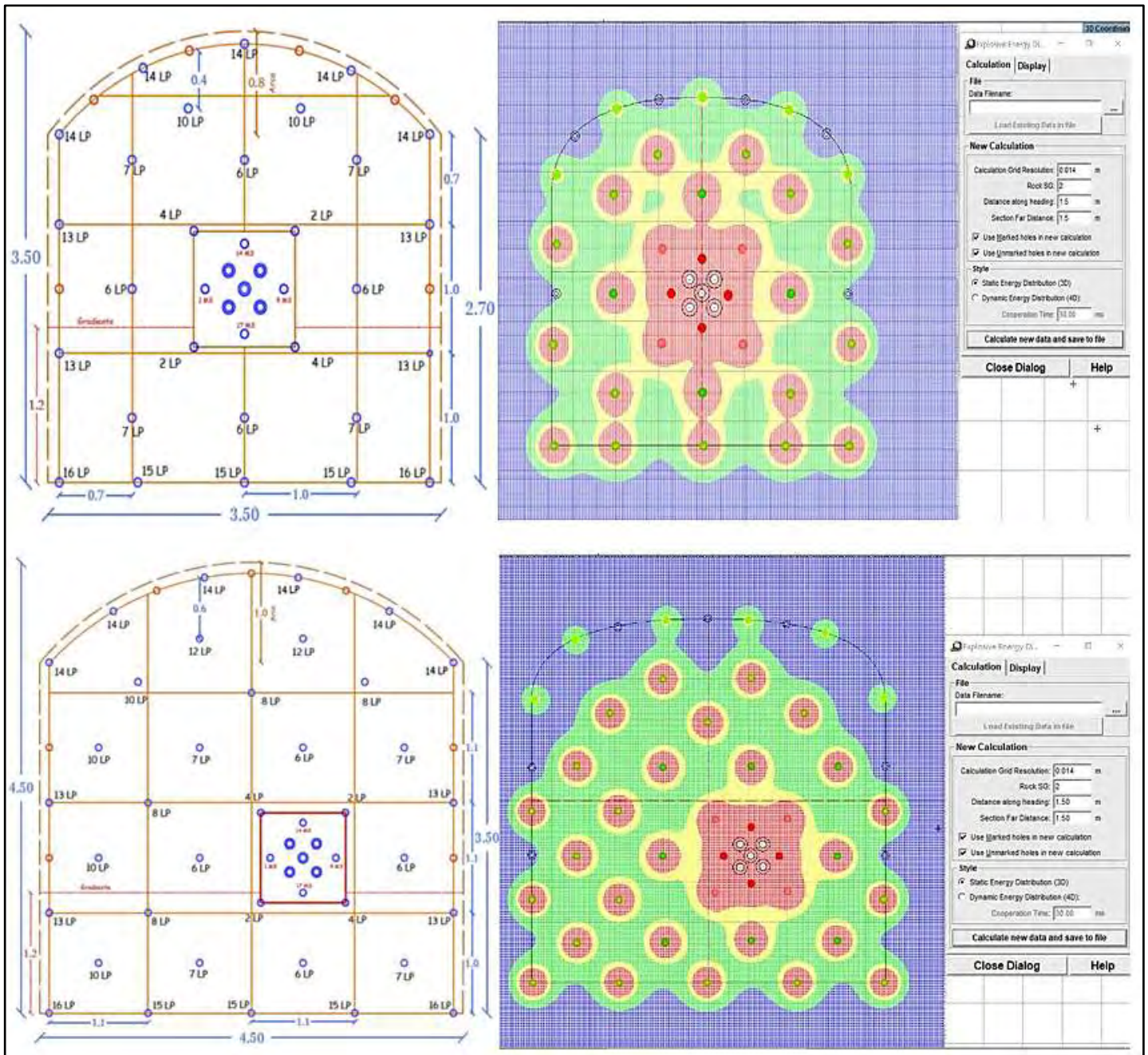
Simulación Energética del estándar de mallas de P&V para 6 taladros de alivio



Nota. Fuente: Elaboración propia.

Figura 27

Simulación Energética del estándar de mallas de P&V para 5 taladros de alivio



Nota. Fuente: Elaboración propia.

Del análisis post-simulación realizado en el software, se observa que el comportamiento energético del arranque presenta similitudes con el de los hastiales. Esta condición responde a que

en ambos casos se aplica una configuración de carguío muy similar, sin diferenciación suficiente en términos de energía lineal aplicada.

En la Unidad Minera Inmaculada, el explosivo empleado corresponde a emulsiones encartuchadas de 1 ¼" x 12" suministradas por Famesa Explosivos S.A.C., cuyas variantes más utilizadas son el Emulnor 3000 y el Emulnor 1000, seleccionadas en función de sus propiedades energéticas.

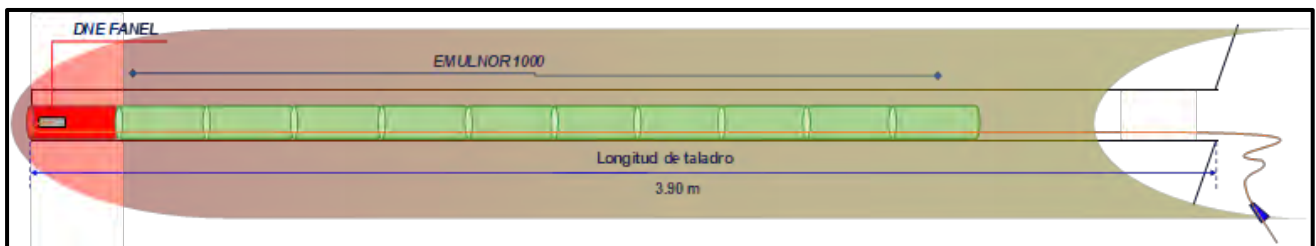
Bajo estas condiciones, la configuración actualmente utilizada para el arranque es la siguiente:

- Cebo: 01 cartucho de Emulnor 3000 (1 ¼" x 12").
- Columna de carga: 10 cartuchos de Emulnor 1000 (1 ¼" x 12").

Esta disposición evidencia la predominancia del Emulnor 1000 en la columna, con el uso del Emulnor 3000 únicamente como cebo para garantizar la iniciación, lo que influye directamente en la presión de taladro y en la distribución de energía en el arranque.

Figura 28

Diseño de carga usual - arranque



Nota. Fuente: Elaboración propia.

Se reconoce que la andesita, roca predominante en la Unidad Minera Inmaculada, presenta una dureza relativamente suave, aunque con un comportamiento elástico que demanda una mayor

proporción de energía de gases para producir la deformación necesaria y, posteriormente, el fracturamiento eficiente del macizo tras la detonación. Si bien las emulsiones encartuchadas utilizadas proporcionan una elevada energía de choque, esta no resulta suficiente para compensar el requerimiento energético asociado a la naturaleza de la roca. En este sentido, se hace imprescindible evaluar y reformular el diseño de carguío del arranque, con el propósito de optimizar la liberación de energía y lograr una voladura más efectiva y controlada en las condiciones geomecánicas presentes.

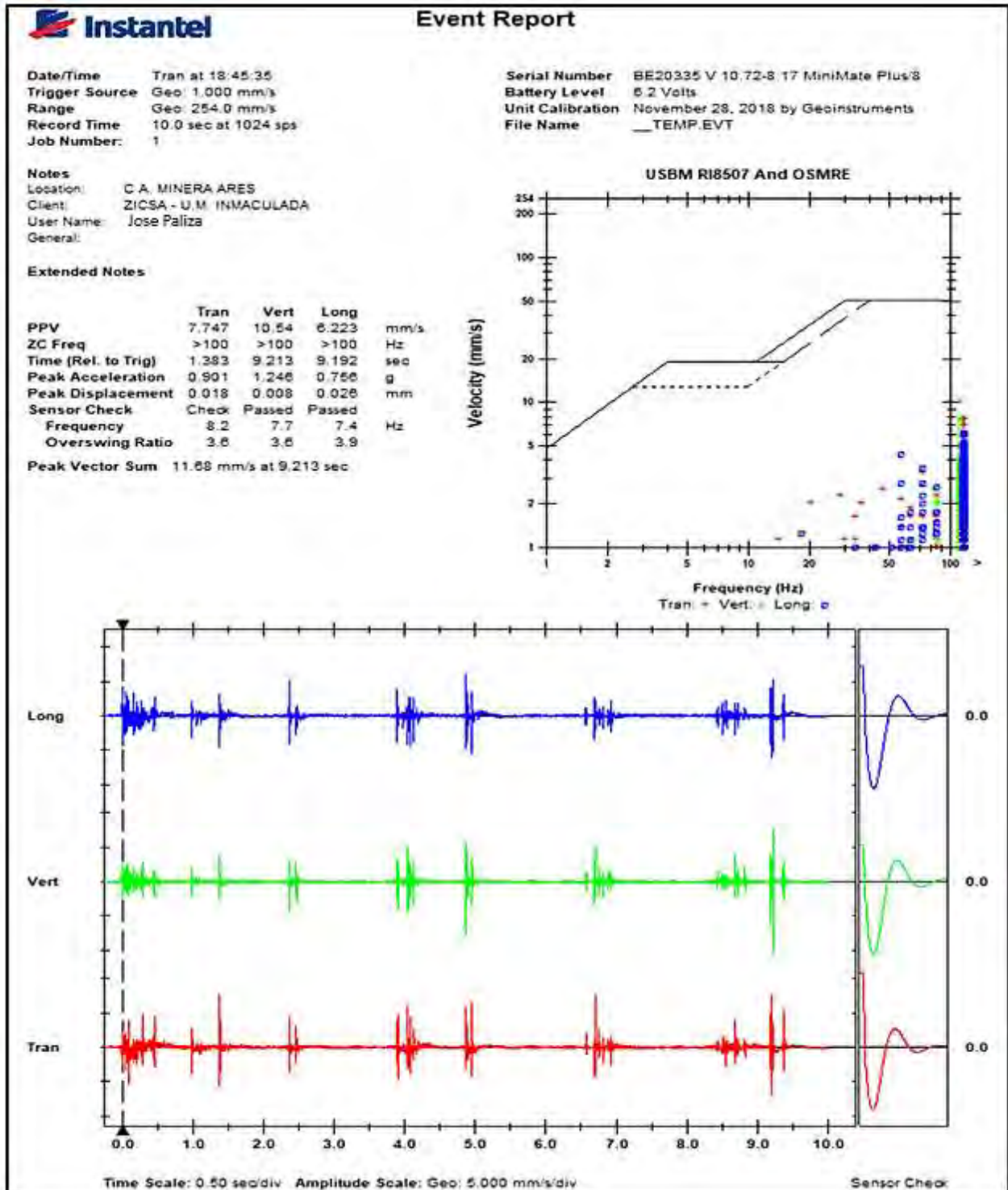
4.2.3.2.1.5 Análisis y registro de VPP

Mediante el uso del sismógrafo, se llevó a cabo el análisis del comportamiento del tren de ondas generado por las voladuras, con el fin de evaluar la liberación de energía en función de los tiempos de retardo aplicados en campo. Los registros obtenidos evidencian diferencias entre los taladros respecto a la carga operante y la distribución temporal de la energía, lo cual refleja la influencia directa del diseño y ejecución de la secuencia de disparo.

Para el procesamiento de la información se empleó la herramienta Blastware, software de análisis desarrollado por Instantel, a través del cual se generaron los registros gráficos de vibración. Así mismo las fotografías del monitoreo en mina se referirá en el anexo correspondiente (véase Anexo 2).

Figura 29

Registro de VPP de voladura ejecutada en la labor AC 6204 Nv.4265



Nota. Fuente: Software Blastware

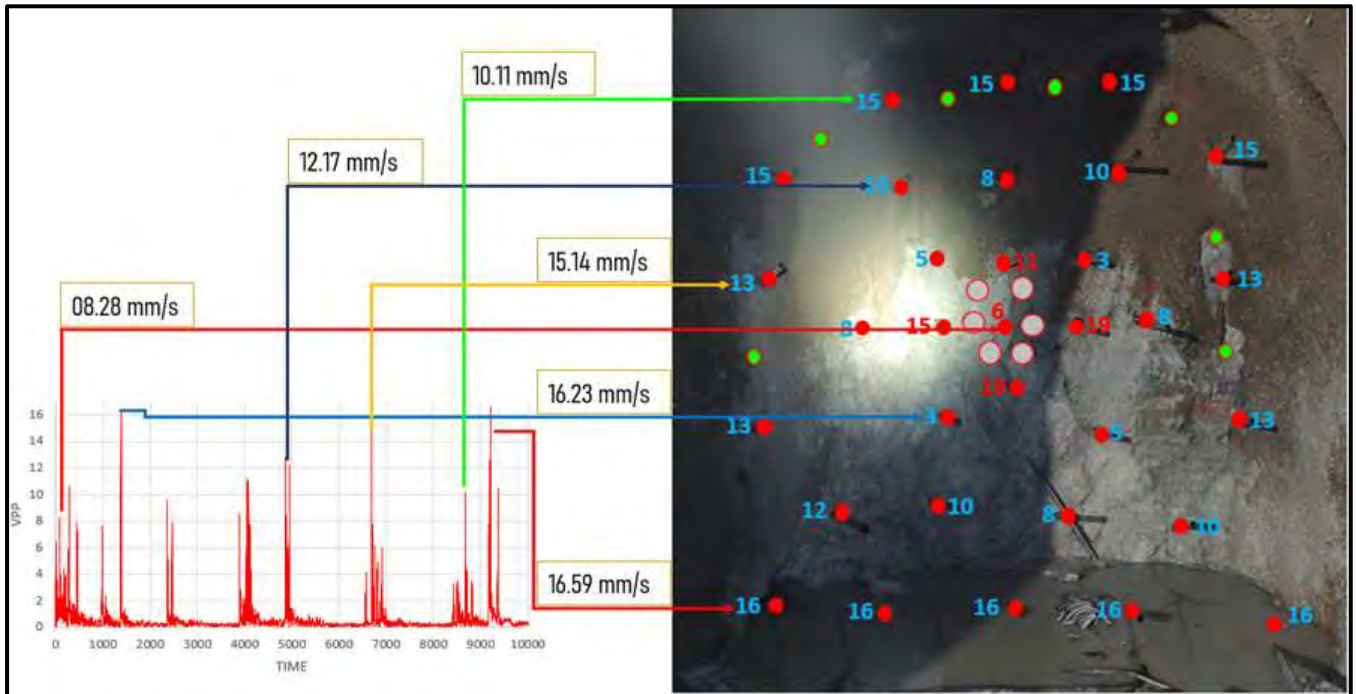
Del análisis de la imagen anterior se puede señalar que la Velocidad Pico de Partícula (VPP) registrada en los taladros de arranque presenta un comportamiento similar al observado en los taladros de hastial. Sin embargo, es importante destacar que el arranque, por su naturaleza, debería generar una amplitud nominal superior, equivalente al menos a dos tercios más del valor actualmente medido. En relación con la eficiencia operativa, el disparo evaluado alcanzó un 80 % de eficacia de avance, considerando una longitud de perforación de 3,90 m, teniendo un resultado de **avance de 3.12m**, un avance poco eficiente.

En la continuidad del análisis sobre el nivel de vibraciones generado por la voladura en la labor AC6204, nivel 4265, se determinó que el carguío en corona fue ejecutado mediante la técnica de voladura controlada, utilizando carga espaciada. La configuración aplicada consistió en:

- Cebo: 01 cartucho Emulnor 3000 de 1 ¼” x 12”.
- Columna de carga: 06 cartuchos Emulnor 3000 de 1 ¼” x 12”, espaciados cada 30 cm.
- La distancia entre el frente y la estación de monitoreo (geófonos) fue de 36 metros, registrándose los resultados que se presentan a continuación.

Figura 30

Análisis de VPP AC 6204 Nv.4265



Nota. Fuente: Elaboración propia.

Los resultados evidencian que la carga operante correspondiente a los taladros de arranque genera niveles de vibración significativamente inferiores en comparación con los taladros de primera ayuda, corona y arrastre, con una diferencia cuantificada en aproximadamente 49,9 %. Este comportamiento confirma que el explosivo no alcanza un desempeño adecuado en el arranque, principalmente debido a una configuración ineficiente de la columna de carga explosiva (véase Figura 28).

De acuerdo con la secuencia de salida, los valores de vibración registrados se detallan a continuación:

- Arranque: 08.28 mm/s
- Ayudas de Arranque: 16.23 mm/s

- Buffer: 12.17 mm/s
- Hastiales: 15.14 mm/s
- Corona: 10.11 mm/s
- Arrastre 16.59 mm/s

Los registros muestran que los taladros de corona presentan niveles de VPP dentro de rangos razonables, en comparación con los demás paquetes de taladros. Este comportamiento se atribuye a la aplicación de la técnica de voladura controlada mediante carga espaciada, la cual permite una mejor disipación de energía y una reducción en la transmisión de vibraciones hacia el macizo.

En contraste, en los taladros de hastial se evidencian niveles de daño considerablemente más altos, producto de la ausencia de prácticas de voladura controlada en esta zona. La utilización de carga continua en los hastiales generó un incremento de la energía concentrada y, en consecuencia, una mayor transmisión de daño hacia el contorno de la excavación, afectando la calidad de la sección final obtenida.

Figura 31

Resultado de voladura inspeccionada en campo AC 6204 Nv.4265



Nota. Fuente: Elaboración propia.

4.2.3.2.1.6 Medición y análisis de VOD

Con el propósito de medir la velocidad de detonación (VOD) en una columna explosiva, es necesario recurrir al uso de equipos electrónicos especializados. En el caso de la Unidad Minera Inmaculada, se empleará el registrador de datos VOD “Microtrap”, desarrollado por la empresa MREL Group of Companies Limited, el cual permite registrar la celeridad con la que la onda de detonación se propaga a lo largo del taladro. Para este procedimiento se utiliza un cable sensor

(Probecable), que se coloca de manera longitudinal dentro del barreno, permitiendo así captar el avance de la onda de choque.

El objetivo de esta medición es verificar el desempeño real de la columna de carga, contrastando la velocidad alcanzada con los valores de referencia del explosivo utilizado, con el fin de evaluar su performance en condiciones de terreno. En el Anexo 3 se presenta el procedimiento completo de la medición en campo, acompañado de la evidencia fotográfica y los registros obtenidos.

Figura 32

Ficha Técnica de la emulsión encartuchada Emulnor 1000

CARACTERÍSTICAS TÉCNICAS		EMULNOR® 1000
DENSIDAD RELATIVA (g/cm ³)		1,13
VELOCIDAD DE DETONACIÓN (m/s)	CONFINADO *	5 800
	S/CONFINAR **	4 500
PRESIÓN DE DETONACIÓN (kbar)		95
ENERGÍA (kcal/kg)		785
VOLUMEN NORMAL DE GASES (L/kg)		920
POTENCIA RELATIVA EN PESO *** (%)		85
POTENCIA RELATIVA EN VOLUMEN *** (%)		120
SENSIBILIDAD AL FULMINANTE		N° 8
RESISTENCIA AL AGUA		Excelente
CATEGORÍA DE HUMOS		Primera

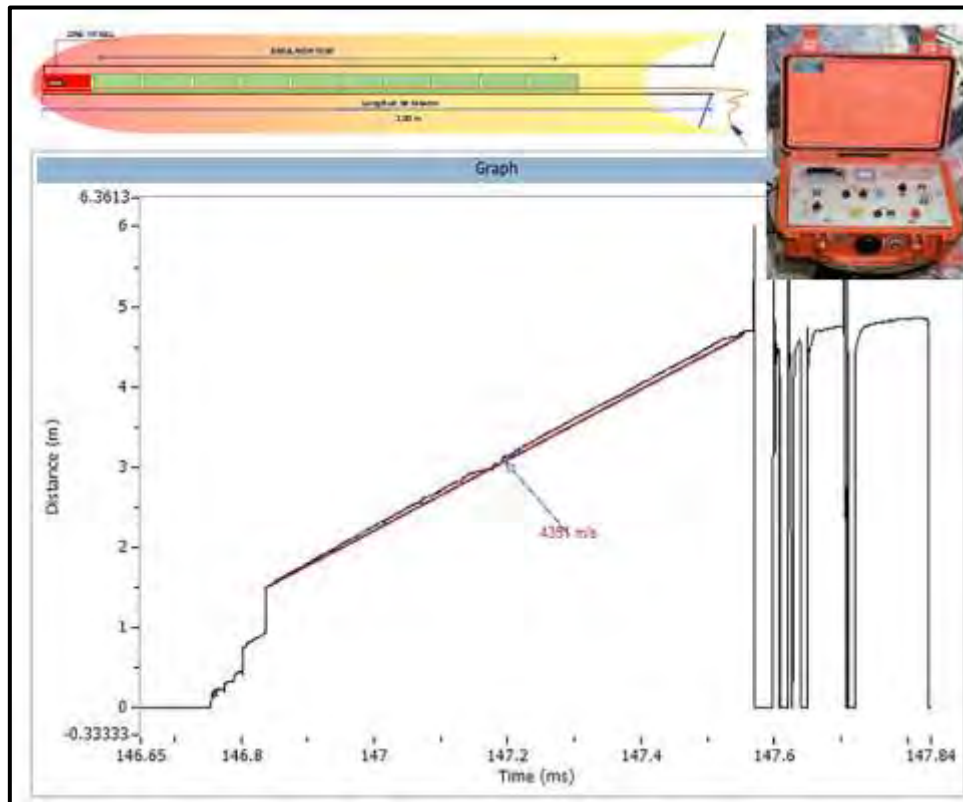
Nota. Fuente: Famesa Explosivos (2019)

En el caso del Emulnor 1000 (1 ¼" x 12"), se efectuó un monitoreo de VOD sobre una columna de carga conformada por 11 cartuchos, equivalente a una longitud cargada de 3,3 m. La iniciación se realizó de manera directa mediante un detonador no electrónico tipo fanel, utilizando un fulminante N°12.

El registro obtenido arrojó una velocidad de detonación (VOD) de 4 391 m/s. Cabe precisar que la prueba se efectuó en condición no confinada, lo cual influye en la propagación de la onda de choque. Sin embargo, aun considerando dicha condición, el valor medido no cumple con las especificaciones técnicas de fábrica reportadas para este explosivo, lo que sugiere la necesidad de profundizar en la evaluación del desempeño real del producto bajo condiciones operativas.

Figura 33

Medición de VOD Emulnor 1000 con el equipo Microtrap



Nota. Fuente: Área de P&V Mina Inmaculada.

En el análisis que se presenta a continuación se contrasta el desempeño del explosivo en términos de su Velocidad de Detonación (VOD), considerando tanto los valores de referencia indicados en la ficha técnica del fabricante como los valores obtenidos en las mediciones de campo. Esta comparación permite evaluar el grado de correspondencia entre el comportamiento esperado y el comportamiento real del explosivo bajo las condiciones operativas de la Unidad Minera Inmaculada, proporcionando una base objetiva para el análisis de su performance y la identificación de posibles desviaciones.

Figura 34

Ficha técnica de la emulsión encartuchada Emulnor 3000

CARACTERÍSTICAS TÉCNICAS		
		EMULNOR® 3000
DENSIDAD RELATIVA (g/cm ³)		1,14
VELOCIDAD DE DETONACIÓN (m/s)	CONFINADO *	5 700
	S/CONFINAR **	4 400
PRESIÓN DE DETONACIÓN (kbár)		93
ENERGÍA (kcal/kg)		920
VOLUMEN NORMAL DE GASES (L/kg)		880
POTENCIA RELATIVA EN PESO *** (%)		100
POTENCIA RELATIVA EN VOLUMEN *** (%)		145
SENSIBILIDAD AL FULMINANTE		N° 8
RESISTENCIA AL AGUA		Excelente
CATEGORÍA DE HUMOS		Primera

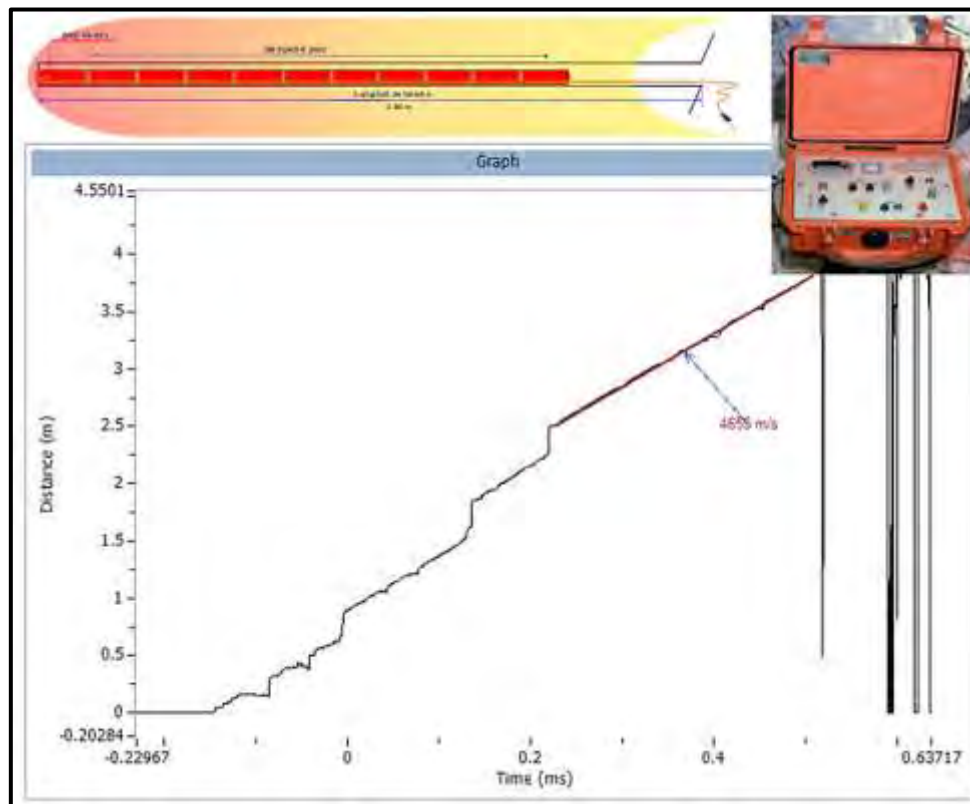
Nota. Fuente: Famesa Explosivos (2019)

En el caso del Emulnor 3000 (1 ¼" x 12"), se realizó el monitoreo de la velocidad de detonación (VOD) en una columna de carga conformada por 11 cartuchos, equivalente a una longitud de 3,3 m. La iniciación se efectuó directamente mediante un detonador no electrónico tipo fanel, utilizando un fulminante N°12.

El registro obtenido reportó una VOD de 4 655 m/s. Al igual que en la prueba del Emulnor 1000, este ensayo se llevó a cabo en condición no confinada, lo cual puede afectar la propagación de la onda de choque. Sin embargo, incluso bajo esta consideración, el valor registrado no alcanza las especificaciones técnicas establecidas en la ficha del fabricante, lo que evidencia una brecha en el desempeño real del explosivo frente a su comportamiento esperado.

Figura 35

Medición de VOD Emulnor 3000 con el equipo Microtrap



Nota. Fuente: Área de P&V Mina Inmaculada.

4.2.3.2.1.7 Granulometría en fase de evaluación

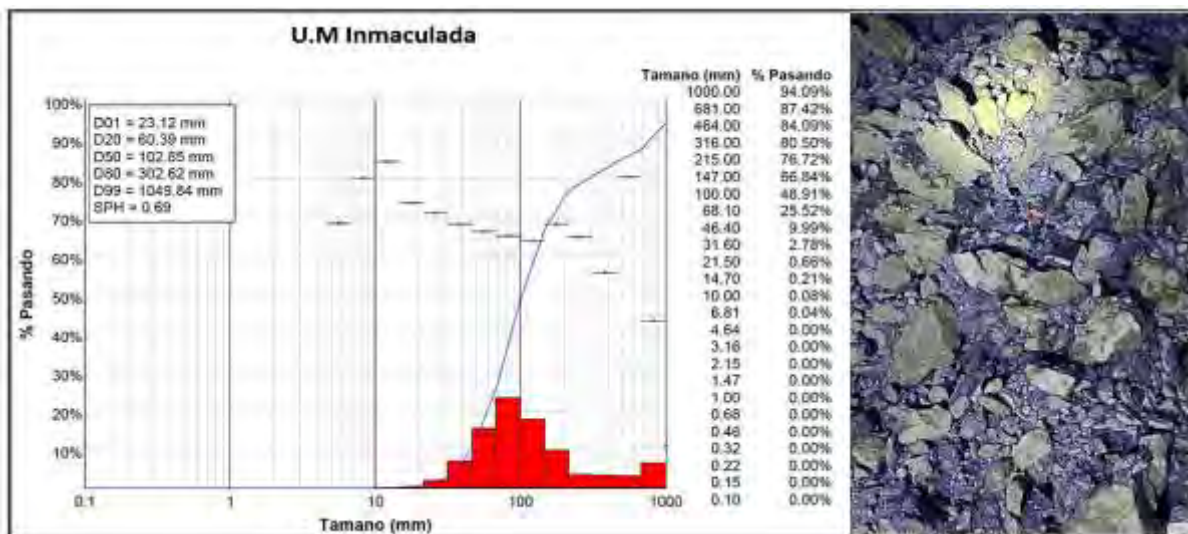
Si bien la granulometría reviste gran importancia en las labores de mineral, principalmente por su impacto en la recuperación metalúrgica, en las labores de desmonte adquiere relevancia como un indicador indirecto del consumo de explosivo, ya que permite evaluar si la cantidad y el tipo de agente de voladura empleados son los adecuados para alcanzar la fragmentación deseada.

Para este análisis se utilizó el software Wipfrag, herramienta especializada en la caracterización granulométrica a partir de imágenes digitales. El principal indicador de salida empleado corresponde al P80 (80 % pasante), por ser el parámetro más representativo para evaluar la eficiencia de la fragmentación en campo.

El resultado promedio del levantamiento de información realizado se presenta en la figura siguiente, la cual muestra la distribución granulométrica obtenida y permite contrastar el desempeño real frente a los parámetros esperados de diseño:

Figura 36

Análisis granulométrico post voladura AC 6204 Nv.4265



Nota. Fuente: Área de P&V Mina Inmaculada.

De acuerdo con los resultados obtenidos mediante el procesamiento en el software Wipfrag, el valor de P80 para la voladura analizada corresponde a 302,62 mm ($\approx 12''$). Cabe señalar que, en la mayoría de operaciones mineras, el objetivo de fragmentación para labores de desmonte se encuentra alrededor de 203 mm ($\approx 8''$), dado que este es el tamaño máximo de apertura en las parrillas de chancado primario.

En consecuencia, el valor de P80 registrado en Inmaculada constituye una evidencia clara de la existencia de una energía útil insuficiente por parte del explosivo, lo que limita su capacidad de fragmentación efectiva sobre el macizo. A esta condición se suma la influencia de los tiempos de retardo empleados, que resultan excesivos para un macizo de comportamiento elástico, como lo es la andesita predominante en la unidad minera. Ambos factores combinados explican la presencia de fragmentos de mayor tamaño al esperado y la desviación respecto al estándar operativo.

4.2.3.3 Otros factores relevantes que afectan el desempeño de la voladura

La evaluación de la disciplina operativa constituye una herramienta fundamental para obtener información crítica sobre los procesos de perforación y voladura. El análisis y la verificación de los procedimientos ejecutados por el personal de piso permiten aproximarse de manera objetiva a la realidad operativa de la mina, identificando fortalezas y debilidades en la ejecución de las labores. En este contexto, se llevó a cabo un seguimiento exhaustivo de las actividades de perforación y carguío en los desarrollos horizontales, con el propósito de evaluar la calidad del proceso y establecer el grado de cumplimiento respecto a los estándares técnicos y de seguridad previstos.

A continuación, se señalan las actividades críticas del proceso de voladura que, en caso de ejecutarse de manera inadecuada, pueden afectar de forma significativa el performance global de la

voladura, reduciendo la eficiencia del avance y comprometiendo la calidad de los resultados obtenidos.

4.2.3.3.1 Preparación de cebo

Durante la evaluación en campo vinculada a este aspecto, se identificaron los siguientes desvíos operativos:

- No se emplea punzón de cobre o plástico para el cebado.
- Se detectó el uso de cebos trenzados, práctica que no está contemplada en el PETS.
- El procedimiento de cebado no es estándar, ya que la ubicación del detonador varía según el criterio del maestro cargador.
- El trenzado manual deteriora la consistencia del cartucho, afectando su integridad.

De todas estas prácticas, la más recurrente en las labores visitadas corresponde al mal cebado de los cartuchos. Si bien esta práctica implica un riesgo operativo y de seguridad, el mayor impacto se observa en el desempeño del explosivo, dado que, al no colocarse el fulminante en dirección paralela al eje de la columna de carga, la iniciación se produce con una cantidad reducida de energía. Este escenario puede incluso derivar en la presencia de tiros floreados, caracterizados por una detonación incompleta o fuera del cartucho, donde por falta de simpatía se pierde el taladro y, en consecuencia, la eficiencia del disparo.

En la figura que se presenta a continuación se ilustra un ejemplo de una preparación incorrecta del cebo, confirmando las deficiencias observadas en campo.

Figura 37

Preparación inadecuada del cebo AC 6204 Nv.4265



Nota. Fuente: Elaboración propia.

La observación realizada en relación con la preparación inadecuada del cebo se encuentra respaldada por lo señalado en el Manual de Voladura de EXSA S.A. (p. 147), en el cual se especifican las prácticas correctas y las restricciones asociadas a este procedimiento. En la ilustración que se presenta a continuación se muestra la referencia contenida en dicho manual, la cual sustenta la importancia de aplicar un método estandarizado de cebado que garantice tanto la seguridad operativa como el óptimo desempeño del explosivo en campo.

Figura 38

Correcta preparación de cebo



Nota. Fuente: EXSA (2018)

Por lo tanto, con lo referenciado en la imagen anterior queda claro que, el método trenzado es inadecuado para emulsiones encartuchadas.

4.2.3.3.2 Preparación de cartuchos

Durante las inspecciones realizadas en los frentes de avance se identificó el uso de dos diámetros de perforación predominantes: 45 mm y 51 mm. Si bien estas dimensiones facilitan el ingreso de los tubos de carguío, presentan como desventaja un menor aprovechamiento de la energía del explosivo debido al desacoplamiento existente entre el cartucho y la pared del taladro.

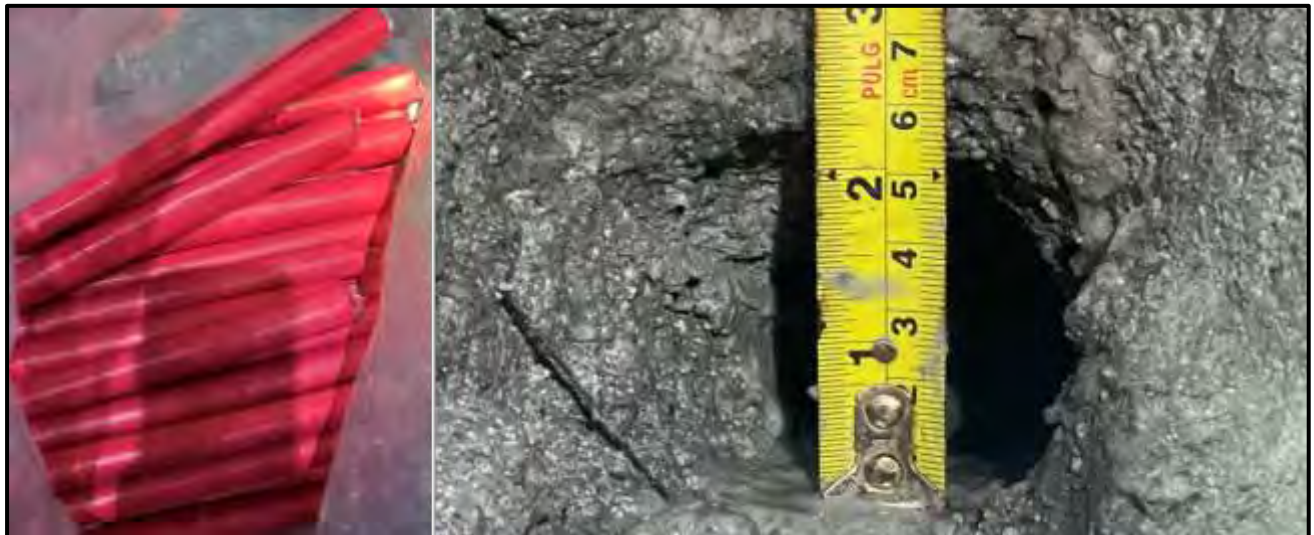
Para mitigar esta condición, resulta recomendable la práctica de realizar cortes axiales en los cartuchos, lo cual incrementa el grado de acoplamiento con el taladro al momento del confinamiento de la carga explosiva, optimizando así la transferencia de energía hacia el macizo. Sin embargo, tras la inspección en campo, se constató que no se encontraron carguíos en los que se

aplicara el corte longitudinal a los cartuchos, lo que evidencia una ausencia de esta práctica operacional.

La figura que se presenta a continuación ilustra de manera esquemática lo descrito.

Figura 39

Cartuchos sin corte longitudinal en taladros de 51mm AC 6204 Nv.4265



Nota. Fuente: Elaboración propia.

4.2.3.3.3 Atacador de cartuchos

Para la inyección de cartuchos en los taladros es indispensable el uso de un atacador de madera, cuya función principal es garantizar un adecuado confinamiento del explosivo dentro del barreno, condición necesaria para maximizar la energía potencial liberada durante la detonación.

En las inspecciones realizadas en la mina se identificaron deficiencias en los atacadores utilizados, siendo la más crítica la longitud insuficiente (3 m) en relación con los taladros de 13 pies (3.9 m). Esta limitación impide que el cebo pueda colocarse en el fondo del taladro, lo que obliga a los operadores a emplear cartuchos previos como soporte (práctica conocida como “cama”). Sin

embargo, este procedimiento genera un confinamiento deficiente en la carga de fondo, lo cual reduce la energía transmitida al burden inicial, comprometiendo así la eficiencia de la voladura y afectando directamente el avance proyectado.

Figura 40

Atacador de longitud inadecuada AC 6204 Nv.4265



Nota. Fuente: Elaboración propia.

Otro aspecto a tener en cuenta para los atacadores es la punta de diámetro inadecuado, se constató que algunos atacadores presentan una punta con diámetro inferior al requerido, lo que impide ejercer un empuje uniforme sobre el cartucho, ocasionando demoras en el proceso de carguío y dificultando un confinamiento óptimo.

Adicionalmente, durante la evaluación en campo se observó que la frecuencia de carguío habitual es de tres cartuchos por inserción, aunque en algunos casos se llegó a cargar hasta cuatro cartuchos de manera simultánea. Esta práctica afecta negativamente el confinamiento del explosivo en el taladro, ya que genera espacios no controlados y disminuye la continuidad de la columna de carga.

Como consecuencia, se produce una disminución en la presión de taladro, debido a que la velocidad de detonación (VOD) cae bruscamente. Dado que la presión de taladro depende de la VOD de manera cuadrática, esta reducción impacta de forma directa en la eficiencia de la voladura, limitando la capacidad del explosivo para fracturar el macizo rocoso.

En resumen, los parámetros descritos reflejan una incidencia directa en el performance de las voladuras en desarrollos horizontales. Cabe resaltar que, al tratarse de aspectos operativos, son parámetros controlables y susceptibles de mejora mediante estandarización y supervisión. No obstante, también existen variables no controlables, como las condiciones geológicas y estructurales del macizo, que igualmente influyen en los resultados de la voladura y deben ser considerados en la evaluación integral del proceso.







4.3 Propuesta de mejora en perforación y voladura en labores horizontales

4.3.1 Mejoras operativas en perforación

Para la aplicación de las mejoras operativas en perforación, se consideraron íntegramente las falencias previamente identificadas. Una proporción relevante corresponde a brechas netamente operativas: pintado deficiente de la malla, omisión del marcado del arranque por ausencia de plantillas estandarizadas y de mecanismos de apoyo para asegurar la correcta aplicación del diseño en el frente, uso inadecuado de guidores de perforación, entre otras. Tales desviaciones impactan de forma directa el performance de los disparos programados por turno. Aun cuando la reingeniería del diseño esté correctamente formulada, descuidar la ejecución operativa conduce sistemáticamente a resultados subóptimos. Por ello, la efectividad de la mejora requiere estandarización, control y verificación en campo de cada etapa crítica del proceso (trazo, arranque, paralelismo, carguío, etc.). En la tabla siguiente se presentan las condiciones previas y vigentes de la Operación Unitaria de Perforación.

Tabla 10

Mejoras operativas en perforación

Perforación	Antes	Ahora
Pintado de Malla de Perforación		
	Deficiente pintado	Pintado completo en corona y hastial
Marcado de la plantilla del Arranque		
	No existen plantillas. Solo usan flexómetro	Plantillas por tipo de roca
Uso de guidores		

Nota. Fuente: Elaboración propia.

4.3.1.1 Re ingeniería al diseño de malla de perforación

Con base en los diseños preestablecidos, se define como prioridad la optimización del diseño de la malla de perforación. Para el análisis se selecciona la sección 4,5 m × 4,5 m en roca tipo IVA, por constituir el escenario de mayor incidencia operativa: más del 90 % de los disparos se ejecutan bajo esta geometría y condición geomecánica. La evaluación focalizada en estos dos parámetros asegura representatividad estadística, orienta la reducción de variabilidad y maximiza el impacto de las mejoras en los indicadores clave de desempeño (avance, control geométrico y fragmentación).

4.3.1.1.1 Aplicación del modelo matemático de Holmberg para diseño de malla

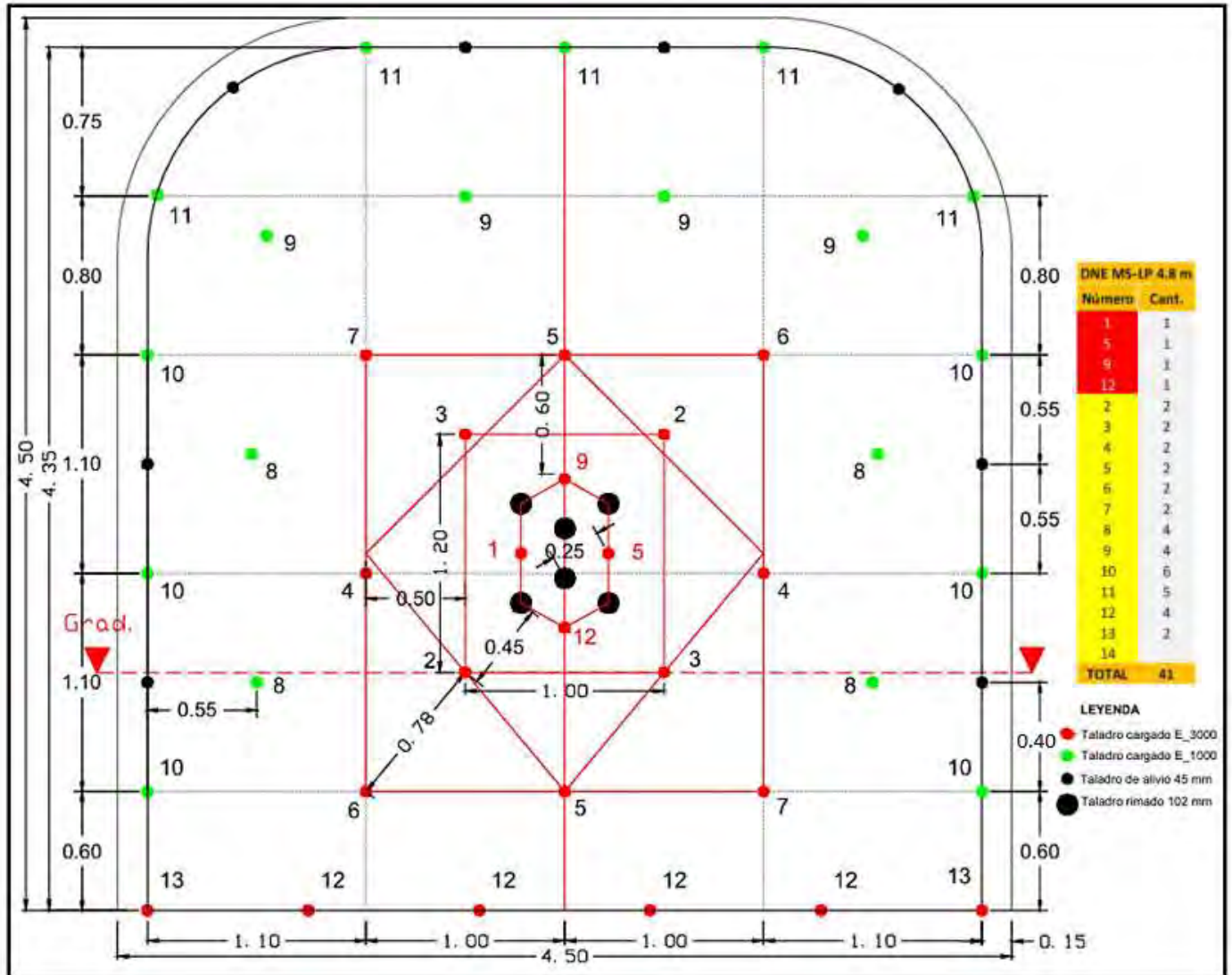
El nuevo diseño de malla se fundamentará en el modelo empírico de Holmberg, que proporciona una primera aproximación operativa a las condiciones de campo. Dado su carácter empírico, el diseño deberá ajustarse y calibrarse a las condiciones reales del macizo (geometría, clase geomecánica, presencia de agua, esfuerzos in situ) y refinarse iterativamente a partir de la ejecución de pruebas piloto y de los indicadores de desempeño (avance, sobrerotura, P80, PPV).

Este esquema garantiza la adaptación progresiva del modelo a la realidad operativa y la convergencia hacia un diseño óptimo bajo las condiciones geológicas y operacionales de la Unidad.

Finalmente, el diseño obtenido después de realizar la aplicación del modelo matemático de Holmberg fue el siguiente.

Figura 41

Diseño de malla por Holmberg 4.5m x 4.5m - IVA



Nota. Fuente: Área de P&V Mina Inmaculada.

Con el burden y el espaciamiento definido conforme al modelo de Holmberg, se procede al diseño de carga de la malla (selección de explosivo, concentración lineal, esquema de deckeo y stemming) y a la definición de la secuencia de retardos por anillos/fases, priorizando control de daño en perímetro y eficiencia de arranque.

Figura 42

Diseño de carga para la malla 4.5m x 4.5m - IVA



Nota. Fuente: Área de P&V Mina Inmaculada.

Para la programación de retardos se emplearon detonadores pirotécnicos de periodo corto y periodo largo, con el objetivo de reducir la duración total del disparo mediante el acortamiento y optimización de los intervalos. Esta estrategia busca disminuir la superposición de frentes de onda, limitar la carga operante por retardo y, en consecuencia, reducir el daño periférico en el contorno (véase Figura 41).

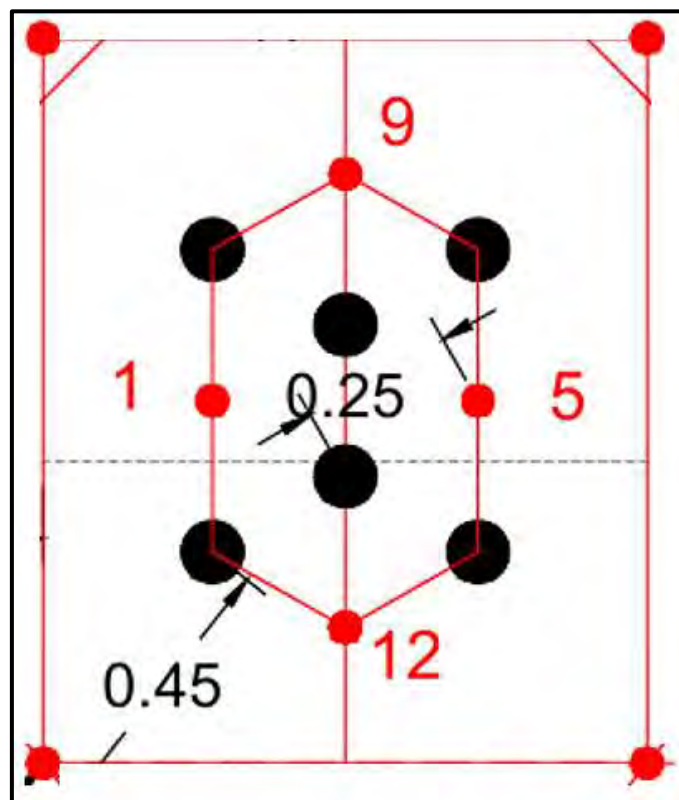
4.3.1.1.1 Bondades de los nuevos diseños de mallas de perforación

En el área de Perforación y Voladura (P&V) de la empresa contratista —responsable de la ejecución de los frentes de avance horizontal— no se encontraron diseños validados e íntegros para las distintas secciones, sino mallas desactualizadas y sin sustento técnico. En consecuencia, se prioriza la formulación de nuevos diseños y la corrección sustancial de las mallas existentes. Para

asegurar comparabilidad técnica y control de costos, el estudio mantendrá, en lo posible, el mismo número de taladros por sección y la misma cantidad total de explosivo respecto a la práctica vigente; esto evita que la mejora quede “contaminada” por variaciones que alteren los costos por voladura. Bajo este criterio, los nuevos diseños adoptarán un mismo esquema de arranque y una configuración de carga de fondo uniforme, aprovechando sus ventajas operativas y de control de daño; el diseño de arranque seleccionado será el que se detalla a continuación.

Figura 43

Diseño de arranque para las nuevas mallas propuestas



Nota. Fuente: Área de P&V Mina Inmaculada.

El diseño completo de las nuevas mallas de perforación se presenta en el Anexo 4 de este trabajo.

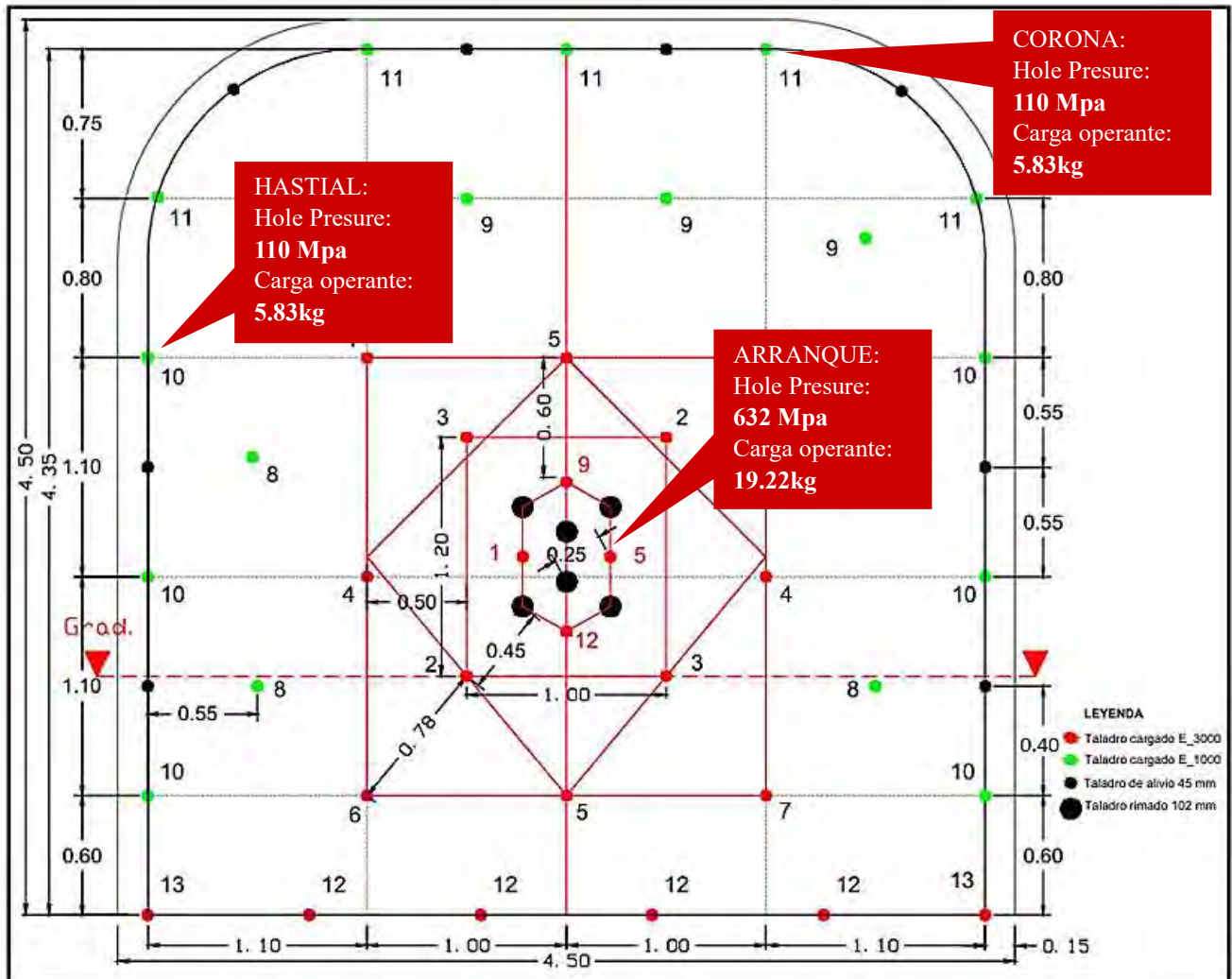
4.3.2 Mejoras operativas en Voladura

4.3.2.1 Análisis de presión de taladro para el nuevo diseño

En este acápite se desarrollará el análisis de la presión de taladro empleando el algoritmo de Carlos R. Scherpenisse, siguiendo la misma lógica aplicada al diseño de malla estándar. El estudio se focaliza en cuantificar y comparar las presiones efectivas en pared para los taladros de arranque, hastiales y corona, incorporando el efecto de desacoplamiento geométrico $(dc/dh)^m$ y los factores de eficiencia de campo (confinamiento, continuidad de carga y condiciones del taladro). Esta evaluación permitirá contrastar los valores obtenidos con los umbrales operativos (p. ej., control de contorno ≈ 100 MPa) y sustentar los ajustes de diseño necesarios por zona (carga lineal, espaciamiento y temporización).

Figura 44

Análisis de presión de taladro para el nuevo diseño



Nota. Fuente: Elaboración propia.

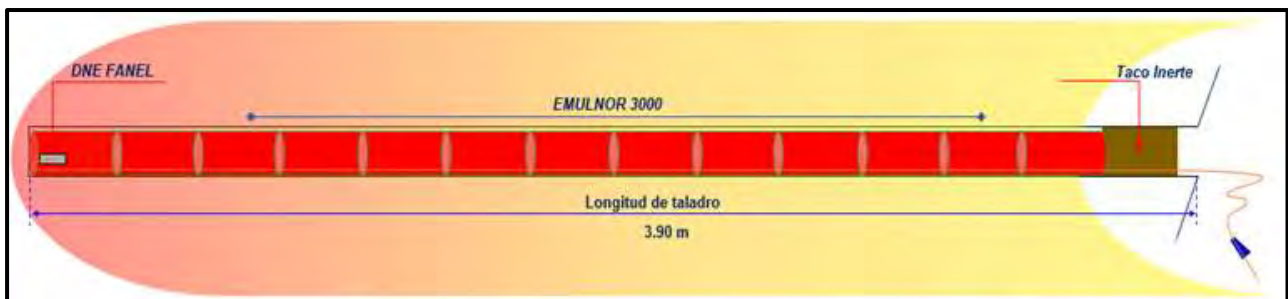
En contraste con el diseño estándar, el rediseño sitúa las presiones efectivas en taladros periféricos (corona y hastiales) dentro del rango de 100–120 MPa, valor objetivo para voladura controlada. Mantener P_{bh} en ese intervalo favorece el control de daño en contorno, reduce la sobrerotura y preserva la geometría de diseño, sin comprometer la continuidad del avance.

4.3.2.2 Diseño de carga modificado en arranque

Dado que las presiones de arranque resultan insuficientes para fracturar de forma efectiva la andesita de comportamiento elástico predominante en la Unidad Minera Inmaculada, se reformula el diseño del arranque incrementando la concentración lineal de carga con 13 cartuchos de Emulnor 3000 (1¼" × 12"): 1 cartucho de cebo y 12 cartuchos en columna continua. Esta configuración, al emplear un explosivo de mayor VOD y densidad, incrementa la presión de taladro P_{bh} para un mismo acoplamiento geométrico, favoreciendo el inicio del fracturamiento y la generación de la primera cara libre.

Figura 45

Diseño de arranque modificado



Nota. Fuente: Elaboración propia.

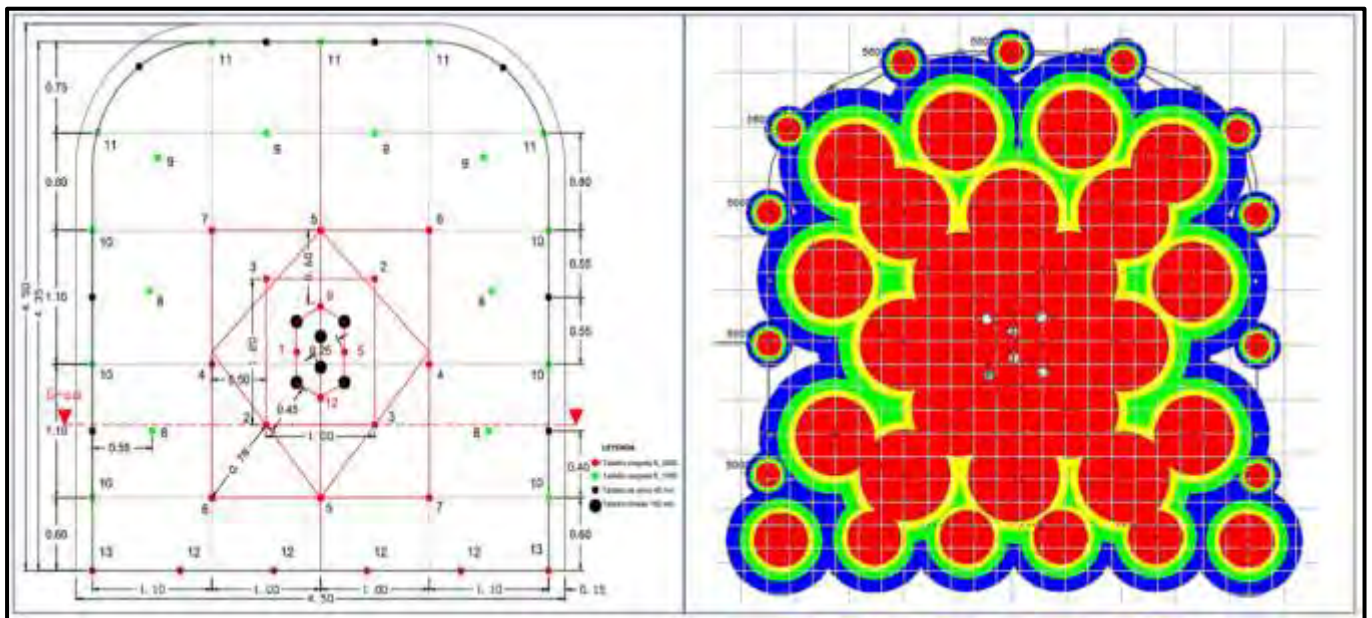
4.3.2.3 Análisis energético

El análisis energético del nuevo diseño evidencia una distribución adecuada de energía en los taladros de arranque y de ayuda, coherente con el objetivo de generar y propagar la cara libre. En contraste, los taladros periféricos deben operar con una menor densidad energética para proteger el contorno y evitar sobre-daños posteriores a la voladura. En consecuencia, se implementan criterios de modulación de energía en perímetro (carga espaciada/deckeada, desacoplamiento efectivo y retardos diferenciales de mayor periodo).

Para verificar y afinar el desempeño del esquema, la malla propuesta será simulada en JK Simblast – paquete 2D Face, con el fin de evaluar: (i) mapas de energía específica por anillo, (ii) gradientes de presión efectiva hacia el perímetro, (iii) carga operante por retardo y (iv) riesgo de daño de contorno en función de la secuencia. Los resultados de la simulación servirán para ajustar B/S locales, stemming y temporización antes de la prueba piloto en campo.

Figura 46

Distribución energética de la propuesta de malla



Nota. Fuente: Área de P&V Mina Inmaculada.

Como se observa en la Figura 43, el mapa de distribución energética evidencia un máximo de concentración en la zona central de la sección, condición que favorece la generación y propagación de la primera cara libre y eleva el desempeño del disparo (mayor eficacia de avance y fragmentación objetivo). En los taladros periféricos, la modulación de energía (carga espaciada/deckeada y retardos diferenciales) mantiene un gradiente decreciente hacia el contorno,

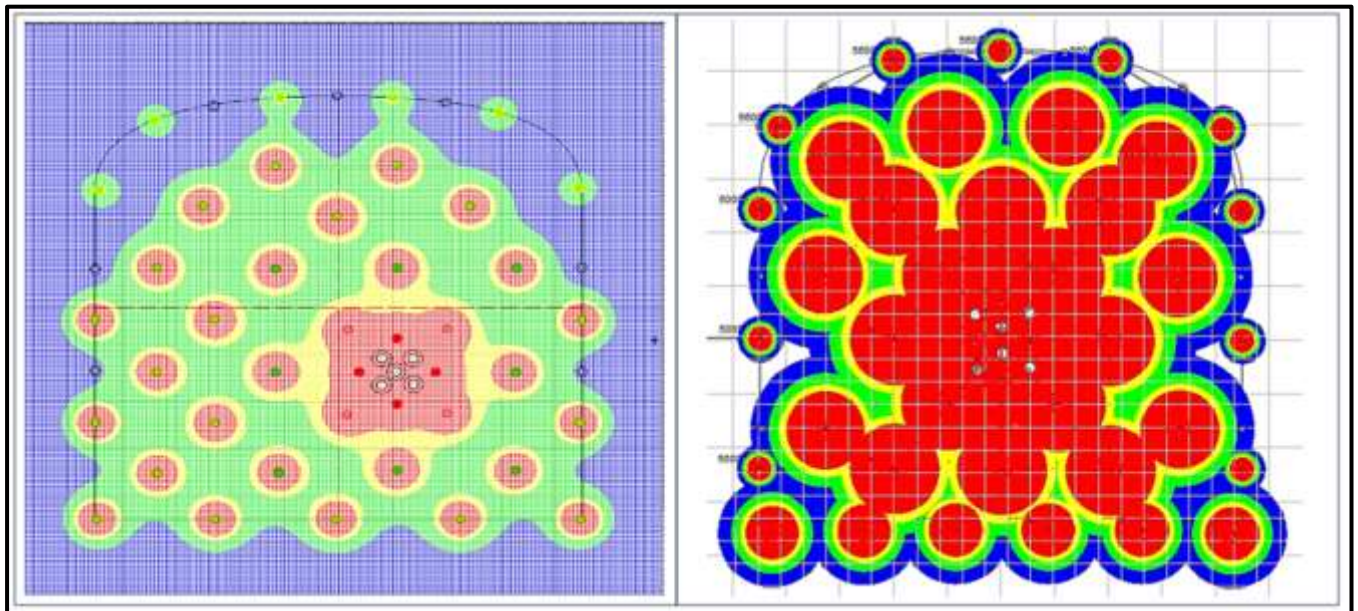
lo que se traduce en un control de daño adecuado y, por tanto, en sobrerotura nula o controlada respecto a la geometría de diseño.

4.3.2.3.1 Análisis comparativo del diseño anterior y el nuevo diseño

A continuación, se presenta un análisis comparativo de ambos diseños de malla de perforación, destacando las distribuciones energéticas resultantes y su implicancia en arranque, producción y control de contorno.

Figura 47

Análisis comparativo de la distribución energética Estándar vs Nuevo diseño.



Nota. Fuente: Área de P&V Mina Inmaculada.

De la figura 44 podemos señalar lo siguiente:

- El diseño estándar no asegura un fracturamiento intenso y continuo a partir de la segunda ayuda, situación que compromete el desempeño global del disparo frente al nuevo diseño, el cual mantiene una concentración energética suficiente para la propagación de la cara libre.

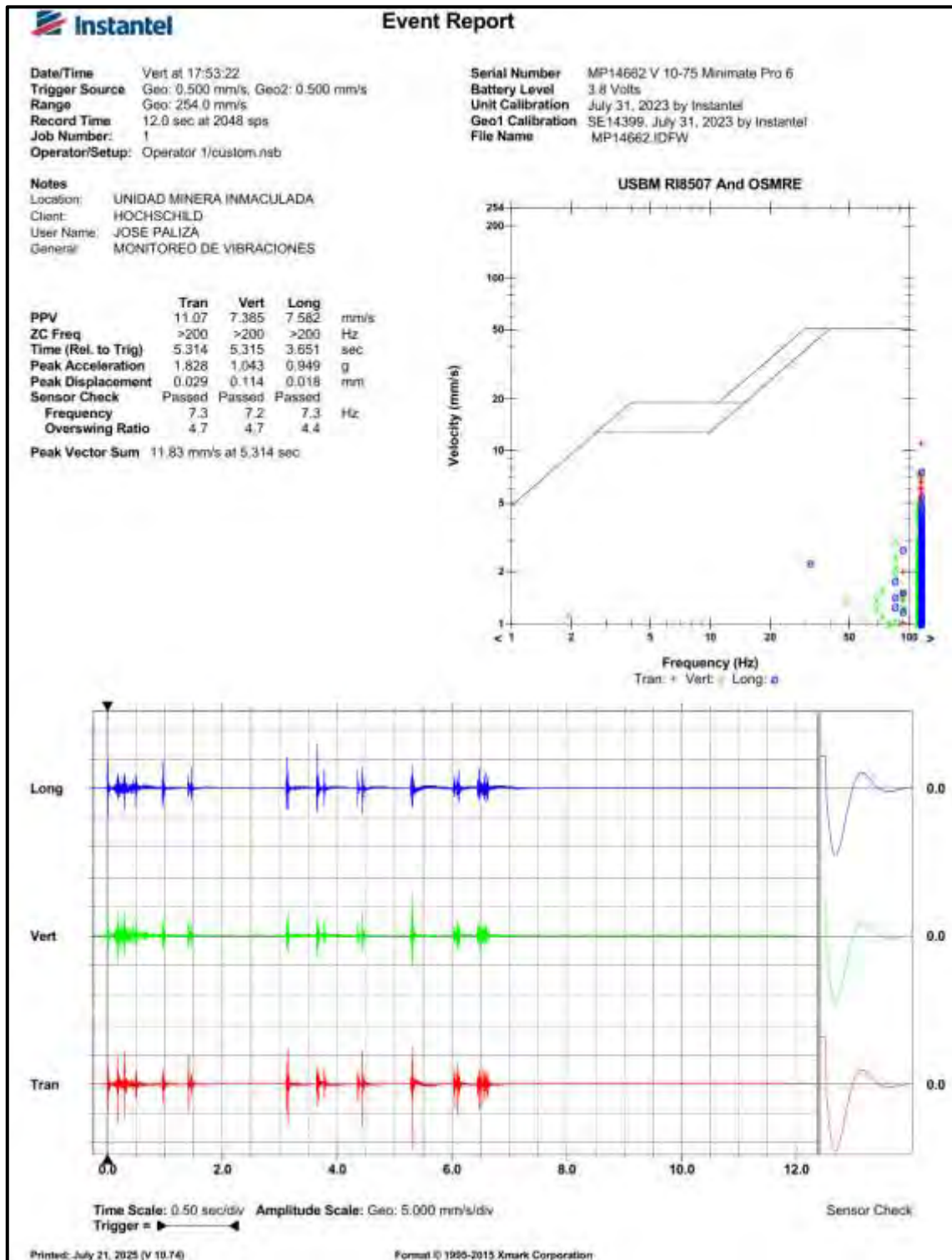
- Aunque en ambos diseños se aplica voladura controlada en corona, en el diseño estándar, los halos de energía no alcanzan de forma consistente el límite del contorno. Este déficit sugiere que la energía disponible del explosivo sería insuficiente, incrementando la probabilidad de disparos anillados y de un perfilamiento deficiente de la labor. En contraste, el nuevo diseño evidencia un gradiente energético más adecuado hacia el perímetro, favoreciendo el control de daño y el cumplimiento geométrico del contorno.

4.3.2.4 Análisis y registro de VPP para diseño de malla propuesto

En forma análoga al diseño de malla estándar, se procede a evaluar el tren de ondas y el desempeño del disparo para la malla propuesta. Para ello se ejecuta una voladura piloto aplicando el nuevo diseño y el esquema de voladura controlada (perímetro), a fin de registrar y analizar la respuesta vibracional y la eficiencia operativa bajo condiciones reales de campo.

Figura 48

Registro de VPP de voladura ejecutada con el nuevo diseño de malla para el BP4200

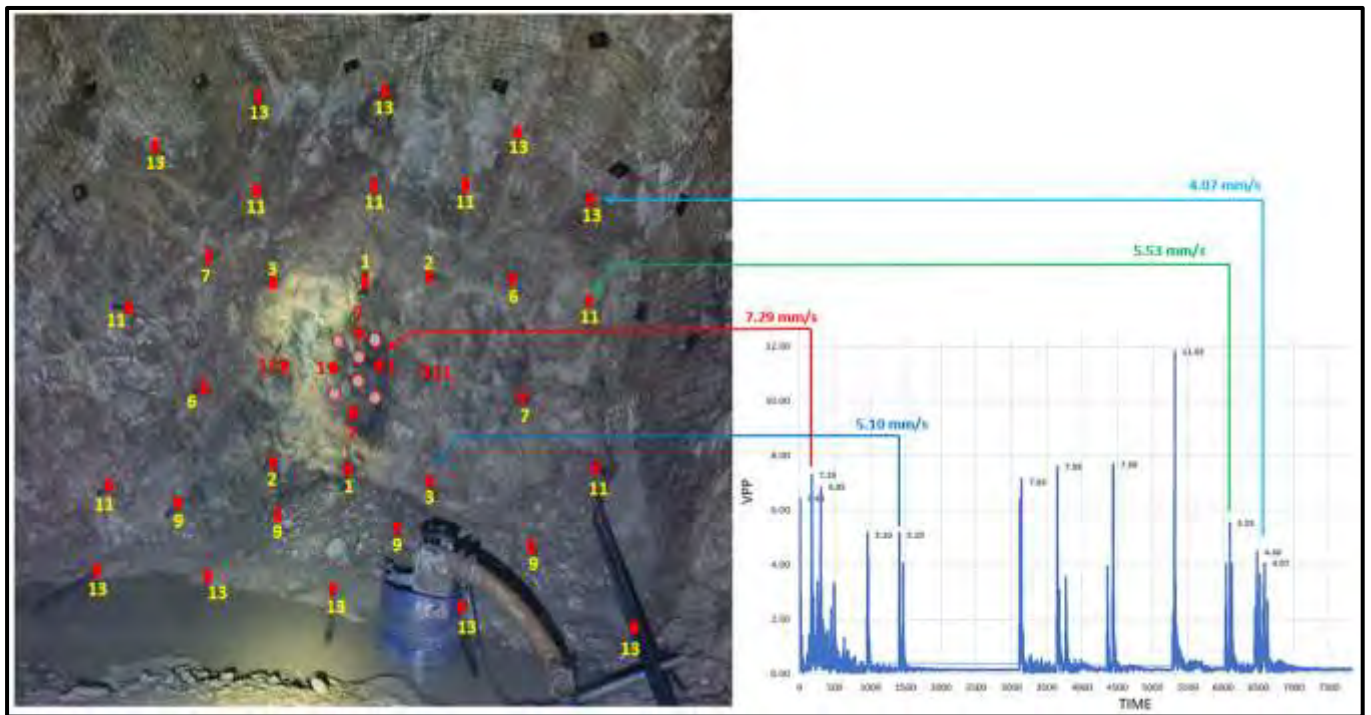


Nota. Fuente: Área de P&V Mina Inmaculada.

Se ejecutó una voladura piloto en el BP 4200 del Nivel 4200, obteniéndose resultados favorables. La prueba incorporó monitoreo sismográfico para evaluar el performance del disparo y el comportamiento del tren de ondas, registrando la velocidad pico de partícula (VPP) por retardo y analizando la amplitud de la señal en todos los paquetes de taladros. Se aplicó el diseño de malla de perforación junto con el diseño de carga con control de daño en corona y hastiales (carga espaciada/medias cañas). A continuación, se presenta el replanteo en el frente y los resultados de VPP obtenidos por cada retardo.

Figura 49

Monitoreo sismográfico en voladura piloto BP 4200 del Nivel 4200



Nota. Fuente: Elaboración propia.

En el diseño de malla propuesto, la carga operante de los taladros de arranque genera niveles de VPP consistentemente más altos que los taladros periféricos. En contraste, las VPP en corona y hastiales se mantienen notablemente inferiores, conforme a lo esperado por la voladura controlada

aplicada en el perímetro, lo que respalda el control de daño y la preservación del contorno. Esta implicancia operativa hace que el gradiente de vibraciones (arranque > ayudas/producción > perímetro) confirme una modulación energética adecuada, alineada con los objetivos de eficiencia de avance y mínimo daño periférico.

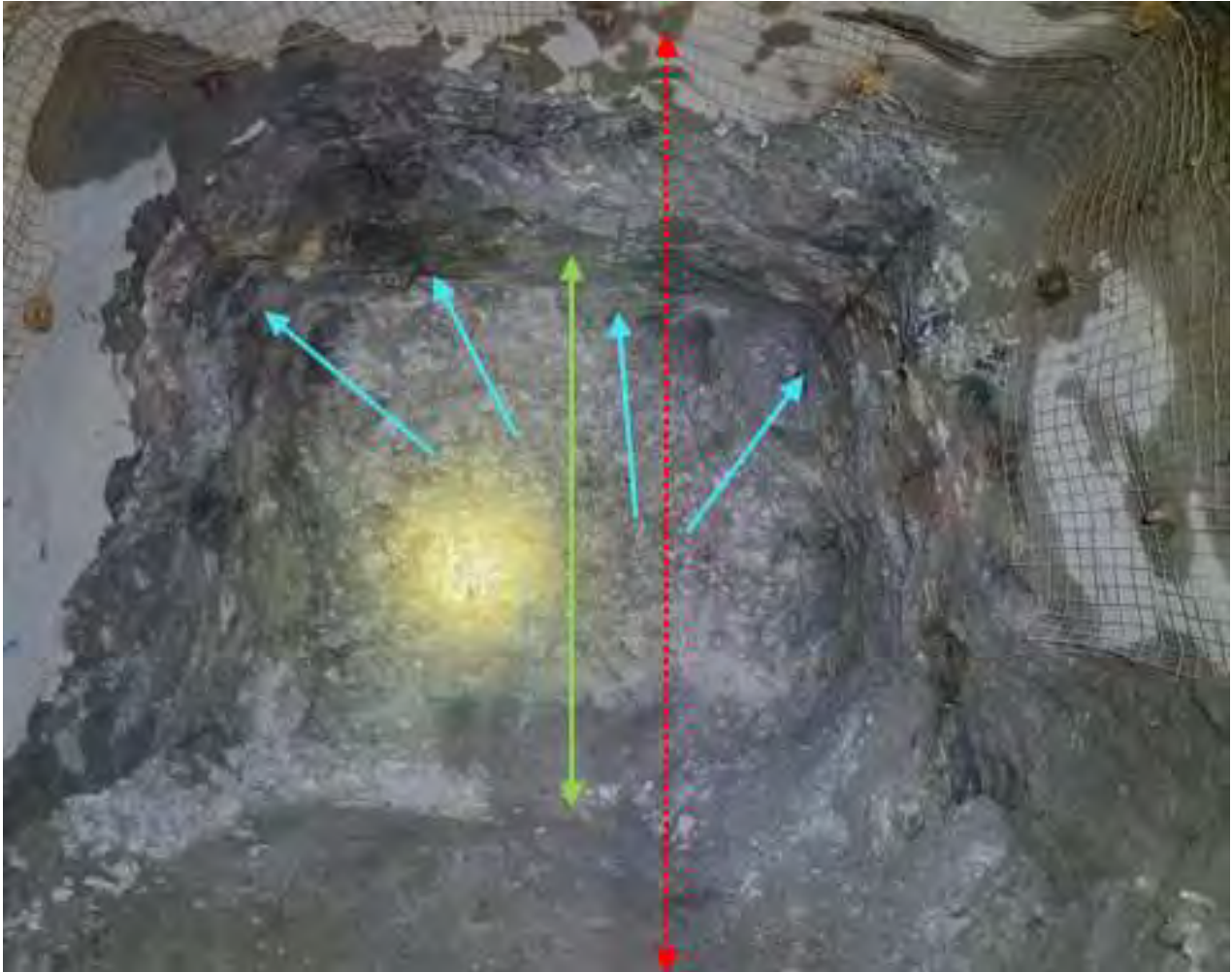
- Arranque: 07.29 mm/s
- Hastiales: 5.53 mm/s
- Corona: 4.07 mm/s

La ejecución de esta voladura piloto se realizó sobre roca de tipo IVA y longitud efectiva de perforación de 3.90m, los resultados fueron los siguientes:

- Labor: Bp 4200
- Nivel: 4200
- Sección plan: 4.5m x 4.5m
- Sección Real: 4.6m x 4.6m
- Perforación: 13 ft (3.90m)
- Avance obtenido: 3.90m
- Eficiencia del disparo: 100 %
- Sobrerotura: 4%

Figura 50

Resultado de voladura piloto con la implementación del nuevo diseño Bp4200



Nota. Fuente: Elaboración propia.

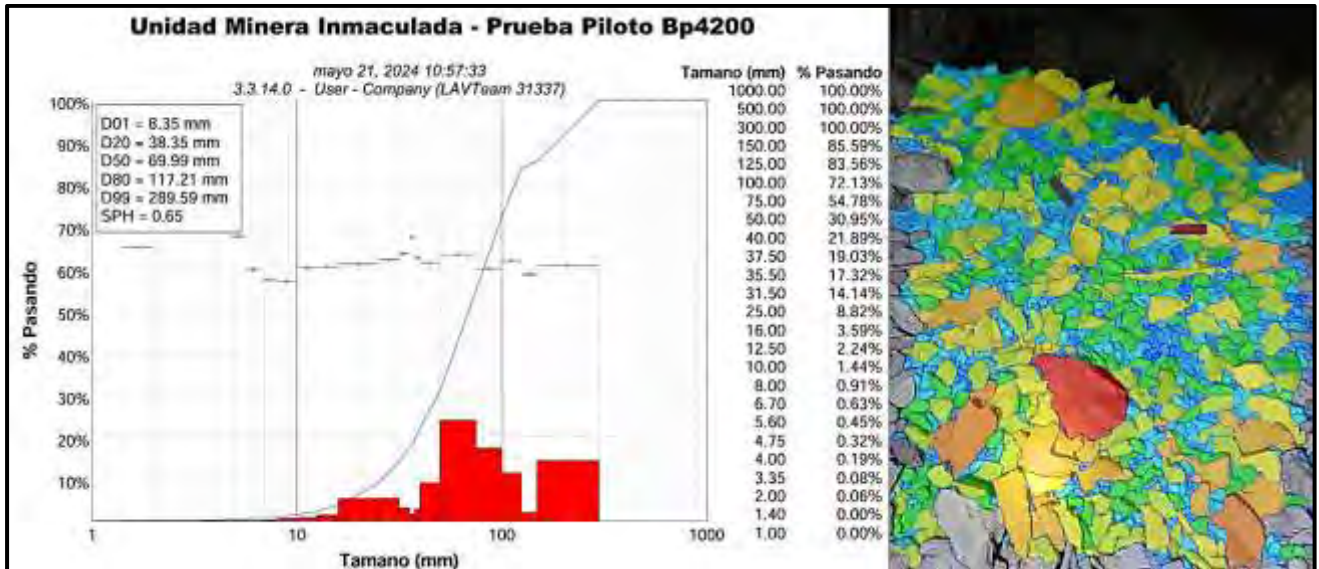
4.3.2.5 Análisis granulométrico para el nuevo diseño de malla

Los resultados del análisis granulométrico para la nueva malla de perforación son consistentes y favorables: se obtuvo un $P_{80} = 117,21 \text{ mm}$ ($\approx 4,62''$). En comparación con el diseño estándar previamente utilizado ($P_{80} = 302,62 \text{ mm} \approx 12''$), esto implica una reducción absoluta de $185,41 \text{ mm}$ y una mejora del $61,3 \%$ en el tamaño característico ($\approx 2,58\times$ más fino). Este desempeño es coherente con la mejor distribución energética del disparo de prueba (modulación de carga por

anillos, secuencia de retardos y control de contorno), y se traduce en mayor eficiencia de conminución aguas abajo y menor retrabajo en manejo de material.

Figura 51

Análisis granulométrico para disparo piloto Bp4200



Nota. Fuente: Área de P&V Mina Inmaculada.

CAPÍTULO V

5 ANÁLISIS DE RESULTADOS

5.1 Resultados preliminares en fase de evaluación

5.1.1 Avance por disparo

El avance por disparo (o avance por voladura) es un indicador crítico de desempeño en desarrollos horizontales, pues para la empresa contratista constituye su “negocio principal” o principal fuente de valorización: una fracción relevante de los costos facturados depende del avance efectivo logrado en un periodo de tiempo. En el caso de la Obra Inmaculada, dada la heterogeneidad de secciones y tipos de labor, se recomienda segmentar el análisis del indicador por contexto operativo para evitar sesgos y asegurar comparabilidad técnica.

5.1.1.1 Avance por disparo por tipo de sección

En este apartado se evalúa el avance por disparo segmentado por tipo de sección en la fase de evaluación, analizando los resultados previos a la implementación de mejoras durante la etapa de pruebas piloto. La tabla siguiente sistematiza la información de referencia para establecer la línea base de desempeño.

Tabla 11*Incidencia de disparos por tipo de labor*

Tipo	Long Tal (m)	Avance/Disp	Eficacia	N° Disparos	FR	FA
BP 4.50 x 4.50	3.89	3.20	82%	214	44%	44%
SN 4.50 x 4.50	3.97	3.40	85%	60	12%	56%
CA 4.50 x 4.50	3.96	3.36	85%	59	12%	68%
AC 4.50 x 4.50	3.92	3.38	86%	41	8%	77%
RP 4.50 x 4.50	3.95	3.20	81%	40	8%	85%
CX 4.50 x 4.50	3.93	3.78	96%	21	4%	89%
CA 4.00 x 3.50	3.95	2.98	76%	19	4%	93%
CX 3.50 x 3.50	4.02	3.38	84%	10	2%	95%
CA 4.50 x 4.00	3.96	3.33	84%	9	2%	97%
AC 4.00 x 4.00	3.85	3.15	81%	8	2%	99%
CA 6.00 x 4.00	3.66	3.27	89%	3	1%	99%
CA 4.00 x 4.00	3.96	3.45	87%	2	0%	100%
CX 4.50 x 4.00	3.96	3.40	86%	1	0%	100%
SN 4.00 x 4.00	3.96	3.80	96%	1	0%	100%

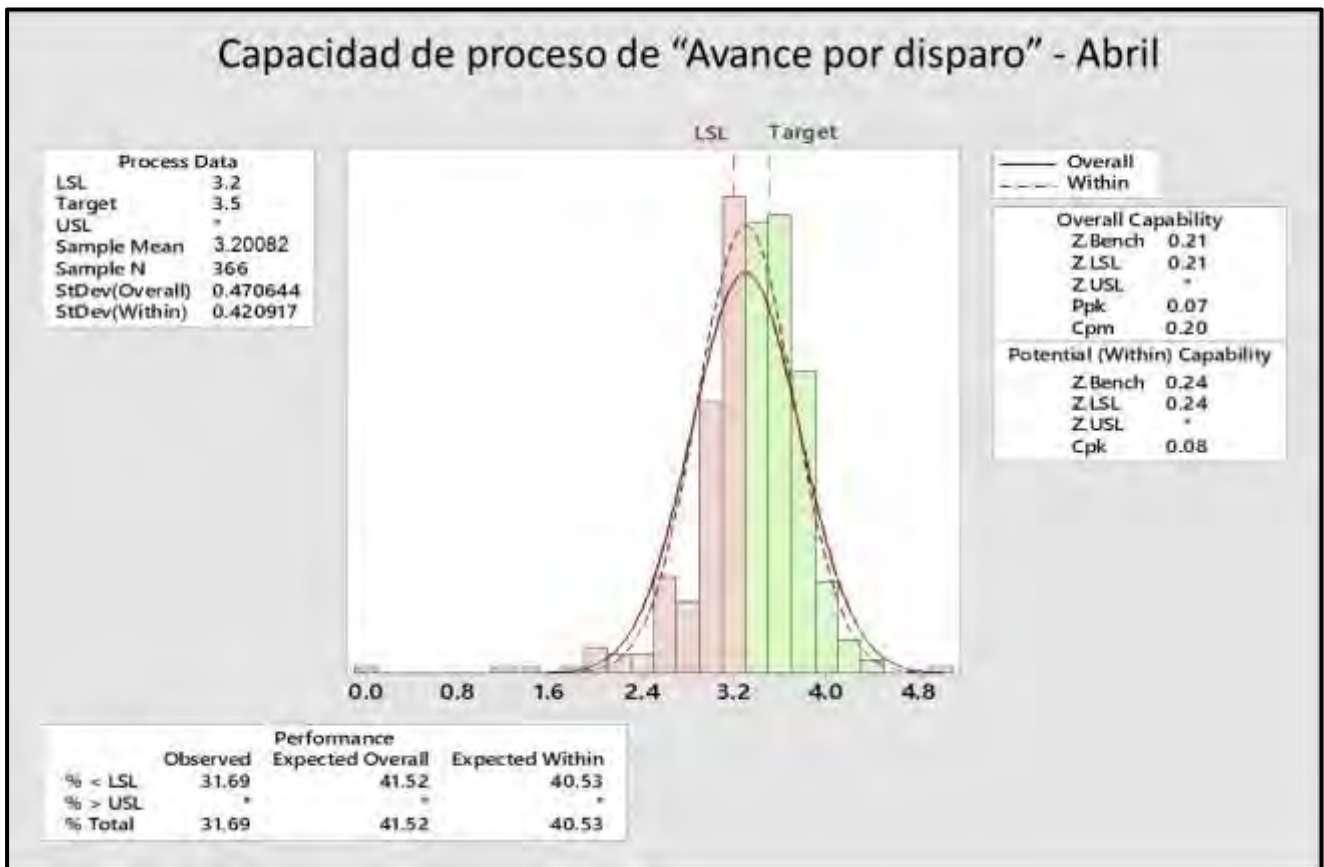
Nota. Fuente: Elaboración propia.

De la tabla 12 se aprecia que existen 6 tipos de labor en rojo que representan cerca del 90% de disparos totales correspondientes al mes de abril de 2024 donde solo se tomaron en consideración los disparos con longitud de barra de 14 pies obviando los disparos puntuales de 10 pies. A partir de esta información, se traza la prioridad de rediseño de mallas de perforación para la etapa de mejora continua posterior a la evaluación de los diseños actuales. El resultado promedio obtenido sobre los disparos ejecutados por la empresa contratista para esta muestra es de 3.20 m/disparo para barras de 14 pies conocido como “disparo puro” y una eficiencia de 82 %.

Cabe señalar que para este análisis se tuvo una muestra de 366 voladuras, de todas ellas se tiene un 31.69% que se consideraron fuera de especificación, es decir, por debajo de 3.2 metros de avance por disparo, esto hace una capacidad de proceso de 68.31%.

Figura 52

Capacidad de proceso de avance por disparo



Nota. Fuente: Área de P&V Mina Inmaculada.

5.1.2 Sobre excavación

Para este estudio fue imprescindible implementar una herramienta de control topográfico que permitiera el seguimiento sistemático de la sobrerotura. La empresa contratista no disponía de un instrumento estandarizado y solo manejaba estimaciones derivadas de mediciones esporádicas

para sus reportes diarios, sin levantamientos detallados por labor. Esta brecha metodológica motivó la ejecución de inspecciones en a fin de cuantificar la sobrerotura.

Tabla 12

Medición de secciones en campo

Sobre Excavación					
Labor	Ancho Plan	Alto Plan	Ancho Real	Alto Real	%
CX6972_NV4400	3.5	3.5	3.8	3.6	10%
	3.5	3.5	3.8	4.0	19%
	3.5	3.5	3.6	3.7	8%
	3.5	3.5	3.6	3.8	10%
	3.5	3.5	3.6	3.9	13%
	3.5	3.5	3.9	3.7	15%
	Promedio				13%
AC6204_NV4265	3.5	3.5	4.0	4.0	23%
	3.5	3.5	4.0	3.9	21%
	3.5	3.5	3.9	3.7	15%
	3.5	3.5	3.8	3.9	17%
	3.5	3.5	3.9	3.7	15%
	3.5	3.5	3.7	3.7	11%
	Promedio				17%
BP6499_NV4265	4.5	4	4.8	4.4	15%
	4.5	4	4.9	4.5	18%
	4.5	4	5.1	4.4	20%
	4.5	4	5.1	4.5	22%
	4.5	4	5.3	4.3	21%
	4.5	4	4.9	4.2	13%
	Promedio				18%

Nota. Fuente: Elaboración propia.

Como consecuencia de la sobre excavación generada, es que no existe evidencia de un control de daño al macizo rocoso. En las inspecciones de campo se identificaron cavidades en hastiales compatibles con sobre excavaciones pronunciadas, lo que confirma una transferencia de energía excedente hacia el contorno y un incumplimiento del perfil de diseño. La figura siguiente documenta estas discontinuidades geométricas y respalda la necesidad de modular la energía periférica (carga espaciada, ajustes de B/S, retardos diferenciados, etc.) para restituir el control del contorno y reducir la sobrerotura en labores futuras.

Figura 53

Medición de sección AC6204



Nota. Fuente: Elaboración propia.

Durante el levantamiento de información respecto al metraje de los avances, la empresa contratista estima la sobre excavación obtenida realizando una medición general de las labores desarrolladas en el mes, el cual se muestra a continuación.

Tabla 13

Reporte mensual de sobre rotura

Labor	Sección Proyecto	Sección real	Proyecto	Medido	Sobre Excavado
CA5916SW	3.50 x 3.50	3.80 x 4.00	70.41	79.42	9.01
CX6972SE	3.50 x 3.50	3.70 x 3.90	417.50	447.09	29.59
RP (+)5884	3.50 x 3.50	3.90 x 3.60	521.26	543.11	21.86
CA5846NW	3.50 x 3.50	3.80 x 3.90	158.11	173.89	15.78
AC6466NE	3.50 x 3.50	3.80 x 3.70	754.71	787.48	32.76
RF6469	2.00 x 2.00	2.10 x 2.90	6.05	8.37	2.32
RP (-)6420	3.50 x 3.50	3.80 x 3.70	364.39	380.21	15.82
CA6787NW	3.50 x 4.00	3.80 x 4.20	56.47	58.52	2.05
CA6767SE	3.50 x 4.00	3.70 x 4.30	275.28	284.39	9.12
AC6785SE	3.50 x 3.50	3.80 x 3.80	432.32	463.28	30.96
AC6559SE	3.50 x 3.50	3.80 x 3.70	408.85	426.60	17.75
AC6572SE	3.50 x 3.50	3.90 x 3.80	302.63	332.83	30.21
CA6558NE	3.50 x 3.50	3.60 x 3.90	166.75	173.75	6.99
AC7021SE	3.50 x 4.00	3.80 x 4.10	43.76	44.27	0.51
CA6903SW	3.00 x 3.00	3.10 x 3.20	24.50	24.55	0.05
CA6904NW	3.00 x 3.00	3.20 x 3.20	24.50	25.34	0.84
CA6499NW	3.50 x 3.50	3.90 x 3.60	67.94	70.79	2.85
CA6494NE	3.50 x 3.50	3.80 x 3.70	332.27	346.70	14.43
AC6813NE	4.00 x 4.00	4.50 x 4.20	283.95	304.92	20.97
BP6810NE	4.80 x 4.30	4.90 x 4.70	141.52	143.55	2.03
CH9352	3.00 x 1.50	3.20 x 1.60	42.20	43.65	1.45
CA9352NE	3.00 x 2.40	3.30 x 2.90	13.79	16.67	2.87

RFL229	1.50 x 2.00	1.70 x 2.00	4.54	4.68	0.14
BP6100SW	4.50 x 4.00	4.60 x 4.40	1123.49	1148.45	24.97
RP (-)6630	3.50 x 4.00	3.60 x 4.30	191.99	192.98	1.00
CA6632NW	3.50 x 3.50	3.60 x 3.90	61.76	64.35	2.59
CA7017NW	3.50 x 4.00	3.90 x 4.40	182.11	202.92	20.81
AC7092SW	3.50 x 4.00	3.80 x 4.10	1096.87	1109.69	12.82
SN9072SW	3.50 x 4.00	3.80 x 4.10	104.46	105.68	1.22
CA7052SE	3.50 x 3.50	3.60 x 3.90	229.75	239.38	9.63
RFL365	1.50 x 2.00	1.70 x 2.00	3.93	4.05	0.12
AC7011NW	3.50 x 4.00	3.90 x 4.40	235.75	262.69	26.94
BP7312NW	4.50 x 4.50	4.90 x 4.80	506.39	534.69	28.30
CA7378NE	3.50 x 3.50	3.70 x 3.70	95.11	96.63	1.52
CA7256NW	3.50 x 3.50	3.80 x 3.70	134.64	140.48	5.85
CA7276NE	4.00 x 4.00	4.30 x 4.30	77.44	81.36	3.92
CA7248NW	3.50 x 3.50	3.80 x 3.70	74.11	77.33	3.22
CA7248SW	4.50 x 4.00	4.90 x 4.30	284.96	303.23	18.28
CA7251NE	4.00 x 4.50	4.30 x 4.70	107.09	109.30	2.22
CA7250NE	3.50 x 3.50	3.70 x 3.90	114.87	123.02	8.14
CA6474SW	2.50 x 2.50	2.80 x 2.60	99.57	105.44	5.87
CA7188NW	3.50 x 4.00	3.90 x 4.20	100.23	106.61	6.38
RP (+)7230	4.50 x 4.00	4.90 x 4.20	925.65	962.12	36.47
VE6951SE	3.50 x 3.50	3.80 x 3.90	81.52	89.66	8.14
RP (-)7292	4.50 x 4.00	4.70 x 4.30	711.48	726.21	14.73
CA6947NW	3.50 x 3.50	3.70 x 3.70	161.81	164.39	2.58
CA6947NW	3.50 x 4.00	3.90 x 4.20	70.58	75.08	4.49
RF7432	2.00 x 2.00	2.80 x 2.00	6.05	7.70	1.65
					522.21

Nota. Fuente: Área de Topografía Mina Inmaculada.

5.1.3 Establecimiento de Línea Base

Concluido el análisis preliminar de las operaciones unitarias de perforación y voladura, se establece la línea base de desempeño con los siguientes indicadores:

- Avance puro: 3,20 m por disparo.
- Capacidad de proceso (Avance por disparo): 68,31 %.
- Nivel Sigma del Avance por disparo: 0,24.
- Sobrerotura (sobre excavación): 18 %.

Lectura operativa breve

- El avance puro de 3,20 m define la referencia para comparar pilotos y rediseños de malla.
- Una capacidad del 68,31 % sugiere margen de mejora en paralelismo, B/S, stemming y secuencia.
- El Nivel Sigma = 0,24 evidencia alta variabilidad del proceso; urge estandarización y QA/QC en frente.
- La sobrerotura del 18 % confirma necesidad de modulación energética en perímetro (carga espaciada, retardos largos diferenciales y stemming)

5.2 Resultados preliminares post mejora del proceso

Para este apartado se deja constancia de la ejecución de voladuras piloto orientadas a validar el nuevo diseño de malla, carguío y temporización. Se llevaron a cabo trece (13) disparos piloto con barras de 14 pies y una longitud efectiva de perforación de 3.90m (13 pies) con seguimiento en

campo para asegurar el cumplimiento de los parámetros de perforación y voladura definidos (B/S por Holmberg, paralelismo y simetría, stemming, continuidad de carga e intervalos de retardo). A continuación, se presenta el resumen de los disparos piloto.

Tabla 14*Resultados de la ejecución de pruebas piloto*

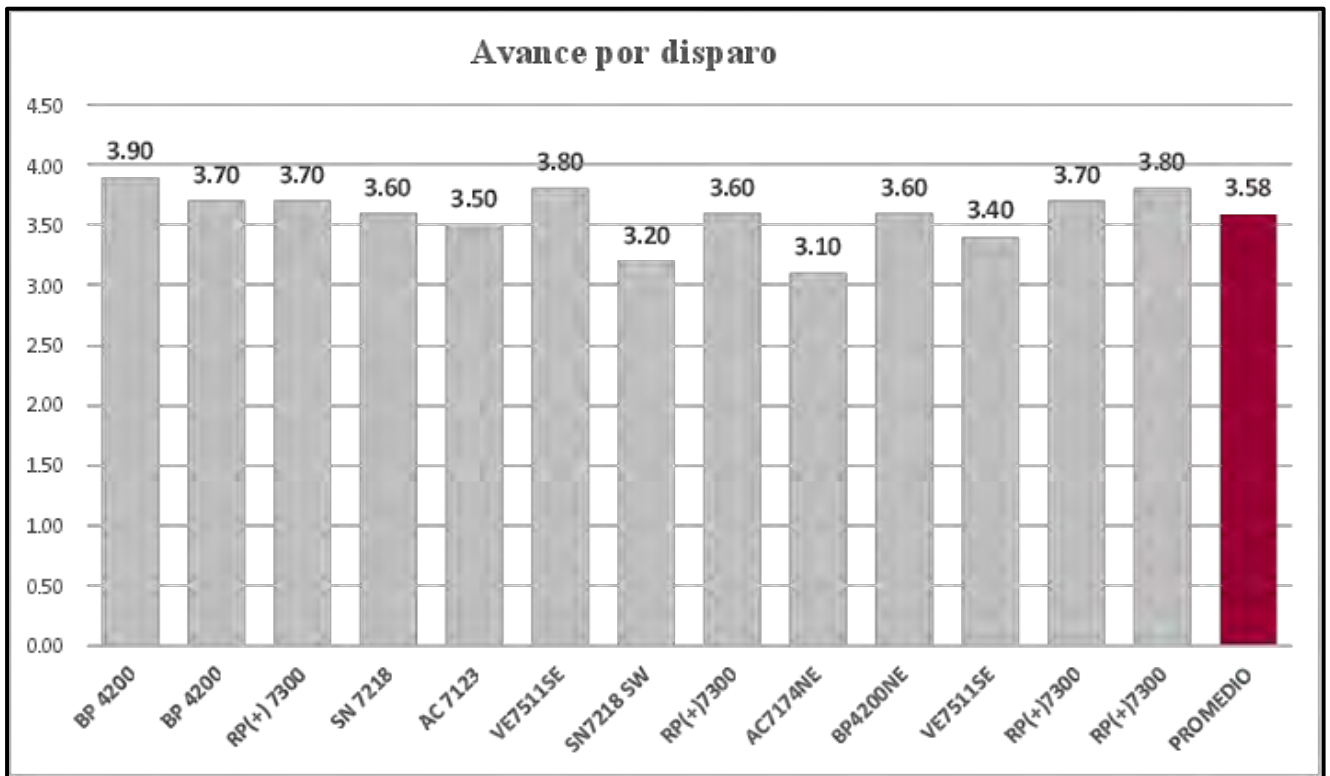
Fecha	Labor	Tipo roca	Ancho plan	Alto plan	Ancho real	Alto real	Avance	Sr%	Emulnor 3000	Emulnor 1000	Kg.	F.c
20/05/24	BP 4200	IVA	4.50	4.50	4.70	4.80	3.90	11%	87.50	25.00	112.5	28.85
20/05/24	BP 4200	IVA	4.50	4.50	5.20	4.50	3.70	16%	87.50	25.00	112.5	30.41
20/05/24	RP(+) 7300	IVA	4.50	4.50	4.40	4.70	3.70	2%	87.50	25.00	112.5	30.41
20/05/24	SN 7218	IVA	4.50	4.50	4.80	4.80	3.60	14%	87.50	25.00	112.5	31.25
20/05/24	AC 7123	IVA	3.50	4.00	3.70	4.20	3.50	11%	62.50	25.00	87.5	25.00
21/05/24	VE7511SE	IVA	4.00	4.00	4.20	4.20	3.80	10%	75.00	25.00	100.0	26.32
21/05/24	SN7218 SW	IVA	4.50	4.50	4.20	4.50	3.20	-7%	87.50	25.00	112.5	35.16
21/05/24	RP(+)7300	IVA	4.50	4.50	4.30	4.50	3.60	-4%	87.50	25.00	112.5	31.25
22/05/24	AC7174NE	IVA	3.50	3.50	3.80	3.80	3.10	18%	60.00	25.00	82.0	26.45
22/05/24	BP4200NE	IVA	4.50	4.50	4.10	4.30	3.60	-13%	87.50	25.00	112.5	31.25
22/05/24	VE7511SE	IVA	4.00	4.00	4.20	4.20	3.40	10%	75.00	25.00	100.0	29.41
22/05/24	RP(+)7300	IVA	4.50	4.50	4.60	4.50	3.70	2%	87.50	25.00	112.5	30.41
22/05/24	RP(+)7300	IVA	4.50	4.50	4.60	4.50	3.80	2%	87.50	25.00	112.5	29.61

Nota. Fuente: Área de Topografía Mina Inmaculada.

Los resultados de las pruebas piloto aportan evidencia sólida del desempeño del nuevo diseño de malla, cuyas ventajas operativas se reflejan de manera consistente en campo. La mejora no solo se manifestó en el avance por disparo, sino también en el control del contorno, con una reducción significativa de la sobrerotura. A continuación, se presenta el resumen consolidado de las voladuras piloto ejecutadas, base para la validación de los KPI y la estandarización del diseño.

Figura 54

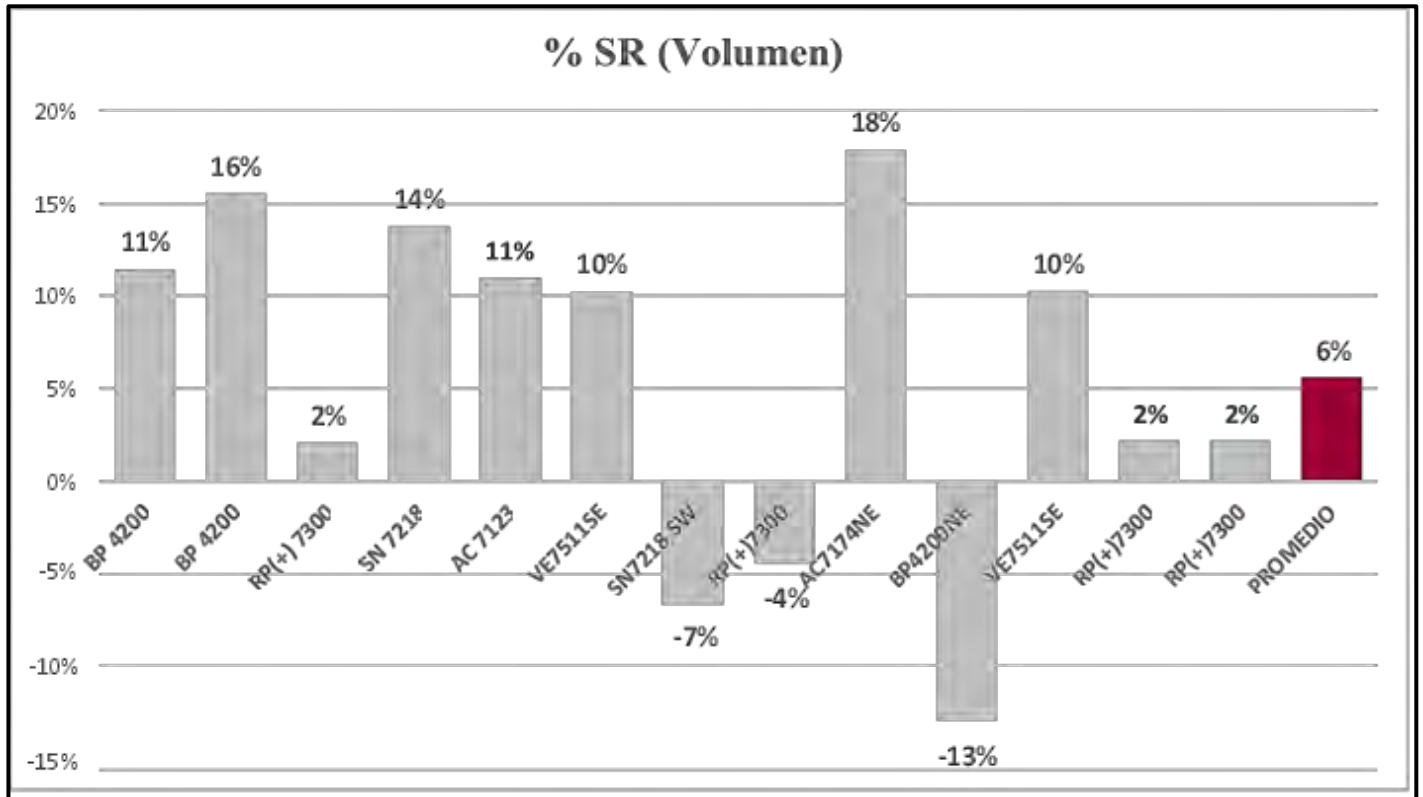
Resultados de la ejecución de las pruebas piloto con el nuevo diseño de malla



Nota. Fuente: Área de Topografía Mina Inmaculada.

Figura 55

Resultados de Sobrerotura



Nota. Fuente: Área de Topografía Mina Inmaculada.

Con base en las nueve voladuras piloto, para perforaciones con barra de 14 ft y longitud efectiva de 13 ft (3,90 m), se obtuvo:

- Avance por disparo (prom.): 3,58 m
- Sobrerotura (prom.): 6 %

En comparación con la línea base (diseño estándar) que señala, 3.20 m de avance y 18 % de sobrerotura, el nuevo diseño muestra:

- +0.38 m de avance por disparo (+11.9 % relativo).
- -12 puntos porcentuales de sobrerotura (reducción relativa \approx 66.7 %).

Tabla 15*Resumen Línea base Vs Pruebas piloto*

Indicador	Línea base (estándar)	Piloto (nuevo diseño)	Mejora
Avance por disparo (m)	3,20	3,58	+0,38 m (+11,9 %)
Sobrerotura (%)	18 %	6 %	-12 pp (-66,7 % rel.)

Nota. Fuente: Elaboración propia.

Estos resultados son preliminares; su sostenibilidad depende del cumplimiento disciplinado de los parámetros operativos (trazo y pintado de malla, paralelismo/simetría, continuidad de carga, retacado y temporización). Se recomienda mantener QA/QC en frente y un ciclo de verificación-ajuste (PPV, P80, eficacia de avance y sobrerotura) cuando se amerite para consolidar las mejoras.

5.3 Análisis de costos

Conforme a la reingeniería del diseño orientada a maximizar el avance por disparo, este apartado emplea precios unitarios por metro de avance para cuantificar el beneficio económico de las mejoras en perforación y voladura. Para la Obra Inmaculada, el precio unitario promedio es S/ 2 800 por metro (\approx US\$ 800/m). Con esta base, se proyecta el impacto económico durante la fase de implementación.

5.3.1 Cálculo del beneficio económico incremental

Para este análisis se contrastó la información del área de costos sobre el número de disparos ejecutados en los últimos meses. Se obtuvo una media de 320 disparos/mes de disparos puros (longitud efectiva de perforación 3,90 m), equivalentes a \sim 80 disparos por semana. Esta tasa es variable y puede incrementarse si el metraje planificado mensual aumenta, elevando

proporcionalmente los disparos semanales y el total mensual. A continuación, se muestra el recuento de disparos totales incluidos disparos cortos (10 pies y 8 pies), disparos para refugio entre otros.

Figura 56

Total de disparos para los meses de febrero y marzo del 2024

CONVENCIONAL	FRENTE_8	6	1.92	1.60	D. INCOMPLETO	12	2.80	MEDIDO	2018
MECANIZADO	D. CORTO	10	3.03	2.80	FRENTE_14	8	2.70	MEDIDO	2091
MECANIZADO	FRENTE_14	13	3.07	3.70	FRENTE_14	13	3.50	MEDIDO	1814
CONVENCIONAL	FRENTE_8	6	1.92	1.50	FRENTE_14	13	3.60	MEDIDO	1849
CONVENCIONAL	FRENTE_6	6	1.51	1.10	D. CURVA	10	3.40	MEDIDO	2552
MECANIZADO	FRENTE_14	13	3.07	3.20	FRENTE_14	13	3.30	ESTIMADO	1983
MECANIZADO	FRENTE_14	13	3.07	3.60	D. CORTO	10	1.90	MEDIDO	1953
MECANIZADO	FRENTE_14	13	3.50	3.90	FRENTE_6	6	1.50	ESTIMADO	1593
MECANIZADO	FRENTE_14	13	3.50	2.80	FRENTE_14	13	3.60	MEDIDO	1903
MECANIZADO	FRENTE_14	13	3.50	3.60	FRENTE_14	12	2.70	MEDIDO	2018
CONVENCIONAL	FRENTE_8	6	1.92	1.80	FRENTE_14	13	3.60	MEDIDO	2051
CONVENCIONAL	FRENTE_8	6	1.92	1.80	FRENTE_14	13	3.30	MEDIDO	1814
MECANIZADO	FRENTE_14	13	3.50	3.80	FRENTE_14	13	3.30	MEDIDO	2552
MECANIZADO	FRENTE_14	13	3.07	4.50	FRENTE_14	13	3.20	MEDIDO	2047
MECANIZADO	D. CORTO	10	3.03	3.30	D. CORTO	10	2.90	MEDIDO	1953
MECANIZADO	FRENTE_14	13	3.50	3.90	D. CORTO	8	2.40	ESTIMADO	2005
MECANIZADO	FRENTE_14	13	3.50	3.30	FRENTE_14	13	3.30	ESTIMADO	1903
MECANIZADO	FRENTE_14	13	3.07	3.30	FRENTE_14	13	3.30	ESTIMADO	2024
MECANIZADO	FRENTE_14	13	3.50	3.30	D. INCOMPLETO	12	3.30	ESTIMADO	2161
MECANIZADO	FRENTE_14	13	3.50	3.30	FRENTE_14	13	3.30	ESTIMADO	1814
MECANIZADO	FRENTE_14	13	3.07	3.30	D. CORTO	10	3.00	ESTIMADO	1953
CONVENCIONAL	FRENTE_8	6	1.92	1.80	FRENTE_6	6	1.50	ESTIMADO	1593
CONVENCIONAL	FRENTE_8	6	1.92	1.80					
CONVENCIONAL	FRENTE_8	6	1.92	1.80					
CONVENCIONAL	FRENTE_8	6	1.92	1.80					
MECANIZADO	FRENTE_14	13	3.07	3.30					
MECANIZADO	FRENTE_14	13	3.50	3.30					
MECANIZADO	FRENTE_14	13	3.07	3.30					
MECANIZADO	FRENTE_14	13	3.07	3.30					
CONVENCIONAL	FRENTE_6	6	1.51	1.50					
CONVENCIONAL	FRENTE_6	6	1.51	1.50					

Recuento: 449	Suma: 1403.10	DIMENSIONES	Incidencias	PRESENTACION	PRESENTACION CIA	PRESENTA ...
					Recuento: 472	Suma: 1541.60

Nota. Fuente: Área de Costos y productividad.

5.3.1.1 Implicancia económica

Previo al análisis presentado, se establecen las siguientes implicancias económicas.

- Mejora de avance por disparo: +0,38 m.
- Precio unitario de avance: S/ 2 800 por m (\approx US\$ 800/m).
- Beneficio por disparo: $0,38 \times 2\,800 =$ S/ 1 064 (\approx US\$ 304).

Beneficio mensual a 320 disparos:

- S/ 340 480/mes (=1 064×320) ≈ US\$ 97 280
- ≈ US\$ 97 280/mes

5.3.1.2 Sensibilidad

Como se indicó líneas arriba, el número de disparos puede variar respecto a lo planificado; se estima una tendencia al alza del ~10 % en promedio. Adicionalmente, existe un objetivo de mediano plazo de alcanzar 400 disparos puros/mes, por lo que la proyección económica deberá tomar como referencia dicho objetivo (y considerar el escenario intermedio de +10 % ≈ 352 disparos/mes).

Tabla 16

Proyección económica anual

Escenario	Disparos/mes	Disparos/año	Beneficio por disparo	Beneficio anual (S/)	Beneficio anual (US\$)
Base	320	3 840	S/ 1 064 (US\$ 304)	S/ 4 085 760	US\$ 1 167 360
+10% carga	352	4 224	S/ 1 064 (US\$ 304)	S/ 4 494 336	US\$ 1 284 096
Alta (400/mes)	400	4 800	S/ 1 064 (US\$ 304)	S/ 5 107 200	US\$ 1 459 200

Nota. Fuente: Elaboración propia.

5.4 DISCUSIONES

Los resultados obtenidos en la presente investigación permiten afirmar que la optimización de los parámetros de perforación y voladura influye de manera directa y significativa en la eficiencia y calidad del avance por disparo en labores horizontales de la Unidad Minera Inmaculada. La discusión se desarrolla contrastando los hallazgos empíricos con las bases teóricas que sustentan las

variables de estudio y con los antecedentes de investigaciones previas, siguiendo los objetivos planteados.

En relación con el primer objetivo específico, orientado a mejorar los indicadores de rendimiento en perforación y voladura, los resultados evidencian un incremento sustancial en el avance por disparo, alcanzando eficiencias superiores al 90 % respecto a la longitud efectiva de perforación. Este comportamiento concuerda con los fundamentos teóricos expuestos por Holmberg y Persson, quienes señalan que el adecuado dimensionamiento del burden y espaciamiento, considerando las características geomecánicas del macizo rocoso, permite una liberación eficiente de la energía del explosivo y una mejor fragmentación del frente. En este sentido, la aplicación del modelo matemático de Holmberg validó su pertinencia técnica en las condiciones geológicas predominantes de la U.M. Inmaculada, especialmente en macizos clasificados entre los tipos IVA y IIIB.

Respecto al control de la sobrerotura, los resultados post implementación muestran una reducción significativa, pasando de valores iniciales entre 15 % y 20 % a un promedio cercano al 6 %. Este resultado se encuentra alineado con los principios teóricos del diseño de voladura controlada, donde la relación entre presión de taladro, carga lineal y distribución energética resulta determinante para minimizar el daño inducido al contorno de las labores. Olofsson sostiene que una sobrecarga energética en taladros de contorno genera daño estructural innecesario; por tanto, la redistribución de la carga y el ajuste del diseño de contorno explican técnicamente la mejora observada en el perfil excavado, tal como se evidencia en las mediciones geométricas realizadas en campo.

En cuanto a la fragmentación del macizo rocoso, el análisis granulométrico mostró una reducción del tamaño característico P80, pasando de valores aproximados de 303 mm en la línea

base a cerca de 117 mm luego de la optimización. Este resultado guarda coherencia con el modelo energético de Ash, el cual establece que la fragmentación es función directa de la energía específica aplicada por unidad de volumen de roca. La mejora en la fragmentación observada confirma que los parámetros de carga y el factor de potencia fueron correctamente ajustados, permitiendo una rotura más homogénea del macizo sin incrementar el consumo global de explosivo.

Desde el punto de vista del comportamiento vibracional, los resultados del monitoreo sismográfico indican que las velocidades pico de partícula (VPP) se mantuvieron dentro de los límites operativos establecidos, aun cuando se mejoró el rendimiento del disparo. Este hallazgo resulta consistente con la teoría de atenuación de ondas en el macizo rocoso, la cual establece que la correcta secuenciación de retardos y el control de la carga máxima instantánea permiten limitar los niveles de vibración. Asimismo, la medición de la velocidad de detonación (VOD) confirmó un desempeño estable de los explosivos utilizados, descartando variaciones en la calidad del explosivo como causa de las mejoras obtenidas, y reafirmando que los resultados responden principalmente al rediseño de los parámetros operativos.

Al contrastar estos resultados con los antecedentes de investigación, se observa una clara concordancia con estudios similares desarrollados en minería subterránea. Music (2007) señala que la evaluación sistemática de los parámetros técnicos de perforación y voladura permite reducir la sobrerotura y mejorar el avance por disparo, resultados que coinciden con los obtenidos en la presente investigación. De igual manera, Huincho (2022) reporta incrementos en la eficiencia de avance superiores al 93 % tras la optimización del proceso, valores comparables a los alcanzados en la U.M. Inmaculada, lo que refuerza la validez externa de los resultados obtenidos.

Finalmente, al integrar los hallazgos en relación con el objetivo general, se evidencia que la reingeniería del diseño de mallas de perforación y voladura, sustentada en modelos matemáticos y

validada mediante pruebas piloto, permitió mejorar los indicadores de rendimiento, reducir los desvíos operacionales y fortalecer la seguridad en los frentes de avance horizontal. En consecuencia, la hipótesis general de la investigación queda confirmada, demostrando que la optimización de los parámetros de perforación y voladura constituye una herramienta técnica y económicamente viable para mejorar la eficiencia del minado subterráneo en la Unidad Minera Inmaculada.

CONCLUSIONES

1. Se mejoraron los indicadores de rendimiento a partir de la re ingeniería al diseño de mallas y la estandarización operativa, mejorando íntegramente el desempeño de las actividades de P&V en la U.M Inmaculada: el avance por disparo aumentó de 3,20 a 3,58 m (+0,38 m; +11,9 %), la sobrerotura se redujo de 18 % a 6 % (-12 pp; $\sim -66,7$ %), la fragmentación (P80) pasó de $\sim 302,6$ mm a 117,2 mm, y el impacto económico asciende a \$ 304 por disparo (\approx \$ 97.1 mil/mes a 320 disp/mes; \sim \$ 1,1 millones/año), evidenciando menores desvíos operacionales, menor perjuicio económico y reduciendo riesgos asociados al daño de contorno.
2. La implantación de trabajos estandarizados (plantillas de trazo/arranque, control de paralelismo y simetría, retacado adecuado, prácticas de carguío adecuadas y retardos optimizados) junto con un QA/QC en frente por turno, permitió estabilizar la eficacia ≥ 90 %, sostener el mayor avance por disparo y consolidar el control geométrico del contorno.
3. Se identificaron como causas de desvío y sobre costo el mal trazo/arranque no estandarizado, deficiencias en paralelismo y simetría, desacople entre \emptyset de taladro–tubo–cartucho, cebado inadecuado, retacado corto y secuencias de retardo con solapes; su corrección elevó la presión efectiva en pared en arranque/ayudas (P_{bh}), moduló la energía en perímetro (~ 100 – 120 MPa) y redujo la sobrerotura.
4. El sobre daño por disparos deficientes generó cavidades en hastiales, más saneo y mayor exposición del personal; la aplicación sistemática de voladura controlada (carga espaciada/medias cañas) mitigó el daño periférico, mejoró la estabilidad local y redujo riesgos operacionales en frentes horizontales.

RECOMENDACIONES

1. Estandarizar y masificar el nuevo diseño de malla por sección y clase de roca, con metas trimestrales los cuales garanticen objetivos operativos claros (eficacia $\geq 90\%$, sobrerotura $\leq 12\%$ y P80 $\leq 8''$), bajo seguimiento mensual con tablero de KPIs y revisión técnica semanal.
2. Implementar un QA/QC operativo con checklist completo de trazo y colas, paralelismo ($\Delta \leq 2^\circ$), simetría en los taladros de arranque, verificación de \emptyset real de perforación, uso de retenedores de energía (stemming), utilización de carga espaciada/medias cañas y retardos según diseño; realizar auditorías semanales con retroalimentación tipo semáforo y capacitaciones focalizadas.
3. Cumplir con los parámetros técnicos operativos (disciplina operativa) tales como: el tipo de arranque, la carga de columna y de fondo, prohibir trenzado de cebo o cualquier otro tipo de cebado que no se alinee con lo pre establecido por el área de P&V, usar punzón no metálico, ejecutar corte longitudinal de los cartuchos (si se sigue trabajando con la misma emulsión encartuchada), complementado con mediciones periódicas de VOD y análisis sismográficos.
4. Mantener voladura controlada en perímetro con $P_{bh} \approx 100-120$ Mpa, ejecutar perfil as-built selectivo (topografía/escáner/fotogrametría) para medir sobrerotura y zonas blandas, y reforzar un checklist de saneo orientado a cero hallazgos críticos vinculados a daño de contorno.
5. Fijar gates de revisión a 3 y 6 meses para re-calibrar B/S, energía y secuencias en función de resultados operativos.

BIBLIOGRAFÍA

1. Albino S. (2009). Vibraciones Generadas por Voladura, Exsa – Perú.
2. Deere, D.U. and Miller, R.P. (1966). Engineering classification and index properties of rock. Technical Report No. AFNL-TR-65-116. Albuquerque, NM: Air Force Weapons Laboratory
3. E. I. Du Pont De Nemours & Co., Inc., Wilmington, Delaware (1969). Blasters' Handbook: A Manual Describing Explosives and Practical Methods of Use (15th Edition)
4. E.T.S de Ingenieros de Minas de Madrid (2013) “Perforación y Voladura de Rocas en minería”.
5. EXSA (2018). “Manual Práctico de Voladura”, 5º edición, Lima
6. EXSA (s.f.). Manual Práctico de Voladura. Edición Especial.
7. Famesa Explosivos (2019). Famesa Explosivos. Lima: Grupo Editorial COSAS.
8. Hernández Sampieri, R., Fernández Collado, C., & Baptista Lucio, P. (2014). Metodología de la investigación (6.ª ed.). México D.F.: McGraw-Hill / Interamericana Editores.
9. Hoek & Brown (1986). Excavación subterránea. México.
10. Instituto Geológico Y Minero De España (1994). Manual de Perforación y Voladura de Rocas. Madrid
11. Instituto Geológico, Minero y Metalúrgico. (2017). Carta geológica de la zona Ayacucho (Escala 1:100 000). INGEMMET. <https://www.ingemmet.gob.pe>
12. Langefors & Kihlström (1973). “Técnica Moderna de voladura de rocas”, Ediciones URMO. Espartaco 10, Bilbao.

13. López Jimeno, C. (1997). Manual de túneles y obras subterráneas. España: Instituto Tecnológico Geominero de España.
14. Lopez Jimeno, C., Lopez Jimeno, E., Pernia Llera, J. M., & Ortiz de Urbina, F. (1987). Manual de Perforación y Voladura de Rocas. Madrid: ETIMSA.
15. McKenzie, C. (1994). Estado del arte de la tronadura. Santiago.
16. OSINERGMIN. (2017). Guía de Criterios Geomecánicos para diseño, construcción, supervisión y cierre de labores subterráneas. Lima: Osinergmin.
17. Richart, F. E., Hall, J. R., & Woods, R. D. (1970). Vibraciones de suelos y cimentaciones. Prentice Hall.
18. Scherpenisse C, Arellano J, Orrego G, Arellano M. (1992) “Vibración producto de Tronadura y su comportamiento en el Campo Cercano y Lejano”, V Jornadas de Especialistas en Tronadura. EXPOMIN-92, Santiago, Chile.
19. Stagg, M. S., Siskind, D. E., Stevens, M. G., & Dowding, C. H. (1984). EFFECTS OF REPEATED BLASTING ON A WOOD-FRAME HOUSE. Report of Investigations - United States, Bureau of Mines.
20. Tamayo y Tamayo, M. (2003). El proceso de la investigación científica (4.^a ed.). México D.F.: Editorial Limusa.
21. Toledo, Carlos (2001) “Curso: Física de Vibraciones en Tronadura”. Codelco Chile, División El Teniente.

ANEXOS

ANEXO 1

Cálculo de presión de taladro

PRESION DE TALADRO - LABOR: AC5816



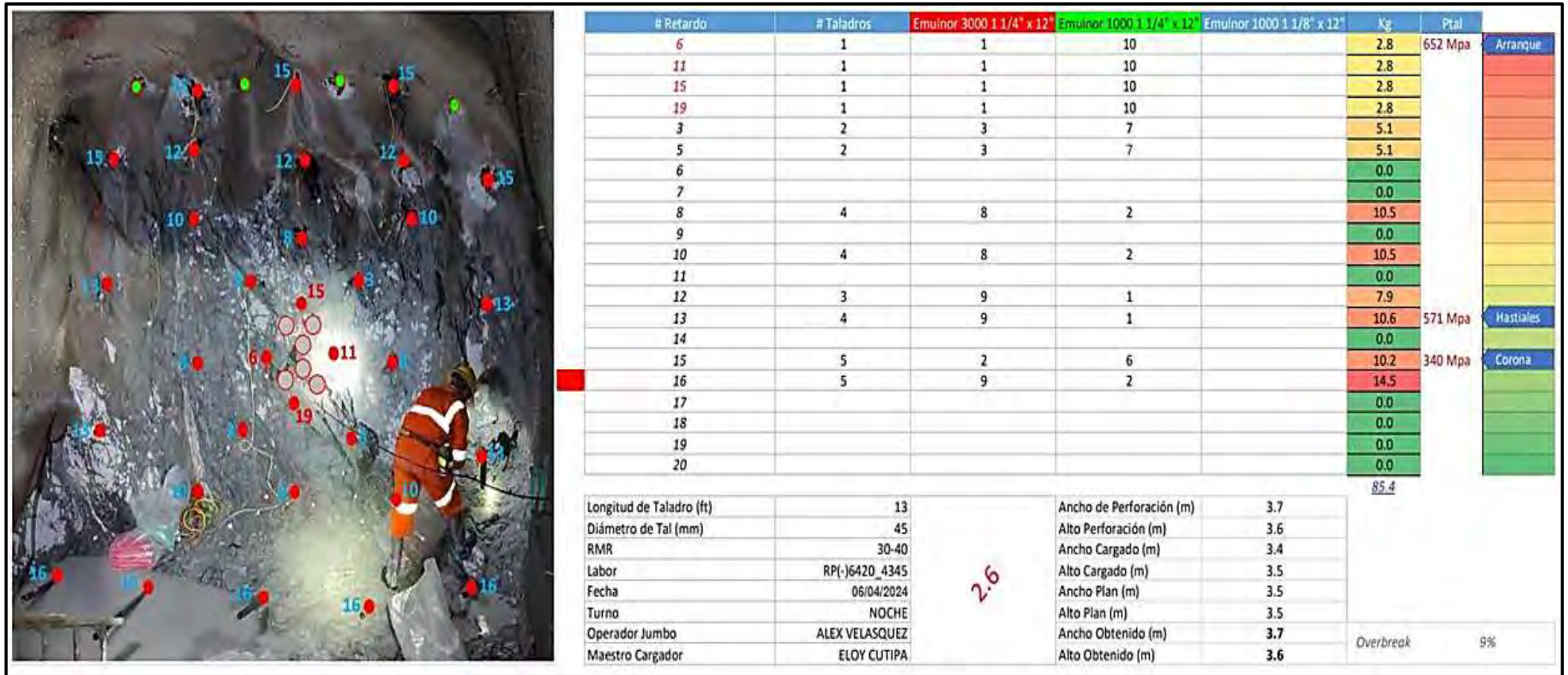
Nota. Fuente: Elaboración propia.

PRESION DE TALADRO - LABOR: RP(-)9813



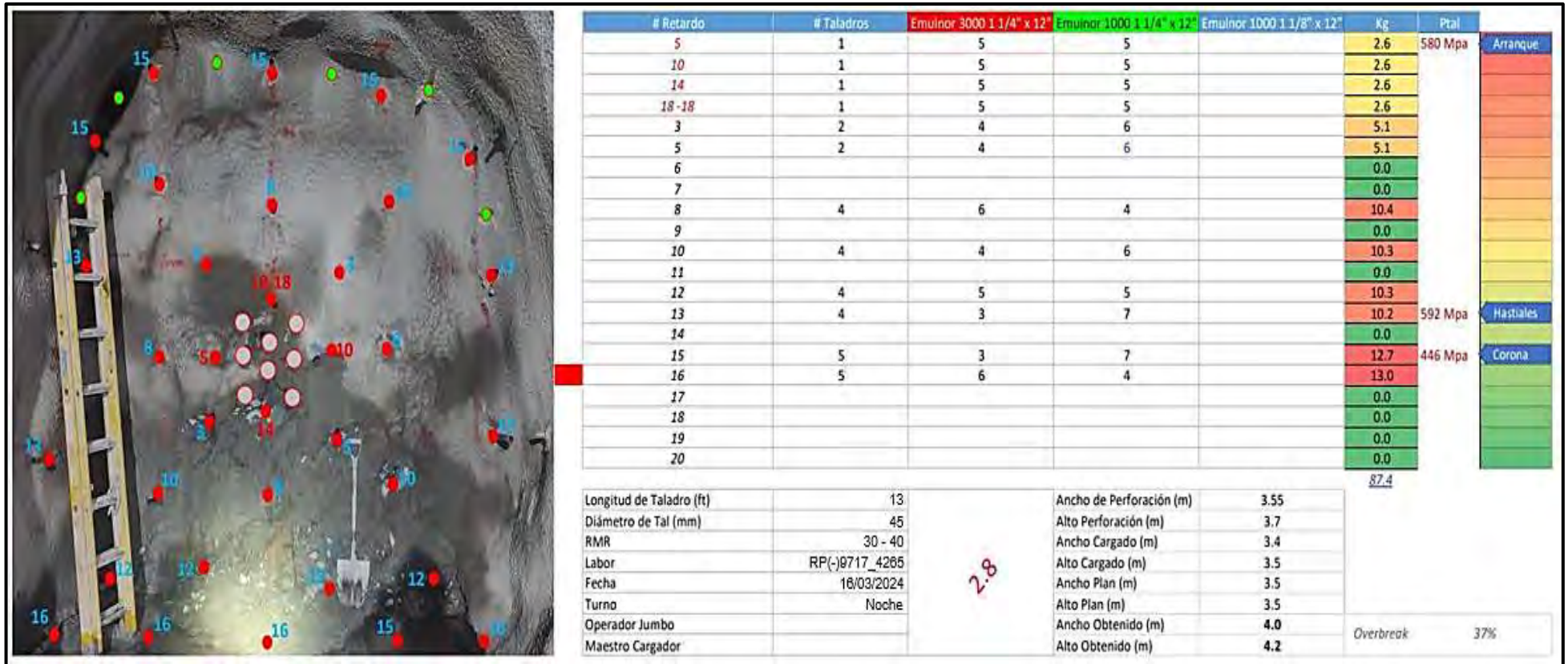
Nota. Fuente: Elaboración propia.

PRESION DE TALADRO - LABOR: RP(-)6420



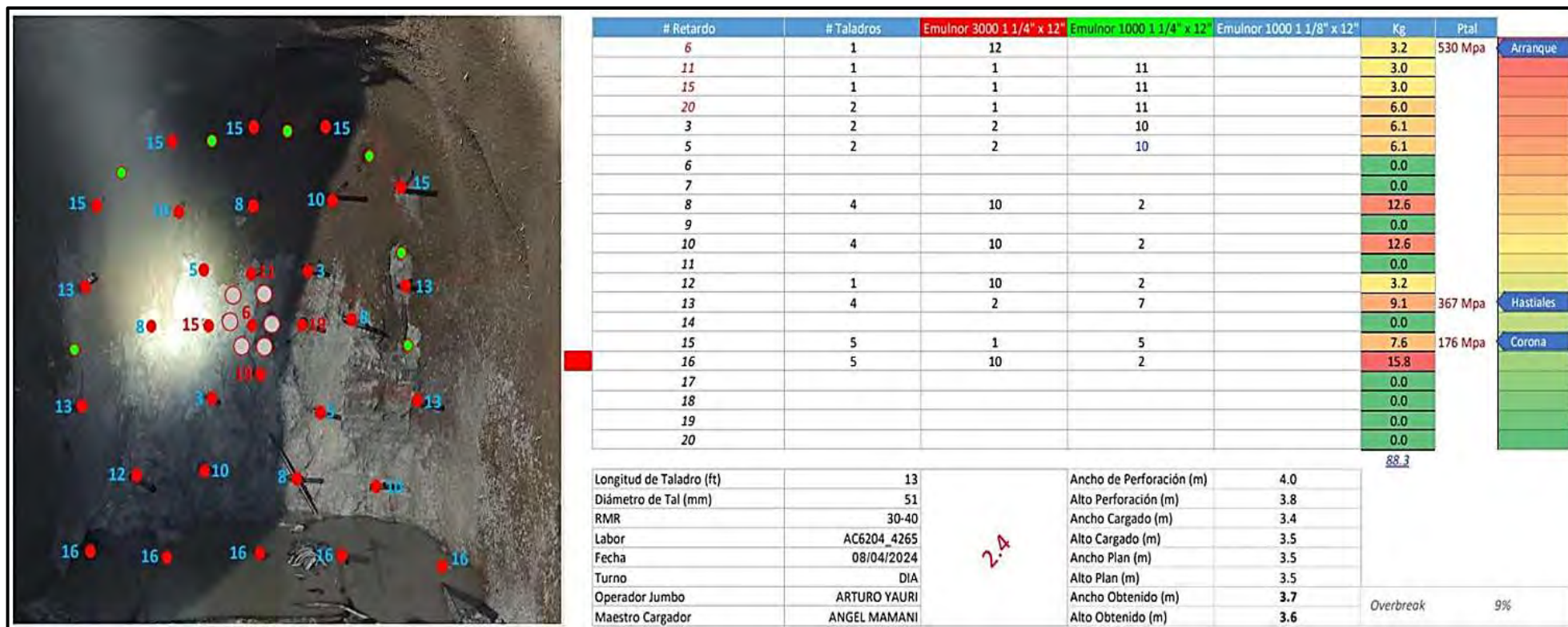
Nota. Fuente: Elaboración propia.

PRESION DE TALADRO - LABOR: RP(-)9717



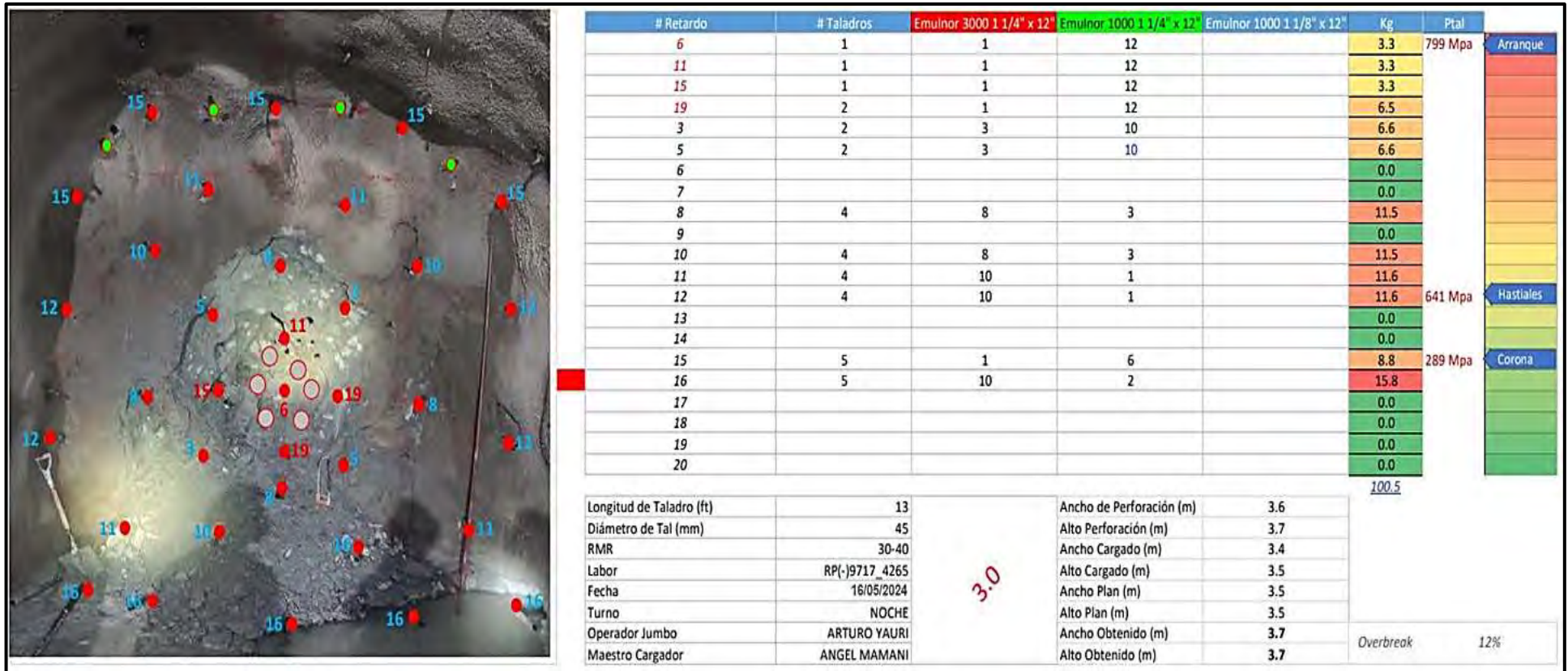
Nota. Fuente: Elaboración propia.

PRESION DE TALADRO - LABOR: AC6204



Nota. Fuente: Elaboración propia.

PRESION DE TALADRO - LABOR: RP(-)9717



Nota. Fuente: Elaboración propia.

ANEXO 2



Monitoreo sismográfico

ANEXO 2	
PANEL FOTOGRÁFICO	
Instalación de Sismógrafo en interior mina	Descripción
	Se inicia la instalación del equipo sismográfico para iniciar monitoreo de vibraciones.
Estación de monitoreo instalado	Descripción
	se procede a bloquear la zona a monitorear, en la imagen se aprecia el equipo sismográfico listo para iniciar el monitoreo.
Inicio de Monitoreo	Descripción
	Protocolo de voladura en marcha, se inicia el monitoreo de vibraciones con el equipo sismográfico.
Procesamiento de información	Descripción
	El procesamiento de la información se realiza en las oficinas de perforación y voladura de mina.

Nota. Fuente: Elaboración propia.

ANEXO 3

Medición de VOD

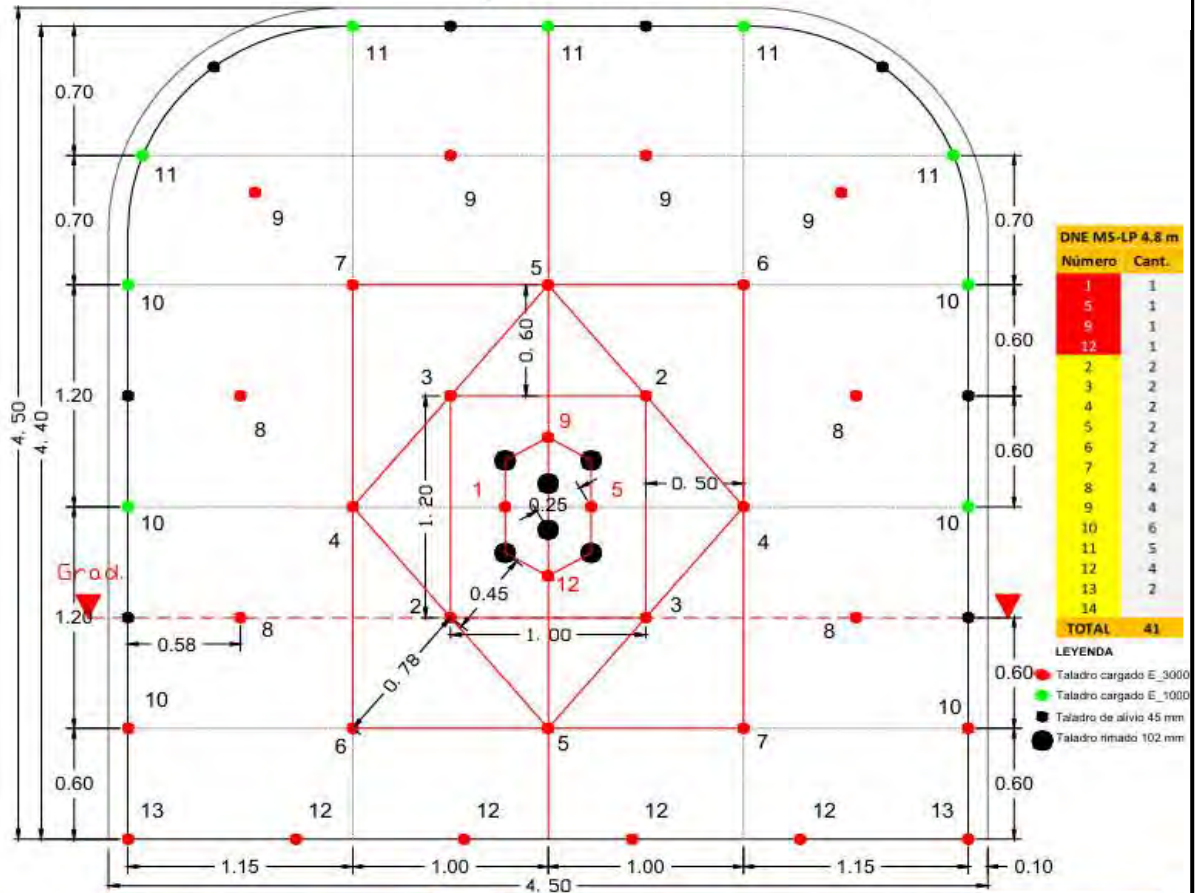
ANEXO 3	
PANEL FOTOGRÁFICO	
<p style="text-align: center;">Testeo de equipo Microtrap</p>	<p style="text-align: center;">Descripción</p>
	<p>Se realizó el testeo del equipo Microtrap para verificar la integridad de la conexión y dejarlo operativo para el monitoreo de la velocidad de detonación (VOD). Asimismo, se capacitó al supervisor de voladura en el uso y configuración del instrumento, incluyendo procedimiento de conexión, verificación de señal y protocolo de registro de datos.</p>
<p style="text-align: center;">Estación de monitoreo instalado</p>	<p style="text-align: center;">Descripción</p>
	<p>Se verifica la conexión del cable resistivo dentro del taladro del primer retardo, así como el tendido del cable coaxial que retrocede 30 m hacia la zona segura para su emparejamiento con el equipo Microtrap.</p>

Nota. Fuente: Elaboración propia.

ANEXO 4

Diseño de mallas de perforación

Diseño de Malla 4.50 m x 4.50 m Tipo de roca IIIB



DNE MS-LP 4.8 m	
Número	Cant.
1	1
5	1
9	1
12	1
2	2
3	2
4	2
5	2
6	2
7	2
8	4
9	4
10	6
11	5
12	4
13	2
14	
TOTAL	41

LEYENDA

- Taladro cargado E_3000
- Taladro cargado E_1000
- Taladro de alivio 45 mm
- Taladro rimado 102 mm

PERFORACIÓN	UND	13 pies
Longitud de perforación	mm.	3.9
Taladros cargados	und.	41
Taladros rimados	und.	6
Taladros de alivio	mm.	8
Diámetro broca	mm.	45
Diámetro rimadora	mm.	102

VOLADURA	UND	13 pies
Emulnor 3000 1/2"x12"	cart.	0
Emulnor 3000 1/4"x12"	cart.	421
Emulnor 3000 1/4"x12"	cart.	54
Emulnor 3000 1/8"x12"	cart.	0
Total Explosivo	kg.	125
Cordón detonante 5P	m.	75
Mecha Rápida	m.	0.2
DNE MS/LP	pzs.	45
Det. Ensamblado 7'	pzs.	2

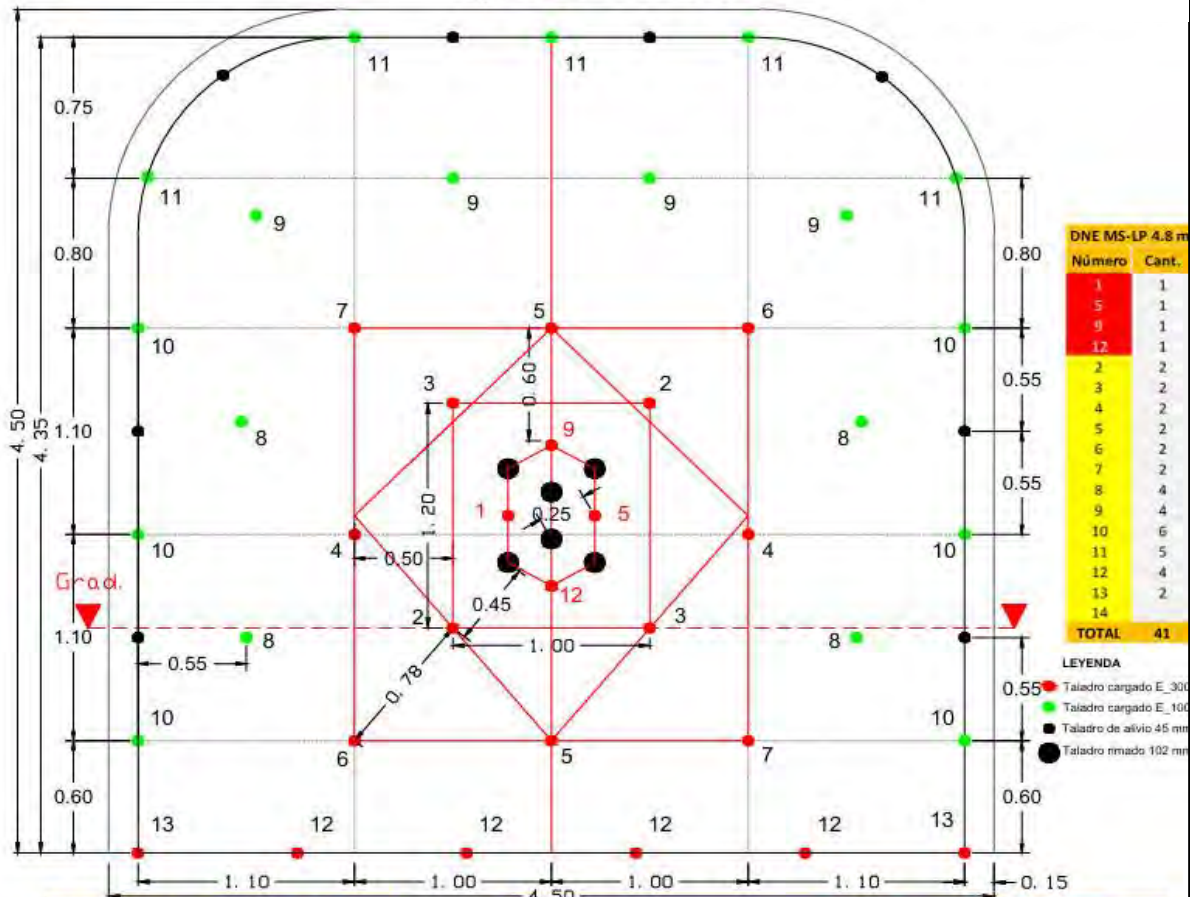
RESULTADOS		
Avance	m.	3.5
Eficiencia de avance	%	90%
Densidad	tn/m ³	2.70
Volumen roto	m ³	65
Tonelaje roto	tn	177
Factor de avance	kg/m	35.75
Factor de Carga	kg/m ³	1.92
Factor de potencia	kg/tn	0.71
Factor de energía	MJ/m ³	7.1
Sobrerotura permisible	%	< 12%

UBICACIÓN DE TALADROS		DISTRIBUCIÓN DE CARGA EXPLOSIVA			
		13 Pies			
TIPO DE TALADRO	CANT.	E = 3000 J 1/2" x 12"	E = 3000 J 1/4" x 12"	E = 1000 J 1/4" x 12"	E = 1000 J 1/8" x 12"
Arranque	4		15		
1ª Ayuda	4		14		
2ª Ayuda	4		13		
3ª Ayuda	4		13		
Ayuda de corona	4		12		
Ayuda de cuadrador	6		12		
Cuadrador	4		1	6	
Corona	5		1	6	
Arrastre	6		12		
TOTAL	41	0	421	64	0



Nota. Fuente: Elaboración propia.

Diseño de Malla 4.50 m x 4.50 m Tipo de roca IVA



DNE MS-LP 4.8 m	
Número	Cant.
1	1
5	1
9	1
12	1
2	2
3	2
4	2
5	2
6	2
7	2
8	4
9	4
10	6
11	5
12	4
13	2
14	
TOTAL	41

LEYENDA

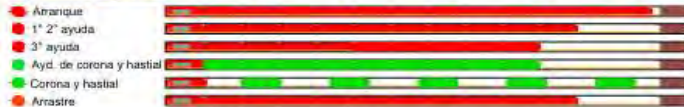
- Taladro cargado E₃₀₀
- Taladro cargado E₁₀₀
- Taladro de alivio 45 mm
- Taladro rimado 102 mm

PERFORACIÓN	UND	13 pies
Longitud de perforación	mm.	3.9
Taladros cargados	und.	41
Taladros rimados	und.	6
Taladros de alivio	mm.	8
Diámetro broca	mm.	45
Diámetro rimadora	mm.	102

VOLADURA	UND	13 pies
Emulzor 3000 1/2" x 12"	cart.	0
Emulzor 3000 1/4" x 12"	cart.	299
Emulzor 1000 1/4" x 12"	cart.	155
Emulzor 1000 1/8" x 12"	cart.	0
Total Explosivo	kg.	118
Cordón detonante 5P	m.	65
Mecha Rápida	m.	0.2
DNE MS/LP	pzs.	41
Def. Ensamblado 7'	pzs.	2

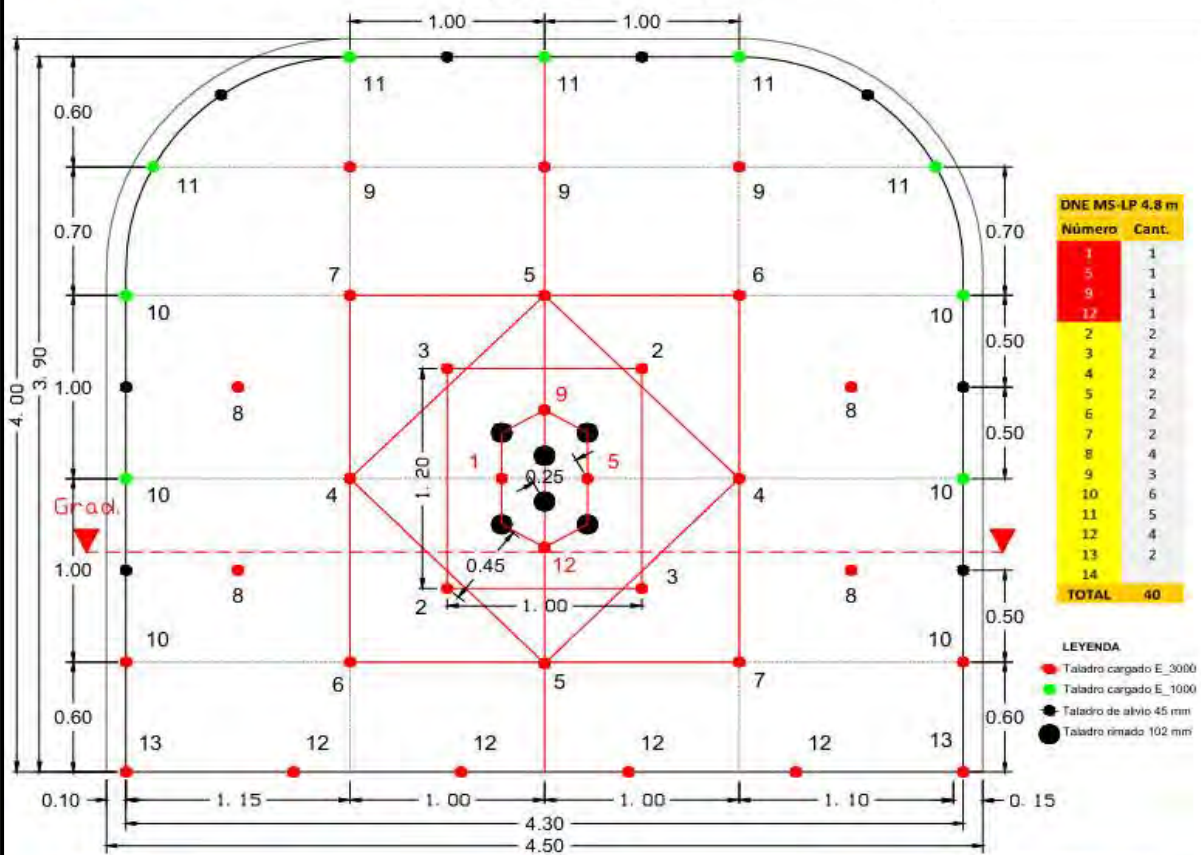
Avance	m.	3.5
Eficiencia de avance	%	90%
Densidad	tn/m ³	2.70
Volumen roto	m ³	65
Tonelaje roto	tn	177
Factor de avance	kg/m	33.70
Factor de Carga	kg/m ³	1.81
Factor de potencia	kg/tn	0.67
Factor de energía	MJ/m ³	6.7
Sobrerotura permisible	%	< 12%

TIPO DE TALADRO	CANT.	DISTRIBUCIÓN DE CARGA EXPLOSIVA			
		13 Pies			
		E = 3000 l 1/2" x 12"	E = 3000 l 3/4" x 12"	E = 1000 l 1/4" x 12"	E = 1000 l 1/8" x 12"
Arranque	4		14		
1° Ayuda	4		13		
2° Ayuda	4		13		
3° Ayuda	4		12		
Ayuda de corona	4			11	
Ayuda de cuadrador	6			11	
Cuadrador	4			5	
Corona	5			5	
Arrastre	6		12		
TOTAL	41	0	299	155	0



Nota. Fuente: Elaboración propia.

Diseño de Malla 4.50 m x 4.00 m Tipo de roca IIIB



PERFORACIÓN	UND	13 pies
Longitud de perforación	mm.	3.9
Taladros cargados	und.	40
Taladros rimados	und.	6
Taladros de alivio	mm.	9
Diámetro broca	mm.	45
Diámetro rimadora	mm.	102

VOLADURA	UND	13 pies
Emulsió 3000 1/2" x 12"	cart.	0
Emulsió 3000 1/4" x 12"	cart.	409
Emulsió 1000 1/4" x 12"	cart.	54
Emulsió 1000 1/8" x 12"	cart.	0
Total Explosivo	kg.	122
Cordón detonante 5P	m.	75
Mecha Rápida	m.	0.2
DNE MS/LP	pzs.	40
Det. Ensamblado 7"	pzs.	2

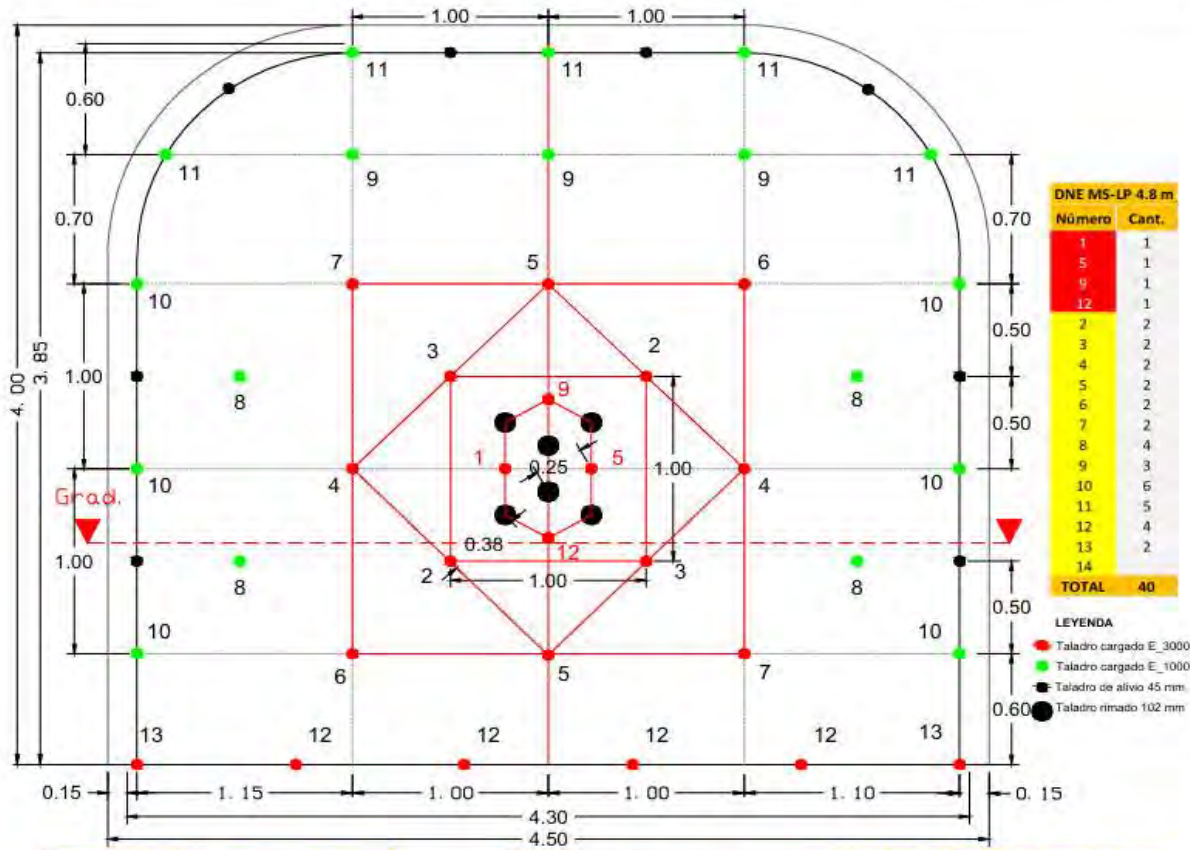
Avance	m.	3.5
Eficiencia de avance	%	90%
Densidad	tn/m ³	2.70
Volumen roto	m ³	52
Tonelaje roto	tn	140
Factor de avance	kg/m	34.84
Factor de Carga	kg/m ³	2.37
Factor de potencia	kg/tn	0.88
Factor de energía	MJ/m ³	8.7
Sobrerotura permisible	%	< 12%

UBICACIÓN DE TALADROS	CANT.	DISTRIBUCIÓN DE CARGA EXPLOSIVA			
		13 Pies			
TIPO DE TALADRO		E = 3000 1/2" x 12"	E = 3000 1/4" x 12"	E = 1000 1/4" x 12"	E = 1000 1/8" x 12"
Arranque	4		15		
1ª Ayuda	4		14		
2ª Ayuda	4		13		
3ª Ayuda	4		13		
Ayuda de corona	3		12		
Ayuda de cuadrador	6		12		
Cuadrador	4		1	6	
Corona	5		1	6	
Arrastre	6		12		
TOTAL	40	0	409	54	0



Nota. Fuente: Elaboración propia.

Diseño de Malla 4.50 m x 4.00 m Tipo de roca IVA

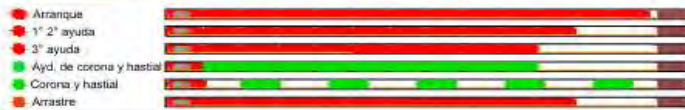


PERFORACIÓN	UND	13 pies
Longitud de perforación	mm.	3.9
Taladros cargados	und.	40
Taladros rimados	und.	6
Taladros de alivio	mm.	8
Diámetro broca	mm.	45
Diámetro rimadora	mm.	102

VOLADURA	UND	13 pies
Emulnor 3000 1/2"x12"	cart.	0
Emulnor 3000 1/4"x12"	cart.	298
Emulnor 1000 1/4"x12"	cart.	153
Emulnor 1000 1/8"x12"	cart.	0
Total Explosivo	kg.	118
Cordón detonante 5P.	m.	75
Mecha Rápida	m.	0.2
DNE MS/LP	pzs.	40
Det. Ensamblado 7'	pzs.	2

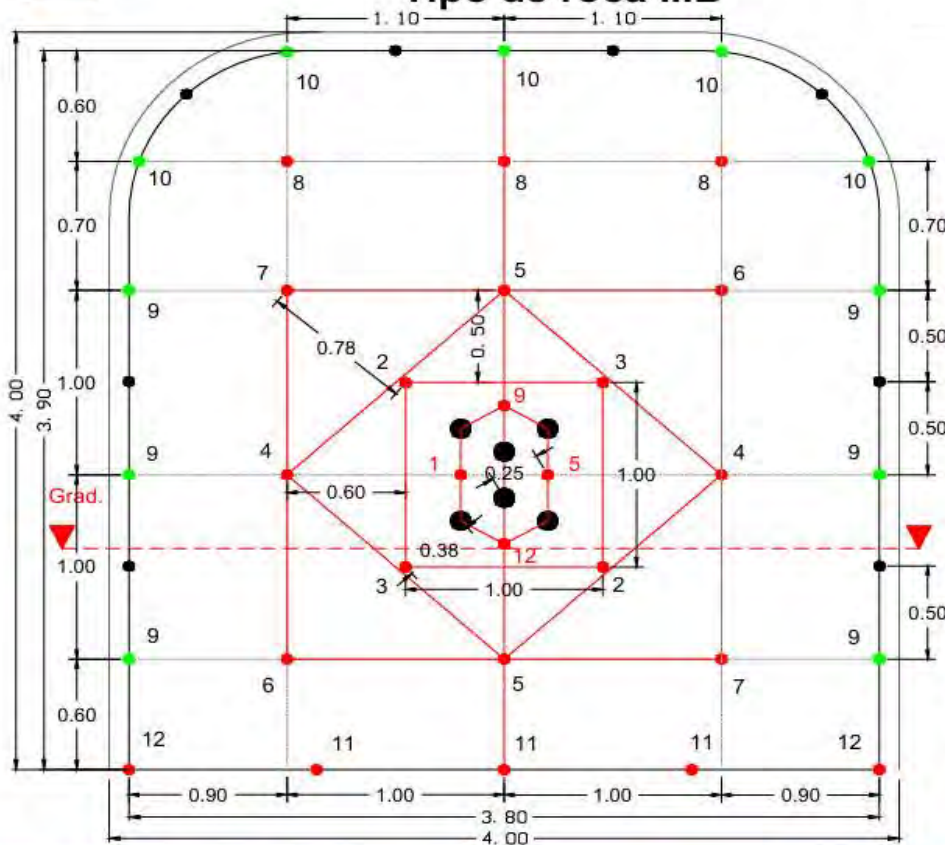
Avance	m.	3.5
Eficiencia de avance	%	90%
Densidad	tn/m ³	2.70
Volumen roto	m ³	52
Tonelaje roto	tn	140
Factor de avance	kg/m	33.48
Factor de Carga	kg/m ³	2.27
Factor de potencia	kg/tn	0.84
Factor de energía	NU/m ³	8.4
Sobrerotura permisible	%	< 12%

TIPO DE TALADRO	CANT.	DISTRIBUCIÓN DE CARGA EXPLOSIVA			
		13 Pies			
		E - 3000 - 1/2" x 12"	E - 3000 - 1/4" x 12"	E - 1000 - 1/4" x 12"	E - 1000 - 1/8" x 12"
Arranque	4		14		
1° Ayuda	4		13		
2° Ayuda	4		13		
3° Ayuda	4		12		
Ayuda de corona	3		1	11	
Ayuda de cuadrador	6		1	11	
Cuadrador	4		1	6	
Corona	5		1	6	
Arrastre	6		12		
TOTAL	40	0	298	153	0



Nota. Fuente: Elaboración propia.

Diseño de Malla 4.00 m x 4.00 m Tipo de roca IIIB



DNE MS-LP 4.8 m	
Número	Cant.
1	1
5	1
9	1
12	1
2	2
3	2
4	2
5	2
6	2
7	2
8	3
9	6
10	5
11	3
12	2
13	
14	
TOTAL	35

LEYENDA

- Taladro cargado E_3000
- Taladro cargado E_1000
- Taladro de alivio 45 mm
- Taladro rimado 102 mm

PERFORACIÓN	UND	13 pies
Longitud de perforación	mm.	3.9
Taladros cargados	und.	35
Taladros rimados	und.	6
Taladros de alivio	mm.	-
Diámetro broca	mm.	45
Diámetro rimadora	mm.	102

VOLADURA	UND	13 pies
Emulnor 3000 1/2" x 12"	cart.	0
Emulnor 3000 1/4" x 12"	cart.	349
Emulnor 1000 1/4" x 12"	cart.	54
Emulnor 1000 1/8" x 12"	cart.	0
Total Explosivo	kg.	106
Cordón detonante 5P	m.	65
Mecha Rápida	m.	0.2
DNE MS/LP	pzs.	35
Det. Ensamblado 7'	pzs.	2

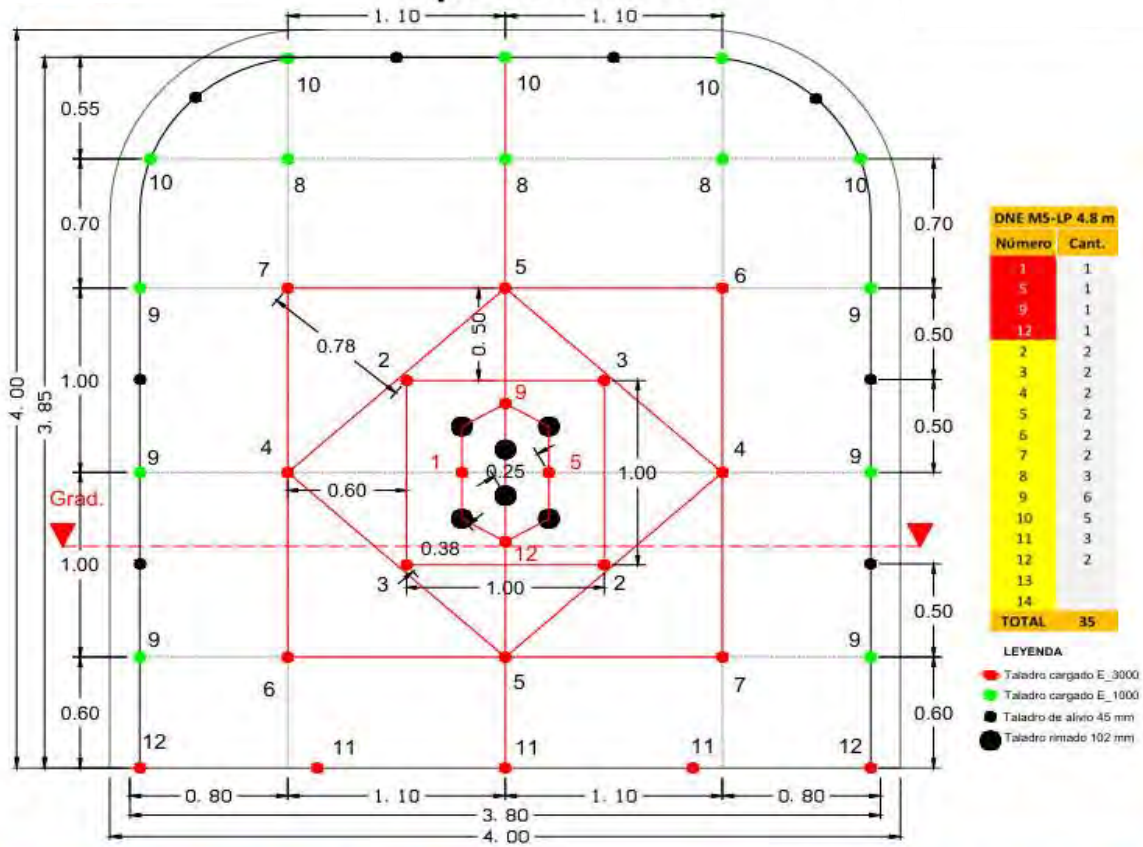
Avance	m.	3.5
Eficiencia de avance	%	90%
Densidad	tn/m ³	2.70
Volumen roto	m ³	52
Tonelaje roto	tn	140
Factor de avance	kg/m	30.29
Factor de Carga	kg/m ³	2.06
Factor de potencia	kg/tn	0.76
Factor de energía	MJ/m ³	7.6
Sobrerotura permisible	%	< 12%

DISTRIBUCIÓN DE CARGA EXPLOSIVA					
UBICACIÓN DE TALADROS					
13 Pies					
TIPO DE TALADRO	CANT.	E - 3000 1/2" x 12"	E - 3000 1/4" x 12"	E - 1000 1/4" x 12"	E - 1000 1/8" x 12"
Arranque	4		15		
1° Ayuda	4		14		
2° Ayuda	4		13		
3° Ayuda	4		13		
Ayuda de corona	3		12		
Ayuda de cuadrador	2		12		
Cuadrador	4		1	6	
Corona	5		1	6	
Arrastre	5		12		
TOTAL	35	0	349	54	0



Nota. Fuente: Elaboración propia.

Diseño de Malla 4.00 m x 4.00 m Tipo de roca IVA



PERFORACIÓN	UND	13 pies
Longitud de perforación	mm.	3.9
Taladros cargados	und.	35
Taladros rimados	und.	4
Taladros de alivio	mm.	-
Diámetro broca	mm.	45
Diámetro rimadora	mm.	102

VOLADURA	UND	13 pies
Emulsió 3000 1/2"x12"	cart.	0
Emulsió 3000 1/4"x12"	cart.	282
Emulsió 1000 1/4"x12"	cart.	100
Emulsió 1000 1/8"x12"	cart.	0
Total Explosivo	kg.	100
Cordón detonante 5P	m.	65
Mecha Rápida	m.	0.2
DNE M5/LP	pzs.	35
Det. Ensamblado 7'	pzs.	2

Avance	m.	3.5
Eficiencia de avance	%	90%
Densidad	tn/m ³	2.70
Volumen roto	m ³	52
Tonelaje roto	tn	140
Factor de avance	kg/m	28.49
Factor de Carga	kg/m ³	1.94
Factor de potencia	kg/tn	0.72
Factor de energía	MJ/m ³	7.1
Sobrerotura permisible	%	< 12%

UBICACIÓN DE TALADROS		DISTRIBUCIÓN DE CARGA EXPLOSIVA			
		13 Pies			
TIPO DE TALADRO	CANT.	E - 3000 1 1/2" x 12"	E - 3000 1 1/4" x 12"	E - 1000 1 1/4" x 12"	E - 1000 1 1/8" x 12"
Arranque	4		14		
1° Ayuda	4		13		
2° Ayuda	4		13		
3° Ayuda	4		12		
Ayuda de corona	3		1	11	
Ayuda de cuadrador	2		1	11	
Cuadrador	4		1	5	
Corona	5		1	5	
Arrastre	5		12		
TOTAL	35	0	282	100	0

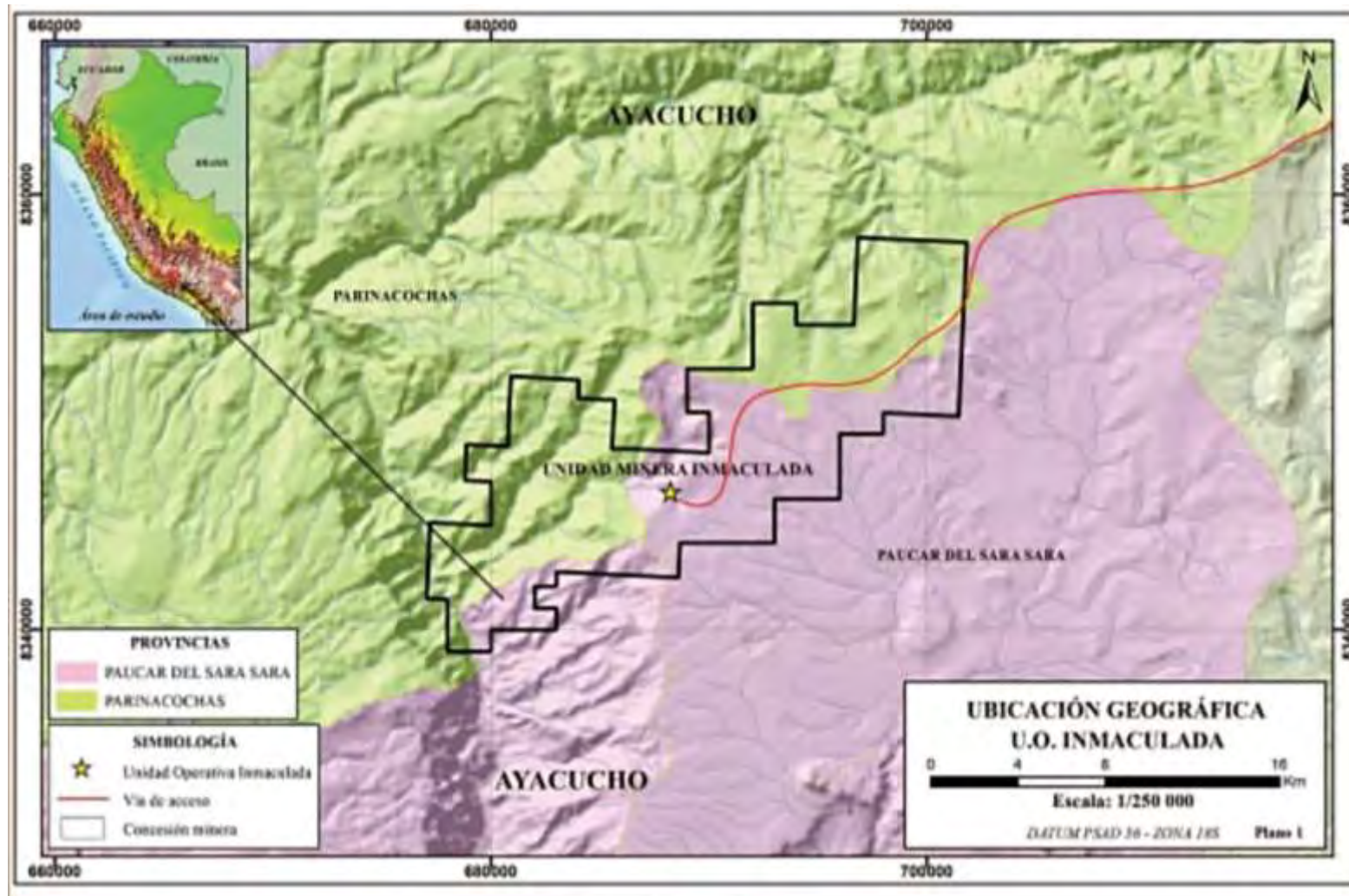


Nota. Fuente: Elaboración propia.

ANEXO 5

Plano de ubicación de la U.M Inmaculada

Plano de ubicación de la U.M Inmaculada



Nota. Fuente: Instituto Geológico, Minero y Metalúrgico - INGEMMET.

ANEXO 6

MATRIZ DE CONSITENCIA

PROBLEMA	OBJETIVOS	HIPÓTESIS	VARIABLES	INDICADORES
<p>Problemas General.</p> <ul style="list-style-type: none"> ✓ ¿Cómo mejorar los indicadores de rendimiento en perforación y voladura a partir de los parámetros pre establecidos los cuales generan desvíos operacionales, incrementos económicos e inseguridad en los frentes de avance horizontal en Compañía Minera Ares – U.M Inmaculada? <p>Problemas específicos.</p> <ul style="list-style-type: none"> ✓ ¿Cómo realizar mejoras en los trabajos para incrementar los indicadores de rendimiento en perforación y voladura? ✓ ¿Qué parámetros pre establecidos en perforación y voladura se deberá mejorar para no generar desvíos operacionales e incremento económico a la operación minera? ✓ ¿Cómo influye en materia de seguridad el sobre daño ocasionado por los disparos deficientes sobre los frentes de avance horizontal en Compañía Minera Ares – U.M Inmaculada? 	<p>Objetivo general</p> <ul style="list-style-type: none"> ✓ Mejorar los indicadores de rendimiento en perforación y voladura a partir de los parámetros pre establecidos los cuales generan desvíos operacionales, incrementos económicos e inseguridad en los frentes de avance horizontal en Compañía Minera Ares – U.M Inmaculada. <p>Objetivos específicos</p> <ul style="list-style-type: none"> ✓ Establecer mejoras en los trabajos para incrementar los indicadores de rendimiento en perforación y voladura. ✓ Identificar los parámetros pre establecidos en perforación y voladura que generan desvíos operacionales e incrementos económico a la operación minera. ✓ Determinar el impacto que genera en materia de seguridad el sobre daño ocasionado por los disparos deficientes sobre los frentes de avance horizontal en Compañía Minera Ares – U.M Inmaculada 	<p>Hipótesis general</p> <ul style="list-style-type: none"> ✓ Mejorando los indicadores de rendimiento en perforación y voladura, se optimizará los parámetros pre establecidos los cuales generan desvíos operacionales, incrementos económicos e inseguridad en los frentes de avance horizontal en Compañía Minera Ares – U.M Inmaculada. <p>Hipótesis específicas.</p> <ul style="list-style-type: none"> ✓ Evaluando las mejoras de los trabajos se podrá contribuir con el incremento de los indicadores de rendimiento en perforación y voladura. ✓ Rediseñando los parámetros pre establecidos en perforación y voladura, reduciremos los desvíos operacionales e incrementos económicos a la operación minera. ✓ Evaluando el impacto que genera en materia de seguridad el sobre daño ocasionado por los disparos deficientes, se podrá mejorar el desarrollo de los frentes de avance horizontal en Compañía Minera Ares – U.M Inmaculada. 	<p>INDEPENDIENTES</p> <ul style="list-style-type: none"> ✓ Parámetros de perforación y voladura <p>DEPENDIENTES</p> <ul style="list-style-type: none"> ✓ Resultados del proceso de perforación y voladura 	<p>INDICADORES</p> <ul style="list-style-type: none"> ✓ Burden (m) ✓ Espaciamiento (m) ✓ Factor de carga (kg/m) ✓ Factor de potencia (kg/t) ✓ Tipo de explosivo ✓ Secuencia y tiempos de retardo ✓ Carga operante (kg/retardo) ✓ Parámetros geomecánicos. ✓ Fragmentación (P80, mm) ✓ Avance por disparo(m) ✓ Costo por metro de avance (\$/m) ✓ Nivel de vibraciones (mm/segundo) ✓ Sobrerotura (%) ✓ Estabilidad del contorno de labores post voladura

Nota. Fuente: Elaboración propia.