

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



**TESIS**

**OPTIMIZACIÓN DE COSTOS OPERATIVOS A TRAVÉS DE VOLADURA CONTROLADA EN LA RAMPA PRINCIPAL (-) 3900 DE LA UNIDAD MINERA CHUNGAR - COMPAÑÍA MINERA VOLCAN S.A - CERRO DE PASCO**

**PRESENTADO POR:**

**Br: BRAULIO YUPANQUI JARA**

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

**ASESOR:**

**Dr. JUAN FRANCISCO MELÉNDEZ NINA**

**CUSCO – PERÚ**

**2026**



# Universidad Nacional de San Antonio Abad del Cusco

## INFORME DE SIMILITUD

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

El que suscribe, el Asesor JUAN FRANCISCO MELENDEZ NINA .....  
 ..... quien aplica el software de detección de similitud al  
 trabajo de investigación/tesistitulada: "OPTIMIZACIÓN DE COSTOS OPERATIVOS  
ATRAVÉS DE VOLADURA CONTROLADA EN LA RAMPA PRINCIPAL F-13900  
DE LA UNIDAD MINERA CHUNGAR- COMPANIA MINERA VOLCAN S.A.  
CERRO DE PASCO."

Presentado por: BRAULIO YUPANGUI JARA ..... DNI N° 47238321 ..... ;  
 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 02 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 %.

### 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, 16 de ABRIL ..... de 2026 .....

Firma

Post firma JUAN FRANCISCO MELENDEZ NINA

Nro. de DNI 23956879

ORCID del Asesor 0000-0001-8253-6295

#### Se adjunta:

- Reporte generado por el Sistema Antiplagio.
- Enlace del Reporte Generado por el Sistema de Detección de Similitud: **oid:** 27259:579108466

# braulio yupanqui jara

## OPTIMIZACION DE COSTOS OPERATIVOS.docx

 Universidad Nacional San Antonio Abad del Cusco

---

### Detalles del documento

Identificador de la entrega

trn:oid:::27259:579108466

Fecha de entrega

15 abr 2026, 7:46 p.m. GMT-5

Fecha de descarga

15 abr 2026, 8:10 p.m. GMT-5

Nombre del archivo

OPTIMIZACION DE COSTOS OPERATIVOS.docx

Tamaño del archivo

24.3 MB

118 páginas

17.256 palabras

95.147 caracteres

# 10% Similitud general

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

## Filtrado desde el informe




- ▶ Bibliografía
- ▶ Texto citado
- ▶ Texto mencionado
- ▶ Coincidencias menores (menos de 10 palabras)

## Exclusiones

- ▶ N.º de coincidencias excluidas

---


## Fuentes principales

- 9%  Fuentes de Internet
- 1%  Publicaciones
- 8%  Trabajos entregados (trabajos del estudiante)

---

## Marcas de integridad

### N.º de alerta de integridad para revisión

-  **Texto oculto**  
127 caracteres sospechosos en N.º de páginas  
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 mis padres, cuyo amor, ejemplo y sacrificio me sostuvieron cuando las fuerzas flaquearon. Gracias por enseñarme que la constancia y la honestidad valen más que cualquier atajo, por cada palabra de aliento, por cada madrugada compartida en silencio y por creer en mí incluso cuando yo dudé. Este logro lleva su nombre.*

*A mis hermanos, compañeros de ruta y de sueños, gracias por su paciencia, por las risas que alivianaron el camino y por recordarme siempre quién soy y de dónde vengo. Su apoyo incondicional fue abrigo en los días difíciles e impulso en los momentos decisivos. Esta meta es también la nuestra.*

*Braulio Yupanqui Jara*

## **AGRADECIMIENTO**

*A la Universidad Nacional de San Antonio Abad del Cusco, mi profundo agradecimiento por la formación recibida y por abrirme las puertas del pensamiento crítico en cada aula. A mis docentes de la Escuela Profesional de Ingeniería de Minas, gracias por su exigencia, guía y ejemplo; en sus clases aprendí no solo teoría y técnica, sino también ética, disciplina y compromiso con la profesión.*

*Extiendo mi gratitud a mis colegas y amigos de las distintas unidades mineras donde tuve el privilegio de laborar: cada guardia, cada discusión técnica y cada reto compartido fortalecieron mi criterio profesional y mi vocación. Este logro es fruto de ese conocimiento generoso que me brindaron, y que hoy honro con humildad y respeto.*

*Braulio Yupanqui Jara*

## INTRODUCCIÓN

La sobrerotura en la Rampa Principal 3900 de la Unidad Minera Chungar genera sobre-excavación del contorno, incremento de sostenimiento no planificado y elevación de costos, justificando la estandarización de voladura controlada para evaluar su impacto técnico-económico y en seguridad.

Capítulo I: Establece el marco contextual de la investigación, describiendo la problemática de sobrerotura en la RP-3900 y su incidencia en costos operativos, formulando los problemas de investigación, objetivos, justificación, limitaciones, delimitaciones, hipótesis y variables.

Capítulo II: Especifica el diseño metodológico como investigación aplicada con enfoque cuantitativo y diseño cuasi-experimental, detallando técnicas e instrumentos de recolección de datos que incluyen trabajo de campo con observación directa, monitoreo instrumental y análisis granulométrico, complementado con simulaciones computacionales.

Capítulo III: Constituye el sustento conceptual y técnico, presentando antecedentes relevantes y desarrollando bases teóricas sobre clasificaciones geomecánicas (RMR, RQD, GSI), principios de voladura controlada, mecanismos de fractura de rocas, características de explosivos.

Capítulo IV: Diagnostica el estado actual mediante análisis de línea base y presenta el rediseño técnico de parámetros de voladura, detallando mejoras operativas implementadas como control de paralelismo, simetría en arranque, entubado de taladros y técnica de medias cañas.

Capítulo V: Presenta hallazgos de pruebas piloto contrastando estadísticamente desempeños antes y después de las mejoras, analizando comparativamente avance por disparo y control de sobrerotura, cuantificando impacto económico en costos de sostenimiento y proyectando escenarios futuros.

## RESUMEN

Esta investigación aplicada se desarrolló bajo un enfoque cuantitativo y un diseño cuasi-experimental (línea base vs pilotos), implementando la metodología de voladura controlada en la Rampa Principal 3900 de la Unidad Minera Chungar, perteneciente a Compañía Minera Volcan S.A. en Cerro de Pasco. El estudio se centró en la optimización de los costos operativos mediante la estandarización de técnicas de voladura controlada, específicamente utilizando el explosivo emulsionante, Emulnor 3000, 1000 y 500 en conjunto con cargas espaciadas y desacopladas en el perímetro de la labor. La ejecución de una línea base de desempeño operativo y costos con la ejecución de pruebas piloto instrumentadas con rediseño de malla/energía periférica y modelamiento por metro linial de sostenimiento y proyección de escenarios, se utilizaron herramientas de QA/QC y verificación: VPP, VOD, jk simblast y Wipfrag.

Los resultados muestran una reducción de la sobrerotura, con mejora del avance por disparo ( $\approx 3,56$  m vs.  $3,32$  m) y menor dispersión. A US\$ 155/m de shotcrete incremental en IIIB, el costo adicional semestral desciende de US\$ 30 225 a US\$ 9 067,5; en tres semestres (con un incremento del 10 % de metraje por período) el costo acumulado pasa de US\$ 100 044,8 a US\$ 30 013,4, generando un ahorro  $\approx$  US\$ 70 031. Complementariamente, la menor energía en periferia ( $\leq \sim 115$  MPa) y el control de contorno disminuyen el riesgo de inestabilidad (desprendimientos/derrumbes) y los tiempos de desatado/limpieza.

Palabras clave: Voladura controlada, Sobrerotura, Costos de sostenimiento, Avance por disparo.

## ABSTRACT

This applied research was developed using a quantitative approach and a quasi-experimental design (baseline vs. pilot tests), implementing controlled blasting methodology on Main Ramp 3900 of the Chungar Mining Unit, belonging to Compañía Minera Volcan S.A. in Cerro de Pasco. The study focused on optimizing operating costs through the standardization of controlled blasting techniques, specifically using the emulsifiable explosive Emulnor 3000, 1000, and 500 in conjunction with spaced and decoupled charges around the perimeter of the working. A baseline of operational performance and costs was established through instrumented pilot tests, including grid redesign/peripheral energy analysis, linear meter-by-linear support modeling, and scenario projection. The following QA/QC and verification tools were used: VPP, VOD, jk simblast, and Wipfrag.

The results show a reduction in overbreak, with improved advance per blast ( $\approx 3.56$  m vs. 3.32 m) and less dispersion. At US\$155/m of incremental shotcrete in Class IIIB, the additional semi-annual cost decreases from US\$30,225 to US\$9,067.5; over three semesters (with a 10% increase in length per period), the cumulative cost drops from US\$100,044.8 to US\$30,013.4, generating savings of  $\approx$  US\$70,031. Additionally, the lower perimeter energy ( $\leq \sim 115$  MPa) and contour control reduce the risk of instability (rockfalls/collapses) and descaling/cleanup times.

Keywords: Controlled blasting, Overbreak, Support costs, Advance per blast.

## ÍNDICE GENERAL

DEDICATORIA.....	i
AGRADECIMIENTO.....	ii
INTRUDUCCION.....	iii
RESUMEN.....	iv
ABSTRACT.....	v
ÍNDICE GENERAL.....	vi
ÍNDICE DE FIGURAS.....	x
ÍNDICE DE TABLAS.....	xi
ÍNDICE DE ABREVIATURAS.....	xii

### **CAPITULO I 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 .....	2
1.3.1 Objetivo General.....	2
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 .....	3
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 .....	4
1.7.1 Hipótesis general.....	4
1.7.2 Hipótesis específicas.....	4
1.8 Variables e indicadores .....	5
1.8.1 Identificación de las variables.....	5
1.8.2 Operacionalización de las variables.....	5

### **CAPÍTULO II METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACIÓN ..... 6**

2.1 Tipo de Investigación.....	6
--------------------------------	---

2.2	Nivel o Diseño de Investigación .....	6
2.3	Población y muestra .....	7
2.3.1	Población: .....	7
2.3.2	Muestra: .....	7
2.4	Técnicas e instrumentos de recolección de datos .....	7
2.4.1	Técnicas de recolección de datos .....	7
2.4.2	Instrumentos de recolección de datos .....	7
2.4.3	Procesamiento de datos .....	8
	<b>CAPÍTULO III MARCO TEÓRICO .....</b>	<b>9</b>
3.1	Antecedentes de la investigación .....	9
3.1.1	Antecedentes internacionales .....	9
3.1.2	Antecedentes Nacionales .....	10
3.2	Bases teóricas .....	11
3.2.1	Parámetros Geomecánicos .....	11
3.2.2	Clasificación Geomecánica del Macizo Rocoso .....	11
3.2.2.1	RMR de Bieniawski .....	11
3.2.2.2	Índice de calidad de Roca RQD .....	12
3.2.2.3	Índice de Resistencia Geológica (Índice GSI) .....	14
3.2.3	Voladura controlada .....	15
3.2.3.1	Tipos de Voladura controlada .....	15
3.2.4	Sobrerotura .....	17
3.2.4.1	Factores que influyen el daño por voladura .....	17
3.2.4.1.1	Factores que afectan al Rendimiento de la voladura .....	17
3.2.4.1.2	Factores Geométricos .....	19
3.2.5	Mecanismo de fractura de la roca .....	20
3.2.6	Explosivos .....	23
3.2.6.1	Clasificación de los explosivos .....	23
3.2.6.2	Características de los explosivos .....	24
3.2.7	Análisis energético .....	26
3.2.7.1	Conceptos clave .....	26
3.2.8	Daño inducido por voladura .....	27
3.2.9	Monitoreo de Vibraciones .....	28

3.2.10	Diseño de malla de perforación .....	28
3.2.10.1	Burden espaciamento .....	29
3.2.10.2	Geomecánica del macizo .....	29
3.2.10.3	La selección del tipo de malla.....	30
3.2.11	Diseño de voladura .....	31
3.2.12	Costos.....	31
3.3	Definición de términos.....	31
<b>CAPÍTULO IV PROPUESTA DE MEJORA DE COSTOS MEDIANTE VOLADURA CONTROLADA EN LA RAMPA PRINCIPAL 3900.....</b>		<b>36</b>
4.1	Estado actual de las operaciones de perforación y voladura.....	36
4.2	RESUMEN DEL PROCESO ANTES DE LA VOLADURA CONTROLADA EN LA RAMPA PRINCIPAL 3900 .....	37
4.3	CÁLCULOS DETALLADOS PARA LA VOLADURA EN LA RAMPA PRINCIPAL 3900 DESPUÉS DE LAS MEJORAS .....	38
4.3.1	Cálculo del Número de Taladros.....	38
4.3.3	Análisis de línea base.....	40
4.3.4	Análisis de resultados preliminares en avance.....	42
4.3.5	Análisis de resultados preliminares en sobrerotura .....	45
4.3.6	Comportamiento de la Rampa principal 3900 .....	45
4.4	Parámetros de diseño de malla de perforación para la Rp3900 .....	46
4.4.1	Diseño de malla de perforación .....	46
4.4.2	Diseño de carga.....	47
4.4.3	Cálculo de presiones dinámicas para los paquetes de taladros .....	48
4.4.4	Análisis de presiones para voladura controlada.....	50
4.4.5	Simulación de la energía liberada por el explosivo .....	51
4.4.6	Simulación de la VPP .....	52
4.5	Mejoras operativas .....	54
4.5.1	Control de paralelismo y uso de guidores .....	55
4.5.2	Simetría en el arranque .....	56
4.5.3	Entubado de taladros.....	56
4.5.4	Preparación de cebo .....	57
4.5.5	Preparación de voladura controlada.....	59
4.5.6	Presiones dinámicas con voladura controlada .....	60

4.6	Análisis de energía liberada post voladura .....	61
4.7	Análisis granulométrico post voladura .....	65
<b>CAPÍTULO V RESULTADOS Y DISCUSIONES .....</b>		<b>67</b>
5.1	Ejecución de pruebas piloto .....	67
5.1.1	Resultados en avance por disparo .....	68
5.1.2	Resultados de sobrerotura .....	69
5.1.3	Análisis comparativo Línea base Vs Pruebas piloto.....	70
5.2	RESUMEN DEL PROCESO CON LA VOLADURA CONTROLADA EN LA RAMPA PRINCIPAL 3900. ....	72
5.3	Análisis de costos de sostenimiento.....	73
5.3.1	Estimado de costos de sostenimiento.....	73
5.3.2	Supuestos Técnicos (Según RMR) .....	73
5.3.3	Costos unitarios de referencia.....	74
5.3.4	Estimación de costos por metro lineal .....	74
5.4	Programa mensual de avance.....	75
5.4.1	Programa de labores a sostener.....	76
5.4.2	Programa de avance en la Rampa principal 3900.....	76
5.4.3	Costos adicionales para la ejecución de la Rampa principal 3900 .....	77
5.5	Optimización de costos en la Rp3900.....	78
5.5.1	Proyección de metraje fuera de especificación.....	79
5.5.2	Proyección de costos con mejoras operativas.....	79
5.5.3	Análisis comparativo de costos.....	80
5.5.4	Proyección de costos y metraje en los próximos 3 semestres.....	81
<b>CONCLUSIONES.....</b>		<b>83</b>
<b>RECOMENDACIONES.....</b>		<b>84</b>
<b>BIBLIOGRAFÍA.....</b>		<b>85</b>
<b>ANEXOS.....</b>		<b>87</b>

## ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1	Voladura controlada .....	16
Figura 2	voladura amortiguada.....	16
Figura 3	Representación de la sobrerotura .....	17
Figura 4	Parámetros que afectan al rendimiento de una voladura .....	19
Figura 5	Mecanismo de rotura de la roca – Fase I y II.....	21
Figura 6	Mecanismo de rotura de la roca – Fase III.....	22
Figura 7	Mecanismo de rotura de la roca – Fase IV .....	23
Figura 8	Diseño de malla de perforación.....	30
Figura 9	Diseño de malla de 4.0m x 4.5m - tipo de roca IIIB antes de la voladura controlada...43	
Figura 10	Diseño de carga para Rp3900 antes de la voladura controlada.....	44
Figura 11	Diseño de malla de 4.0m x 4.5m - tipo de roca IIIB.....	47
Figura 12	Diseño de carga para Rp3900. ....	48
Figura 13	Presión de Taladro de la Malla de P&V de Cía. Minera Volcan.....	49
Figura 14	Esquema de carguío - Diseño de Cía. Minera Volcan.....	50
Figura 15	Diseño de Malla de Perforación en JK Simblast .....	52
Figura 16	Simulación de VPP de voladura ejecutada por IESA S.A. ....	53
Figura 17	Efecto de la Voladura no Controlada en el Desatado de Rocas .....	54
Figura 18	Control de paralelismo y uso de guidores .....	55
Figura 19	Pintado de Arranque con uso de Plantilla .....	56
Figura 20	Proceso de entubamiento de taladros .....	57
Figura 21	Comparativo en la preparación de Cebo.....	58
Figura 22	Correcta preparación de Cebo.....	59
Figura 23	Técnica de madias cañas para voladura controlada .....	60
Figura 24	Esquema de carguío de cañas .....	61
Figura 25	Presión de Taladro de la Malla de P&V de Cía. Minera Volcan.....	62
Figura 26	Esquema de carguío con voladura controlada - Diseño de Cía. Minera Volcan ...	63
Figura 27	Análisis energético post voladura .....	64
Figura 28	Análisis granulométrico para la Rampa principal 3900.....	66
Figura 29	Resultados de Avance/Disparo.....	69
Figura 30	Resultados de sobrerotura .....	70

## ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1.	Operacionalización de variables .....	5
Tabla 2.	Clasificación del macizo rocoso RMR .....	12
Tabla 3.	Interpretación de valores de RQD.....	13
Tabla 4.	Estimación del RQD .....	13
Tabla 5.	Índice de Resistencia Geológica (Índice GSI) .....	14
Tabla 6.	Clasificación de los explosivos.....	24
Tabla 7.	Proceso de construcción de la rampa antes del control de voladura.....	37
Tabla 8.	valores de k en función al tipo de roca .....	38
Tabla 9.	Los valores de K, (Kb) (Burden) (Ke) (Espaciamiento .....	39
Tabla 10.	Línea Base Avance y sobrerotura.....	40
Tabla 11.	Ejecución de pruebas Piloto.....	67
Tabla 12.	Resumen Línea base Vs Pruebas piloto .....	71
Tabla 13.	Proceso de construcción de la rampa antes del control de voladura.....	72
Tabla 14.	Estimación de costos por metro lineal - $4.0 \times 4.5$ m .....	75
Tabla 15.	Programa de avance mensual ejecutado .....	76
Tabla 16.	Avances programados para la Rampa principal 3900.....	77
Tabla 17.	Costos adicionales en la RP3900 .....	78
Tabla 18.	Optimización de costos en la Rp3900.....	78
Tabla 19.	Proyección de costos adicionales en sostenimiento.....	79
Tabla 20.	Costos de sostenimiento post mejoras .....	80
Tabla 21.	Proyección de costos en el corto plazo .....	82

## INDICE DE ABREVIATURAS

**QA** = Quality Assurance (Aseguramiento de la Calidad)

**QC** = Quality Control (Control de la Calidad)

**FDE**= Fuera de especificación

**CE**: Coeficiente de estabilidad.

**GSI**: Geological strength index.

**RQD**: Rock quality designation.

**RMR**: Rock Mass Rating.

**UCS**: Resistencia a la compresión uniaxial.

**Q**: Índice de Calidad del macizo rocoso

**VOD**: Velocidad de detonación

**VPP**: velocidad pico partícula

**PD**: Presión de detonación

**PT**: Presión de taladro

**K**: Factor corrector para la el cálculo de malla de perforación

**Kb**: coeficiente que relacionan el diámetro el taladro con el burden

**Ke**: coeficiente que relacionan el diámetro el taladro con el espaciamento.

**B**: Burden

**E**: Espaciamento

## **CAPITULO I**

### **PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA**

#### **1.1 Descripción del problema**

En Compañía Minera Volcan S.A., Unidad Minera Chungar, se presentan desafíos operativos asociados a costos elevados, principalmente debido a desvíos operacionales vinculados a malas prácticas y deficiencias en la ejecución. Entre estos problemas, destaca la sobrerotura, fenómeno que ha generado un impacto significativo en la Rampa Principal 3900, donde se registran altos costos de sostenimiento derivados de elevados índices de sobreexcavación durante las actividades de perforación y voladura. Esta condición afecta directamente la eficiencia y la rentabilidad de la operación.

La sobrerotura, entendida como la excavación excedente del contorno diseñado, ha evidenciado ser un factor determinante en el incremento de costos y la disminución del rendimiento en esta labor. Los métodos actuales de perforación y voladura muestran limitaciones para controlar adecuadamente el daño al macizo rocoso.

Frente a ello, se vuelve prioritario abordar las causas de este problema, considerando aspectos como el diseño de la malla de perforación, la selección del explosivo, los parámetros de carga y los criterios de sostenimiento. Optimizar estos elementos permitirá reducir sobrecostos, mejorar la productividad y fortalecer la sostenibilidad operativa de la Unidad Minera Chungar.

En este contexto, la presente investigación busca identificar y proponer soluciones prácticas orientadas a disminuir la sobrerotura mediante la aplicación de técnicas de voladura controlada en la Rampa Principal 3900, contribuyendo a una operación más eficiente, segura y económicamente sostenible

## **1.2 Formulación del problema**

### **1.2.1 Problema general**

- ✓ ¿Cómo influye la implementación de técnicas de voladura controlada en la optimización de costos operativos durante la construcción de Rampa principal 3900 de la Unidad Minera Chungar - Compañía Minera Volcan S.A.?

### **1.2.2 Problemas específicos**

- ✓ ¿Qué parámetros se debe mejorar para optimizar los costos operativos en las operaciones unitarias de perforación y voladura?
- ✓ ¿Qué factores técnicos operativos se deberá analizar para ejecutar una correcta voladura controlada en la Rampa principal 3900 de la Unidad Minera Chungar - Compañía Minera Volcan S?A?
- ✓ ¿Cómo influye en materia de seguridad la sobrerotura en la Rampa principal 3900 de la unidad minera Chungar?

## **1.3 Objetivos de la investigación**

### **1.3.1 Objetivo General**

- ✓ Analizar el efecto de la voladura controlada en la optimización de los costos operativos durante la construcción de la rampa Rampa principal 3900 de la Unidad Minera Chungar - Compañía Minera Volcan S.A.

### **1.3.2 Objetivos Específicos**

- ✓ Establecer parámetros de calidad para optimizar los costos operativos en las operaciones unitarias de perforación y voladura.
- ✓ Determinar factores técnicos operativos para ejecutar una correcta voladura controlada en la Rampa principal 3900 de la Unidad Minera Chungar - Compañía Minera Volcan S.A.
- ✓ Determinar la influencia en materia de seguridad la sobrerotura causada en la Rampa principal 3900 de la unidad minera Chungar.

## **1.4 Justificación e importancia de la investigación**

### **1.4.1 Justificación de la investigación**

Las razones y fundamentos que sustentan esta investigación se basan en que la minería constituye una de las principales actividades económicas del país, con una significativa contribución al desarrollo económico y social. En este contexto, el presente estudio busca aportar mejoras en diversos aspectos operativos de la industria minera.

El presente estudio permitirá desarrollar nuevas técnicas orientadas a la mejora continua, las cuales podrán ser implementadas en distintas unidades mineras que presenten deficiencias operativas similares a las identificadas en este trabajo.

### **1.4.2 Importancia de la investigación**

El presente trabajo de investigación reviste gran importancia, dado que la información presentada y las técnicas utilizadas son escasamente difundidas en el ámbito académico, pese a su relevancia para el adecuado análisis e interpretación de las voladuras en la industria minera.

## **1.5 Limitaciones del estudio**

Este trabajo de investigación, está limitado principalmente a la optimización de costos mediante la aplicación de voladura controlada para la rampa principal 3900 de la Unidad Minera Chungar de la Compañía minera Volcan S.A.

## **1.6 Delimitación de la investigación**

### **1.6.1 Delimitación Temporal**

De acuerdo a la aplicación, la investigación está delimitada a la operación unitaria de perforación y voladura desde el proceso inicial de perforación de frentes, carguío y disparo de la misma referidos al último semestre del 2024.

### **1.6.2 Delimitación Espacial**

Esta investigación está delimitada para la rampa principal 3900 de la Unidad Minera Chungar de la Compañía minera Volcan S.A.

## **1.7 Hipótesis y variables**

### **1.7.1 Hipótesis general**

- La aplicación de técnicas de voladura controlada permite optimizar significativamente los costos operativos en la construcción de la Rampa principal 3900 de la Unidad Minera Chungar - Compañía Minera Volcan S.A.

### **1.7.2 Hipótesis específicas**

- Evaluando los parámetros de calidad se podrá optimizar los costos operativos en las operaciones unitarias de perforación y voladura.

- Rediseñando los factores técnicos operativos, ejecutaremos una correcta voladura controlada en la Rampa principal 3900 de la Unidad Minera Chungar - Compañía Minera Volcan S.A.
- Evaluando la incidencia en materia de seguridad para la sobrerotura ocasionada en la Rampa principal 3900 se podrá gestionar mejoras operativas y labores más estables.

## 1.8 Variables e indicadores

### 1.8.1 Identificación de las variables

Variable Independiente (X): Técnica de Voladura controlada

Variable dependiente (Y): costos operativos en la construcción de la rampa 3900

### 1.8.2 Operacionalización de las variables

**Tabla 1.**

*Operacionalización de variables*

Tipo de Variable	Variable	Definición	Dimensiones	Indicadores
<b>Variable Independiente</b>	<b>Voladura Controlada</b>	técnicas que se aplican con el objetivo de reducir daños al macizo rocoso, mantener el contorno del diseño, mejorar sobre rotura y avance por disparo.	- Tipo y calidad de roca - Pre corte, recorte - Diseño de voladura - Factor de voladura - Carga explosiva	- RQD, RMR, GSI - Cantidad de taladros - Cantidad de taladros - Kg/m - Kilogramos
<b>Variable Dependiente</b>	<b>Costos Operativos</b>	son los costos directos e indirectos vinculados al desarrollo y explotación del yacimiento, medidos en términos de costo por metro costo por tonelada operada.	- Costo de perforación - Costo de voladura - Costo de sostenimiento	- \$/m - \$/m - \$/m <sup>3</sup>

*Fuente:* Elaboración propia

## **CAPÍTULO II**

### **METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACIÓN**

#### **2.1 Tipo de Investigación**

El presente estudio se enmarca en la categoría de investigación aplicada, dado que se fundamenta en la utilización de conocimientos y conceptos previamente desarrollados por la ciencia para dar solución a problemas específicos.

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

#### **2.2 Nivel o Diseño de Investigación**

El estudio se desarrollará con un nivel de investigación descriptivo y explicativo, con el propósito de caracterizar el fenómeno en análisis y determinar las relaciones de causa y efecto presentes.

- Según Tamayo (2003): “La investigación explicativa tiene como finalidad identificar las causas de los eventos y fenómenos, estableciendo relaciones de causalidad”.

## **2.3 Población y muestra**

### **2.3.1 Población:**

La población se consideró los trabajos de operación mina realizada durante la construcción para la rampa principal 3900 de la Unidad Minera Chungar - Compañía Minera Volcan S.A.

### **2.3.2 Muestra:**

La muestra fue elegida de manera no probabilística para la Rp3900 de la Unidad Minera Chungar - Compañía Minera Volcan S.A.

## **2.4 Técnicas e instrumentos de recolección de datos**

### **2.4.1 Técnicas de recolección de datos**

#### a) Trabajo de campo:

- Observación directa y controlada.
- Toma de datos de perforación.
- Toma de datos de voladura.
- Toma de datos de los monitoreos de vibraciones.

#### b) Trabajo de gabinete:

- Análisis de parámetros operacionales.
- Procesamiento computacional de la información.
- Análisis geológico y topográfico.

### **2.4.2 Instrumentos de recolección de datos**

- Cámaras fotográficas.

- Cuaderno de apuntes.
- Equipos topográficos (estación total).
- Sismógrafo para monitoreo de vibraciones (Minimate pro)
- Distanciómetros y flexómetros.
- Computador.

### **2.4.3 Procesamiento de datos**

Los datos obtenidos serán analizados y evaluados con el objetivo de garantizar un alto grado de confiabilidad en la información recolectada. Para ello, se realizará un procesamiento mediante herramientas estadísticas de análisis comparativo, empleando para su ejecución software especializado, tales como:

- Microsoft Excel.
- Jk Simblast
- AutoCAD
- Power Bi.
- Wipfrag
- Data de operaciones mina.

## CAPÍTULO III

### MARCO TEÓRICO

#### 3.1 Antecedentes de la investigación

##### 3.1.1 Antecedentes internacionales

**Agné, R.** (1995). en la Universidad Tecnológica de Luleå (Suecia). En su tesis doctoral titulada *Controlled fragmentation and contours in rock blasting: Theoretical and technical approaches*, el autor analizó el comportamiento del macizo rocoso frente a distintos esquemas de carga explosiva. Los resultados demostraron que la aplicación de técnicas de voladura controlada, como la reducción de la carga lineal, el espaciamiento adecuado de taladros de contorno y la correcta secuencia de iniciación, permite minimizar la sobre-rotura y mejorar la estabilidad de los contornos en excavaciones subterráneas. Este estudio es considerado una referencia fundamental para el diseño moderno de voladuras de contorno en minería subterránea.

**Imashev, Mussin y Adoko (2024)** presentan en su estudio la aplicación de una técnica optimizada de voladura de contorno (*"contour blasting"*) adaptada a las propiedades estructurales del macizo rocoso en labores subterráneas. Mediante modelación numérica y pruebas experimentales en la mina Akbakai (Kazajistán), evidencian que comparada con voladuras convencionales, su método redujo la sobreexcavación (*overbreak*) a menos de un 13 %, frente a

rangos de 17–34 % registrados con la técnica estándar. Esta reducción implicó menor daño al macizo circundante, mejor contorno de la excavación y ahorro potencial en soporte del túnel, transporte de escombros y operación en general.

### **3.1.2 Antecedentes Nacionales**

**Vilca Callata, Y. E. (2019).** En su tesis titulada *“Voladura controlada y reducción porcentual de dilución y costos en tajeo con uso de exsablock en la Minera Aurífera Retamas S.A. – 2019.”* [Tesis de pregrado], Universidad Nacional del Altiplano., el autor señala en sus conclusiones lo siguiente: Mediante la voladura controlada usando Exsablock el porcentaje de dilución se ha reducido de 52 % a 47 %, con una diferencia de 5 %, los costos en perforación y voladura se ha reducido de 208,40 \$/m<sup>3</sup> a 192,78 \$/m<sup>3</sup> , con una diferencia de 15.62 \$/m<sup>3</sup> , los costos en sostenimiento se ha reducido de 671,58 \$/m a 655,40 \$/m con una diferencia de 16,17 \$/m. y en limpieza de 69,38 \$/m<sup>3</sup> a 62,60 \$/m<sup>3</sup>. Con una diferencia de 6.78 \$/m<sup>3</sup>, en los tajeos de la Minera Aurífera Retamas S.A. - 2019. Aplicando la voladura controlada utilizando explosivos Exsablock el porcentaje de dilución se ha reducido de 52 % a 47 %, con una diferencia de 5 % en la Minera Aurífera Retamas S.A. - 2019. Los factores que han intervenido directamente en la voladura controlada son: las propiedades de explosivo Exsablock de menor potencia y los tacos de detritos que han sido colocados en forma alternada en los tajeos TJ 1- A, TJ 2- A, TJ 3- A, de la Minera Aurífera Retamas S.A. 2019. (p. 65).

**Bejarano Baltazar, J. L. (2021).** En la tesis titulada *“La voladura controlada y su influencia en la disminución de sobrerotura en labores subterráneas”* [Tesis de grado, Universidad Nacional del Centro del Perú], se señala que la aplicación de técnicas de voladura controlada logró reducir significativamente la sobrerotura en galerías subterráneas. El estudio muestra que, en distintas

labores analizadas, la sobrerotura disminuyó hasta valores entre 8.5 % y 19 %, comparado con los niveles previos (hasta 57.75 %). Estas mejoras permitieron disminuir el factor de carga, optimizar la fragmentación, reducir la necesidad de voladura secundaria y disminuir costos operativos asociados a limpieza, sostenimiento y manejo de escombros.

## **3.2 Bases teóricas**

### **3.2.1 Parámetros Geomecánicos**

Los parámetros geomecánicos son de las variables más importantes dentro de los diseños de voladura, es una variable no controlada cuya información se obtiene mediante la recuperación de testigos y ensayos geomecánicos de campo. Las características principales de esta variable es la resistencia de la roca, la litología y la orientación de las discontinuidades las cuales influirán directamente en las voladuras (OSINERGMIN, 2017).

### **3.2.2 Clasificación Geomecánica del Macizo Rocoso**

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 Chungar, se utiliza la clasificación geomecánica de Bieniawski (RMR).

#### **3.2.2.1 RMR de Bieniawski**

El sistema de clasificación geomecánica de Bieniawski o sistema RMR (acrónimo del inglés Rock Mass Rating), fue presentado por el Ing. Bieniawski en 1973, sufriendo muchas

modificaciones hasta 1989. Este método permite hacer una clasificación del macizo rocoso “in situ”, usualmente es utilizado en construcciones subterráneas, consta de un índice de calidad RMR, independiente de la estructura, y de un factor de corrección.

**Tabla 2.**

*Clasificación del macizo rocoso RMR*

Descripción	RMR	Clase de Macizo Rocosó
Roca Muy Buena	81 - 100	I
Roca Buena	61 - 80	II
Roca Regular	41 - 60	III
Roca Mala	21 - 40	IV
Roca Muy Mala	0 - 20	V

*Fuente:* Guía de criterios geomecánicos OSINERGMIN

El RMR se obtendrá estimando cinco parámetros los cuales serán:

- Resistencia a la roca inalterada (compresión uniaxial).
- El RQD (Rock Quality Designation).
- Resistencia de las discontinuidades.
- Efecto del agua.

### 3.2.2.2 Índice de calidad de Roca RQD

El índice RQD (Rock Quality Designation) fue desarrollado en 1963 y 1967 por Deere, este sistema es uno de los más empleados para la caracterización del macizo rocoso, su sistema se basa en asignar un porcentaje de calificación al macizo rocoso de 0% a 100%.

**Tabla 3.**

*Interpretación de valores de RQD*

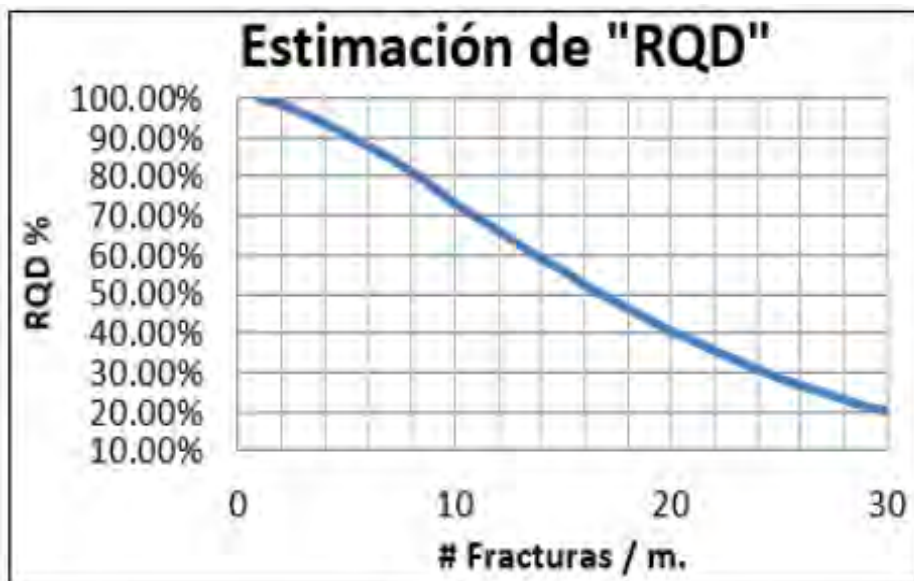
Valor de RQD	Descripción del índice de calidad de roca
(0-25) %	Muy Mala
(25-50) %	Mala
(50-75) %	Regular
(75-90) %	Buena
(90-100) %	Excelente

Fuente: Guía de criterios geomecánicos OSINERGMIN

Este método se basa en cuantificar el número de fracturas naturales frecuentes que se presentan en el macizo rocoso, esto quiere decir que, si el número de fracturas aumenta, entonces la valoración del RQD tiende a disminuir, para este método no es necesario la utilización de testigos ya que se puede obtener una mejor imagen del macizo rocoso mediante los mapeos. En estos casos se recomienda usar el método de Priestest y Hudson.

**Tabla 4.**

*Estimación del RQD*









Fuente: Guía de criterios geomecánicos OSINERGMIN

### 3.2.2.3 Índice de Resistencia Geológica (Índice GSI)

El índice de resistencia geológica (GSI) fue presentado por Hoek et al en 1995, evalúa al macizo rocoso en función a dos criterios importantes: la condición de la superficie de las juntas y la estructura geológica, este índice de resistencia geológica tiene gran aceptación en el Perú por la facilidad de el uso entre el personal de operaciones.

**Tabla 5.**

*Índice de Resistencia Geológica (Índice GSI)*

INDICE DE RESISTENCIA GEOLOGICO GSI (Hoek & Marinos, 2000). A partir de la litología, estructura y la condición 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 más realista que fijar GSI=35. También notar que esta tabla no se aplica a mecanismos de falla controlado por estructuras. Donde se presenten planos estructuralmente débiles en una orientación desfavorable con respecto a la cara de la excavación, estos dominarán 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 reducirá cuando exista presencia de agua. Cuando se trabaje con rocas de categoría regular a muy mala, puede moverse hacia la derecha para condiciones húmedas. La presión de poros se maneja con un análisis de esfuerzos efectivos.		CONDICIONES SUPERFICIALES		DISMINUYE CALIDAD DE SUPERFICIE →		
ESTRUCTURA		MUY BUENA Muy rugoso, Superficies frescas sin meteorización	BUENO Rugoso, ligeramente meteorizada, superficies con óxido.	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
	Intacta o Masivo; Especímenes 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 cúbicos 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 más familias de discontinuidades		60	50		
	Muy Fracturado/Disturbado/Agrietada; Foleada con bloques angulosos formados por la intersección de muchas familias de discontinuidades. Persistencia de planos de estratificación o esquistocidad			40	30	
	Desintegrado; Pobremente entrelazado, macizo altamente fracturado compuesto de una mezcla de pedazos de rocas angulosas y redondeadas				20	
	Foliado/Laminado/Cizallado: Falta de formación de bloques debido al pequeño espaciamiento o esquistocidad débil o planos de corte					10

Fuente: Tabla GSI Hoek & Brown (2000)

### **3.2.3 Voladura controlada**

La voladura controlada en minería subterránea es una técnica orientada a reducir al mínimo el daño en la roca circundante y en las estructuras existentes durante el proceso de fragmentación mediante explosivos. A diferencia de la voladura convencional, su objetivo principal es generar una fracturación precisa y controlada que facilite la excavación y prevenga daños innecesarios (E.T.S de Ingenieros de Minas De Madrid (2013) - *“Perforación y Voladura de Rocas en minería”*).

#### **3.2.3.1 Tipos de Voladura controlada**

- Precorte:

Consiste en ejecutar una fila de barrenos con cargas explosivas de menor potencia antes de la voladura principal, con el objetivo de generar una zona de fractura que separe la roca a volar de la pared del túnel, reduciendo así el daño en la roca remanente.

- Voladura de Contorno (o Pared Lisa):

Similar al precorte, pero ejecutada de manera simultánea a la voladura principal. Utiliza cargas reducidas y mayor espaciamiento para obtener una superficie de corte uniforme en la pared del túnel, minimizando la sobrerotura.

- Voladura Amortiguada:

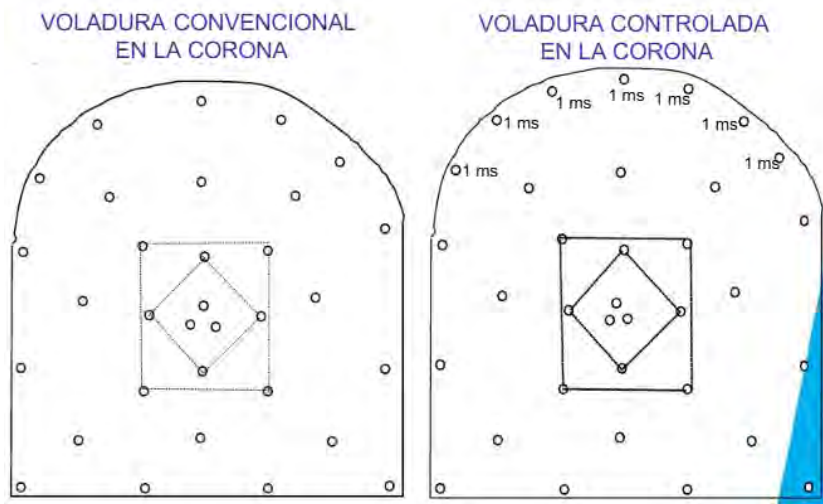
Consiste en modificar el diseño de la última o las dos últimas filas de barrenos, disminuyendo tanto la carga explosiva como el espaciamiento. Esta reducción de energía liberada permite minimizar el daño a la roca circundante.

- Perforación en Línea:

Implica la ejecución de barrenos paralelos a la pared del túnel, con espaciamiento y carga cuidadosamente controlados, con el fin de evitar la propagación de fracturas hacia la roca intacta.

**Figura 1**

*Voladura controlada*



*Fuente: Elaboración propia*

**Figura 2**

*voladura amortiguada*



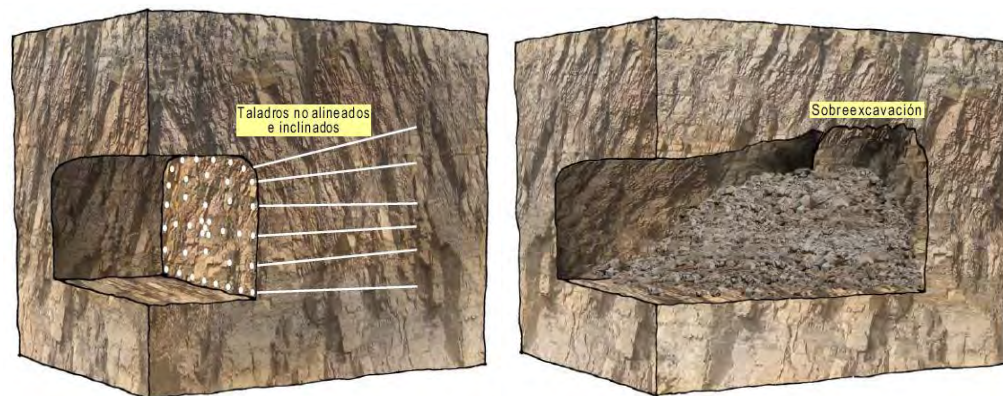
*Fuente: Elaboración propia*

### 3.2.4 Sobrerotura

En minería subterránea, la sobrerotura se define como la remoción de roca en exceso respecto a lo planificado durante la voladura. Este fenómeno puede originarse por factores como un diseño inadecuado de la malla de perforación, imprecisiones en la ejecución de los barrenos o una sobrecarga de explosivos. La sobrerotura constituye un problema frecuente en la fragmentación de roca, ya que incrementa los costos operativos debido a la necesidad de mayor sostenimiento y al incremento en el consumo de explosivos.

#### Figura 3

*Representación de la sobrerotura*



*Fuente:* Elaboración propia

#### 3.2.4.1 Factores que influyen el daño por voladura

##### 3.2.4.1.1 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 es una técnica que se basa en la aplicación de técnicas de cálculo en un medio heterogéneo, en el cual los resultados obtenidos pueden. Así, es importante destacar que para saber si los resultados de una voladura son buenos o no, es necesario

saber qué es lo que iba buscando cuando se diseñó la misma. *Se puede decir que una voladura ha sido realizada con éxito si los resultados obtenidos coinciden con el objetivo buscado.*

Para lograr los objetivos planificados, y evaluar el correcto performance de una voladura, se deberá tener en cuenta tres factores fundamentales que serán claves para un correcto diseño y control, estos son:

- **Una correcta cantidad de energía:** Se logrará obtener los resultados deseados en la medida de que usemos la correcta dosificación o cantidad de explosivo para cada caso determinado.
- **Correcta distribución de energía:** El explosivo es un producto que implica la transformación de energía química en energía mecánica, de modo que una mala distribución nos puede dar lugar a una fragmentación no deseada.
- **Confinamiento de energía adecuada:** Para que el explosivo trabaje correctamente, es necesario que los gases generados estén confinados en el barreno, de modo que la pérdida de energía por este hecho sea mínima.

De esta forma se obtiene tres conceptos que están íntimamente relacionados entre sí, de modo que la falta de uno de ellos hace que el rendimiento obtenido no sea el deseado.

## Figura 4

*Parámetros que afectan al rendimiento de una voladura*



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

### **3.2.4.1.2 Factores Geométricos**

Los factores que están directamente relacionados con el método de explotación podemos considerarlos como factores controlables de las voladuras, de este modo, dichos factores se pueden definir a medida de los resultados buscados y son los siguientes:

- Diámetro del barreno, o de la carga.
- Altura de banco.
- Longitud de barreno.

- Inclinación de barreno.
- Número de barrenos.

Distribución de los barrenos.

### **3.2.5 Mecanismo de fractura de la roca**

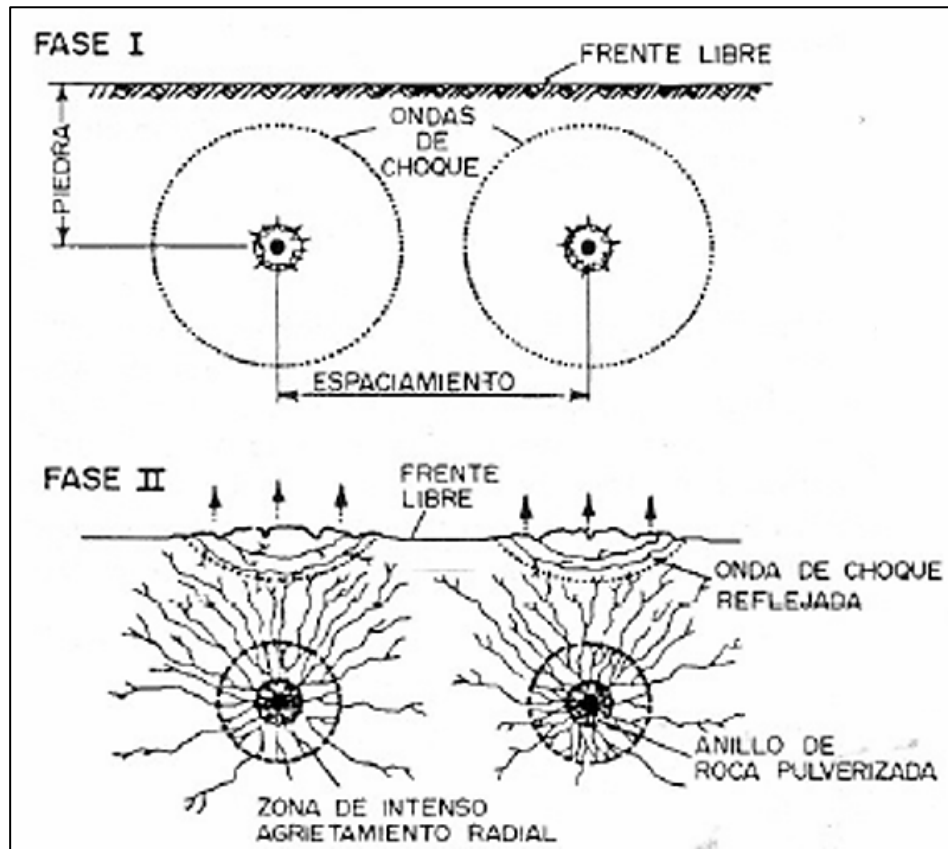
El mecanismo de rotura de la roca posee varias etapas que están asociadas a dos fases de la detonación que son la presencia de ondas de choque y la presión de gases, estas fases tienen relación directa con la reacción química contenida en los explosivos, especialmente con la velocidad y la forma con que es liberada. La primera fase está constituida por la presencia de una onda de detonación de mayor o menor velocidad (onda de choque), característica que representa en gran medida al poder rompedor del explosivo; y, la segunda fase, que representa la formación de un gran volumen de gases a elevada temperatura.

El mecanismo de fragmentación generada por la detonación de los explosivos industriales puede dividirse en tres etapas:

**Etapas I y II:** en esta etapa la onda de choque producida por la detonación supera ampliamente la resistencia a la compresión de la roca lo que produce la trituración y pulverización en toda la zona circundante al taladro o pozo de perforación.

**Figura 5**

*Mecanismo de rotura de la roca – Fase I y II*

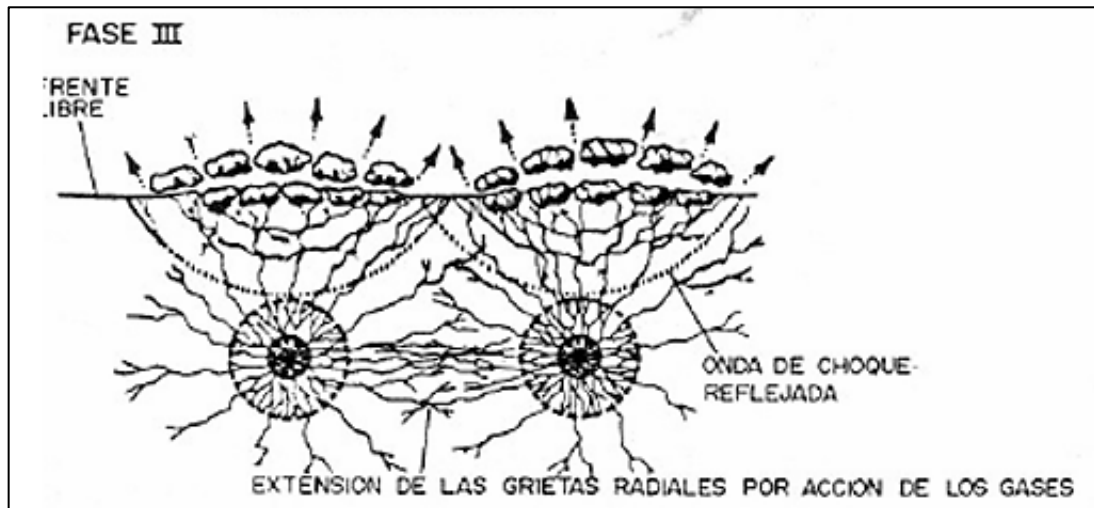


*Fuente:* Instituto Geológico Y Minero De España (1994)

**Etapa III:** En esta etapa, la onda de compresión (fatiga) se propagará por la roca hasta llegar a una cara libre, una vez que alcance la cara libre esta onda se reflejará en forma de onda de tracción volviendo al punto inicial de propagación generando fisuramiento (extensión de las grietas radiales), si los esfuerzos generados son suficientemente intensos entonces estas fisuras podrían alcanzar hasta la cara libre.

## Figura 6

### *Mecanismo de rotura de la roca – Fase III*

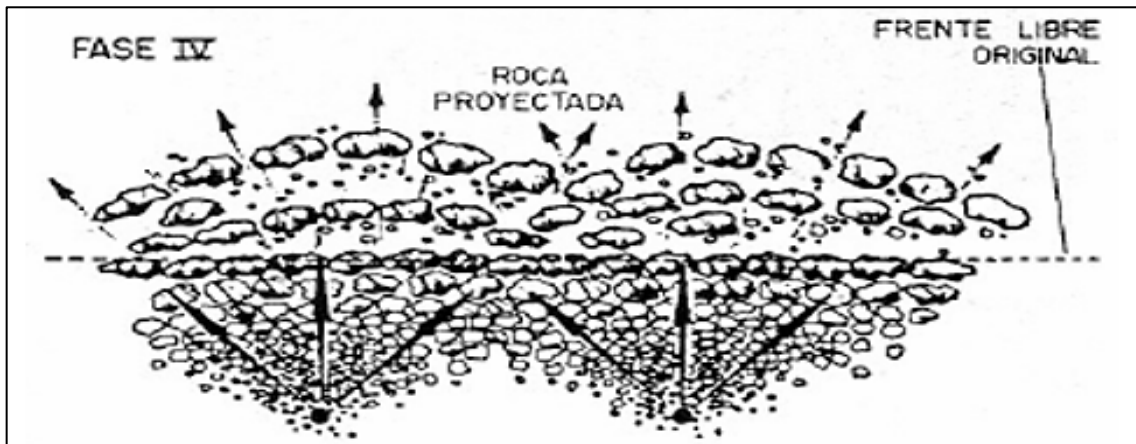


*Fuente:* Instituto Geológico Y Minero De España (1994)

**Etapa IV:** en esta etapa final, por la presencia de muy altas presiones generadas por los gases, las grietas iniciales tendrán un aumento considerable y se verán expandidas. La fuerza de expansión de los gases junto a los esfuerzos de tracción generados por las compresiones radiales hará posible el desarrollo de esta etapa.

**Figura 7**

*Mecanismo de rotura de la roca – Fase IV*



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

### **3.2.6 Explosivos**

Se denomina explosivo a aquella mezcla o compuesto químico cuya función primordial es de realizar una explosión, posee características destructivas ya que, al reaccionar exotérmicamente, libera en un instante de tiempo toda su energía contenida en forma de calor, gases, sonidos, etc. Estas características destructivas serán aprovechadas en la industria minera para poder fragmentar las rocas lo cual facilitará la extracción de minerales, las excavaciones subterráneas, los movimientos de tierras, etc.

#### **3.2.6.1 Clasificación de los explosivos**

Existen múltiples clasificaciones de los explosivos, en esta oportunidad tomaremos la clasificación según el “Manual práctico de voladura de Exsa, 2018” en el que nos enfocaremos en la clasificación de los explosivos industriales rompedores, la importancia de esta clasificación se da en vista de que son los que más se utilizan en voladura de rocas en minería subterránea.

**Tabla 6.**

*Clasificación de los explosivos*

<b>CUADRO RESUMEN</b>		
<b>EXPLOSIVOS INDUSTRIALES ROMPEDORES</b>		
<b>ALTOS EXPLOSIVOS</b>	<b>AGENTES DE VOLADURA</b>	<b>EXPLOSIVOS ESPECIALES</b>
- TNT	- ANFO (PRILLS)	- SÍSMICOS
- GELATINAS (NG-NC)	- SLURRIES	- PARA VOLADURA CONTROLADA
- DINAMITAS	- EMULSIONES	- PERMISIBLES (CARBÓN)
- HIDROGELES SENSIBILIZADOS	- HÍBRIDOS (MEZCLAS ANFO/EMULSIÓN O ANFO <sub>s</sub> PESADOS)	- CARGAS DIRIGIDAS
- EMULSIONES SENSIBILIZADAS	- QUANTEX MEQ 73	- BINARIOS
		- LOX Y OTROS
<b>CLASIFICACIÓN PRÁCTICA:</b>		
- 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)	

*Fuente:* EXSA (2018)

### **3.2.6.2 Características de los explosivos**

Para una correcta utilización de los explosivos, es importante conocer las características propias de cada explosivo, los componentes utilizados para su elaboración, conocer también las características geomecánicas y geoestructurales de la roca a la cual se realizará voladura, teniendo toda esta información, podremos evaluar y determinar el explosivo más adecuado para el desarrollo de nuestra faena minera. A continuación, dividiremos las características antes mencionadas en dos grupos:

- Características Funcionales
- Características Prácticas

- **Características funcionales**

Las características que refieren al funcionamiento y/o detonación de los explosivos se pueden dividir en dos: la primera categoría está ligada al carácter *rompedor*, el cual será asociado por su impacto violento generada por la onda de choque durante la detonación, y como segunda categoría tendremos a los explosivos *energéticos*, las cuales asociaremos por el proceso de expansión producto de los gases generados posterior a la reacción química de la detonación. Estas características a su vez se pueden subdividir en:

- 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.

- **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.

### **3.2.7 Análisis energético**

El análisis energético de la voladura en minería subterránea tiene como objetivo optimizar la eficiencia en la fragmentación de la roca, minimizando el daño al macizo rocoso y reduciendo los costos en operaciones posteriores como el transporte y el chancado. Este proceso implica evaluar la energía liberada por los explosivos y su distribución en la roca, considerando factores como la carga explosiva, el diseño de la malla de perforación y las propiedades geomecánicas del macizo rocoso.

#### **3.2.7.1 Conceptos clave**

- Energía liberada por el explosivo:

Cantidad total de energía generada durante la detonación, expresada en unidades como joules o calorías.

- Fragmentación de la roca:

Objetivo principal de la voladura, que consiste en obtener un tamaño de fragmento adecuado para su manipulación y procesamiento, reduciendo así costos en operaciones posteriores como transporte y chancado.

- Ondas de choque:

Fenómeno generado por la detonación, en el que las ondas de alta presión se propagan a través de la roca, provocando fracturas y desplazamiento del material.

- Efecto de la voladura en el macizo rocoso:

Impacto de la detonación sobre la roca circundante, que puede generar fracturas adicionales y afectar la estabilidad estructural del túnel o galería.

- Eficiencia de la voladura:

Relación entre la energía total del explosivo y la proporción utilizada efectivamente en la fragmentación, frente a la que se disipa como vibraciones, calor o daño no deseado al macizo rocoso.

### **3.2.8 Daño inducido por voladura**

Los primeros estudios referidos a la definición del daño inducido de voladuras respecto a los límites de seguridad para vibraciones fueron enunciados por los canadienses Edwards y Northwood en 1960 quienes especificaron lo siguiente:

- Límite de daño: “Es la apertura de viejas fisuras y formación de nuevas fisuras en el revoque, desplazamiento de objetos sueltos”.
- Daño menor: “Es superficial, no afectando la resistencia de la estructura, por ejemplo: quebradura de ventanas, caída de revoque, formación de fisuras en la mampostería “
- Daño mayor: “Sería debilitación de la estructura, por ejemplo: grandes fisuras, movimiento de cimientos, debilitamiento de la estructura “

La definición actual de “límite de daño” vienen dada como la ocurrencia de fisuras de dimensión capilar en el revestimiento de las paredes. Este tipo de ocurrencia fue llamado “daño

cosmético” por algunos autores, pues no comprometen ni la resistencia ni la estabilidad de la estructura.

Stagg et al (1984) estudiaron el origen y el proceso de fisuración en residencias. Según ellos, indican lo siguiente: “la actividad humana y las variaciones de temperatura y humedad provocan deformaciones en paredes equivalentes a movimientos de terreno de hasta 30 [mm/s]. El golpe de una puerta puede causar deformaciones de hasta 140 [micropulgadas/pulg], equivalente a la deformación causada por una vibración de 12.5 [mm/s]”.

### **3.2.9 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.

### **3.2.10 Diseño de malla de perforación**

El diseño de la malla de perforación constituye uno de los elementos esenciales para garantizar la eficiencia del proceso de voladura, ya que determina la distribución geométrica de los

taladros, el burden, el espaciamento y la energía aplicada al macizo rocoso. Según Jimeno, Jimeno y Carcedo (2010), la malla de perforación establece la disposición sistemática de los barrenos con el fin de obtener una ruptura controlada, una fragmentación adecuada y minimizar efectos indeseados como la sobre-rotura o la proyección de fragmentos. Para estos autores, el diseño óptimo surge de la correcta evaluación de variables geomecánicas, operativas y económicas que influyen directamente en la respuesta del macizo ante la energía de detonación.

### **3.2.10.1 Burden espaciamento**

Son los parámetros principales en el diseño. El burden corresponde a la distancia entre un taladro y la cara libre más cercana, y el espaciamento es la distancia entre taladros contiguos. Workman y Calder (2014) indican que la relación entre burden y espaciamento suele oscilar entre 1.0 y 1.4 para mantener un equilibrio entre fragmentación y control del contorno. Si la roca presenta alta resistencia o baja fracturación, el burden debe ser menor para asegurar que el explosivo transmita suficiente energía; si la roca está altamente fracturada, ambos parámetros pueden incrementarse con el fin de evitar un consumo excesivo de explosivo.

### **3.2.10.2 Geomecánica del macizo**

Constituye otro factor crítico en el diseño. Variables como el índice RQD (Rock Quality Designation), la clasificación RMR y el índice GSI influyen en la capacidad de la roca para fracturarse y fragmentarse adecuadamente. Bieniawski (1989) sostiene que las rocas con RMR alto presentan mayor resistencia a la rotura inducida por explosivos, lo que obliga a reducir el burden o incrementar la energía específica. Por el contrario, macizos con baja competencia permiten patrones más amplios y reducciones significativas en la carga explosiva por metro cúbico.

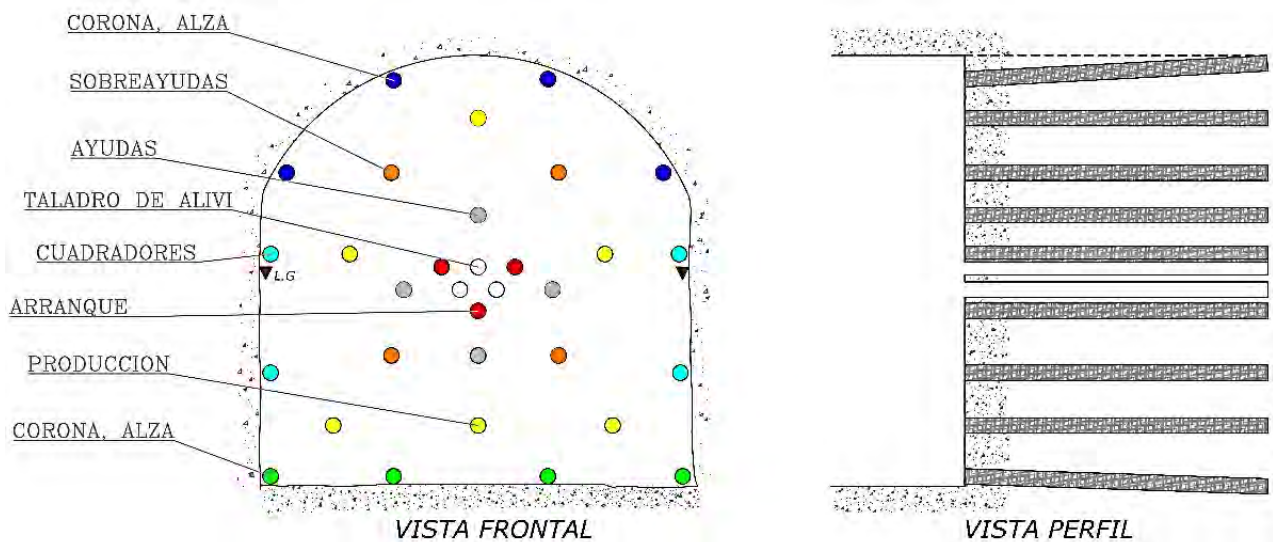
### 3.2.10.3 La selección del tipo de malla

Es fundamental. Jimeno et al. (2010) clasifican las mallas en cuadradas, rectangulares, en abanico y adaptadas, dependiendo de la geometría del frente y del método minero. En minería subterránea se priorizan mallas más ajustadas para controlar el contorno del avance. La elección está condicionada por la estabilidad del frente, la inclinación de los taladros y la geometría final deseada.

La profundidad de los barrenos, la sub-perforación y el diámetro de broca también afectan la eficiencia de la voladura. Calder y Bauer (2018) explican que la sub-perforación, generalmente equivalente al 10 % del burden, garantiza la ruptura completa en la base del banco o frente. Asimismo, el diámetro del taladro condiciona la cantidad de explosivo por metro, lo que repercute en la energía específica y el nivel de fragmentación obtenido.

**Figura 8**

*Diseño de malla de perforación.*



*Fuente:* (López Jimeno, 2014)

### 3.2.11 Diseño de voladura

El diseño de voladura se ve influenciado por factores como la competencia geomecánica del macizo rocoso, la presencia de discontinuidades, la geometría del tajo o labor, y las restricciones propias del espacio confinado. De acuerdo con Jimeno, Jimeno y Carcedo (2017), la interacción entre el explosivo y la roca depende de parámetros como la velocidad de detonación, la presión de explosión y el confinamiento disponible, lo que obliga a ajustar cada componente del diseño para evitar sobre-roturas o vibraciones excesivas.

Uno de los elementos más relevantes es la configuración de la secuencia de iniciación, ya que esta determina el modo en que se propaga la rotura en el frente. En ambientes subterráneos se utilizan secuencias progresivas que permiten evacuar material hacia el claro inicial producida por el cut o arranque primario. Autores como Konya y Walter (2020) explican que la correcta temporización entre taladros mejora la direccionalidad del arranque, reduce el choque entre ondas generadas por detonaciones simultáneas y favorece la fragmentación uniforme.

### 3.2.12 Costos

Los costos asociados a la voladura y al sostenimiento influyen directamente en los costos unitarios de desarrollo de labores y en los costos totales por metro lineal excavado. Según Hartman y Mutmansky (2002), la optimización económica en minería subterránea se basa en comprender cómo las decisiones técnicas como la malla de perforación, selección del explosivo y secuencia de iniciación repercuten en los requerimientos de sostenimiento y en el costo final del avance.

## 3.3 Definición de términos

- **Anfo:** El ANFO, que proviene del inglés: Ammonium Nitrate - Fuel Oil, es un explosivo de alta potencia que consiste en una mezcla de nitrato de amonio y

combustible derivado del petróleo. Estas mezclas son muy utilizadas, principalmente por las empresas mineras y de demolición.

- **Burden y burden efectivo:** el burden de un pozo se refiere a la dimensión lineal entre el pozo y la cara libre y se mide perpendicular a la dirección de la línea de pozos que constituyen una fila. El término burden generalmente se refiere al burden perforado, significando que la dimensión lineal se hace a la cara libre existente del banco. El término burden efectivo se refiere a la dimensión lineal entre el pozo y la posición de la cara libre más cercana al tiempo de la detonación del pozo, y toma en consideración la dirección de la iniciación.
- **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:** refiere a los costos operativos que son generados en forma continua durante el funcionamiento de una operación minera y que están ligados a la producción. Se puede categorizar en costos directos e indirectos.
- **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 tronadura en que se pone.
- **Desviación de taladro:** refiere al taladro que al ser ejecutado presenta una desviación angular respecto a su punto inicial planificado, esta desviación es evidenciada desde un punto de vista tridimensional, esta desviación suele distorsionar el burden y el espaciamiento del diseño original.
- **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]
- **Optimización:** La optimización implica una búsqueda constante de mejoras y eficiencias en cualquier situación. En su núcleo, la optimización se basa en analizar, evaluar y ajustar para lograr resultados superiores. Ya sea en la optimización de

procesos industriales, la gestión de recursos o la toma de decisiones estratégicas, esta estrategia busca alcanzar el mejor rendimiento posible.

- **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.
- **Optimización:** se refiere al proceso de ajustar y mejorar los parámetros técnicos del ciclo de minado como perforación, voladura, ventilación, limpieza y sostenimiento con el objetivo de lograr el mejor rendimiento posible con el menor costo.
  - Definir la malla de perforación ideal según la geomecánica.
  - Ajustar el tipo y cantidad de explosivo para lograr un arranque eficiente sin dañar el contorno.
  - Reducir la sobre-excavación y minimizar la fracturación inducida.

- Aumentar el avance por disparo sin comprometer la estabilidad del túnel.
- En sostenimiento, optimizar significa:
- Seleccionar el tipo y densidad adecuada de elementos de sostenimiento (pernos, malla, concreto lanzado).
- Evitar el uso excesivo de soporte mediante un diseño de voladura más controlado.
- Alinear los costos con la calidad del terreno y la seguridad del personal.
- **Eficiencia:** se define como la relación entre los recursos utilizados (explosivos, tiempo, mano de obra, equipos y sostenimiento) y los resultados obtenidos (avance, fragmentación deseada, estabilidad del contorno y costos).
  - Avance logrado por metro perforado.
  - Consumo específico de explosivo ( $\text{kg/m}^3$ ).
  - Fragmentación adecuada para facilitar la limpieza.
  - Disminución de daños al macizo rocoso.

En sostenimiento, la eficiencia implica:

- Aplicar solo el soporte necesario, según la clasificación geomecánica.
- Minimizar retrabajos por inestabilidad, derrumbes o mala calidad de voladura.
- Reducir tiempos muertos entre voladura, limpieza y sostenimiento.

## CAPÍTULO IV

### PROPUESTA DE MEJORA DE COSTOS MEDIANTE VOLADURA CONTROLADA EN LA RAMPA PRINCIPAL 3900.

#### 4.1 Estado actual de las operaciones de perforación y voladura

Para valorar rigurosamente la situación actual de la perforación y voladura en la Rampa Principal 3900 (U.M. Chungar), es imprescindible un levantamiento ordenado y repetible de información in situ que permita, desde etapas tempranas, caracterizar integralmente los principales indicadores y obtener una lectura diagnóstica de las deficiencias técnicas y de ejecución. El análisis de 31 disparos (junio 2024) evidencia un avance promedio de 3.23 m (82.8% de eficiencia), una sobrerotura promedio de 15.3% con rangos entre 9.8% y 23.1%, y que solo el 20% de los disparos alcanzó la meta de 3.50 m. En el caso particular del comportamiento de la RP-3900 (10 disparos), se registró un avance promedio de 3.32 m, una sobrerotura promedio de 15.2% y una eficiencia de voladura de 85.1%. Estos hallazgos permiten identificar y priorizar las falencias críticas, orientando la aplicación de medidas correctivas para optimizar la eficiencia, reducir desviaciones de diseño y asegurar la estabilidad del frente de trabajo.

## 4.2 RESUMEN DEL PROCESO ANTES DE LA VOLADURA CONTROLADA

### EN LA RAMPA PRINCIPAL 3900

**Tabla 7.**

*Proceso de construcción de la rampa antes del control de voladura*

<b>Etapa</b>	<b>Detalles Clave</b>	<b>Rendimiento/Deficiencias</b>	<b>Tiempo/Costo</b>
Perforación	<ul style="list-style-type: none"> <li>- Sección: 4.0 m × 4.50 m.</li> <li>- Roca: Marga (RMR 41, 2.7 TN/m<sup>3</sup>).</li> <li>- Equipo: Jumbo Boomer S1D.</li> <li>- Malla: 46 taladros (42×Ø45 mm, 4×Ø102 mm).</li> <li>- Longitud: 3.90m perforados; avance efectivo: 3.28 m.</li> </ul>	<p><b>Deficiencias:</b></p> <ul style="list-style-type: none"> <li>- Falta de paralelismo.</li> <li>- Espaciamiento asimétrico.</li> <li>- Longitudes irregulares → frente irregular.</li> <li>- Eficiencia de perforación: 84.10%.</li> </ul>	<p>Tiempo: 1.2 h/ciclo. Costo: \$392.31/ciclo (\$119.60/m).</p>
Voladura	<ul style="list-style-type: none"> <li>- Explosivo: Emulnor de (3000,1000,500)</li> <li>- Carga total: 132 kg (42 taladros cargados).</li> </ul>	<p><b>Rendimiento:</b></p> <ul style="list-style-type: none"> <li>- Avance: 3.28 m/disparo.</li> <li>- Tonelaje: 159.40 TM.</li> <li>- Factor carga: 40.24 kg/m; 0.83 kg/TM.</li> </ul> <p><b>Fallas:</b></p> <ul style="list-style-type: none"> <li>- Sobrerotura promedio (18%)</li> <li>- Proyección de roca.</li> <li>- Realce en la voladura.</li> </ul>	<p>Costo: \$281.37/ciclo (\$87.83/m).</p>
Limpieza	<ul style="list-style-type: none"> <li>- Equipo: Scooptram 6 yd<sup>3</sup>.CAT-R1600</li> <li>- Viajes/ciclo: 18</li> <li>- Volumen esponjado: 106.10 m<sup>3</sup>/ciclo.</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>- Ciclo/viaje: 4.2 min.</li> <li>- Tiempo total: 1.26 h/ciclo.</li> </ul>	<p>Tiempo: 1.0 h/ciclo. Costo: \$259.84/ciclo (\$79.22/m).</p>
Sostenimiento	<ul style="list-style-type: none"> <li>- Tipo: Shotcrete proyectado</li> <li>- Espesor: 50-100 mm</li> <li>- Densidad: Aplicación sistemática</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>- 4-6 m<sup>3</sup>/hora</li> <li>- Cubrimiento completo de contorno</li> </ul>	<p>Tiempo: 0.75h/ciclo. Costo: (\$155/m).</p>
Costos Totales	<ul style="list-style-type: none"> <li>- Por ciclo (3.20 m): \$1441.92 USD.</li> <li>- Por metro: \$439.61 USD.</li> <li>- Costo con IVA (18%): \$1701.47 USD/ciclo (\$518.74/m).</li> </ul>		

*Fuente:* Unidad minera chungar - compañía minera volcan S.A.

### 4.3 CÁLCULOS DETALLADOS PARA LA VOLADURA EN LA RAMPA PRINCIPAL 3900 DESPUÉS DE LAS MEJORAS

#### 4.3.1 Cálculo del Número de Taladros

El número de taladros se determina basándose en el diseño de malla para una sección de 4.0 m × 4.5 m en roca con RMR 40 (roca regular). La “teoría” que se usa para calcular el número de taladros En minería y túneles se conoce como Teoría del Burden y Espaciamiento (Burden–Spacing Theory) propuesto por ( Holmberg & Persson )(1979, 1980) *Rock Blasting and Explosives Engineering* y Manuales Atlas Copco / Epiroc.

Parte de que cada taladro rompe un volumen definido de roca, **controlado por:**

**B = Burden (B)**

**E = Espaciamiento (E)**

**N = número de taladros**

**A = área de la sección (m<sup>2</sup>)**

$$N \approx \frac{\text{Área del frente}}{B \times E \times k}$$

**Tabla 8.**

*Valores de k en función al tipo de roca*

Calidad de roca	(k)
Muy dura	0.20 – 0.25
Dura	0.25 – 0.30
Regular (RMR 40–50)	0.30 – 0.35
Blanda	0.35 – 0.45

*Fuente:* Holmberg & Persson / Atlas Copco

*Nota:* El factor **k** corrige la malla teórica Incorpora (**corte + contorno + pérdidas geométricas**) Es < 1.

**Tabla 9.**

Los valores de  $K$ , ( $K_b$ ) (Burden) y ( $K_e$ ) (Espaciamiento)

Calidad de roca	RMR	( $K_b$ ) (Burden)	( $K_e$ ) (Espaciamiento)
Muy mala	< 20	41 – 46	46 – 50
Mala	20 – 40	36 – 40	40 – 45
Regular	40 – 50	30 – 35	35 – 39
Buena	50 – 65	25 – 29	30 – 34
Muy buena	> 65	20 – 24	25 – 29

Fuente: Holmberg & Persson / Atlas Copco

Nota: En el diseño de mallas de perforación, los coeficientes **K** relacionan el **diámetro del taladro (D) con el burden (B) y el espaciamiento (E)**:

#### Cálculo de espaciamiento y burden.

**RMR = 42 y diámetro del taladro D=0.045m.**

- $K_b=25$       **Burden (B) =  $25 \times 0.045 = 1.13$**
- $K_e=30$       **Espaciamiento (E) =  $30 \times 0.045 = 1.35m$**

$$A = 4.0 \times 4.5 = 18 \text{ m}^2$$

$$B \times E \times K = 1.13m \times 1.35m \times 0.3 = \frac{0.457m^2}{tal} \quad N = \frac{18m^2}{0.457m^2/tal} = 41.844tal \approx 42 \text{ taladros.}$$

Por lo tanto, se utilizan 42 taladros cargados más 4 taladros de rimado, en el diseño de malla más 12 taladros de alivio para realizar la voladura controlada. En total se realizarán 58 taladros en todo el frente.

### 4.3.2 Cálculo del Porcentaje de Sobrerotura

El porcentaje de sobrerotura se define como el exceso de rotura más allá del perfil diseñado, expresado como un porcentaje. Después de las mejoras, este valor se reduce a 5.6%, según los datos de monitoreo en campo. No se requiere cálculo adicional, ya que es un resultado directo de las mediciones topográficas.

### 4.3.3 Análisis de línea base

Para el análisis de línea base, se evaluarán los disparos ejecutados en las semanas 25, 26 y 27 del mes de junio de 2023. Este corte temporal permitirá estimar los promedios operativos asociados a perforaciones de 3,90 m de longitud efectiva y cuantificar la sobrerotura resultante, estableciendo así los referentes iniciales para el contraste con la etapa de mejora.

**Tabla 10.**

*Línea Base Avance y sobrerotura*

MES	SEMANA	GUARDIA	LABOR	BARRA Ft	AVANCES TOPOGRAFICO	%SOBRE ROTURA	% EFICIENCIA DE VOLADURA
Junio	Semana 25	A	RP-4250-VCAR	13	3.1	17.0%	79.5%
Junio	Semana 25	A	RP-3900	13	3.2	19.3%	82.1%
Junio	Semana 25	A	CA-4225-VPRI-1	13	2.7	14.0%	69.2%
Junio	Semana 25	C	CA-4300-VPRI-1	13	3.1	23.1%	79.5%
Junio	Semana 25	B	RP-4250-VCAR	13	2.8	12.0%	71.8%
Junio	Semana 25	A	RP-3900	13	3.4	17.0%	87.2%
Junio	Semana 25	B	RP-4250-VCAR	13	3.1	14.0%	79.5%
Junio	Semana 25	A	CA-4300-VPRI-1	13	3.1	10.0%	79.5%
Junio	Semana 25	A	RP-3900	13	3.2	20.4%	82.1%
Junio	Semana 25	A	CP(300)-3900- VRP3	13	3.2	15.0%	82.1%

MES	SEMANA	GUARDIA	LABOR	BARRA Ft	AVANCES TOPOGRAFICO	%SOBRE ROTURA	% EFICIENCIA DE VOLADURA
Junio	Semana 25	B	RP-4250-VCAR	13	3.6	16.0%	92.3%
Junio	Semana 25	B	RP-4225-VPRI	13	2.8	12.0%	71.8%
Junio	Semana 25	A	RP-3900	13	2.9	14.9%	74.4%
Junio	Semana 25	B	CA-4225-VPRI-1	13	3.5	14.0%	89.7%
Junio	Semana 25	A	RP-3900	13	3.4	12.3%	87.2%
Junio	Semana 25	A	CP-200-4050- VA1T-1	13	3.5	21.6%	89.7%
Junio	Semana 26	B	RP-3900	13	3.9	14.1%	100.0%
Junio	Semana 26	B	CP-200-4050- VA1T-1	13	3.7	14.3%	94.9%
Junio	Semana 26	B	RP-4250-VCAR-2	13	3.3	16.4%	84.6%
Junio	Semana 26	B	RP-3900	13	3.3	9.8%	84.6%
Junio	Semana 26	C	AC(300)-4300- VPRI-1	13	3.3	15.0%	84.6%
Junio	Semana 26	B	RP-4225-VPRI	13	3.1	18.3%	79.5%
Junio	Semana 26	C	RP-3900	13	3.5	13.7%	89.7%
Junio	Semana 26	B	RP-4225-VPRI	13	3.5	15.5%	89.7%
Junio	Semana 26	C	RP-3900	13	3.3	13.6%	84.6%
Junio	Semana 26	B	AC(300)-4300- VPRI-1	13	3.2	12.7%	82.1%
Junio	Semana 26	C	RP-4225-VPRI	13	3.1	13.6%	79.5%
Junio	Semana 26	B	AC(300)-4300- VPRI-1	13	3	13.9%	76.9%
Junio	Semana 27	B	RP-4225-VPRI	13	3.2	14.5%	82.1%
Junio	Semana 27	C	RP-3900	13	3.1	16.8%	79.5%
Junio	Semana 27	B	RP-4250-VCAR-2	13	3	17.6%	76.9%

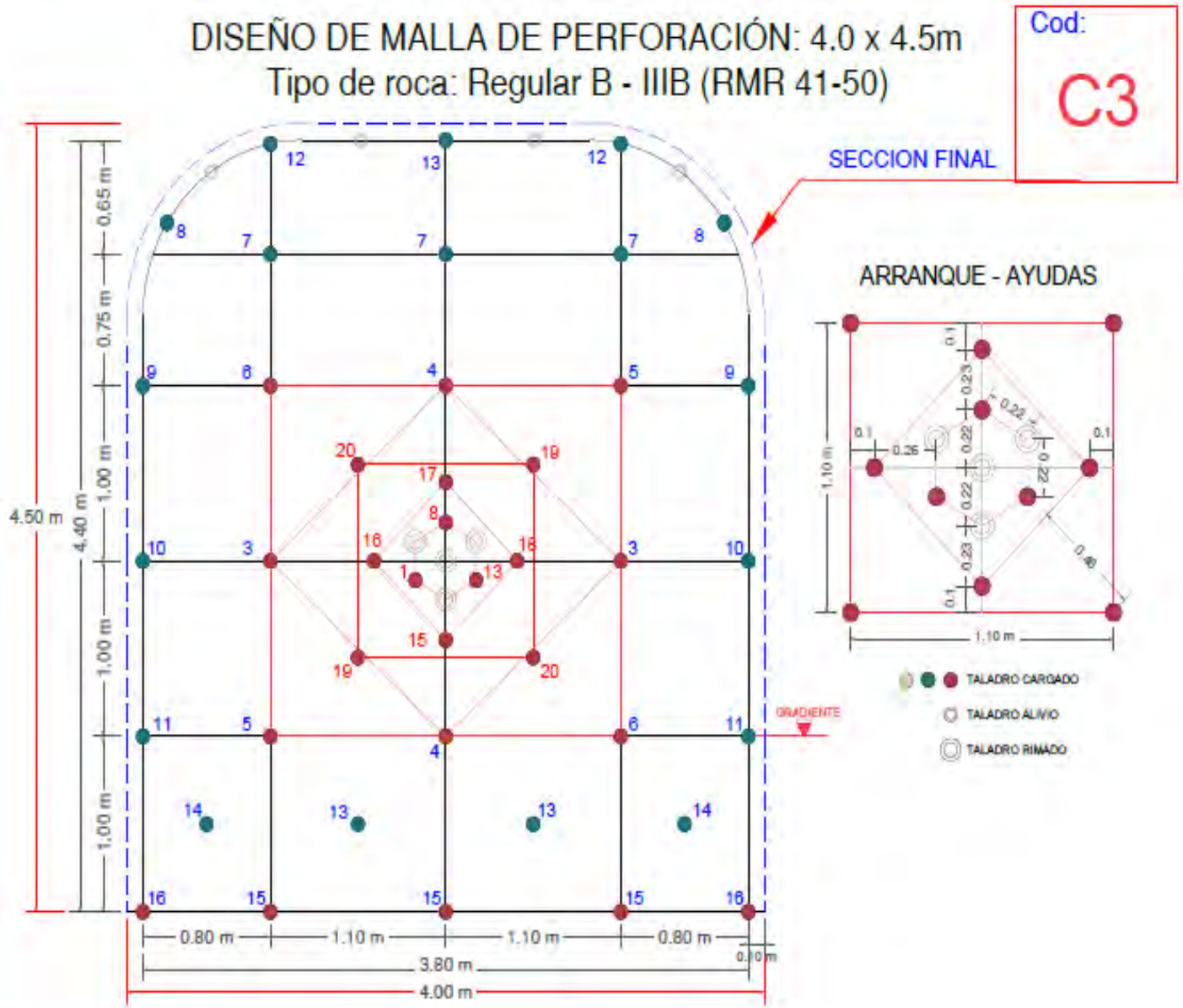
Fuente: Elaboración propia

#### 4.3.4 Análisis de resultados preliminares en avance

El análisis preliminar de avances para 31 disparos ejecutados con barras de 13 ft (longitud efectiva 3,90 m) arroja un promedio de 3,23 m, equivalente a una eficiencia de ~82,8 % respecto a la perforación efectiva. El rango observado ( $\approx 2,70\text{--}3,90$  m) y la brecha frente a la meta operativa de 3,50 m ( $-0,27$  m por disparo, ~7,7 % de déficit) evidencian variabilidad inter-labor/inter-guardia, atribuible a heterogeneidad de burden/espaciamiento, desviaciones de paralelismo y simetría, acoplamiento/stemming insuficientes y ventanas de retardo susceptibles a solapes. Estos resultados configuran la línea base sobre la que se propone voladura controlada (carga espaciada y medias cañas, stemming  $\geq 25\text{--}35 \times \emptyset$  en perímetro) y un QA/QC por turno para reducir la dispersión, cerrar la brecha de avance y, en consecuencia, optimizar el costo unitario.

**Figura 9**

*Diseño de malla de 4.0m x 4.5m - tipo de roca IIIB antes de la voladura controlada*



*Fuente: Área de Perforación y Voladura*

**Figura 10**

*Diseño de carga para Rp3900 antes de la voladura controlada*

FANEL MS	1	8	13	15	16	17	18	19	20	FANEL LP	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	TOTAL
CANT	1	1	1	1	1	1	1	2	2	CANT	2	2	2	2	3	2	2	2	2	2	3	2	3	2	42

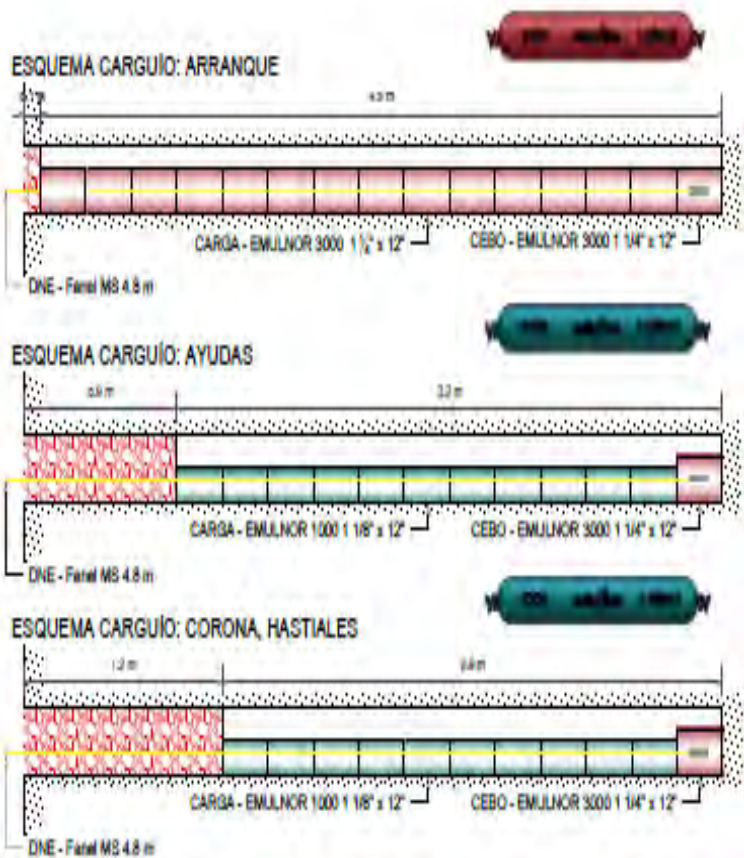
DISTRIBUCIÓN DE CARGA EXPLOSIVA POR TALADRO				
14 pies				
TIPO	CANTIDAD	EMULNOR 3000 1 1/4" x 12"	EMULNOR 1000 1 1/8" x 12"	EMULNOR 600 1 1/8" x 12"
CEBO	42	1	0	0
ARRANQUE	3	14	0	0
1RA AYUDA	4	13	0	0
2DA AYUDA	4	12	0	0
3RA AYUDA	4	12	0	0
4TA AYUDA	4	12	0	0
AY. CORONA	3	0	11	0
AY. ARRASTRE	4	0	11	0
HASTIALES	8	0	10	0
CORONA	8	0	10	0
ARRASTRE	8	13	0	0
<b>TOTAL:</b>	<b>42</b>	<b>345</b>	<b>187</b>	<b>0</b>

PERFORACIÓN (Barra)	UNIDAD	14 PIES
Diámetro Broca	mm	51
Diámetro Rimadora	mm	102
Eficiencia de perforación	%	90
Long. de perforación efectiva	m	3.84
Taladros Cargados	unidades	42
Taladros Alivio	unidades	4
Taladros Rimados	unidades	4
Taladros perforados (total)	unidades	50

CARACTERÍSTICAS: ROCA / LABIO	
ROCA	
RMR	41 - 50
AFILICACIÓN	AC - CP - CD

EXPLOSIVOS	UNIDAD	14 PIES
EMULNOR 3000 1 1/4" x 12"	cartuchos	345
EMULNOR 1000 1 1/8" x 12"	cartuchos	187
EMULNOR 600 1 1/8" x 12"	cartuchos	0
Kg Explosivos	Kg	132
Cordón det. NP3	m	25
DNE Fanel LP 4.8 m	piezas	42
Det. Ensamblado (T)	piezas	2
Mecha Rápida	m	0.20

RESULTADOS	UNIDAD	14 PIES
Eficiencia de disparo	%	95
Avance	m	3.65
Factor de Carga	Kg/m	36



*Fuente: Área de Perforación y Voladura*

#### **4.3.5 Análisis de resultados preliminares en sobrerotura**

El análisis preliminar de sobrerotura ( $n = 31$  disparos) arroja una media de 15,3 % con un rango de 9,8–23,1 %, valor que supera el umbral operativo de 12 % en +3,3 pp ( $\approx +27,5$  % relativo). La dispersión observada refleja déficits de control de contorno—energía periférica no modulada, stemming insuficiente, desacople inadecuado y ventanas de retardo propensas a solapes—sumados a variabilidad geométrica (paralelismo/simetría) en la perforación. Este desempeño configura la línea base sobre la cual se orienta la propuesta de voladura controlada, todo ello bajo QA/QC por turno para cerrar brechas y contener la sobrerotura dentro de los límites meta.

#### **4.3.6 Comportamiento de la Rampa principal 3900**

La labor RP-3900 concentra 10 de 31 disparos ( $\approx 32$  % del set) y presenta un avance promedio = 3,32 m (mín–máx: 2,90–3,90 m); solo 2/10 disparos alcanzan  $\geq 3,50$  m, dejando una brecha media de 0,18 m por disparo respecto a la meta operacional. En contorno, la sobrerotura promedio = 15,2 % (rango 9,8–20,4 %) supera el umbral objetivo 12 % en +3,2 pp; 9/10 disparos exceden el límite. La eficiencia de voladura promedia 85,1 % ( $< 90$  % objetivo). Dado su peso muestral, RP-3900 es el frente con mayor potencial de impacto para la optimización de costos.

#### **Resumen de las características de la rampa Principal (-)3900:**

Tipo de rampa: ZIG ZAC

Gradiente: -12% (6.84°)

Sección: 4.0 m x 4.50 m

Densidad de roca: 2.7tn/m<sup>3</sup>

#### **4.4 Parámetros de diseño de malla de perforación para la Rp3900**

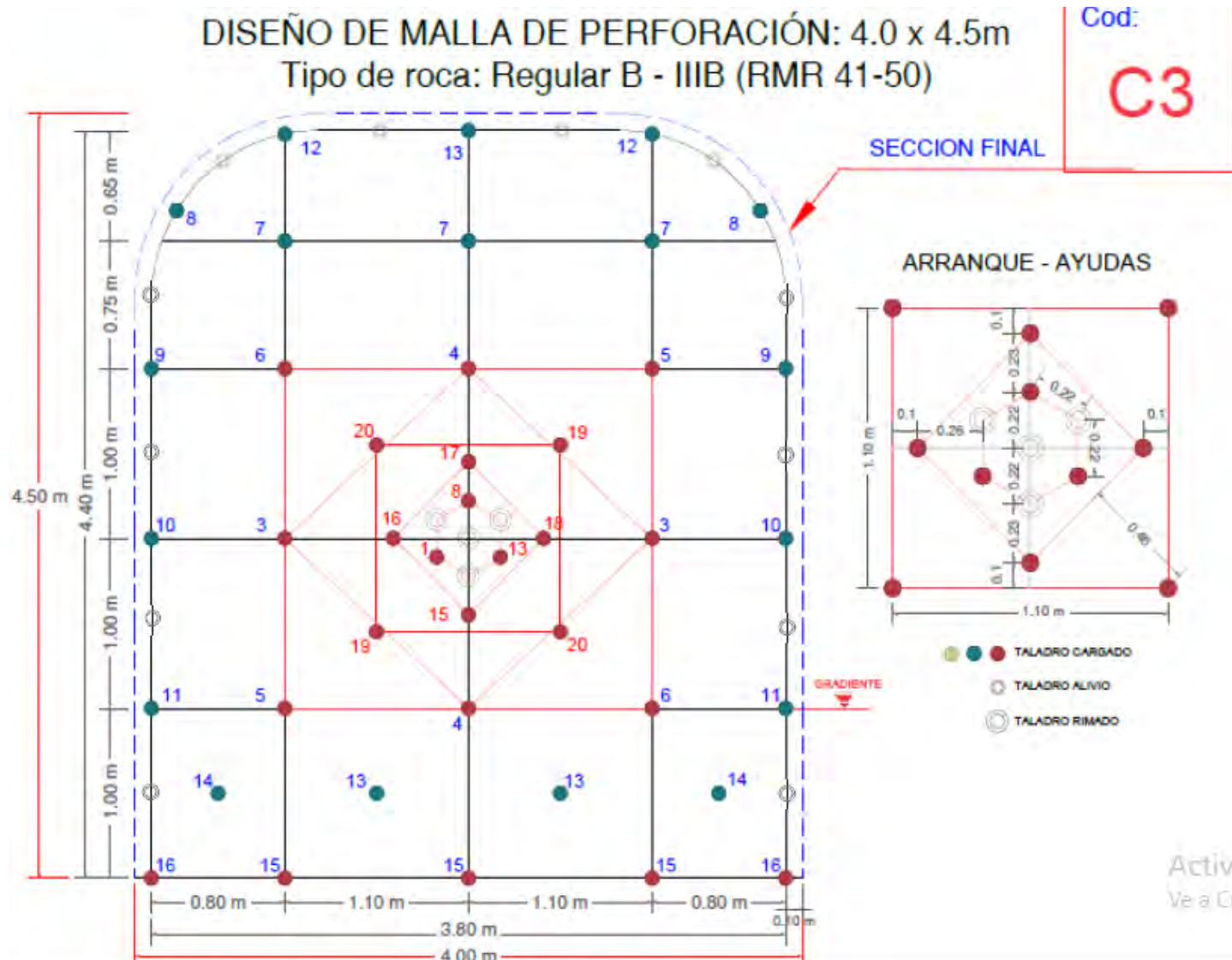
El diseño de malla asignado a la Rampa Principal 3900 corresponde a una sección 4,0× 4,5m en litologías con RMR 40–50 (clasificación IIIB – roca regular). No obstante, la ejecución en campo evidencia incumplimientos sistemáticos respecto a los parámetros de diseño: se observan déficits de carguío (columna discontinua, cebado no estandarizado, acoplamiento y stemming insuficientes) y aplicación irregular de voladura controlada en corona y hastiales (carga espaciada/medias cañas y secuencias diferenciales), lo que impacta en el control de contorno y en la estabilidad geométrica de la labor. En las secciones siguientes se desagregan y contrastan los parámetros de malla para esta configuración.

##### **4.4.1 Diseño de malla de perforación**

El esquema de arranque mostrado corresponde a un corte tipo hexagonal, conformado por cuatro taladros rimados (reamed holes) que generan la cara libre inicial, complementados por tres taladros de arranque/alivio en el núcleo. El perímetro se configura con cinco taladros en corona y cuatro en hastiales y doce taladros de alivio, se esta aplicando voladura controlada de tipo recorte en la corona utilización de canas (carga desacoplada). destinados al control de contorno y a la definición geométrica de la sección.

**Figura 11**

*Diseño de malla de perforación de 4.0m x 4.5m – implementada tipo de roca IIIB*



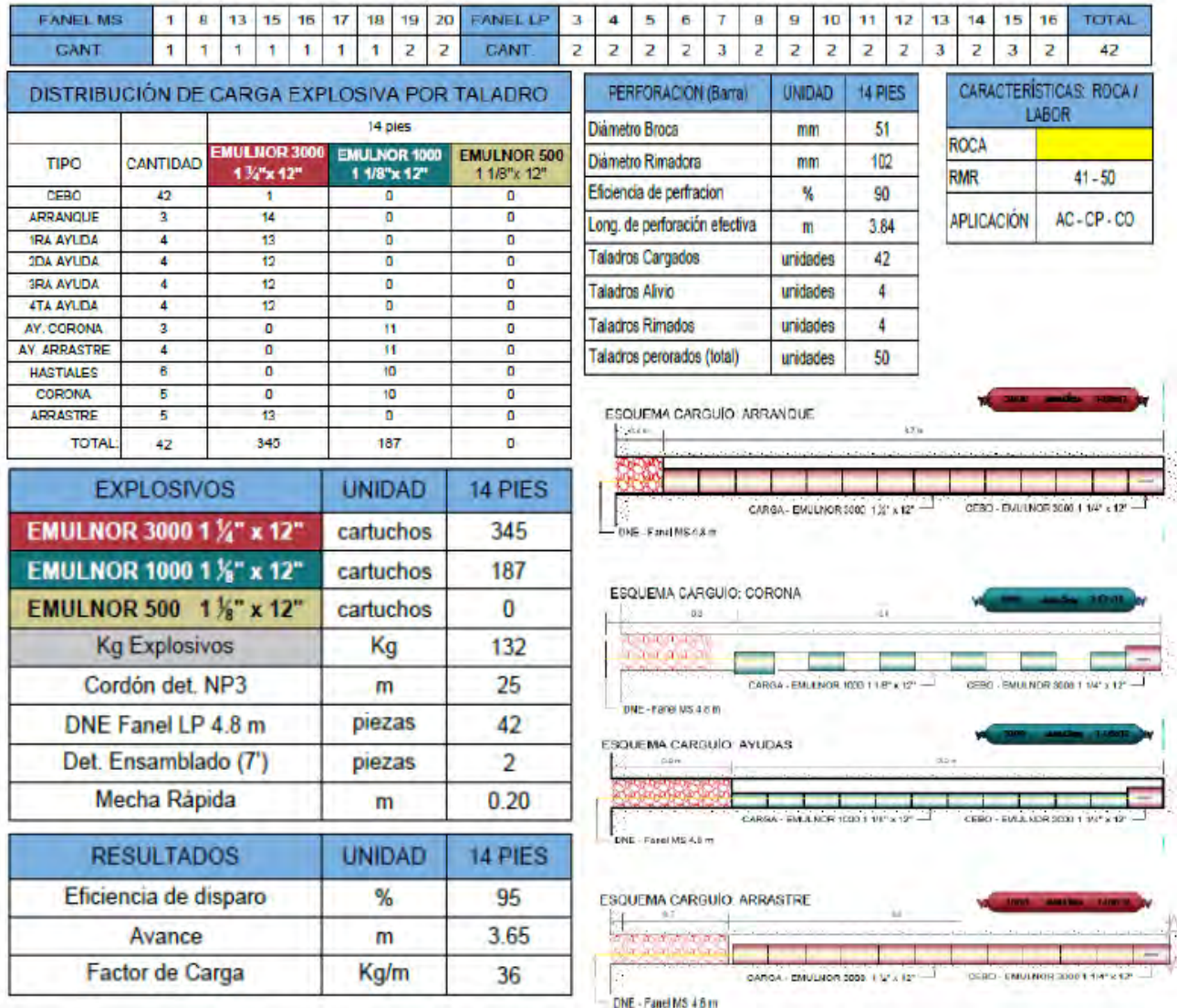
*Fuente: Área de Perforación y Voladura*

#### **4.4.2 Diseño de carga**

Se muestra el plan de carguío de la labor, diferenciando arranque, ayudas y taladros de corona, con la cantidad de explosivo ajustada a la longitud efectiva de perforación y a los requisitos de control de contorno (cebo, carga de fondo, columna y retacado), garantizando una distribución energética adecuada para desempeño y seguridad.

**Figura 12**

*Diseño de carga para Rp3900.*



Fuente: Área de Perforación y Voladura

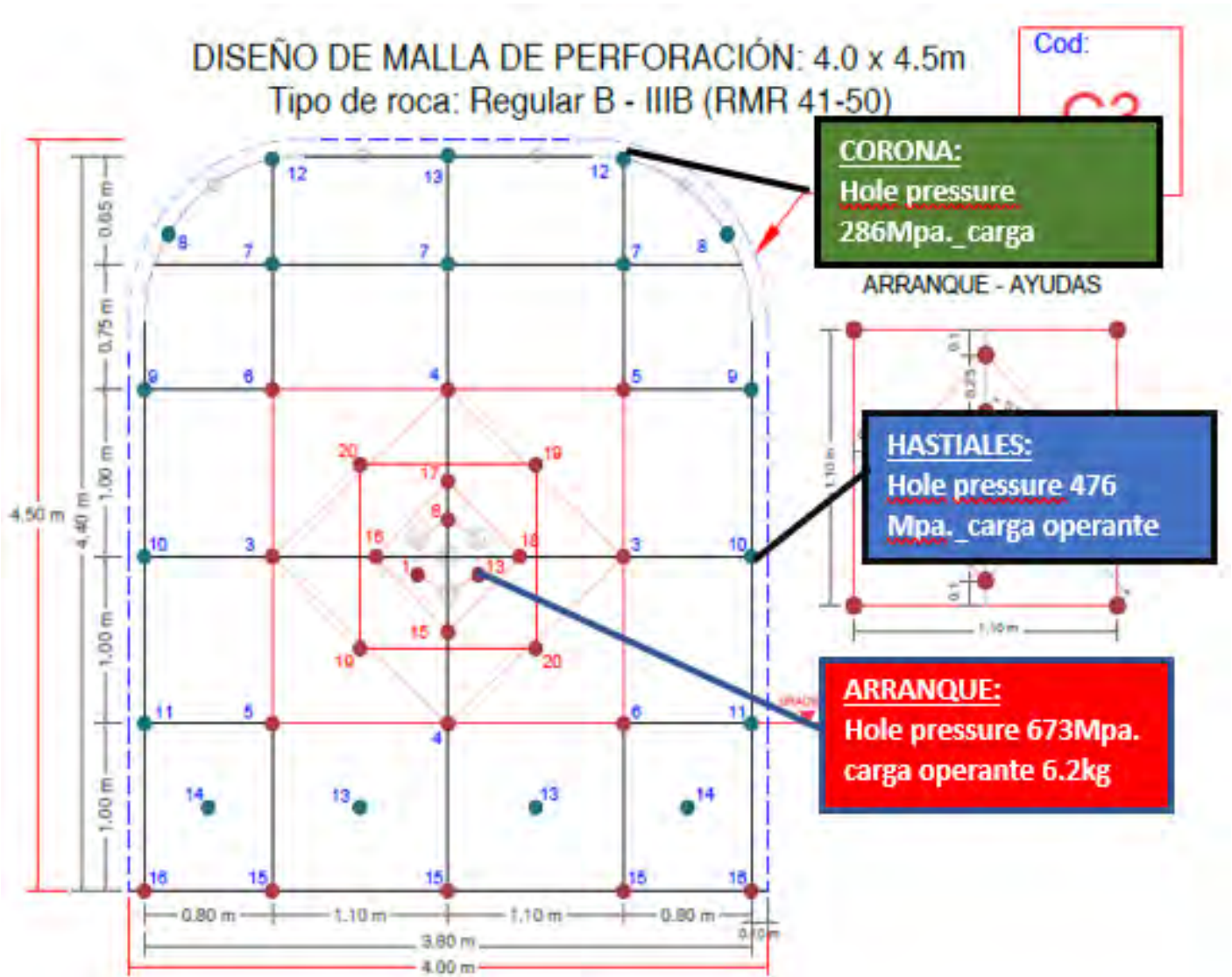
#### 4.4.3 Cálculo de presiones dinámicas para los paquetes de taladros

Con el objetivo de caracterizar las solicitaciones dinámicas sobre los distintos paquetes de taladros, se plantea calcular la presión en pared del taladro para arranque, ayudas, hastiales y corona. El cómputo considerará la presión de detonación del explosivo, el desacople, el confinamiento/retacado y la longitud de carga efectiva, a fin de verificar y cuantificar las presiones actuantes que

impone el diseño de malla vigente en la U.M. Chungar (RP-3900). Esta verificación es crítica para contrastar la adecuación energética respecto a la resistencia del macizo rocoso y a los objetivos de control de daño en perímetro, constituyendo la base para recalibrar burden/espaciamiento, configuración de carga (fondo/columna), desacople y retardos cuando corresponda, con impacto directo en avance, sobrerotura y costos operativos.

**Figura 13**

*Presión de Taladro de la Malla de P&V de Cía. Minera Volcan*



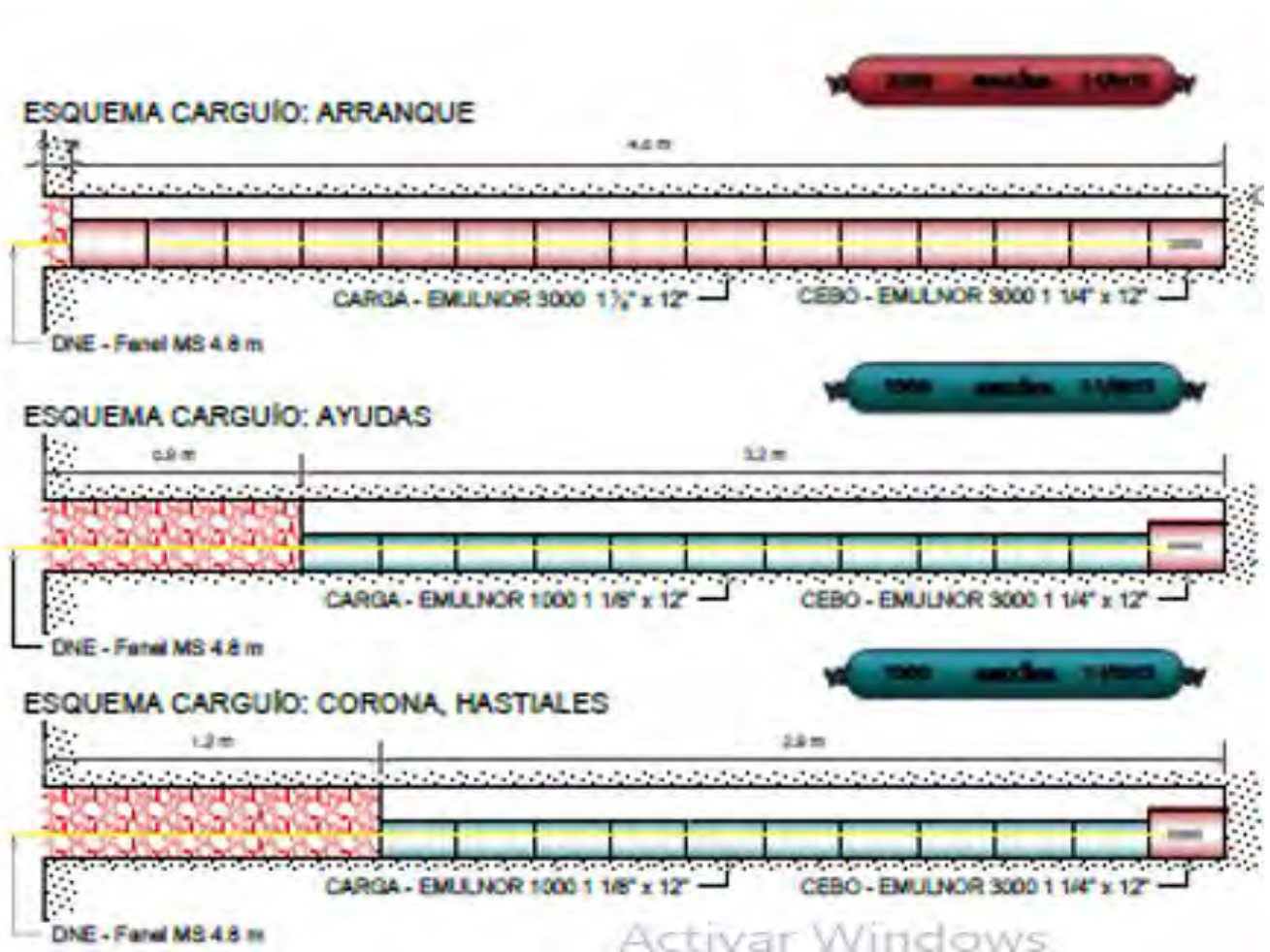
*Fuente: Área de Perforación y Voladura*

#### 4.4.4 Análisis de presiones para voladura controlada

Conforme a la figura previa, las presiones en pared de taladro estimadas para corona y hastiales alcanzan 286 MPa y 476 MPa, respectivamente; magnitudes que condicionan la geometría post-voladura y el daño de contorno. De acuerdo con los lineamientos de voladura controlada, se recomienda mantener  $\approx 100$  MPa en el perímetro; sin embargo, el esquema de carguío actual en la U.M. Chungar supera ampliamente dicho umbral, lo que explica la sobrerotura y los perfiles irregulares observados (microfisuración extendida, mayor saneo y sobrecostos en sostenimiento).

Figura 14

Esquema de carguío - Diseño de Cía. Minera Volcan



Fuente: Área de Perforación y Voladura

#### 4.4.5 Simulación de la energía liberada por el explosivo

Se ejecutó una simulación de distribución energética en JK SimBlast a partir de las mallas realmente perforadas en campo por los operadores de IESA S.A., con el objetivo de replicar la geometría ejecutada y evaluar la modulación de energía (arranque, ayudas y perímetro) sin idealizaciones.

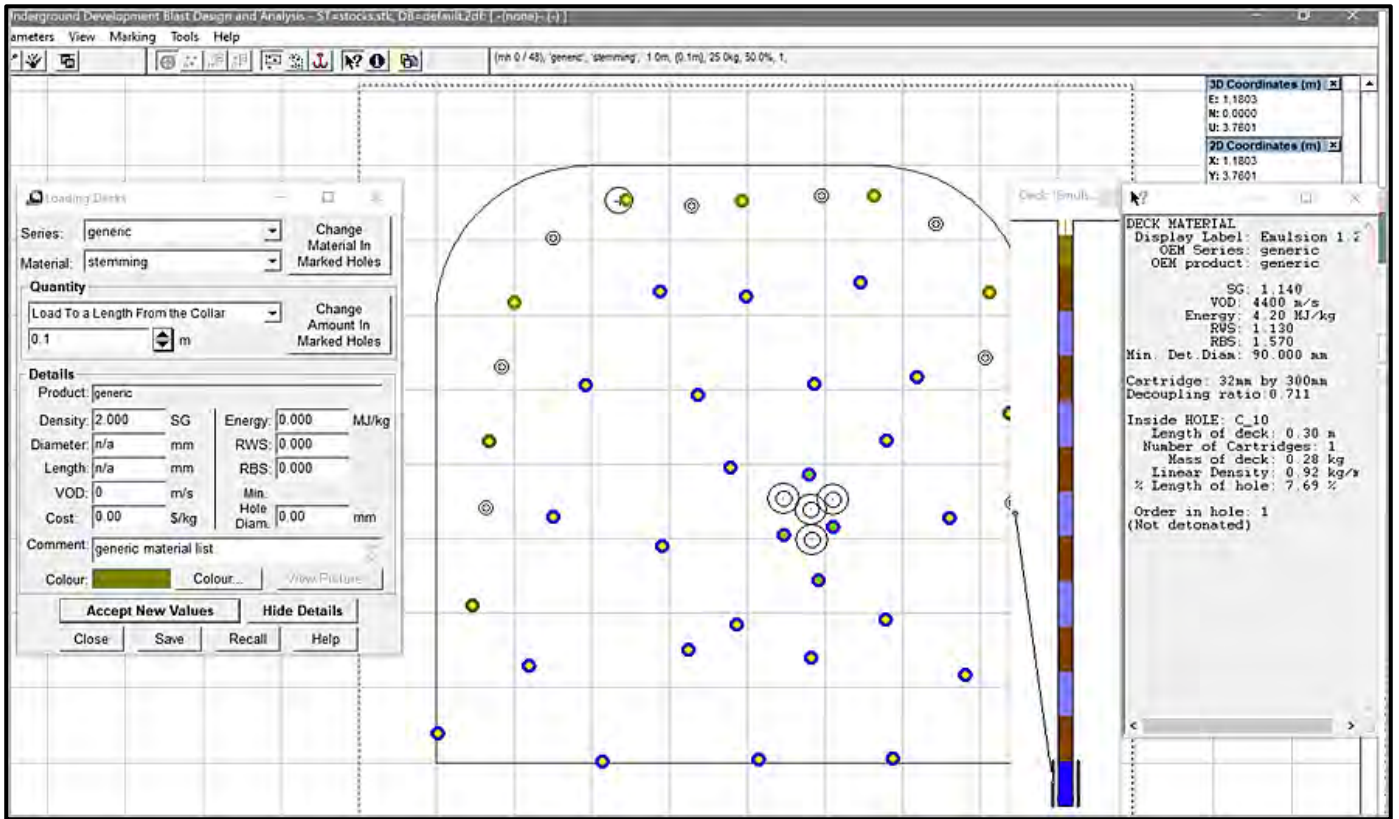
Procedimiento seguido:

- ✓ Registro fotográfico y croquis del frente para documentar la malla ejecutada.
- ✓ Vectorización/edición en AutoCAD, obteniendo las coordenadas (X-Y) de collar y la longitud efectiva de cada taladro.
- ✓ Importación como String en JK SimBlast, preservando las distancias reales entre taladros (burden/espaciamiento) y asignando tipos de taladro, factor de carga lineal, retacado y secuencia de retardos conforme a lo observado en campo.

La ilustración siguiente muestra el detalle del diseño reconstruido en JK SimBlast y la base para el análisis energético comparativo (núcleo vs. periferia) y el control de daño en la Rampa Principal 3900

**Figura 15**

*Diseño de Malla de Perforación en JK Simblast*



Fuente: Área de Perforación y Voladura

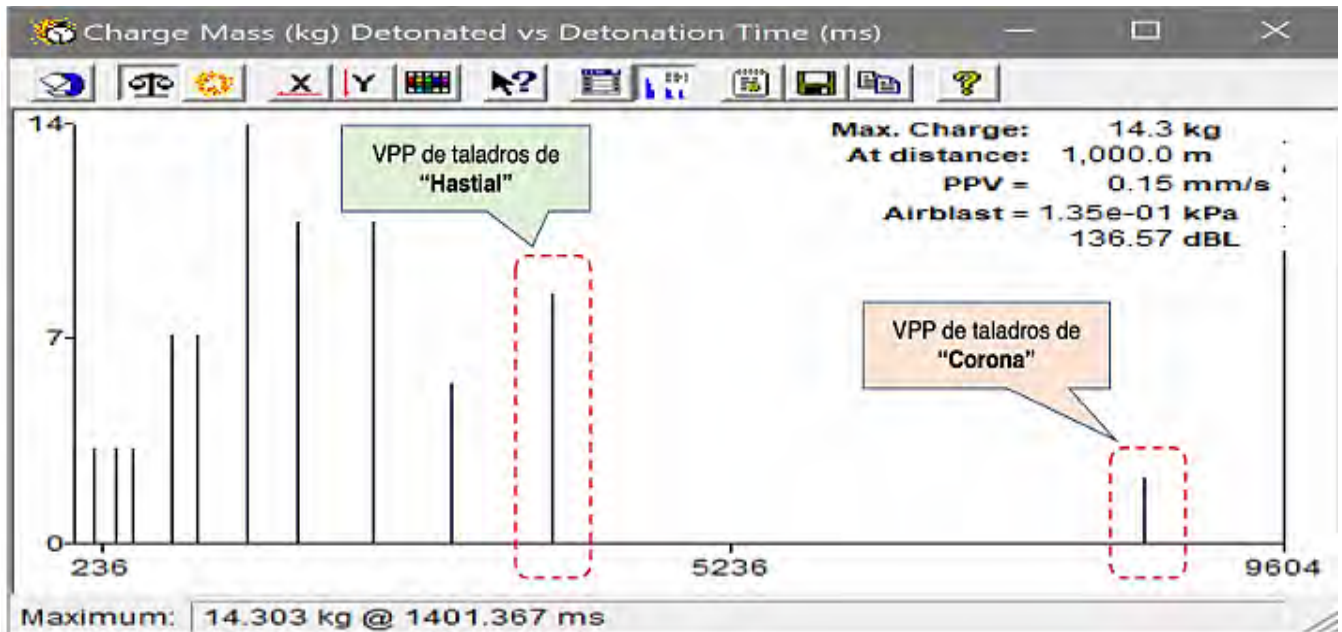
#### 4.4.6 Simulación de la VPP

La simulación en JK SimBlast permite inferir el comportamiento del tren de ondas de la voladura a partir de la geometría y secuenciación temporal de la malla. Si bien los resultados son estimaciones y no constituyen valores absolutos de campo, sí reproducen con fidelidad las diferencias relativas entre tipos de taladro según su carga operante y posición (arranque, ayudas, perímetro). En este estudio, los tiempos de retardo empleados en la simulación son reales, al haber sido levantados en terreno, de modo que la interferencia temporal entre eventos y la superposición potencial de ondas por ventana de retardo se representan de forma consistente con la práctica observada. En conjunto, la simulación aporta una lectura comparativa robusta para analizar la

modulación energética y anticipar zonas de riesgo de sobrerotura o insuficiente alivio, sin sustituir el monitoreo instrumental (PPV/VOD) requerido para la validación cuantitativa.

**Figura 16**

*Simulación de VPP de voladura ejecutada por IESA S.A.*



*Fuente:* Área de Perforación y Voladura

El análisis del registro de vibraciones muestra que la VPP asociada a los taladros de corona alcanza  $\approx$  un tercio de la VPP vinculada a la máxima carga operante, mientras que la VPP de los hastiales resulta prácticamente equivalente a la de los taladros de producción y arrastre. Esta sobreenergización del perímetro evidencia una modulación insuficiente de carga, condición que incrementa el daño de contorno.

Las consecuencias se manifiestan en el pos-desate: el macizo perturbado presenta desprendimientos y laminaciones generalizadas, obligando a un saneo intensivo y a múltiples ciclos de limpieza con Scooptram para retirar el material suelto. La ilustración siguiente documenta este comportamiento tras las operaciones de desatado.

## Figura 17

*Efecto de la Voladura no Controlada en el Desatado de Rocas*



*Fuente: Área de Perforación y Voladura*

### 4.5 Mejoras operativas

Toda iniciativa de mejora exige gobernanza operativa y disciplina de ejecución; aun con el mejor explosivo y la mejor maquinaria, la ausencia de procedimientos estandarizados y control sistemático (QA/QC) conduce a resultados por debajo de lo esperado. En consecuencia, para asegurar el cumplimiento de los objetivos planificados, se implementará un sistema de control operacional en frente por turno, verificación metrológica (trazo, paralelismo/simetría, acoplamiento

y stemming), auditorías de cumplimiento, y seguimiento de KPIs (avance, sobrerotura, PPV, P80), complementado con capacitación focalizada y retroalimentación continua. Estas acciones constituyen las mejoras operativas clave necesarias para garantizar reproducibilidad, seguridad y eficiencia en la operación.

#### 4.5.1 Control de paralelismo y uso de guidores

Para la ejecución del control de paralelismo, se realizó el correcto pintado de malla de perforación, la correcta distribución de taladros en frente por medio de replanteo de malla, control de equipo en cuanto a horizontalidad de viga de perforación y capacitación insitu al operador.

Cabe señalar que no se evidenciaba el uso de guidores en la perforación de taladros de arranque lo que se mejoró y se estandarizó en la operación, con esta práctica se pudo mejorar el paralelismo de los taladros.

**Figura 18** *Control de paralelismo y uso de guidores*



*Fuente:* Elaboración propia

#### 4.5.2 Simetría en el arranque

Para lograr una correcta simetría en el arranque, se desarrolló plantillas que ayudan al operador de Jumbo y a su ayudante a realizar de manera rápida y precisa el pintado de diseño de arranque pre establecido según estándar, para ello se realizó seguimiento en campo de su implementación.

**Figura 19**

*Pintado de Arranque con uso de Plantilla*



*Fuente:* Elaboración propia

#### 4.5.3 Entubado de taladros

Para el desarrollo de esta práctica, se tomó como referencia la problemática reportada de que los taladros se tapaban al finalizar la perforación, esto debido básicamente a la presencia de fallas en el interior del taladro que provocaba desmoronamiento de material y a consecuencia de ello, los taladros perdían longitud de carguío. Este problema genera el taponamiento de taladros el cual alarga los tiempos operativos de carguío, amplía la incertidumbre de un buen desempeño de carguío y por lo tanto crece la posibilidad de obtener un disparo deficiente. A causa de esta

problemática, se realiza el entubamiento de taladros para con ello asegurar la longitud total de perforación a cargar. A continuación, se ilustra un frente de perforación en proceso de entubamiento de taladros.

## Figura 20

*Proceso de entubamiento de taladros*



*Fuente:* Elaboración propia

### 4.5.4 Preparación de cebo

Esta actividad corresponde a la etapa de cebado dentro del procedimiento de carguío de taladros y es crítica porque una preparación correcta del cebo asegura la iniciación fiable de la columna explosiva. La centralización axial del detonador/accesorio respecto del cartucho de emulsión y su alineación paralela al eje del taladro favorecen la transferencia inicial de energía (onda de choque y gases) y evitan pérdidas por desacople o iniciaciones defectuosas. Para ello, se debe trabajar con las herramientas establecidas en el PETS de carguío (p. ej., punzón no metálico

de cobre/plástico, guía de centrado, elementos de sujeción/plug cuando aplique) y cumplir estrictamente las etapas del procedimiento: verificación de integridad y continuidad del sistema de iniciación, cebo correctamente posicionado en fondo, construcción continua de la columna, y stemming según diseño. Quedan prohibidas prácticas subestándar como el trenzado del detonador, perforar o deformar el cartucho, o emplear herramientas metálicas que dañen la emulsión; toda la operación debe registrarse en el checklist de QA/QC del frente antes del cierre del carguío.

### Figura 21

*Comparativo en la preparación de Cebo*



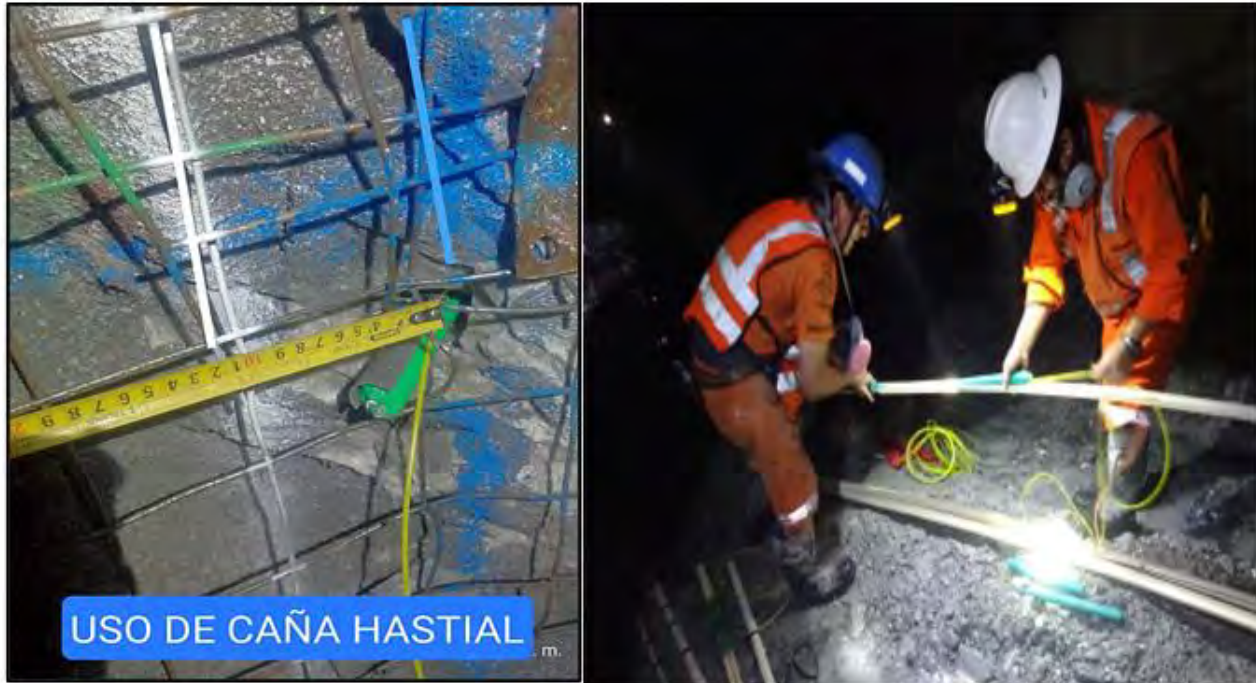
*Fuente:* Elaboración propia

Esta observación realizada respecto a la preparación del Cebo está respaldada por lo indicado en el Manual de Voladura de EXSA (Pág.147) a través de la siguiente ilustración:



## Figura 23

### *Técnica de madias cañas para voladura controlada*



*Fuente:* Elaboración propia

#### **4.5.6 Presiones dinámicas con voladura controlada**

Tras la adopción de voladura controlada mediante cañas (carga espaciada con desacople), las presiones dinámicas en pared de taladro del perímetro se ubicaron dentro de los rangos recomendados por la literatura ( $\approx 100\text{--}120$  MPa), alcanzando  $P_t \leq 115$  MPa en corona y hastiales. Este comportamiento confirma una modulación energética adecuada y un control efectivo del daño sobre el contorno de la labor. Para conseguirlo, se reconfiguró el diseño de carga del perímetro: reducción del factor de carga lineal, intercalado de cañas para espaciar cartuchos y aumentar el desacople, retacado ampliado y densificado y retardos diferenciales respecto a la producción. La ilustración siguiente muestra el nuevo esquema de carguío validado para el control de contorno.

## Figura 24

*Esquema de carguío de cañas*



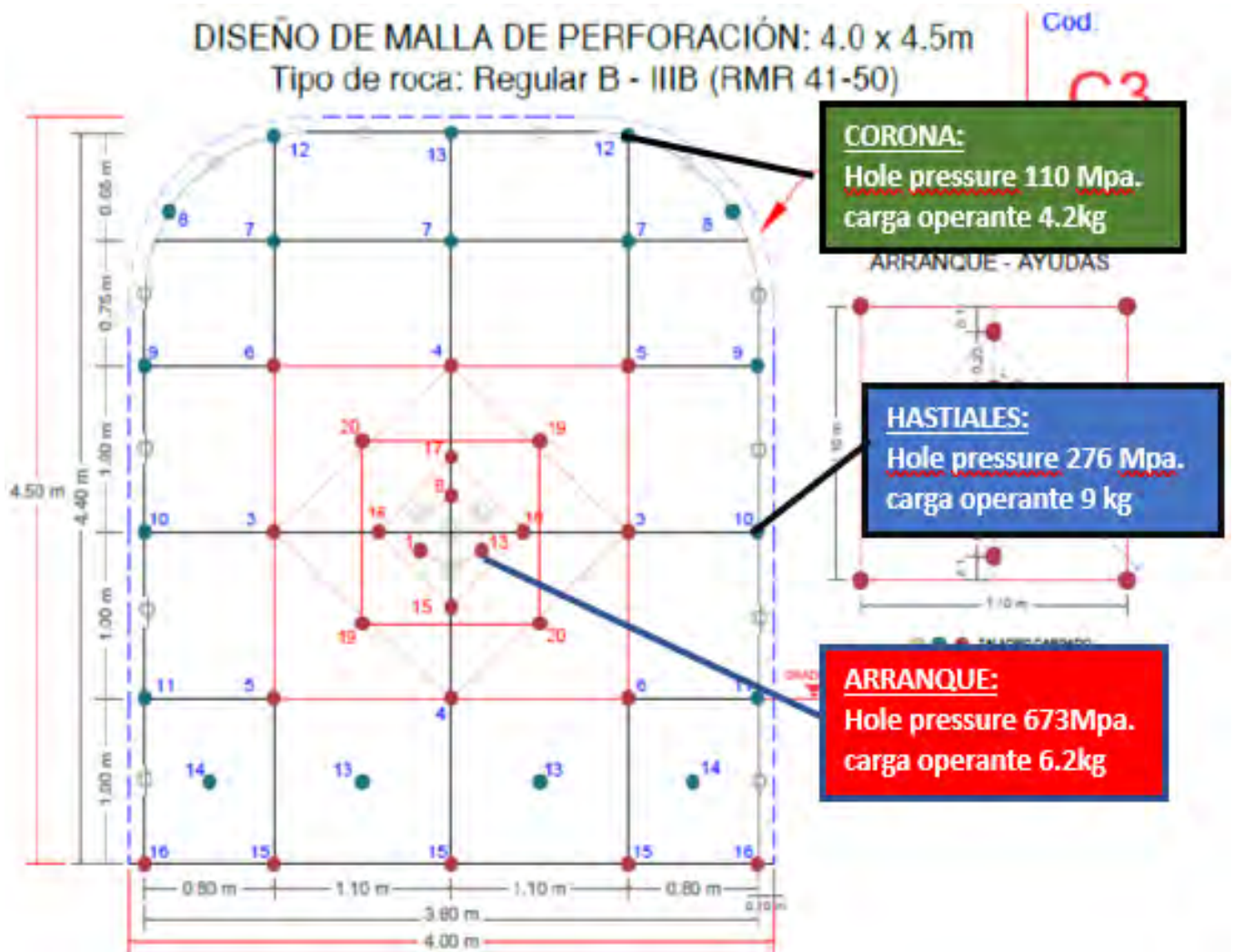
*Fuente:* Elaboración propia

### 4.6 Análisis de energía liberada post voladura

Con las mejoras implementadas (voladura controlada con cañas, reconfiguración de carga, retacado y secuencias), se efectuó un análisis energético en gabinete sobre cuatro frentes reales en operación, empleando software especializado de voladura (mapeo de isocontornos energéticos y tren de ondas). Los resultados evidencian una redistribución favorable de la energía: atenuación progresiva hacia el perímetro con  $P_t$  periférico dentro del rango objetivo ( $\approx 100\text{--}120$  MPa) y concentración de trabajo en la zona central, que se traduce en fracturamiento intenso del núcleo y control de daño en corona y hastiales. Adicionalmente, la consistencia de las ventanas de retardo y el desacople efectivo reducen solapes temporales y sobrecarga operante, coherente con la disminución de sobrerotura y la estabilización del perfil observadas en campo.

Figura 25

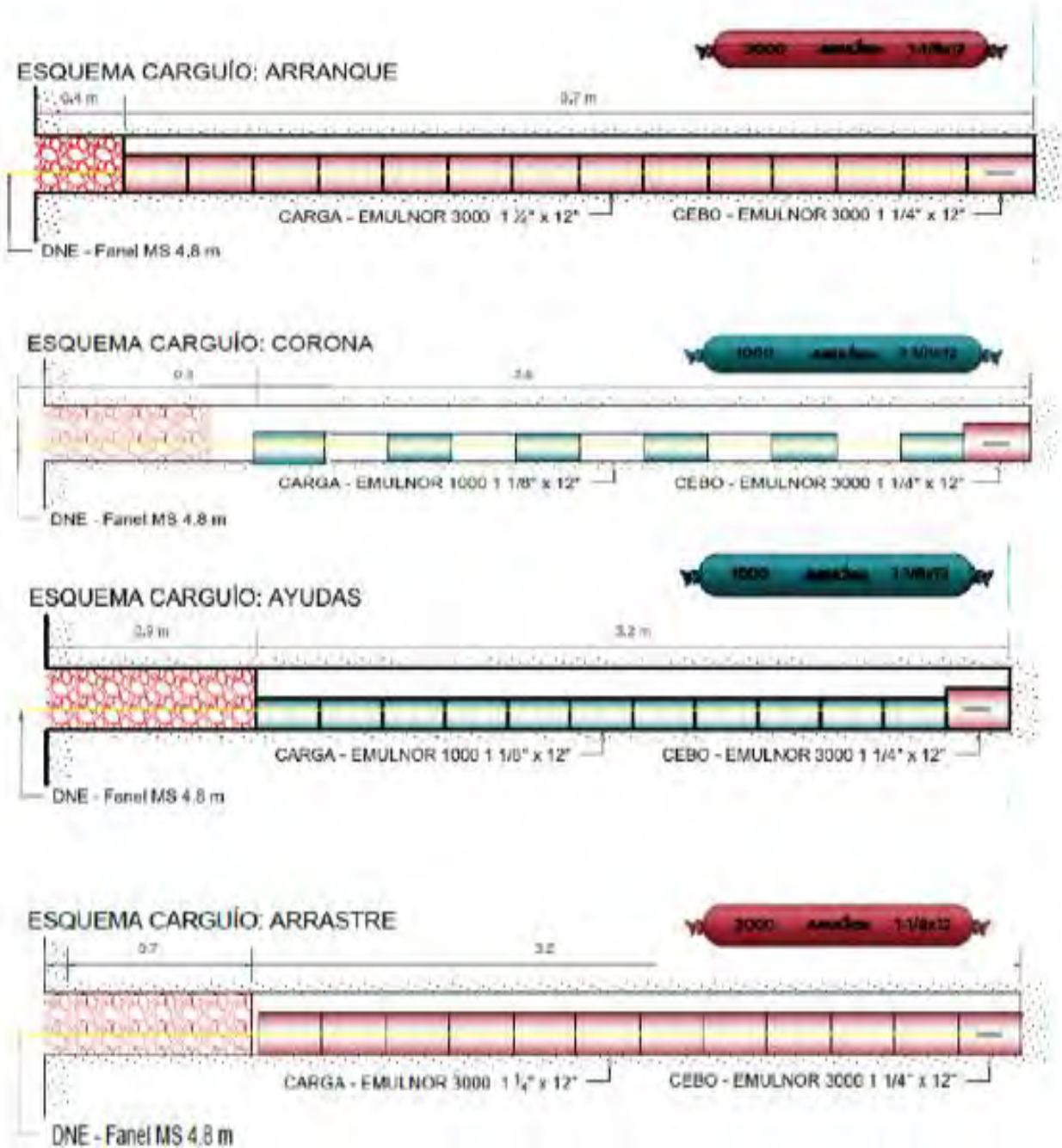
Presión de Taladro de la Malla de P&V de Cía. Minera Volcan



Fuente: Área de Perforación y Voladura

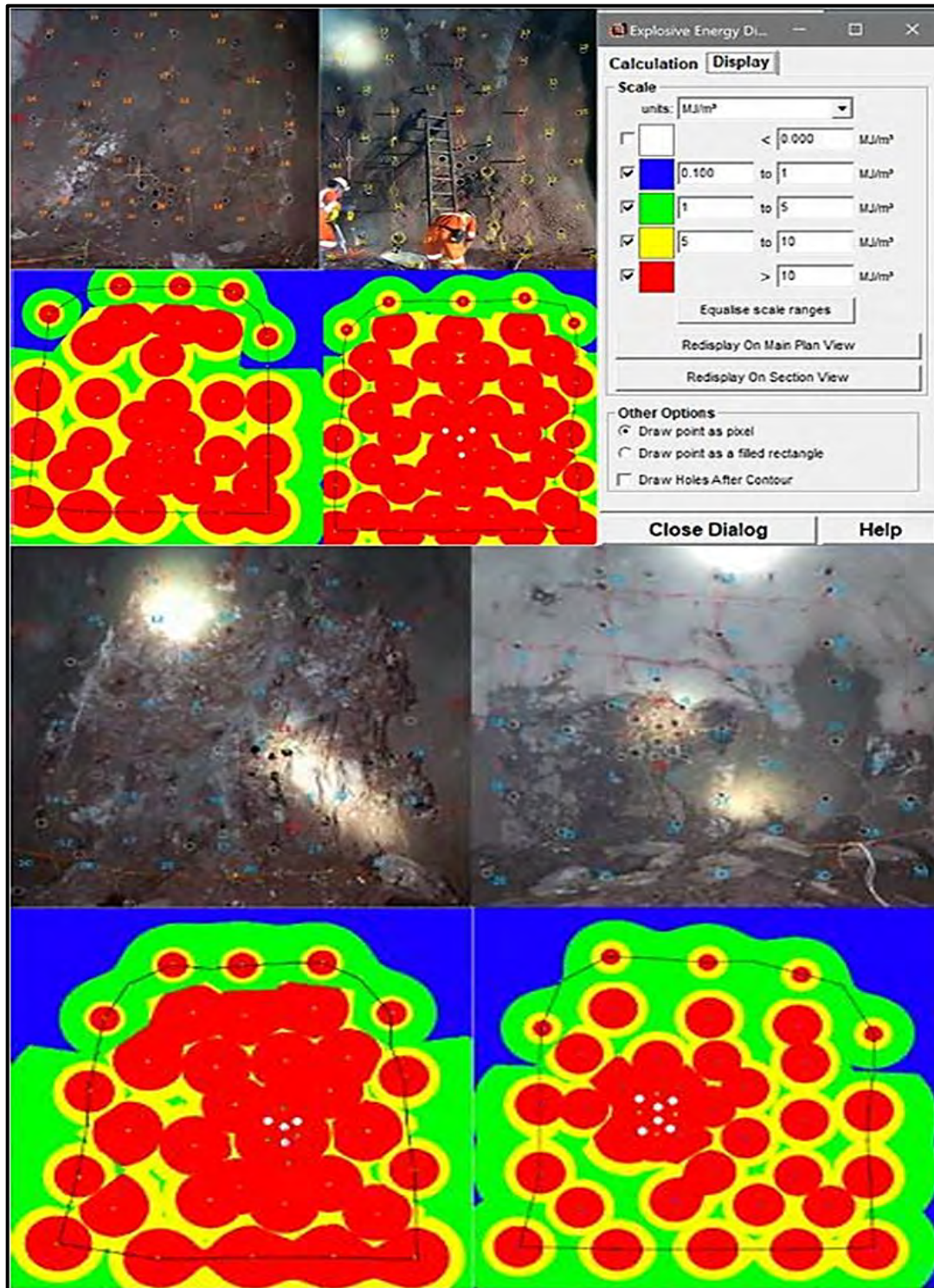
**Figura 26**

*Esquema de carguío con voladura controlada - Diseño de Cía. Minera Volcan*



*Fuente: Área de Perforación y Voladura*

Figura 27 *Análisis energético post voladura*



Fuente: Área de Perforación y Voladura

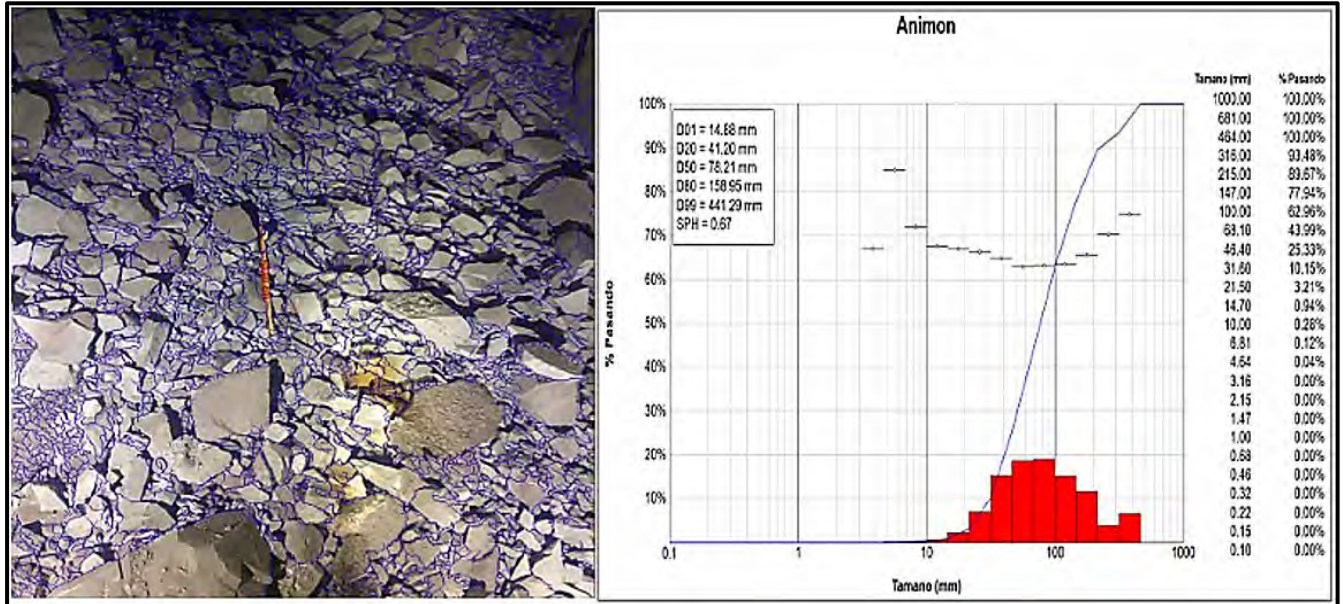
#### **4.7 Análisis granulométrico post voladura**

Si bien en frentes de mineral la granulometría incide directamente en la recuperación metalúrgica, en labores de desmonte funciona como un indicador proxy de la energía aplicada: permite evaluar si el explosivo, el diseño de carga y la secuencia de retardos son adecuados para lograr la fragmentación objetivo sin sobreconsumos ni sobre-daño. Para este estudio se empleó Wipfrag como herramienta de análisis granulométrico por imágenes, cuyo principal indicador de salida es el P80 (tamaño para el 80 % pasante), junto con la curva de distribución de tamaños.

Operativamente, el P80 se utiliza para retroalimentar burden/espaciamiento, factor de carga lineal, longitud y densidad de retacado, y ventanas de retardo, buscando el mínimo costo total de fragmentación compatible con los requerimientos aguas abajo (carga-transporte, parrillas, chancado primario). La validez de las mediciones se aseguró mediante calibración de escala en campo, control de iluminación y perspectiva y muestreo representativo en varios puntos del frente. El resultado promedio de la campaña de medición se muestra en la ilustración siguiente, que resume el comportamiento granulométrico alcanzado.

**Figura 28**

*Análisis granulométrico para la Rampa principal 3900*



*Fuente: Área de P&V.*

De acuerdo con el procesamiento en Wipfrag, la voladura analizada alcanzó un P80 = 158,95 mm ( $\approx 6,3''$ ). Considerando que en labores de desmonte muchas operaciones fijan como referencia 8" (luz de parrillas), el resultado obtenido indica una fragmentación más fina de la necesaria, consistente con una aplicación excesiva de energía explosiva. Esta sobre-energización se refleja en la evidencia visual: la presencia de bancos/acuñamientos superiores asociados principalmente a corona y hastiales, efecto típico de perturbación del contorno (daño periférico, sobrerotura) por una dosificación y/o modulación energética inadecuada en el perímetro.

## CAPÍTULO V

### RESULTADOS Y DISCUSIONES

#### 5.1 Ejecución de pruebas piloto

Tras la implementación de mejoras operativas en campo orientadas principalmente a la reducción de sobrerotura mediante la aplicación sistemática de voladura controlada en todos los frentes, se ejecutaron diez voladuras piloto en la Rampa Principal 3900 bajo seguimiento directo de la Jefatura de Operaciones Mina y la Jefatura de Perforación y Voladura en un tiempo de quince días. Para cada prueba se aplicaron íntegramente los parámetros reconfigurados (carguío, desacople/cañas, retacado, secuencias y QA/QC en frente), asegurando trazabilidad mediante bitácoras y checklists. La totalidad de las ejecuciones fue supervisada conforme a los estándares de seguridad vigentes en la U.M. Chungar.

**Tabla 11.**

*Ejecución de pruebas Piloto*

N° Prueba	Labor	Guardia	Ancho plan (m)	Alto plan (m)	Ancho real (m)	Alto real (m)	Avance (m)	Sr%
1	RP 3900	B	4.50	4.50	4.70	4.80	3.50	11%
2	RP 3900	C	4.50	4.50	5.20	4.50	3.40	16%
3	RP 3900	B	4.50	4.50	4.40	4.70	3.60	2%
4	RP 3900	B	4.50	4.50	4.80	4.80	3.60	14%
5	RP 3900	B	4.50	4.50	3.70	4.20	3.45	11%
6	RP 3900	C	4.50	4.50	4.20	4.20	3.50	10%
7	RP 3900	B	4.50	4.50	4.20	4.50	3.50	-7%
8	RP 3900	C	4.50	4.50	4.30	4.50	3.60	-4%
9	RP 3900	C	4.50	4.50	3.80	3.80	3.80	18%
10	RP 3900	B	4.50	4.50	4.10	4.30	3.60	-13%

Fuente: Área de Topografía mina

Concluida la campaña de pruebas piloto, el área de Topografía de Mina entregó el reporte de levantamientos posvoladura correspondiente, en el que se consignan los resultados obtenidos tras la implementación de la voladura controlada y las mejoras operativas. La información topográfica corrobora el desempeño favorable de las pruebas, evidenciando reducción de sobrerotura y mayor cumplimiento geométrico del contorno, junto con una estabilización del avance por disparo dentro de los rangos objetivo. Estos hallazgos

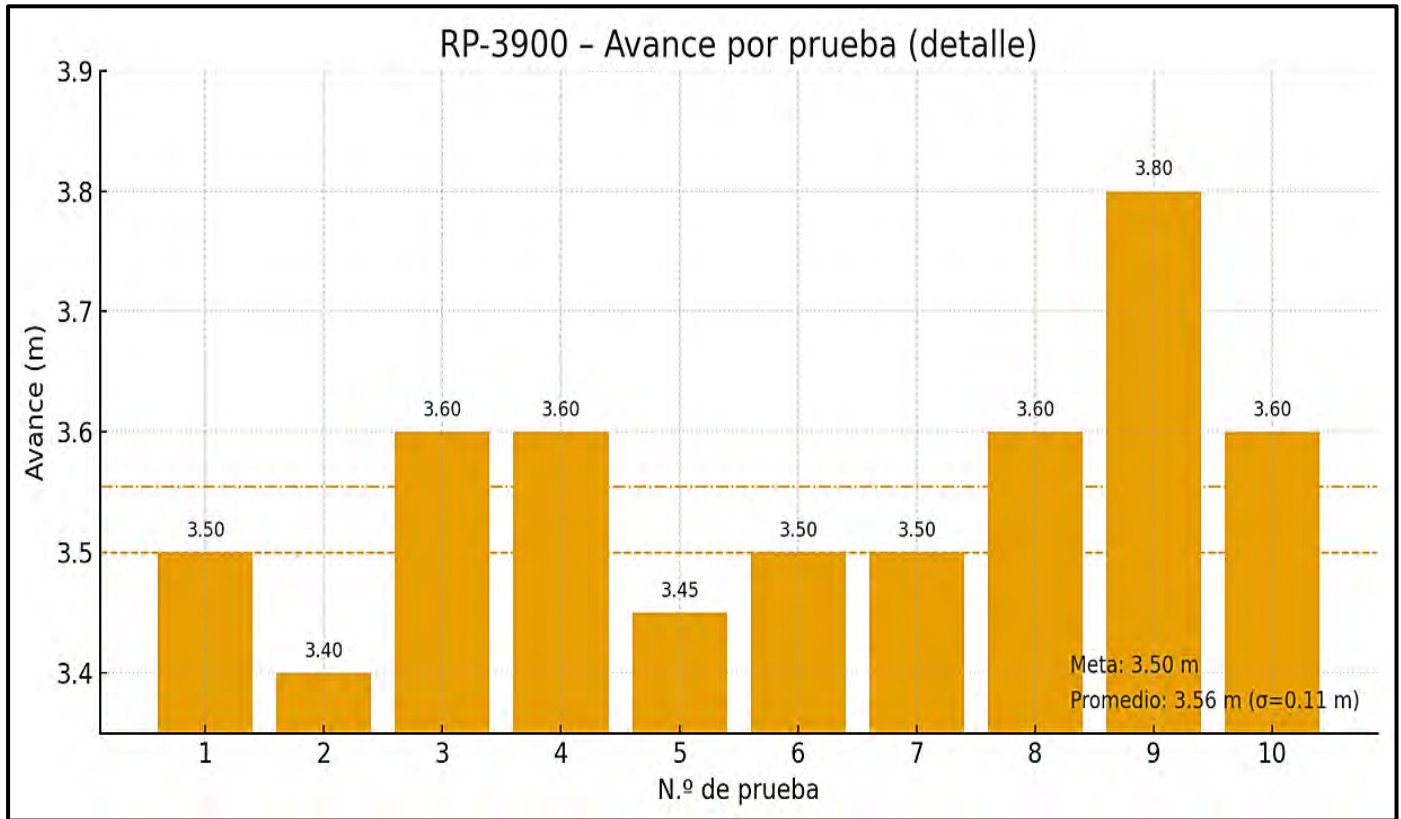
validan técnicamente la propuesta y constituyen la base para su escalamiento controlado, manteniendo el QA/QC por turno y el seguimiento de KPI (avance, sobrerotura, PPV, P80) en la U.M. Chungar.

### **5.1.1 Resultados en avance por disparo**

Los diez disparos ensayados en RP-3900 alcanzan un avance promedio de 3,58 m, con una mediana de 3,55 m; un rango 3,40–3,80 m para todos los disparos, lo que equivale a una eficiencia media  $\approx 91,2\%$  respecto a la perforación efectiva de 3,90 m. El 80 % de las pruebas logró  $\geq 3,50$  m y 5/10 superaron 3,58 m, mostrando baja dispersión ( $\sigma \approx 0,11$  m) y, por tanto, mayor estabilidad operativa. Por guardia, la guardia “C” ejecuto 4 voladuras con un promedio de 3,58 m, así mismo la guardia “B” ejecuto 6 voladuras obteniendo un promedio de 3,54 m. En comparación con la línea base de la RP-3900 ( $\approx 3,28$  m), el nuevo esquema implica una mejora de  $\sim 0,24$  m por disparo (+7,1 %), consistente con la estandarización de la voladura controlada y el control de parámetros de ejecución.

**Figura 29**

*Resultados de Avance/Disparo*



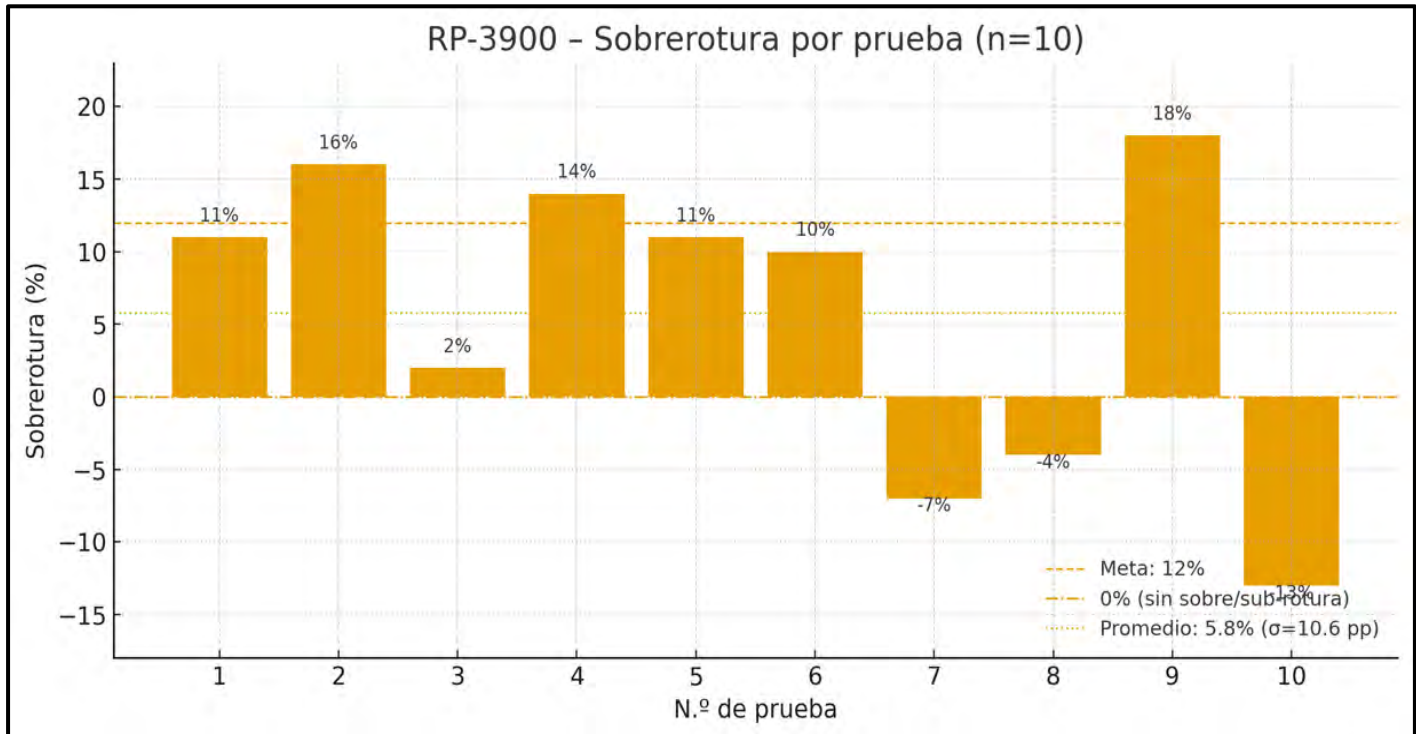
*Fuente:* Área de Topografía mina

### **5.1.2 Resultados de sobrerotura**

Las pruebas piloto registran una sobrerotura media de 5,8 % con una mediana de 10,5 %; los valores mínimos fueron mín = -13 %, y los máximos máx = 18 %, con una desviación estándar de  $\sigma \approx 10,6$  pp, lo que evidencia alta dispersión pese a que el 70 % de los disparos queda  $\leq 12$  % (dentro del umbral operativo). Se observan tres excedencias (16 %, 14 %, 18 %). El patrón es consistente con una modulación energética periférica ya mejorada (carga espaciada/cañas y stemming mayor), pero aún sensible a variaciones de retardos, acoplamiento y paralelismo/simetría; se recomienda afinar estas variables para reducir extremos (sobre- y sub-rotura) y consolidar el control de contorno  $\leq 10-12$  % de forma estable.

**Figura 30**

*Resultados de sobrerotura*



*Fuente:* Área de Topografía mina

### 5.1.3 Análisis comparativo Línea base Vs Pruebas piloto

En cuanto a avance en la RP-3900, la comparación de los avances topográficos entre la línea base (semanas 25–27/2024) y las 10 pruebas piloto evidencia una mejora sustantiva del avance por disparo. El promedio se eleva de 3,28 m a 3,58 m (+0,30 m; +8,4 % sobre 3,90 m de perforación efectiva) y la dispersión cae de  $\sigma=0,27$  m a  $\sigma=0,11$  m, pasando de un rango 2,90–3,90 m a 3,40–3,80 m. Asimismo, la proporción de disparos que alcanzan la meta de 3,50 m crece de 20 % (2/10) a 80 % (8/10), lo que refleja mayor estabilidad operativa y mejor control de parámetros. En síntesis, la evolución post-mejoras muestra más avance y menos variabilidad, consistente con la estandarización de la voladura controlada y el QA/QC en frente.

En cuanto a la sobrerotura, en la RP-3900, la comparación de sobrerotura entre la línea base (sem. 25–27/2024) y las 10 pruebas piloto evidencia una mejora sustantiva en el control de contorno. El promedio se reduce de 15,2 % (solo 1/10 disparos  $\leq 12$  %) a 5,8 % (7/10 dentro de meta), lo que supone una disminución absoluta de 9,4 pp ( $\approx -62$  % relativo). En la base, la dispersión fue  $\sigma \approx 3,2$  pp, concentrada por exceso de energía periférica; tras la intervención, aunque el promedio cae de forma marcada, aparece mayor variabilidad ( $\sigma \approx 10,6$  pp) por presencia de sub-roturas ( $-7$  %,  $-4$  %,  $-13$  %), indicativas de casos puntuales con alivio insuficiente o retardos/ retacado sobredimensionados. En síntesis, la voladura controlada (cañas/desacople, reducción de carga lineal, contuvo la sobrerotura al rango objetivo; para consolidar el resultado y reducir extremos, conviene ajustar ventanas de retardo, regular el acoplamiento y el retacado en perímetro y reforzar el QA/QC por turno.

### Tabla 12.

*Resumen Línea base Vs Pruebas piloto*

<b>Indicador</b>	<b>Línea base (estándar)</b>	<b>Piloto (nuevo diseño)</b>	<b>Mejora</b>
Avance por disparo (m)	3,28	<b>3,58</b>	<b>+0,30 m (+8,4 %)</b>
Sobrerotura (%)	18 %	<b>6 %</b>	<b>-12 pp (-66,7 % rel.)</b>

*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.

## 5.2 RESUMEN DEL PROCESO CON LA VOLADURA CONTROLADA EN LA RAMPA PRINCIPAL 3900.

**Tabla 13.**

*Proceso de construcción de la rampa después del control de voladura*

<b>Etapa</b>	<b>Detalles Clave</b>	<b>Rendimiento/Deficiencias</b>	<b>Tiempo/Costo</b>
Perforación	<ul style="list-style-type: none"> <li>- Sección: 4.0 m × 4.50 m.</li> <li>- Roca: Marga (RMR 41, 2.7 TN/m<sup>3</sup>).</li> <li>- Equipo: Jumbo Boomer S1D.</li> <li>- Malla: 46 taladros (42×Ø51 mm, 4×Ø102 mm).</li> <li>- Longitud: 3.90 m perforados; avance efectivo: 3.58 m.</li> <li>- Eficiencia de perforación: 91.79%.</li> </ul>	<p><b>Deficiencias:</b></p> <ul style="list-style-type: none"> <li>- mayor tiempo de perforación.</li> <li>- mayor consumo de aceros.</li> <li>- mayor costo</li> </ul>	<p>Tiempo: 1.5 h/ciclo. Costo: \$415.31/ciclo (\$116.01/m).</p>
Voladura	<ul style="list-style-type: none"> <li>- Explosivo: Emulnor de (3000,1000,500) (11cartuchos/taladro).</li> <li>- Carga total: 132 kg (42 taladros cargados).</li> </ul>	<p><b>Rendimiento:</b></p> <ul style="list-style-type: none"> <li>- Avance: 3.58 m/disparo.</li> <li>- Tonelaje: 173.99TM.</li> <li>- Factor carga: 36.87 kg/m; 0.76 kg/TM.</li> <li>- Eficiencia: 91.79%.</li> </ul>	<p>Costo: \$282.37/ciclo (\$78.87/m).</p>
Limpieza	<ul style="list-style-type: none"> <li>- Equipo: Scooptram CAT-R1600 6yd<sup>3</sup>.</li> <li>- Viajes/ciclo: 18</li> <li>- Volumen esponjado: 106.10 m<sup>3</sup>/ciclo.</li> </ul>	<p>Ciclo/viaje: 4.2 min. Tiempo: 1.26 h/ciclo.</p>	<p>Costo: \$259.84/ciclo (\$72.98/m).</p>
Sostenimiento	<ul style="list-style-type: none"> <li>- Tipo: Shotcrete proyectado</li> <li>- Espesor: 50-100 mm</li> <li>- Densidad: Aplicación sistemática</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>- 4-6 m<sup>3</sup>/hora</li> <li>- Cubrimiento completo de contorno</li> </ul>	<p>Tiempo: 0.75h/ciclo. Costo: (\$155/m).</p>
Costos Totales	<ul style="list-style-type: none"> <li>- Por ciclo (3.58m): \$1512.42 USD.</li> <li>- Por metro: \$422.46 USD.</li> <li>- Costo con IVA (18%): \$1784.66 USD/ciclo.</li> <li>- Por metro con IVA (18%): (\$498.55/m).</li> </ul>		

FUENTE: *Unidad minera chungar - compañía minera volcan S.A.*

La de voladura controlada ocasionó frentes regulares que disminuyeron en la sobrerotura y aumentaron en el avance real con una buena fragmentación, mejorando en seguridad y costos.

### **5.3 Análisis de costos de sostenimiento**

En este apartado se desarrolla un análisis técnico–económico del sostenimiento para labores con sección  $4,0 \times 4,5$  m, configuración representativa de la Rampa Principal 3900 de la U.M. Chungar. El mapeo geomecánico vigente evidencia variabilidad espacial en la calidad del macizo rocoso, con dominios que oscilan entre las clases IIIB e IVA de la clasificación RMR de Bieniawski. Asimismo, se dispone del metrado de los tramos a sostener con pernos, malla y shotcrete, el cual; junto con los criterios de diseño y los supuestos de cálculo, se detalla en las secciones siguientes para sustentar la estimación de costos por metro lineal de avance.

#### **5.3.1 Estimado de costos de sostenimiento**

Se desarrolló un estudio de costos por escenarios que compara distintos tipos de macizo y configuraciones de sostenimiento, presentando una estimación por metro lineal de avance para una labor de  $4,0 \times 4,5$  m con el esquema shotcrete + pernos + malla en dos clases representativas: IIIB (RMR 41–60, “regular”) e IVA (RMR 21–40, “mala”). La formulación técnica se sustenta en los patrones de diseño RMR de Bieniawski; esto es, espesores de shotcrete y mallas de espaciamiento de pernos recomendadas para cada rango de calidad, combinados con costos unitarios actualizados para materiales, mano de obra y equipos.

El enfoque permite cuantificar el costo directo por metro bajo cada condición geomecánica y evaluar la sensibilidad a cambios en espesores de shotcrete, tipo/longitud de perno, densidad de anclaje y cobertura de malla, dejando explícitos los supuestos y alcances de cálculo para su trazabilidad y futura calibración con datos operativos.

#### **5.3.2 Supuestos Técnicos (Según RMR)**

- IIIB (RMR 41–60): pernos sistemáticos 4 m de largo, 1.5–2.0 m en corona y hastiales con malla; shotcrete 50–100 mm en corona y  $\approx 30$  mm en hastiales.

- IVA (RMR 21–40): pernos 4–5 m, 1.0–1.5 m en corona y hastiales con malla; shotcrete 100–150 mm en corona y  $\approx 100$  mm en hastiales.

### 5.3.3 Costos unitarios de referencia

- Shotcrete (US\$/m<sup>3</sup>):  $\sim 183.9$  (vía húmeda con desglose de MO/equipo) hasta  $\approx 318$  (otros escenarios).
- Malla electrosoldada instalada (US\$/m<sup>2</sup>): 28.55–32.03 (material + instalación).
- Pernos (US\$/perno instalado): 19.28–31.86 según tipo/proceso (helicoidal/split set, mecanizado).
- Geometría considerada: se sostiene corona + hastiales (no piso). Área por metro de avance: 13.5 m<sup>2</sup> (corona 4.5 m<sup>2</sup> + dos hastiales 9.0 m<sup>2</sup>).
- Densidad de pernos usada para cálculo:

$$\text{IIIB} \rightarrow 1.5 \times 1.5 \text{ m} \Rightarrow 0.444 \text{ pernos/m}^2 (\approx 6 \text{ pernos/m}).$$

$$\text{IVA} \rightarrow 1.2 \times 1.2 \text{ m} \Rightarrow 0.694 \text{ pernos/m}^2 (\approx 9.4 \text{ pernos/m}).$$

### 5.3.4 Estimación de costos por metro lineal

Para este apartado se presentan los costos estimados por metro lineal de sostenimiento para labores de  $4,0 \times 4,5$  m, sección típica de la Rampa Principal 3900 de la U.M. Chungar. Los montos constituyen estimaciones paramétricas y, por ende, están sujetos a calibración y actualización conforme varíen los precios unitarios, los rendimientos de equipo/mano de obra, los consumos reales y las especificaciones de diseño (p. ej., espesores de shotcrete, densidad y longitud de pernos, cobertura de malla). En tal sentido, deben interpretarse como costos lineales de referencia y revisarse de forma periódica en función del metrado ejecutado y del control de costos operativos. A continuación, se muestra un resumen técnico de lo expuesto.

**Tabla 14.***Estimación de costos por metro lineal - 4.0 × 4.5 m*

<b>Concepto</b>	<b>IIIB (RMR 41–60)</b>	<b>IVA (RMR 21–40)</b>
Shotcrete (volumen calculado por espesores RMR)	US\$ 112–193 /m	US\$ 269–465 /m
Malla electrosoldada instalada (13.5 m <sup>2</sup> /m)	US\$ 385–432 /m	US\$ 385–432 /m
Pernos instalados (≈6 un/m vs ≈9.4 un/m)	US\$ 116–191 /m	US\$ 181–299 /m
Total estimado	US\$ 613–817 /m	US\$ 835–1,196 /m
Equivalente por m <sup>2</sup> de superficie sostenida	US\$ 45–60 /m <sup>2</sup>	US\$ 62–89 /m <sup>2</sup>

*Fuente: Área de costos – Mina*

En síntesis, el costo unitario de sostenimiento por metro lineal asciende a US\$ 715/m para macizo tipo IIIB e incluye shotcrete, malla y pernos instalados; de igual modo, para macizo tipo IVA el valor estimado es de US\$ 1.010/m bajo el mismo alcance.

#### **5.4 Programa mensual de avance**

En concordancia con el plan mensual de avances, la meta de desarrollo es de 1.800 m/mes, que incorpora metrajes con sostenimiento planificado y metrajes fuera de especificación (FDE). Estos FDE corresponden a labores en roca IIIB que presentan sobrerotura > 12 %, condición que exige shotcrete adicional sobre el esquema base. Cabe precisar que en roca IVA el sostenimiento obligatorio es perno, malla y shotcrete, mientras que en roca IIIB el estándar operativo es perno y malla, incorporándose shotcrete solo cuando la sobrerotura supera el 12 %. En la siguiente sección se presenta la evolución de metrajes de los últimos dos meses, discriminando avance conforme a plan y por FDE para su análisis comparativo.

#### 5.4.1 Programa de labores a sostener

El siguiente cuadro resume la evolución de las labores a sostener en los últimos 2 meses.

**Tabla 15.**

*Programa de avance mensual ejecutado*

	<b>Metraje planificado</b>	<b>Metraje ejecutado</b>	<b>Metros IIIB</b>	<b>Metros IVA</b>	<b>M. Sostenidos Planificados</b>	<b>M. Sostenidos FDE</b>
Abril	1800	1680	672	1008	1008	<b>336.0</b>
Mayo	1800	1746	699	1047	1047	<b>349.5</b>
						<b>685.5</b>

*Fuente:* Área de costos – Mina

Los registros de abril y mayo evidencian que  $\approx 50\%$  de los avances ejecutados en roca IIIB quedaron fuera de especificación (FDE), al exceder el umbral de sobrerotura  $> 12\%$ . En términos operativos, ello implica que uno de cada dos disparos en IIIB requiere shotcrete adicional sobre el esquema base de perno + malla, con el consecuente sobrecoste por metro y aumento de tiempos de ciclo. Esta desviación es consistente con un control de daño insuficiente en perforación y voladura, y subraya la necesidad de estandarizar la voladura controlada por turno para contener la sobrerotura dentro del  $12\%$ , estabilizar la geometría del contorno y eliminar metrajes FDE que presionan el presupuesto de sostenimiento.

#### 5.4.2 Programa de avance en la Rampa principal 3900

La evolución en cuanto a avances para la rampa principal 3900 de la unidad minera Chungar para los últimos 2 meses fueron como se muestra a continuación.

**Tabla 16.***Avances programados para la Rampa principal (-)3900*

Mes	Metraje planificado	Metraje ejecutado	Metros IIB	Metros IVA	M. Sostenidos Planificados	M. Sostenidos FDE
Abril	45	35	25	10	10	25
Mayo	40	28	20	8	8	14
						39

*Fuente:* Área de costos – Mina

Para la RP-3900, el comportamiento de la sobrerotura en roca IIB es crítico: en abril los avances quedaron 100 % fuera de especificación y en mayo el comportamiento fue muy similar. En el bimestre analizado se ejecutaron 63 m, de los cuales 39 m requirieron sostenimiento fuera de especificación (FDE), es decir, 60,0 % del metraje (> 50 %). Con el costo unitario de shotcrete en IIB = US\$ 155/m, el sobrecoste directo asociado a ese FDE asciende a US\$ 6.045 (39 m × 155 \$/m). A modo de referencia, si un desvío equivalente ocurriera en roca IVA, el impacto sería mayor dado el costo de US\$ 370/m. Estos niveles de FDE son consistentes con control de daño insuficiente, por lo que urge estandarizar voladura controlada por turno para contener la sobrerotura  $\leq 12\%$  y eliminar metraje adicional no previsto en sostenimiento.

### 5.4.3 Costos adicionales para la ejecución de la Rampa principal 3900

Considerando los metrajes fuera de especificación (FDE) previamente reportados, se efectuó un análisis económico para cuantificar los sobrecostos incurridos por la aplicación de shotcrete adicional, derivados de desempeños deficientes de perforación y voladura en macizo tipo IIB que ocasionaron sobreroturas superiores al 12 %.

**Tabla 17.***Costos adicionales en la RP (-)3900*

<b>Periodo</b>	<b>Labor</b>	<b>Tipo de roca</b>	<b>Metraje ejecutado (m)</b>	<b>Metraje FDE (m)</b>	<b>% FDE*</b>	<b>Costo unitario shotcrete (US\$/m)</b>	<b>Sobrecoste por FDE (US\$)</b>
<b>Abril</b>	RP-3900	IIIB	35	25	<b>100 %</b>	155	3875
<b>Mayo</b>	RP-3900	IIIB	28	14	<b>50%</b>	155	2170
<b>Total bimestre</b>	RP-3900	IIIB	<b>63</b>	<b>39</b>	<b>60%</b>	155	<b>6,045</b>

*Fuente: Área de costos – Mina***5.5 Optimización de costos en la Rp3900**

De acuerdo al resultado obtenido por las pruebas piloto ejecutadas que se encuentran referenciadas en el apartado 5.12, podemos observar que se redujo el porcentaje de sobrerotura en los disparos en un 70%, haciendo un análisis comparativo con los metrajes planificados para los próximos 6 meses serán los siguientes.

**Tabla 18.***Optimización de costos en la Rp3900*

<b>Mes</b>	<b>Metraje</b>		
	<b>planificado</b>	<b>Metros IIIB</b>	<b>Metros IVA</b>
Julio	70	70	0
Agosto	70	70	0
Setiembre	70	70	0
Octubre	70	60	10
Noviembre	70	60	10
Diciembre	70	60	10
	420	390	30

*Fuente: Planeamiento – Mina*

### 5.5.1 Proyección de metraje fuera de especificación

Para el horizonte de seis meses se proyecta un avance de 420 m lineales, de los cuales 390 m ( $\approx 92,9\%$ ) corresponden a roca IIIB. Manteniendo la tendencia observada, se estima un 50 % de metraje fuera de especificación (FDE) en IIIB, equivalente a 195 m que requerirían shotcrete adicional no contemplado en el plan base de sostenimiento. Considerando un costo unitario de US\$ 155/m para shotcrete en IIIB, el sobrecoste directo asciende a US\$ 30.225 ( $195\text{ m} \times 155\text{ US\$/m}$ ). Este valor constituye una estimación mínima, sujeta a incremento si el % FDE supera el 50 %, si varían los precios unitarios o si se expanden los alcances de sostenimiento.

**Tabla 19.**

*Proyección de costos adicionales en sostenimiento*

Mes	Metraje planificado (m)	Metros IIIB (m)	Metros IVA (m)	% FDE IIIB (asum.)	Metros FDE IIIB (m)	Costo adicional shotcrete IIIB (US\$)
Julio	70	70	0	50 %	35	5,425
Agosto	70	70	0	50 %	35	5,425
Setiembre	70	70	0	50 %	35	5,425
Octubre	70	60	10	50 %	30	4,650
Noviembre	70	60	10	50 %	30	4,650
Diciembre	70	60	10	50 %	30	4,650
<b>Total</b>	<b>420</b>	<b>390</b>	<b>30</b>	—	<b>195</b>	<b>30,225</b>

*Fuente:* Elaboración propia

### 5.5.2 Proyección de costos con mejoras operativas

Con base en los ensayos piloto y los resultados obtenidos—que suponen una disminución del 70 % de los disparos fuera de especificación—, el contraste con los costos unitarios vigentes permite cuantificar el impacto económico de la intervención. A continuación, se presenta la síntesis comparativa de costos entre el escenario base y el escenario mejorado.

**Tabla 20.***Costos de sostenimiento post mejoras*

Mes	Metraje planificado (m)	Metros IIB (m)	Metros IVA (m)	% FDE IIB	Metros FDE IIB (m)	Costo adicional (US\$)
Julio	70	70	0	15%	10.5	1,627.50
Agosto	70	70	0	15%	10.5	1,627.50
Setiembre	70	70	0	15%	10.5	1,627.50
Octubre	70	60	10	15%	9.0	1,395.00
Noviembre	70	60	10	15%	9.0	1,395.00
Diciembre	70	60	10	15%	9.0	1,395.00
<b>Total</b>	<b>420</b>	<b>390</b>	<b>30</b>	—	<b>58.5</b>	<b>9,067.50</b>

*Fuente:* Elaboración propia

### 5.5.3 Análisis comparativo de costos

El comparativo se construyó tomando como base a:

- Metraje total en roca IIB previsto: 390 m.
- Precio del shotcrete incremental: US\$ 155 / m.
- Escenario previo (antes de la intervención): FDE = 50% (porcentaje del tramo que requiere shotcrete adicional).
- Escenario con intervención (voladura controlada + mejoras): FDE = 15% (reducción del 70% relativa al 50%).

#### **Cálculo del costo previo (FDE = 50%)**

Metros adicionales con shotcrete =  $390 \text{ m} \times 50\% = 390 \times 0.50 = 195 \text{ m}$ .

Cálculo:  $390 \times 0.50 = 195$  (multiplicación directa).

Costo =  $195 \text{ m} \times \text{US\$ } 155/\text{m}$ .

Costo previo = US\$ 30,225.

#### **Cálculo del costo nuevo (FDE = 15%)**

Metros proyectados con shotcrete =  $390 \text{ m} \times 15\% = 390 \times 0.15 = 58.5 \text{ m}$ .

Cálculo:  $390 \times 0.10 = 39.0$ ;  $390 \times 0.05 = 19.5$ ; suma =  $39.0 + 19.5 = 58.5$ .

Costo =  $58.5 \text{ m} \times \text{US\$ } 155/\text{m}$ .

Costo nuevo = US\$ 9,067.50.

El cálculo se realizó mes a mes, sumando al total; sólo se computó IIIB porque en IVA el shotcrete es obligatorio (no incremental). Esta comparación refleja únicamente el sobrecoste directo por shotcrete adicional; no incluye beneficios colaterales (menor tiempo de desatado, reducción de cuadrillas de limpieza, menor reposición de malla/pernos), que previsiblemente mejoran aún más la economía del nuevo estándar. En resumen, se tiene lo siguiente:

- ✓ Costo previo: US\$ 30,225 → Costo nuevo: US\$ 9,067.50
- ✓ **Ahorro:** US\$ 21,157.50 ( $\approx 70\%$  menos), coherente con la reducción del FDE.

#### **5.5.4 Proyección de costos y metraje en los próximos 3 semestres**

En el corto plazo; esto es, para los próximos tres semestres, el análisis se sustenta en las proyecciones del Área de Planeamiento, que establecen un crecimiento incremental del 10 % por semestre en el metraje planificado de la RP-3900 (U.M. Chungar). Es importante subrayar que los beneficios de la intervención no se limitan sólo al ámbito económico, sino también es de carácter de seguridad: la reducción de la sobrerrotura y, por ende, del sobre-daño al macizo rocoso, disminuye la probabilidad de inestabilidad en los contornos excavados, mitigando el riesgo de desprendimientos o colapsos en interior mina. Bajo este marco, las proyecciones operativas y de

costo se presentan considerando el incremento de producción semestral y el nuevo estándar de voladura controlada, que impacta positivamente tanto en productividad como en seguridad operacional.

**Tabla 21.**

*Proyección de costos en el corto plazo*

Semestre	Metraje total (m)	IIIB (m)	IVA (m)	FDE=50% IIIB (m)	Costo FDE=50% (US\$)	FDE=15% IIIB (m)	Costo FDE=15% (US\$)
S1	420.0	390.0	30.0	195.0	30,225.00	58.5	9,067.50
S2	462.0	429.0	33.0	214.5	33,247.50	64.35	9,974.25
S3	508.2	471.9	36.3	235.95	36,572.25	70.785	10,971.68
<b>Total</b>	<b>1,390.2</b>	<b>1,290.9</b>	<b>99.3</b>	<b>645.45</b>	<b>100,044.75</b>	<b>193.635</b>	<b>30,013.43</b>

*Fuente:* Elaboración propia

Podemos resumir los siguiente:

- ✓ Con crecimiento del 10 % por semestre: 420 → 462 → 508,2 m.
- ✓ Bajo el estándar previo (FDE=50 % en IIIB), el costo incremental por shotcrete alcanzaría US\$ 100.045 en 3 semestres.
- ✓ Con la mejora (FDE=15 %), el costo bajaría a US\$ 30.013, con un **ahorro ≈ US\$ 70.031** (≈ -70 %), coherente con la reducción del FDE.

Cabe precisar que la optimización de costos aquí cuantificada se circunscribe a la Rampa Principal 3900 de la U.M. Chungar. No obstante, la metodología de análisis (línea base, FDE por sobrerotura, costos unitarios y escenarios de control) es transferible a otros frentes y labores de la unidad, lo que permitiría replicar las mejoras, escalar el control de daño y ampliar el beneficio económico global de la operación.

## 1. CONCLUSIONES

2. La implementación de técnicas de voladura controlada influye de manera significativa en la optimización de los costos operativos durante la construcción de la Rampa Principal 3900 de la Unidad Minera Chungar, ya que permite un mejor control de la excavación, reducción de la sobre-rotura de 15.8% a 5.6% y mejora de avance por disparo de 3.28m a 3.58m que impactan claramente en la reducción significativa de costos por metro de avance de 518.5 \$/m a 462.33\$/m.
3. La estandarización de la voladura controlada en la RP-3900 reduce de forma sustantiva el metraje fuera de especificación (FDE) por sobrerotura: del 50 % histórico al 15 % proyectado (-70 %). Con el costo unitario de shotcrete en IIIB (US\$ 155/m), el costo incremental semestral cae de US\$ 30 225 a US\$ 9 067,5, y el ahorro agregado en tres semestres asciende a ~US\$ 70 031, aun bajo un crecimiento de +10 % por semestre. Estos resultados acreditan la viabilidad técnica y económica de la intervención y satisfacen el objetivo de optimizar costos operativos.
4. La identificación y rediseño de parámetros clave, burden/espaciamiento, paralelismo y simetría, desacople/cañas, retardo y secuencias de retardo de corto periodo sin solapes, explican la caída del FDE y la estabilidad del proceso. En las pruebas piloto de la RP-3900 se observa, además, mejor consistencia del avance por disparo (promedio en torno a 3,56 m con menor dispersión frente a la línea base ~3,28 m), lo que evidencia control de energía periférica y mejor ejecución en frente.
5. La reducción de sobrerotura disminuye el sobre-daño al contorno, mejora la integridad geométrica de las labores y mitiga el riesgo de inestabilidad local (desprendimientos/derrumbes), con efectos colaterales positivos en desatado, limpieza y tiempos de ciclo. La medida, por tanto, no solo es costo-eficiente, sino también preventiva en seguridad, alineada con los estándares de control de daño en labores de roca IIIB/IVA

## RECOMENDACIONES

1. Estandarizar el diseño y ejecución de la voladura controlada en la RP-3900 y labores similares, incorporando parámetros optimizados de burden/espaciamiento, desacople y secuencia de retardos, con el fin de mantener la reducción de sobrerotura y asegurar avances por disparo superiores a la línea base. Esta estandarización debe quedar documentada en procedimientos operativos internos y difundida al personal involucrado.
2. Implementar un sistema continuo de monitoreo y verificación del metraje fuera de especificación (FDE) asociado al costo de sostenimiento (shotcrete/pernos), de modo que los ahorros obtenidos puedan registrarse y auditarse. Se recomienda emplear mapeo geomecánico y mediciones semestrales que permitan retroalimentar el diseño de voladura y sustentar la toma de decisiones económicas.
3. Fortalecer el entrenamiento técnico del personal de perforación y voladura, con énfasis en paralelismo, simetría, desacople y tiempos cortos sin solape, asegurando la correcta transferencia del modelo técnico a la operación diaria. Una mayor consistencia operativa contribuirá a sostener avances promedio de ~3,56 m por disparo y a disminuir la dispersión en los resultados.
4. Extender la aplicación de voladura controlada a otras labores de desarrollo y producción subterránea, priorizando aquellas con alta demanda de sostenimiento o con historiales significativos de sobrerotura. La replicación de la intervención podría amplificar el ahorro semestral obtenido en la RP-3900 y consolidar una estrategia de optimización global de costos operativos, además de mejorar seguridad y estabilidad en el macizo rocoso.

## BIBLIOGRAFÍA

- Albino, S. (2009). *Vibraciones generadas por voladura*. EXSA.
- Bejarano Baltazar, J. L. (2021). *La voladura controlada y su influencia en la disminución de sobrerotura en labores subterráneas* [Tesis de grado, Universidad Nacional del Centro del Perú]. Repositorio Institucional UNCP. <http://hdl.handle.net/20.500.12894/7887>
- Agné, R. (1995). *Controlled fragmentation and contours in rock blasting: Theoretical and technical approaches* (Doctoral dissertation). Luleå University of Technology.
- Deere, D. U., & Miller, R. P. (1966). *Engineering classification and index properties of rock* (Technical Report No. AFNL-TR-65-116). Air Force Weapons Laboratory.
- Du Pont de Nemours & Co., Inc. (1969). *Blasters' handbook: A manual describing explosives and practical methods of use* (15th ed.). E. I. Du Pont de Nemours & Co.
- Escuela Técnica Superior de Ingenieros de Minas de Madrid. (2013). *Perforación y voladura de rocas en minería*. ETSI Minas.
- EXSA. (2018). *Manual práctico de voladura* (5.ª ed.). EXSA.
- Famesa Explosivos. (2019). *Famesa Explosivos*. Grupo Editorial COSAS.
- Hoek, E., & Brown, E. T. (1986). *Excavación subterránea en roca*. McGraw-Hill.
- Instituto Geológico y Minero de España. (1994). *Manual de perforación y voladura de rocas*. IGME.

- Imashev, A., Mussin, A., & Adoko, A. C. (2024). Investigating an enhanced contour blasting technique considering rock mass structural properties. *Applied Sciences*, 14(23), 11461. <https://doi.org/10.3390/app142311461>
- Langefors, U., & Kihlström, B. (1973). *Técnica moderna de voladura de rocas*. Ediciones URMO.
- Holmberg, R., & Persson, P.-A. (1980). *Rock blasting and explosives engineering*. CRC Press.
- Atlas Copco. (2013). *Underground drilling and blasting handbook*. Atlas Copco Rock Drills AB.
- Epiroc. (2019). *Blasting principles for underground mining*. Epiroc Rock Drills AB
- López Jimeno, C., López Jimeno, E., Pernía Llera, J. M., & Ortiz de Urbina, F. (1987). *Manual de perforación y voladura de rocas*. ETIMSA.
- OSINERGMIN. (2017). *Guía de criterios geomecánicos para el diseño, construcción, supervisión y cierre de labores subterráneas*. Osinergmin.
- Scherpenisse, C., Arellano, J., Orrego, G., & Arellano, M. (1992). *Vibración producto de tronadura y su comportamiento en el campo cercano y lejano*. En *V Jornadas de Especialistas en Tronadura, EXPOMIN-92*, Santiago, Chile.

# ANEXOS

# **ANEXO 1**

## **Matriz de consistencia**

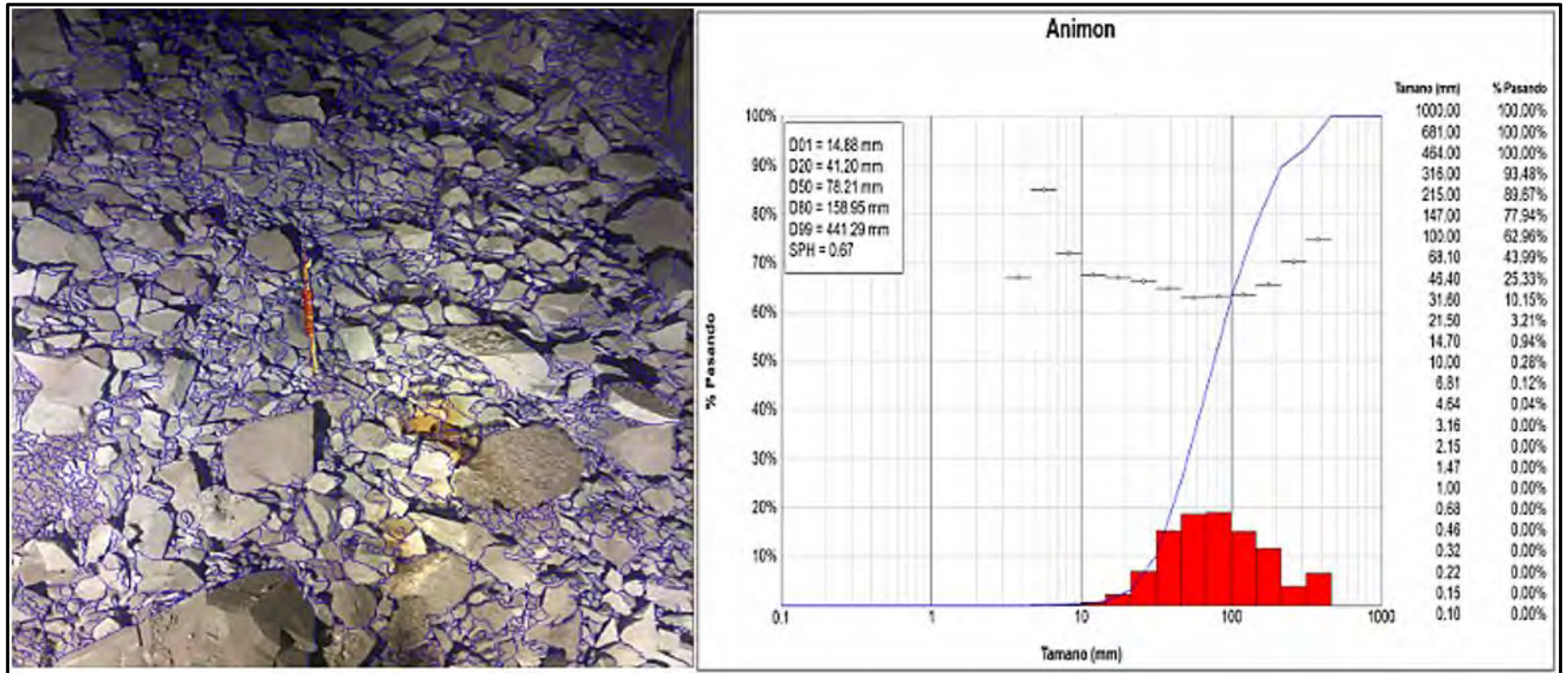
PROBLEMA	OBJETIVOS	HIPÓTESIS	VARIABLES	INDICADORES
<p><b>Problemas General.</b></p> <ul style="list-style-type: none"> <li>✓ ¿Cómo influye la implementación de técnicas de voladura controlada en la optimización de costos operativos durante la construcción de Rampa principal 3900 de la Unidad Minera Chungar - Compañía Minera Volcan S.A.?</li> </ul> <p><b>Problemas específicos.</b></p> <ul style="list-style-type: none"> <li>✓ ¿Qué parámetros se debe mejorar para optimizar los costos operativos en las operaciones unitarias de perforación y voladura?</li> <li>✓ ¿Qué factores técnicos operativos se deberá analizar para ejecutar una correcta voladura controlada en la Rampa principal 3900 de la Unidad Minera Chungar - Compañía Minera Volcan SA?</li> <li>✓ ¿Cómo influye en materia de seguridad la sobrerotura en la Rampa principal 3900 de la unidad minera Chungar?</li> </ul>	<p><b>Objetivo general</b></p> <ul style="list-style-type: none"> <li>✓ Analizar el efecto de la voladura controlada en la optimización de los costos operativos durante la construcción de la rampa Rampa principal 3900 de la Unidad Minera Chungar - Compañía Minera Volcan S.A.</li> </ul> <p><b>Objetivos específicos</b></p> <ul style="list-style-type: none"> <li>✓ Establecer parámetros de calidad para optimizar los costos operativos en las operaciones unitarias de perforación y voladura.</li> <li>✓ Determinar factores técnicos operativos para ejecutar una correcta voladura controlada en la Rampa principal 3900 de la Unidad Minera Chungar - Compañía Minera Volcan S.A.</li> <li>✓ Determinar la influencia en materia de seguridad la sobrerotura causada en la Rampa principal 3900 de la unidad minera Chungar</li> </ul>	<p><b>Hipótesis general</b></p> <ul style="list-style-type: none"> <li>✓ Mejorando los procedimientos técnicos, se optimizará los costos operativos a través de voladura controlada en la Rampa principal 3900 de la Unidad Minera Chungar - Compañía Minera Volcan S.A.</li> </ul> <p><b>Hipótesis específicas.</b></p> <ul style="list-style-type: none"> <li>✓ Evaluando los parámetros de calidad se podrá optimizar los costos operativos en las operaciones unitarias de perforación y voladura.</li> <li>✓ Rediseñando los factores técnicos operativos, ejecutaremos una correcta voladura controlada en la Rampa principal 3900 de la Unidad Minera Chungar - Compañía Minera Volcan S.A.</li> <li>✓ Evaluando la incidencia en materia de seguridad para la sobrerotura ocasionada en la Rampa principal 3900 se podrá gestionar mejoras operativas y labores más estables.</li> </ul>	<p><b>DEPENDIENTES</b></p> <ul style="list-style-type: none"> <li>✓ Voladura controlada</li> </ul> <p><b>INDEPERNDIENT ES</b></p> <ul style="list-style-type: none"> <li>✓ Costos Operativos</li> </ul>	<p><b>INDICADORES</b></p> <ul style="list-style-type: none"> <li>- Tipo y calidad de roca</li> <li>- Pre corte, recorte</li> <li>-Diseño de voladura</li> <li>-Factor de voladura</li> <li>- Carga explosiva</li> <li>-Costo de perforación</li> <li>-Costo de voladura</li> <li>-Costo de sostenimiento</li> </ul>

Fuente: Elaboración propia

# **ANEXO 2**

## Análisis granulométrico

## Análisis granulométrico para la Rampa principal 3900



Fuente: Elaboración propia

## **ANEXO 3**

### **Preparación de medias cañas (voladura controlada)**

## Medias cañas



Fuente: Elaboración propia

## **ANEXO 4**

Trazado de punto, dirección y gradiente

## Trazado de Punto, dirección y gradiente



Fuente: Elaboración propia

## **Anexo 5**

Supervisión en la ejecución del pintado de malla de perforación y perforación de taladros de alivio en el contorno

## Pintado de malla de perforación y perforación de taladros de alivio en el contorno



Fuente: Elaboración propia

## **Anexo 6**

Indicaciones geomecánicas de la Rampa  
(-)3900





## Indicación geomecánica de la rampa (-)3900

<b>R(-) 3900</b>				NIVEL VETA	P.P.P. 990.00	SUPERV. DE OBRAS	J. Villalva
DESG. DE	HASTA	ANCHO	4.0	ALTO	4.2	AVANCE	40
FECHA	29/11/2017		NIVEL DE RIESGO	Bajo			

CONDICIÓN DE SOSTENIMIENTO				CUMPLE				CONDICIÓN DE SOSTENIMIENTO				CUMPLE			
SOSTENIMIENTO HASTA EL TIPO				SOSTENIMIENTO CON CALIBRACIONES				SOSTENIMIENTO CON CALIBRACIONES				SOSTENIMIENTO CON CALIBRACIONES			
PERNOS ESPACIADOS SEGUN RECOMENDACION				PERNOS ESPACIADOS SEGUN RECOMENDACION				PERNOS ESPACIADOS SEGUN RECOMENDACION				PERNOS ESPACIADOS SEGUN RECOMENDACION			
CORRECTO PEGADO DE BARRA				CORRECTO PEGADO DE BARRA				CORRECTO PEGADO DE BARRA				CORRECTO PEGADO DE BARRA			

RESISTENCIA DE LA ROCA INTACTA	RO	RS	RI	RI	RI	RI	RI	RI	RI	RI	RI	RI	RI	RI	RI
	100 MPa (12)	20 MPa (2)	10 MPa (1)	5 MPa (0.5)	2.5 MPa (0.25)	1.25 MPa (0.125)	0.625 MPa (0.0625)	0.3125 MPa (0.03125)	0.15625 MPa (0.015625)	0.078125 MPa (0.0078125)	0.0390625 MPa (0.00390625)	0.01953125 MPa (0.001953125)	0.009765625 MPa (0.0009765625)	0.0048828125 MPa (0.00048828125)	0.00244140625 MPa (0.000244140625)

CTAB	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
VICOR										
CPND										

LITOLOGIA	M. Roja	RMR	41-42	CONDICIÓN GEOMECAÁNICA	roca dominante merg. roja regular, fuertemente fracturada al eje de U y V no homogénea que forman bloques y cuñas en las coronas. moneras a 5mm, superficie ligeramente rugosa.
VETA/TECHO	M. Roja	RMR	41-43	INDICACIONES	
CP/ASTILL				OBSERVACIONES	<ul style="list-style-type: none"> <li>- Labor con sobreexcavación en RK.</li> <li>- Pernos dañados por efecto de la voladura.</li> <li>- Falta ajuste de placas y tornillos de P. Helicoidales.</li> </ul>

**VISTA PLANTA**

**VISTA SECCIÓN**

TIPO DE ROCA	RMR	Shotcrete (pulg)	Fibra (Kg/m3)	TIPO DE PERNO	Longitud de anclaje (m)	Espaciamiento de Pernos (m)	TIPO DE SOSTENIMIENTO	Longitud de Cable Bolting (m)	Espaciamiento de Cables (m)	Malla electrosoldada	Otros
Regular A (III-A)	31-40	3"	5	3"	1.0 x 1.0	1.1 x 1.1	Sacaflo	6.0 m	0.6 m	3.0	
Regular B (III-B)	21-30	3"	5	3"	1.1 x 1.1	1.3 x 1.3	Shot	1.80	2.00	3.0	
Mala A (IV-A)	11-20	3"	5	3"	1.3 x 1.3	1.5 x 1.5	Shot	1.80	2.00	3.0	
Mala B (IV-B)	1-10	3"	5	3"	1.5 x 1.5	1.7 x 1.7	Shot	1.80	2.00	3.0	
Muy Mala (V)	< 10	3"	5	3"	1.7 x 1.7	1.9 x 1.9	Shot	1.80	2.00	3.0	

**RECOMENDACIONES**

- El tiempo de fraguado del Shotcrete (Vía Humada): Comienza del momento en que se debe iniciar el tiempo de fraguado según el diseño para ingresar personal y/o equipos a partir de un resaca y mantenerlo por un tiempo de 1 hora.
- Se debe realizar un control y monitoreo desde la roca suelta, eliminar cuñas y/o bloques en frentes y coronas (cumple el PETS de desalojo de rocas), así mismo realizar la limpieza completa de las frentes antes de iniciar el sostenimiento con Shotcrete de piso a piso de labor.
- El sostenimiento debe ser al tipo según la recomendación de la supervisión de Geomecánica, los responsables de la ejecución deben validar las condiciones previas al momento de sostenimiento, de presiones atmosféricas y estabilidad durante el proceso se comunicará al Depto. Geomecánica.
- La frecuencia mínima de inspección será cada 7 días, salvo cambio de calidad del macizo rocoso el cual debe ser comunicado al Área de Geomecánica.

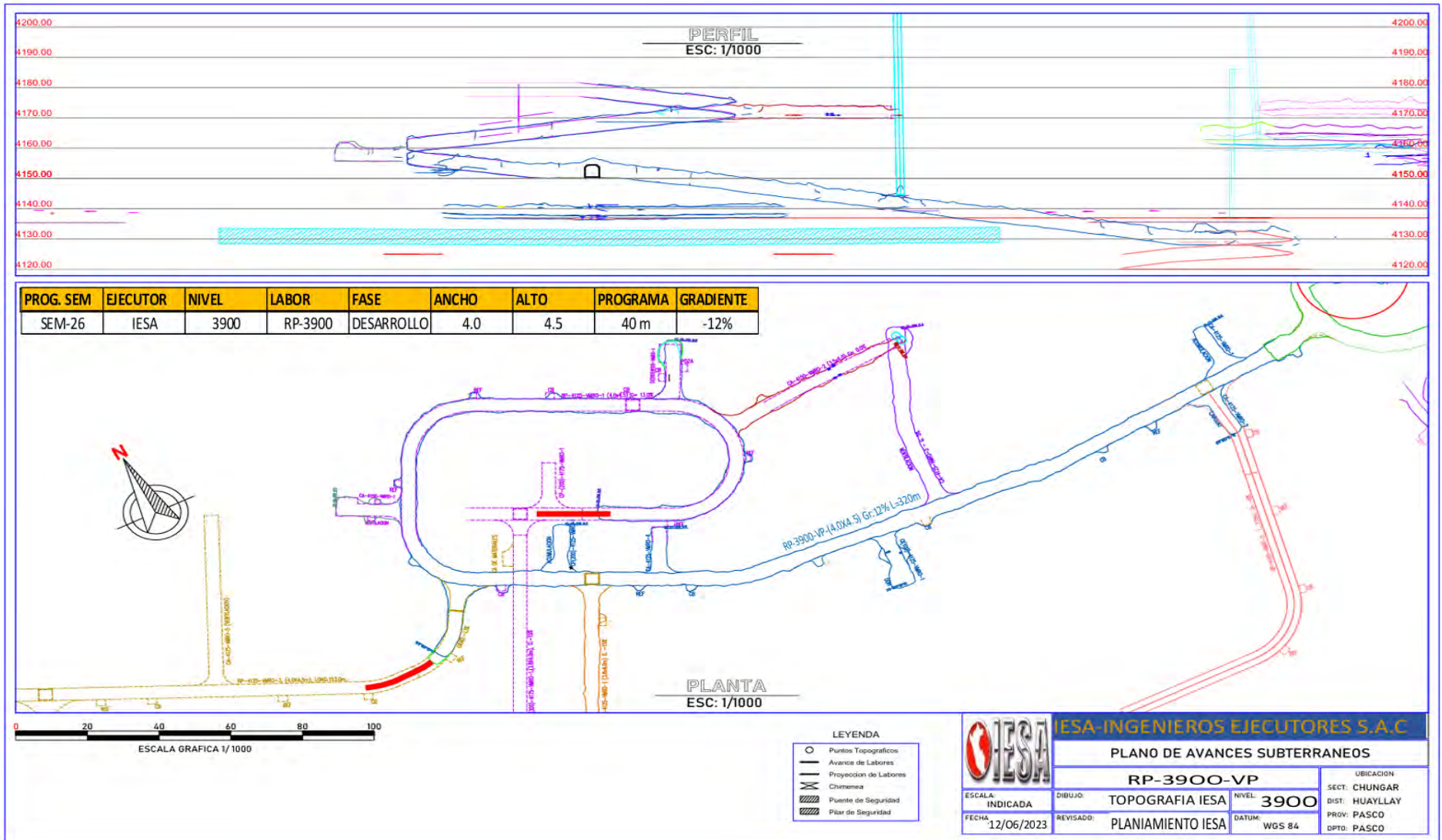
**¡IMPORTANTE!** De encontrar una condición de sostenimiento que "no" cumple, se procede a paralizar el labor de manera inmediata y se retoma el avance una vez se levanta la autorización de Geomecánica.

Fuente: Área de geomecánica

# **ANEXO 7**

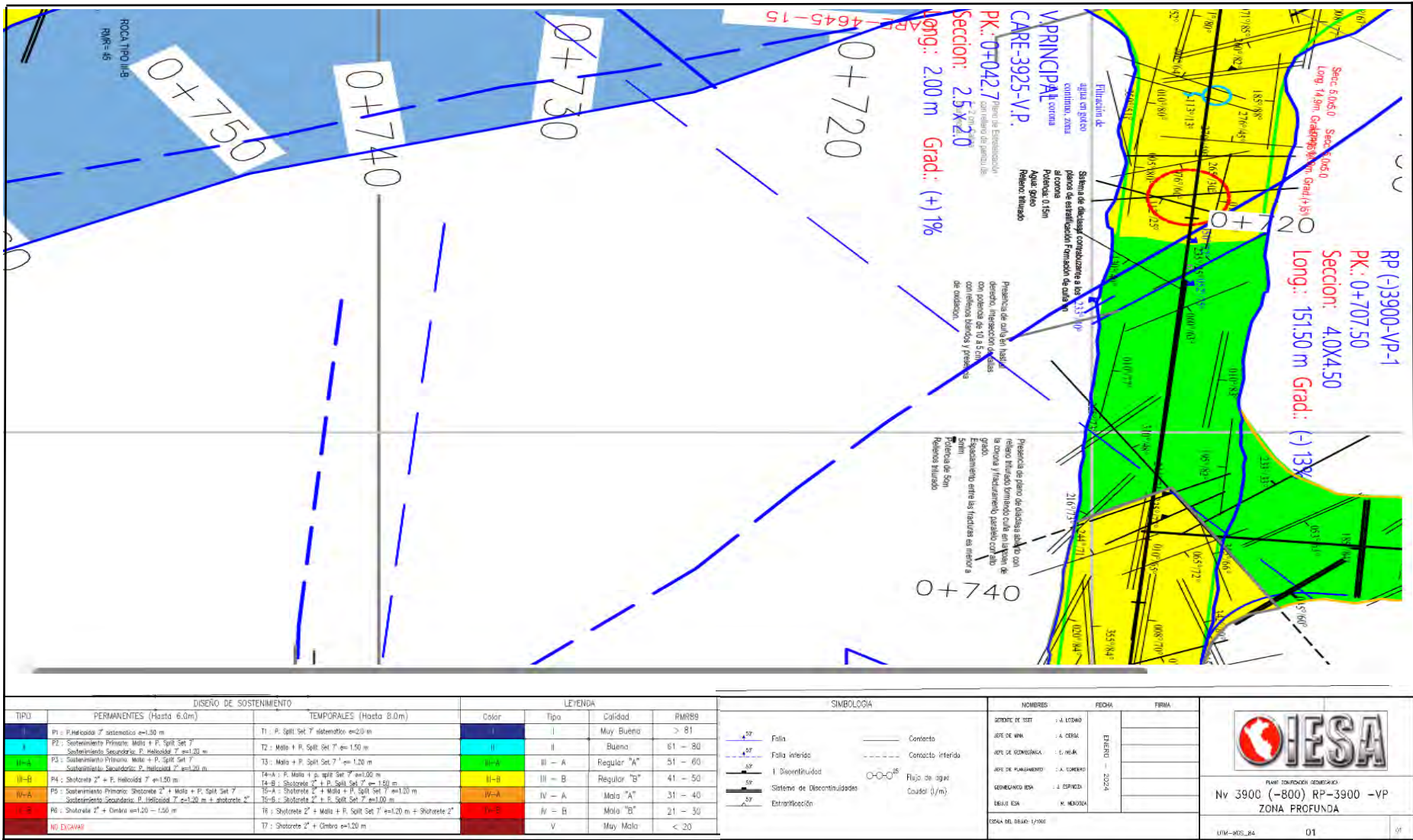
Planos Topográficos y geomecánicos de  
rampa (-)3900

# Plano de la rampa (-) 3900



Fuente: área de topografía y planeamiento.

PLANO Geomecánica de Mina Chungar - Volcan Cia Minera SA.



Fuente: Area de geomecánica IESA

