

Universidad Nacional de Ingeniería
Facultad de Ingeniería Geológica Minera y Metalúrgica



TESIS

**Aplicación de taladros largos en incremento de la producción en
el método Sub Level Stoping en minas subterráneas**

Para obtener el título profesional de Ingeniero de Minas

Elaborado por

Bryan Angel Ramos Agreda

 [0009-0008-7556-9302](https://orcid.org/0009-0008-7556-9302)

Asesor

MBA Víctor Manuel Hernández Díaz

 [0009-0002-6505-0733](https://orcid.org/0009-0002-6505-0733)

LIMA – PERÚ

2025

Citar/How to cite	Ramos Agreda [1]
Referencia/Reference	[1] B. Ramos Agreda, “Aplicación de taladros largos en incremento de la producción en el método Sub Level Stoping en minas subterráneas” [Tesis de pregrado]. Lima (Perú): Universidad Nacional de Ingeniería, 2025.
Estilo/Style: IEEE (2020)	

Citar/How to cite	(Ramos, 2025)
Referencia/Reference	Ramos, B. (2025). <i>Aplicación de taladros largos en incremento de la producción en el método Sub Level Stoping en minas subterráneas</i> . [Tesis de pregrado, Universidad Nacional de Ingeniería]. Repositorio institucional Cybertesis UNI.
Estilo/Style: APA (7ma ed.)	

Dedicatoria

A Dios, por su amor y providencia. A mis padres, Ángel y Rosa, por su sacrificio y dedicación. A mi hermano Fabrizio, por su apoyo y compañía. Gracias por ser mi familia y por estar ahí siempre para mí.

Agradecimientos

Quiero agradecer enormemente a la empresa Nexa Resources por brindarme la oportunidad de iniciar mi formación en el rubro minero. Ha sido parte fundamental en mi fortalecimiento profesional y humano a lo largo de todo este recorrido.

Resumen

La presente investigación tuvo como objetivos principales evaluar en qué medida la implementación de taladros largos incide en el incremento de la producción, la reducción de costos operativos y la viabilidad de explotación de tajos bajo criterios de seguridad y sostenibilidad.

Los resultados obtenidos evidencian un impacto positivo en la productividad minera. La producción promedio mensual alcanzó 6,312 toneladas métricas secas (TMS), superando la línea base de 6,000 TMS, lo que representa un incremento cercano al 5.2 %. Este resultado demuestra que la mecanización del método Sub Level Stopping (SLS) con taladros largos permite una mayor continuidad y eficiencia en los ciclos de minado.

Desde el punto de vista económico, el método SLS registró un costo unitario de 25.27 US\$/TMS, significativamente menor a los 42.11 US\$/TMS asociados al método Cut and Fill (CAF). Esta diferencia refleja una reducción aproximada del 40 % en costos operativos, consolidando la viabilidad económica del SLS como una alternativa competitiva en minas subterráneas con condiciones geomecánicas favorables.

En términos de seguridad, la aplicación de taladros largos contribuyó a disminuir la exposición directa de los trabajadores a frentes inestables, gracias a la automatización de etapas críticas como perforación, carga y voladura. Asimismo, el diseño geomecánico aplicado permitió mantener la estabilidad de los tajos, reduciendo la necesidad de sostenimiento adicional y garantizando operaciones más seguras y sostenibles.

En conclusión, la aplicación del método de taladros largos dentro del esquema SLS se presenta como una estrategia altamente efectiva para incrementar la producción, reducir costos y fortalecer la seguridad operativa, constituyéndose en un modelo de explotación viable y sostenible para minas subterráneas.

Palabras clave — Taladros largos, Sublevel Stopping, costos, producción, geomecánica.

Abstract

The present research aimed to evaluate the extent to which the implementation of longhole stoping impacts the increase in production, the reduction of operating costs, and the feasibility of stope exploitation under safety and sustainability criteria.

The results obtained show a positive impact on mining productivity. The average monthly production reached 6,312 dry metric tons (DMT), surpassing the baseline of 6,000 DMT, which represents an increase of approximately 5.2%. This result demonstrates that the mechanization of the Sub Level Stopping (SLS) method with longhole drilling allows for greater continuity and efficiency in mining cycles.

From an economic perspective, the SLS method recorded a unit cost of US\$ 25.27/DMT, significantly lower than the US\$ 42.11/DMT associated with the Cut and Fill (CAF) method. This difference represents an approximate 40% reduction in operating costs, consolidating the economic viability of SLS as a competitive alternative in underground mines with favorable geomechanical conditions.

In terms of safety, the application of longhole stoping helped reduce workers' direct exposure to unstable faces, thanks to the automation of critical stages such as drilling, charging, and blasting. Likewise, the applied geomechanical design ensured stope stability, reducing the need for additional ground support and guaranteeing safer and more sustainable operations.

In conclusion, the application of the longhole stoping method within the SLS scheme is presented as a highly effective strategy to increase production, reduce costs, and strengthen operational safety, establishing itself as a viable and sustainable exploitation model for underground mining.

Keywords — Long-hole drilling, Sublevel Stopping, costs, production, geomechanics.

Tabla de Contenido

	Pág.
Resumen	v
Abstract	vi
Introducción	xiii
Capítulo I. Parte introductoria del trabajo	1
1.1 Descripción del problema de investigación.....	1
1.2 Objetivo.....	2
1.2.1 Objetivo general	2
1.2.2 Objetivos específicos	2
1.3 Hipótesis	3
1.3.1 Hipótesis general	3
1.3.2 Hipótesis específicas.....	3
1.4 Operacionalización de variables.....	3
1.4.1 Variable independiente (V.I).....	3
1.4.2 Variable dependiente (V.D)	3
1.5 Antecedentes referenciales	4
1.5.1 Antecedentes internacionales	4
1.5.2 Antecedentes nacionales	6
Capítulo II. Marcos teórico y conceptual.....	9
2.1 Marco teórico	9
2.1.1 Método de minado Sub Level Stopping.....	9
2.1.2 Etapas de minado	10
2.1.3 Ventajas y limitaciones del Sub Level Stopping (SLS).....	13
2.1.4 Diseño geomecánico del Sub Level Stopping (SLS)	14
2.2 Marco conceptual.....	20
2.2.1 Mineralización	20
2.2.2 Costos.....	20

2.2.3	Producción	20
2.2.4	Reservas minerales.....	20
2.2.5	Método de explotación	21
2.2.6	By Pass.....	21
2.2.7	Ventanas.....	21
2.2.8	Rampa	21
2.2.9	Caserón	21
2.2.10	Slot.....	21
2.2.11	Perforación de taladros largos.....	21
2.2.12	Diseño.....	22
2.2.13	Planificación	22
Capítulo III. Desarrollo del trabajo de investigación		23
3.1	Unidad de estudio	23
3.1.1	Ubicación y accesibilidad	23
3.1.2	Marco geológico.....	24
3.1.3	Geología estructural y tectónica.....	27
3.2	Parámetros del macizo rocoso.....	31
3.2.1	Análisis estadístico de calidad de roca.....	32
3.2.2	Dominios geomecánicos	35
3.2.3	Parámetros del macizo rocoso.....	36
3.2.4	Análisis método gráfico de la mina.....	37
3.2.5	Estimación del sistema de sostenimiento con cablebolts	41
3.3	Parámetros de perforación y voladura.....	43
3.3.1	Evaluación para roca tipo III	44
3.3.2	Evaluación para roca tipo IV.....	46
3.4	Diseño de perforación y voladura.....	50
Capítulo IV. Análisis e interpretación de resultados		62
4.1	Evaluación de productividad y costos.....	62

4.2	Evaluación de seguridad	67
4.2.1	Caracterización geomecánica	68
4.2.2	Estabilidad de excavaciones	68
4.2.3	Control de dilución y ELOS	68
4.2.4	Diseño de sostenimiento	68
4.2.5	Beneficios en Seguridad del SLS	68
4.3	Validación de hipótesis.....	67
4.3.1	Variable producción.....	68
4.3.2	Variable costos unitarios	71
	Conclusiones	73
	Recomendaciones	74
	Referencias bibliográficas.....	75
	Anexos	77

Lista de Tablas

	Pág.
Tabla 1 : Matriz de consistencia.....	4
Tabla 2 : Accesibilidad a mina desde Lima	24
Tabla 3 : Dominios geomecánicos y valores RMRbásico.....	35
Tabla 4 : Valores del Q ($RMR = 9 \ln Q + 44$)	35
Tabla 5 : Valores del GSI ($RMR' = GSI + 5$)	36
Tabla 6 : Parámetros geomecánicos.....	36
Tabla 7 : Parámetros del macizo rocoso según el criterio de Hoek-Brown.....	36
Tabla 8 : Propiedades de resistencia de las discontinuidades según el criterio de Mohr - Coulomb	37
Tabla 9 : Otros parámetros del macizo rocoso.....	37
Tabla 10: Resumen de cálculos del método grafico.....	38
Tabla 11: Resumen del cálculo del span para alturas de 18, 20, 23 y 25 m.....	39
Tabla 12: Resumen del cálculo del span para alturas de 8, 10, 12 y 14 m.....	39
Tabla 13: Resumen de cálculos del método grafico.....	40
Tabla 14: Resumen de cálculos del método grafico.....	43
Tabla 15: Volúmenes y tonelajes planificados del proyecto SLS-860 TJ075.....	51
Tabla 16: Detalle de parámetros de PyV de Slot 01 – 07.....	53
Tabla 17: Detalle de parámetros de PyV de Fila 01 – 08	55
Tabla 18: Detalle de parámetros de PyV de Fila 09 – 16	57
Tabla 19: Detalle de parámetros de PyV de Fila 17 – 24	59
Tabla 20: Detalle de parámetros de PyV de Fila 25 – 29	61
Tabla 21: Resumen de resultados de producción por método de minado	63
Tabla 22: Costos asociados al ciclo de minado.....	64
Tabla 23: Costo total por método de minado	65
Tabla 24: Costo unitario (US\$/Tn) por método de minado	66
Tabla 25: Producción planificada para el periodo 2025.....	67

Lista de Figuras

	Pág.
Figura 1 : Esquema general del gráfico de estabilidad.....	16
Figura 2 : Factor de esfuerzo en la roca A	17
Figura 3 : Factor de ajuste B.....	18
Figura 4 : Factor de ajuste por gravedad C – lajamiento.....	18
Figura 5 : Factor de ajuste por gravedad C – deslizamiento	19
Figura 6 : Gráfico de estabilidad	20
Figura 7 : Mapa de ubicación de la unidad minera.....	23
Figura 8 : Sección transversal de la geología local	25
Figura 9 : Columna estratigráfica de la unidad minera	27
Figura 10: Criterio de falla de Hoek-Brown generalizado	32
Figura 11: Histograma y distribución normal por calidad de roca (RMR89) del domino caliza	32
Figura 12: Histograma y distribución normal por calidad de roca (RMR89) del domino skarn	33
Figura 13: Histograma y distribución normal por calidad de roca (RMR89) del domino intrusivo.....	33
Figura 14: Histograma y distribución normal por calidad de roca (RMR89) del domino mineral	34
Figura 15: Histograma y distribución normal por calidad de roca (RMR89) del domino brecha.....	34
Figura 16: Gráfico de estabilidad de la mina	38
Figura 17: Gráfico de estabilidad de Mathews – ELOS de la mina.....	40
Figura 18: Zonas de diseño para excavaciones / método gráfico.....	41
Figura 19: Recomendaciones del espaciamiento del cable bolt	42
Figura 20: Recomendaciones de la longitud del cable bolt	42
Figura 21: Modelo matemático de Lengefors – Roca tipo III	44

Figura 22: Simulación en el software JKSimBlast – roca tipo III	45
Figura 23: Distribución de Energía y Estimación de la fragmentación – roca tipo III	45
Figura 24: Modelo matemático de Langefors – Roca tipo IV	46
Figura 25: Simulación en el software JKSimBlast – roca tipo IV	47
Figura 26: Distribución de Energía y Estimación de la fragmentación – roca tipo IV	47
Figura 27: Estándar de perforación y voladura para roca tipo III	48
Figura 28: Estándar de perforación y voladura para roca tipo IV.....	49
Figura 29: Vista de planta del proyecto SLS-860 TJ075	50
Figura 30: Detalle de ubicación y posición de taladros de Slot 01 – 07	52
Figura 31: Detalle de ubicación y posición de taladros de Fila 01 – 08	54
Figura 32: Detalle de ubicación y posición de taladros de Fila 09 – 16	56
Figura 33: Detalle de ubicación y posición de taladros de Fila 17 – 24	58
Figura 34: Detalle de ubicación y posición de taladros de Fila 25 – 29	60
Figura 35: Producción promedio mensual.....	63
Figura 36: Reducción de costos por aplicación de SLS vs CAF	66
Figura 37 Prueba t de una muestra – variable producción	70
Figura 38 Histograma – variable producción.....	70
Figura 39 Prueba t pareada – variable costo unitario.....	71
Figura 40 Histograma de diferencias – variable costo unitario	72

Introducción

La presente investigación se enfoca en analizar la aplicación del método de taladros largos dentro del sistema de Sublevel Stopping (SLS), evaluando su impacto en la productividad y costos operativos en una operación minera subterránea moderna.

El desarrollo del estudio ha sido estructurado en cuatro capítulos fundamentales, que permiten abordar el problema desde una perspectiva integral. En el Capítulo I, se plantea el marco introductorio del trabajo, donde se delimita con claridad la problemática de investigación vinculada a la necesidad de optimizar los métodos de explotación subterránea. Se establecen los objetivos generales y específicos, así como las hipótesis de trabajo, que guían el análisis hacia la determinación del impacto del método SLS sobre la producción y los costos. Además, se presenta la operacionalización de las variables y una revisión de antecedentes relevantes, tanto nacionales como internacionales, lo cual proporciona un sustento empírico al enfoque del estudio.

El Capítulo II desarrolla el marco teórico y conceptual, esencial para comprender el funcionamiento del método Sublevel Stopping. Se detalla su principio operativo, las etapas técnicas del minado, así como sus ventajas, limitaciones y condiciones geomecánicas de aplicabilidad. También se incorporan definiciones clave relacionadas con perforación, voladura, diseño de mallas y sostenimiento, estableciendo una base conceptual sólida que permite interpretar los resultados obtenidos más adelante con rigurosidad técnica.

En el Capítulo III, se aborda el desarrollo operativo aplicado a una unidad minera real, describiendo en detalle la geología regional, estructural y local, así como la caracterización del macizo rocoso mediante sistemas de clasificación como RMR y Q. Se evalúa el comportamiento geomecánico de las zonas minadas y se determina la estabilidad de los tajos mediante el método gráfico de estabilidad. Además, se explican los criterios de diseño de mallas de perforación y voladura, incluyendo simulaciones con software especializado, lo cual permite garantizar una fragmentación adecuada y una distribución eficiente de la energía.

El Capítulo IV está dedicado al análisis y discusión de resultados. Se evalúa el desempeño del método SLS en términos de producción, mostrando incrementos mensuales sostenidos frente a una línea base, así como una significativa reducción de costos unitarios respecto a métodos tradicionales como el CAF. Además, se incluyen proyecciones estratégicas de aplicación del método SLS en nuevas zonas del yacimiento, considerando tanto las condiciones geotécnicas como los beneficios operacionales. El capítulo cierra con conclusiones claras y recomendaciones técnicas, las cuales orientan futuras decisiones de planificación minera bajo criterios de eficiencia, seguridad y rentabilidad.

Este estudio pretende ser un aporte técnico y práctico para la minería subterránea, demostrando que, bajo condiciones adecuadas, el método SLS con perforación de taladros largos no solo incrementa la productividad, sino que optimiza los recursos operativos y fortalece los estándares de seguridad.

Capítulo I. Parte introductoria del trabajo

1.1 Descripción del problema de investigación

En la minería subterránea moderna, los procesos de mecanización del laboreo representan un conjunto integral de estándares, metodologías y tecnologías orientadas a optimizar la excavación de material útil. Su objetivo primordial es incrementar los niveles de producción garantizando condiciones de seguridad, eficiencia operativa y tiempos de ciclo reducidos, pilares fundamentales para el cumplimiento de los planes de minado. Sin embargo, estos procesos no se desarrollan en contextos estáticos. La naturaleza dinámica de las operaciones subterráneas exige que estos estándares se adapten constantemente a variables geotécnicas, tecnológicas y humanas.

En este contexto, los procesos operativos mineros están estrechamente influenciados por las condiciones particulares de cada yacimiento, tales como la profundidad de explotación, las características físico-mecánicas de la roca, la capacidad de los equipos disponibles, el tipo de sostenimiento requerido y, por supuesto, los estándares de seguridad ocupacional. De manera particular, en operaciones de gran escala como la Unidad Minera El Porvenir, la ejecución de procesos específicos como la perforación de taladros largos se torna crítica, dado que representan una técnica clave para el desarrollo eficiente de zonas profundas y de difícil acceso.

Actualmente, la Unidad Minera El Porvenir enfrenta un reto operativo importante: incrementar su capacidad de producción diaria de 6000 toneladas métricas secas por día (TMSD) a 6500 TMSD. Esta meta responde no solo a necesidades económicas y de cumplimiento de compromisos comerciales, sino también a la optimización del ciclo de minado ante un contexto geológico más complejo conforme avanza la profundización del yacimiento. Sin embargo, este objetivo se ve obstaculizado por una serie de limitaciones estructurales y operativas.

Entre los principales problemas identificados se encuentra la dificultad para ejecutar de forma eficiente el proceso de perforación con taladros largos. Esta técnica, esencial

para el minado en masa y el incremento de producción, presenta desafíos significativos relacionados con la logística subterránea, la disponibilidad de equipos especializados, el acceso oportuno a las zonas de trabajo y la adecuada interpretación del diseño de perforación. A ello se suma la necesidad urgente de formar al personal técnico y operativo en la ejecución estandarizada de estos procesos, minimizando errores y tiempos muertos.

Por consiguiente, resulta indispensable gestionar de forma inmediata, estructurada y estratégica la aplicación de taladros largos en zonas de profundización, para asegurar el cumplimiento de los objetivos productivos de la Unidad Minera El Porvenir. Esto implica, no solo la mejora técnica de los procesos en sí, sino también una integración transversal con áreas como planificación, mantenimiento, seguridad y recursos humanos. Solo a través de una visión sistémica y una gestión basada en datos será posible transformar los desafíos actuales en oportunidades de optimización sostenible.

De lo anterior expuesto se formulan las siguientes interrogantes:

- ¿De qué manera la aplicación del método de taladros largos impacta en el nivel de producción y productividad en las operaciones de una mina subterránea?
- ¿En qué medida la aplicación eficiente del método de taladros largos contribuye a reducir los costos operativos en una mina subterránea?
- ¿En qué medida un inadecuado diseño geomecánico impacta en la seguridad y la sostenibilidad de los tajos a minar?

1.2 Objetivo

1.2.1 Objetivo general

Determinar en qué medida la aplicación del método de taladros largos incide para incrementar la producción en minas subterráneas.

1.2.2 Objetivos específicos

- Determinar en qué medida la aplicación de taladros largos incide en la reducción de costos en las operaciones en minas subterráneas.
- Determinar la viabilidad de explotación de los tajos garantizando la seguridad y sostenibilidad de estos.

1.3 Hipótesis

1.3.1 Hipótesis general

La aplicación de taladros largos incide significativamente en el incremento de la producción y productividad en minas subterráneas.

1.3.2 Hipótesis específicas

- La eficiencia de la aplicación de taladros largos incide significativamente en la reducción de costos en las operaciones mineras subterráneas.
- El diseño geomecánico de los tajos permitirá garantizar la seguridad y sostenibilidad para el minado subterráneo.

1.4 Operacionalización de variables

1.4.1 Variable independiente (V.I)

X: Método de explotación.

1.4.2 Variable dependiente (V.D)

- Y1: Producción.
- Y2: Costos.
- Y3: Seguridad

Tabla 1

Matriz de consistencia

PROBLEMA	OBJETIVOS	HIPOTESIS	VARIABLE	INDICADORES
<p>Problema General</p> <p>¿De qué manera la aplicación del método de taladros largos impacta en el nivel de producción y productividad en las operaciones de una mina subterránea?</p>	<p>Objetivo General</p> <p>Determinar en qué medida la aplicación del método de taladros largos incide para incrementar la producción en minas subterráneas.</p>	<p>Hipótesis General</p> <p>La aplicación de taladros largos incide significativamente en el incremento de la producción y productividad en minas subterráneas.</p>	<p>Y1: Dependiente / Efecto</p> <p>Producción</p>	<p>Tonelaje de mineral diario (Tn)</p> <p>6273.5 Tn</p>
<p>Problema específico 1</p> <p>¿En qué medida la aplicación eficiente del método de taladros largos contribuye a reducir los costos operativos en una mina subterránea?</p>	<p>Objetivo específico 1</p> <p>Determinar en qué medida la aplicación de taladros largos incide en la reducción de costos en las operaciones en minas subterráneas.</p>	<p>Hipótesis específica 1</p> <p>La eficiencia de la aplicación de taladros largos incide significativamente en la reducción de costos en las operaciones mineras subterráneas.</p>	<p>X1: Independiente / Causa</p> <p>Método de explotación</p> <p>Y2: Dependiente / Efecto</p> <p>Costos</p>	<p>Costos operativos (US\$/Tn)</p> <p>25.27 US\$/Tn SLS</p> <p>42.11 US\$/Tn CAF</p>
<p>Problema específico 2</p> <p>¿En qué medida un inadecuado diseño geomecánico impacta en la seguridad y la sostenibilidad de los tajos a minar?</p>	<p>Objetivo específico 2</p> <p>Determinar la viabilidad de explotación de los tajos garantizando la seguridad y sostenibilidad de estos.</p>	<p>Hipótesis específica 2</p> <p>El diseño geomecánico de los tajos permitirá garantizar la seguridad y sostenibilidad para el minado subterráneo.</p>	<p>Y3: Dependiente / Efecto</p> <p>Seguridad</p>	<p>Factor de seguridad (F.S.)</p> <p>FS>1</p>

Nota: Elaboración propia

1.5 Antecedentes referenciales

1.5.1 Antecedentes internacionales

Feng, G. et al (2023) Refined design and optimization of underground medium and long-hole blasting parameters: A case study of the Gaofeng Mine. Este artículo presenta una propuesta metodológica para optimizar el diseño de voladura con taladros largos y medianos en la mina Gaofeng, ubicada en China. El trabajo combina la experimentación

en campo con métodos numéricos de simulación usando el software LS-DYNA, para obtener una correlación entre parámetros geométricos de perforación, tipos de explosivos y calidad de fragmentación del macizo. Los investigadores diseñaron y probaron distintas configuraciones de malla de perforación (burden, spacing, diámetro de taladro, factor de carga), utilizando datos geomecánicos locales. El modelo simulado permitió predecir el comportamiento de las ondas de choque y fracturas inducidas por explosivos, optimizando el diseño antes de su ejecución. El estudio concluye que una malla de 1.4 m x 1.3 m, con carga de 1.2 kg/m y profundidad de 10 m, brinda los mejores resultados en fragmentación, reducción de vibraciones sísmicas y eficiencia en carguío. Además, se reporta una mejora en los índices de factor de carga, uniformidad del caserón y una disminución significativa en los costos de perforación y voladura. Este enfoque es aplicable a otras minas subterráneas con condiciones similares, especialmente en depósitos metálicos masivos, y representa una importante contribución al diseño técnico y económico de la voladura en minería moderna.

Mihalev, S. (2020) Study of deviations in production long holes directions in Chelopech Mine. Este estudio se desarrolla en la mina Chelopech, una mina subterránea búlgara operada por Dundee Precious Metals. Se centra en el análisis de las desviaciones angulares y lineales detectadas en los taladros largos de producción, comparando la trayectoria real con la diseñada en los planos de perforación. A través de mediciones sistemáticas, Mihalev documenta cómo la precisión de la perforación disminuye con la profundidad del taladro, afectando la geometría del caserón y, por consiguiente, la recuperación del mineral. Las desviaciones generan efectos operativos como sobreexcavación (overbreak), pérdidas de mineral (underbreak), problemas en la colocación de explosivos y aumento del factor de dilución. Estos problemas no solo comprometen la estabilidad geomecánica de los caserones sino que también elevan los costos operativos y reducen la seguridad en voladura. El autor evalúa factores técnicos que influyen en las desviaciones: tipo de martillo perforador, rigidez de barras, alineación del equipo, propiedades del macizo rocoso y experiencia del operador. Propone soluciones

como la calibración frecuente del sistema de guía, mejoras en los soportes de los equipos y uso de sistemas de navegación asistida para asegurar una perforación más alineada.

Rapson, M. & Rupprecht, S. (2004) Long-hole drilling for the platinum industry: a mining perspective. Este trabajo, desarrollado en Sudáfrica, examina las experiencias de implementación de taladros largos en minería de platino, donde la minería convencional es poco efectiva debido a la estrechez de los mantos y la profundidad de explotación. El estudio describe cómo la tecnología de perforación de taladros largos ha sido adaptada para condiciones geológicas exigentes en la provincia de Mpumalanga, caracterizadas por macizos con fuerte anisotropía y discontinuidades. Los autores analizan las ventajas y desventajas del uso de martillos en cabeza (top hammer) frente a martillos en fondo (DTH), detallando sus aplicaciones según el tipo de roca y la geometría del cuerpo mineralizado. Se discuten los parámetros críticos de diseño como ángulo de inclinación, espaciamiento, burden, y diámetro del taladro, así como el uso de equipos computarizados para guiar la dirección de perforación y minimizar el error de alineación. El documento resalta la necesidad de integrar el diseño de mallas de voladura con modelos geomecánicos para asegurar estabilidad del caserón y evitar sobreexcavación. También se aborda el control de calidad en perforación, mediante monitoreo del torque, presión de empuje y velocidad de avance. Finalmente, se presentan casos comparativos donde se evidencia un incremento de productividad de hasta un 30 % en minas que implementaron taladros largos correctamente, además de mejorar la seguridad y reducir costos operativos.

1.5.2 Antecedentes nacionales

Mallqui, Y. (2019) Diseño de malla de perforación y voladura de taladros largos en Sub Level Stopping para incrementar la productividad en mina Marcapunta Sur de Sociedad Minera El Brocal S.A.A. La tesis se desarrolla en el contexto de la mina Marcapunta Sur (Cerro de Pasco), una operación subterránea de la Sociedad Minera El Brocal. El objetivo principal fue rediseñar la malla de perforación y voladura con taladros largos bajo el método Sublevel Stopping, con el fin de incrementar la productividad y disminuir costos. Se identificaron deficiencias en el diseño original (alta dilución, fragmentación inadecuada y

costos elevados). Se propuso una nueva configuración de malla con burden de 1.60 m, espaciamiento de 1.50 m y una carga específica de 3.84 kg Anfo/ton, que fue validada mediante ensayos en campo. Los resultados demostraron un incremento de productividad del 12.7 % y una reducción de costos de US\$ 1.22 por tonelada explotada. Además, se observó una mejora significativa en la fragmentación, lo que redujo tiempos de carguío y acarreo.

Suárez, R. (2019) Evaluación del método de explotación por subniveles con taladros largos para optimizar la producción en la Compañía Minera Chalhuane S.A.C. Esta tesis tiene como foco la evaluación técnica del método de explotación por subniveles con taladros largos en la Compañía Minera Chalhuane, ubicada en la región central del Perú. La investigación parte del diagnóstico de una baja eficiencia productiva usando métodos convencionales (cut and fill). A través del rediseño del método Sublevel Stopping, se identificaron mejoras significativas en el rendimiento operativo. Se analizaron parámetros técnicos como el tamaño del caserón, ángulo de taladros, longitud efectiva, burden y spacing. Como resultado, se logró un incremento del 15 % en producción mensual, una reducción del costo por tonelada en 8 %, y se eliminaron ciclos innecesarios de sostenimiento. La implementación de este método también mejoró la ventilación y redujo exposición del personal a zonas inestables, fortaleciendo los indicadores de seguridad.

Mendoza, J. & Liberato, G. (2023) Evaluación de la etapa de perforación de taladros largos en vetas angostas mediante el enfoque Lean Six Sigma para incrementar la productividad operacional de una mina subterránea al sur del Perú. En esta tesis, desarrollada en una mina polimetálica del sur del Perú, se aplicó el enfoque Lean Six Sigma (DMAIC) para optimizar la etapa de perforación de taladros largos, particularmente en zonas con vetas angostas, donde los errores operativos suelen ser frecuentes. Se emplearon herramientas como el diagrama de Ishikawa, el análisis de Pareto y SIPOC para diagnosticar deficiencias. Los hallazgos iniciales mostraron ineficiencias por mala alineación de equipos, falta de estandarización de procedimientos y poca capacitación. Como resultado, se propuso una reestructuración de los protocolos operativos, un sistema

de seguimiento por indicadores y capacitaciones técnicas. La implementación del plan permitió reducir el tiempo de perforación en 18 %, aumentar la eficiencia del operador en 14 % y generar ahorros mensuales cercanos a S/. 55,000.

Quispe, B. (2023) Diseño de taladros largos para explotación de vetas angostas en Unidad Acumulación Parcoy 1, Consorcio Minero Horizonte S.A. Esta investigación se enfoca en el diseño técnico y operativo de taladros largos para vetas angostas, tomando como caso de estudio la Unidad Acumulación Parcoy 1, perteneciente al Consorcio Minero Horizonte. A través de un análisis comparativo de resultados obtenidos con diferentes longitudes de taladro y tipos de broca, se evaluaron los efectos en dilución, recuperación y fragmentación. Se utilizó un enfoque cuantitativo con mediciones de campo y simulación de disparos. Se comprobó que un diseño más preciso, con un alineamiento milimétrico del taladro y selección de equipo adecuado, permite mejorar la recuperación del mineral en un 10 % y reducir la dilución en 6 %. La tesis propone protocolos de control de calidad en perforación, y sugiere implementar topografía diaria para mejorar la ejecución del diseño geomecánico.

Capítulo II. Marcos teórico y conceptual

2.1 Marco teórico

2.1.1 *Método de minado Sub Level Stopping*

El Sub Level Stopping (SLS) es un método de explotación subterráneo altamente mecanizado y aplicado principalmente en yacimientos con geometría masiva o cuerpos de mineral con buena continuidad vertical y horizontal. Su principio operativo se basa en la construcción de subniveles a lo largo del cuerpo mineralizado, desde los cuales se realizan perforaciones largas (usualmente mayores a 15 metros) para luego ejecutar voladuras controladas del mineral. El mineral fragmentado cae por gravedad al nivel de carguío, donde es retirado mediante equipos LHD o sistemas similares (Hartman & Mutmanský, 2002).

Una de las principales características del método es la separación de las labores de perforación y voladura respecto al carguío, lo que permite una mayor continuidad en las operaciones y una alta productividad. Además, al no requerir relleno inmediato, este método es adecuado para zonas con roca competente y bajo riesgo de colapso.

Según De la Vergne (2003), el método SLS puede alcanzar tasas de producción entre 1,000 y 20,000 toneladas por día, dependiendo del diseño y las condiciones del yacimiento, lo que lo convierte en una opción viable para operaciones de mediana y gran escala.

2.1.1.1 Historia y evolución del método. El Sub Level Stopping fue desarrollado a principios del siglo XX como una evolución del método tradicional de “overhand stopping” en minas de hierro en Suecia y luego fue adoptado en otros países con condiciones geológicas similares. A medida que la tecnología de perforación y voladura evolucionó, especialmente con la introducción de taladros largos y equipos computarizados, el método SLS se consolidó como uno de los más eficientes para cuerpos masivos.

Durante las décadas de 1970 y 1980, el método se perfeccionó gracias a avances en sistemas de navegación de perforación, software de diseño tridimensional (CAD mining)

y nuevos explosivos como el ANFO y emulsiones sensitivas. Estos avances permitieron mayor control sobre la fragmentación y la dilución, haciendo posible su aplicación incluso en cuerpos de geometría más variable (Hamrin, 2001).

En la actualidad, el método ha sido adaptado para vetas angostas mediante diseños más precisos y perforaciones guiadas, lo que permite reducir la dilución al mínimo y mejorar la recuperación de mineral útil (Jara, 2017).

2.1.1.2 Aplicabilidad según geometría del yacimiento y condiciones geomecánicas. El método SLS es adecuado principalmente para cuerpos de mineral que presentan geometría vertical u oblicua, con espesores mayores a 10 m, aunque con adaptaciones puede usarse en vetas angostas. La continuidad del cuerpo mineral y la competencia de la roca son factores determinantes. Para su correcta implementación, se requiere un macizo rocoso con resistencia estructural adecuada que permita la excavación de tajos sin necesidad de relleno inmediato, al menos durante el tiempo de extracción.

La clasificación geomecánica de la roca, como el sistema Q de Barton o el RMR de Bieniawski, son fundamentales para definir dimensiones del caserón, espaciamiento entre subniveles y necesidad de sostenimiento. Según J. C. Roldán (2018), cuando el valor Q es superior a 10, el método es aplicable sin mayores restricciones; en cambio, valores menores obligan al uso de sostenimiento artificial o relleno.

Asimismo, la pendiente del yacimiento debe facilitar el flujo gravitacional del mineral hasta los puntos de extracción. En términos económicos, el SLS es viable en proyectos donde el tonelaje y ley de mineral permiten compensar el costo de la infraestructura inicial (subniveles, rampas, chimeneas, etc.).

2.1.2 Etapas de minado

El método Sub Level Stoping (SLS) se desarrolla a través de una secuencia de operaciones planificadas que permiten una explotación eficiente del mineral con alta mecanización. Estas etapas, interdependientes entre sí, aseguran el aprovechamiento óptimo del yacimiento y el cumplimiento de los estándares de seguridad y productividad.

2.1.2.1 Preparación de niveles y subniveles. La primera etapa en SLS consiste en la preparación del desarrollo horizontal: galerías principales, rampas de acceso, subniveles y chimeneas de ventilación y servicios. Los subniveles son excavaciones horizontales ubicadas a intervalos regulares verticales (generalmente entre 15 y 25 metros), desde los cuales se realizarán posteriormente las perforaciones de producción. La ubicación y diseño de estos subniveles depende de la geometría del cuerpo mineral, el tamaño del caserón, y las condiciones geomecánicas del macizo rocoso (Hamrin, 2001).

Los subniveles incluyen galerías de perforación, galerías de carguío y canales de ventilación. Durante esta etapa se colocan servicios esenciales: electricidad, aire comprimido, agua y comunicaciones. Es fundamental que estas obras se realicen con precisión topográfica para garantizar una correcta ejecución de las siguientes etapas del método.

2.1.2.2 Perforación de taladros largos. Desde los subniveles preparados, se ejecutan perforaciones largas hacia el caserón o bloque mineralizado. Estas perforaciones son verticales o ligeramente inclinadas, con longitudes que pueden variar entre 15 y 35 metros, dependiendo del diseño del caserón. El diseño de la malla de perforación define parámetros como el burden, spacing, diámetro del taladro, patrón de voladura y tipo de explosivo, y está condicionado por las características geomecánicas de la roca y los requerimientos de fragmentación (De la Vergne, 2003).

Para esta operación se utilizan equipos especializados como jumbo de taladros largos (long hole drill rigs), que garantizan precisión en la alineación, profundidad y rectitud del taladro. La calidad de la perforación es crítica, ya que errores como desviación o sobreperforación generan dilución, sobreexcavación o ineficiencia en la voladura.

2.1.2.3 Voladura controlada. Una vez concluidas las perforaciones, se procede al carguío de los taladros con explosivos adecuados según el diseño de voladura. Los explosivos más comunes son ANFO, emulsiones encartuchadas o a granel, acompañados de sistemas de iniciación como detonadores electrónicos o nonel. La voladura debe ser cuidadosamente secuenciada y cronometrada para asegurar una fragmentación

controlada, evitar sobreexcavación y mantener la estabilidad de las paredes del caserón (Bieniawski, 1989).

Es importante emplear voladuras en abanico (fan pattern) o paralelas, dependiendo de la geometría del caserón. Las voladuras suelen ser realizadas en secciones para permitir la continuidad operativa y minimizar riesgos. El control de la vibración, el confinamiento de gases y el seguimiento de los resultados mediante mallas de fragmentación son aspectos esenciales de esta etapa.

2.1.2.4 Carguío y transporte del mineral. Una vez realizada la voladura, el mineral fragmentado cae por gravedad hasta el nivel inferior o chutes diseñados para su extracción. Desde allí, se emplean equipos Load-Haul-Dump (LHD) para realizar el carguío y transporte hacia galerías de acarreo o sistemas de chancado primario. La eficiencia de esta etapa depende de la correcta fragmentación, el diseño de los accesos y la programación logística.

La secuencia de extracción debe ser cuidadosa para evitar colapsos prematuros del caserón o atrapamiento de mineral. Por lo general, se utiliza una extracción secuencial de abajo hacia arriba (bottom-up), dejando pilares temporales si es necesario. En algunas operaciones, se usan sistemas de teleoperación para mejorar la seguridad del operador en zonas con estabilidad reducida.

2.1.2.5 Sostenimiento y ventilación. El sostenimiento en SLS es menos intensivo que en métodos convencionales, ya que el mineral se extrae en bloques y los accesos suelen estar alejados de la zona de colapso. Sin embargo, es común el uso de pernos de fricción, malla metálica y shotcrete en galerías de perforación, subniveles y zonas de carguío. En casos de macizos fracturados o presencia de agua, se recomienda reforzamiento adicional según los resultados del mapeo geomecánico (Barton et al., 1974).

En cuanto a la ventilación, esta debe ser planificada para garantizar el flujo adecuado de aire fresco hacia zonas activas y evacuar gases de voladura. Se utilizan chimeneas de retorno, ventiladores axiales, cortinas de aire y sensores de calidad del aire, considerando el alto uso de maquinaria diésel en espacios confinados.

2.1.3 Ventajas y limitaciones del Sub Level Stopping (SLS)

El método Sub Level Stopping (SLS) se ha consolidado como uno de los más eficientes para la explotación subterránea de cuerpos mineralizados de buena continuidad. Su popularidad en minas modernas se debe a su alta mecanización, control operativo y adaptabilidad. Sin embargo, su aplicabilidad está condicionada a ciertos factores geomecánicos y operativos que pueden representar riesgos si no son adecuadamente gestionados.

2.1.3.1 Beneficios en productividad y seguridad. Una de las principales ventajas del SLS es su alta tasa de producción. Gracias al uso de perforaciones de taladros largos, voladuras de gran volumen y carguío mecanizado, este método permite extraer entre 1,000 y 20,000 toneladas por día, dependiendo del diseño del caserón y la capacidad instalada (De la Vergne, 2003).

Además, el SLS separa físicamente las actividades de perforación, voladura y carguío, lo que reduce la exposición del personal a zonas inestables. Esto permite que la operación se realice con mayor seguridad, especialmente en minas que emplean LHDs teleoperados y sistemas automatizados de ventilación, monitoreo y comunicaciones.

Por tanto, el SLS es un método que favorece la seguridad ocupacional y reduce el riesgo humano directo en zonas de alto estrés o con posibilidades de colapso espontáneo.

2.1.3.2 Costos operativos y económicos. El método SLS, si bien requiere una inversión inicial significativa en infraestructura (rampas, subniveles, chimeneas, equipos de perforación larga y carguío), permite reducir considerablemente los costos operativos por tonelada una vez que la mina entra en régimen de producción.

Al evitar el uso intensivo de relleno estructural y permitir extracción masiva, se logran economías de escala. Además, al ser altamente mecanizado, disminuye el requerimiento de mano de obra directa. En operaciones bien diseñadas, el costo por tonelada puede ser inferior al de métodos como Cut and Fill o Shrinkage Stopping, especialmente en yacimientos de alta ley o gran volumen (Hustrulid & Bullock, 2001).

No obstante, en cuerpos angostos o de geometría irregular, la eficiencia económica del SLS puede reducirse debido al aumento de dilución y sobreexcavación, lo cual debe considerarse cuidadosamente en la etapa de factibilidad.

2.1.3.3 Riesgos operacionales y limitaciones geotécnicas. A pesar de sus beneficios, el SLS presenta limitaciones importantes, principalmente relacionadas con las condiciones geomecánicas del macizo rocoso y los desafíos operacionales que surgen de la excavación de grandes tajos sin sostenimiento inmediato.

Los principales riesgos son:

- Inestabilidad del caserón: especialmente cuando el macizo presenta fracturamiento, fallas estructurales o presión de agua.
- Alta dilución: ocasionada por mal diseño o ejecución de voladuras, o por sobreexcavación de las paredes del caserón.
- Riesgo de colapso progresivo si no se controla el volumen extraído o si se retrasa el vaciado del caserón.
- Requiere alta precisión en perforación y diseño, lo que demanda personal capacitado y tecnología de control.

El uso de modelamiento numérico (como FLAC3D, RS2, UDEC) y monitoreo geotécnico continuo es esencial para gestionar estos riesgos de manera proactiva (Hoek, 2007).

2.1.4 Diseño geomecánico del Sub Level Stopping (SLS)

El diseño geomecánico es una fase crítica en la aplicación del método Sub Level Stopping, ya que garantiza la estabilidad de los tajos durante y después de la extracción del mineral. Este diseño implica la caracterización del macizo rocoso, la estimación de parámetros geotécnicos, la definición de dimensiones seguras y la selección del tipo de sostenimiento adecuado.

2.1.4.1 Caracterización del macizo rocoso. La caracterización del macizo rocoso implica el estudio detallado de las propiedades físicas y estructurales de la roca que compone el yacimiento. Se considera la resistencia a compresión simple, la calidad de

las discontinuidades (dirección, relleno, apertura), la presencia de agua, el grado de meteorización y las condiciones de esfuerzos in situ.

Este análisis se realiza a través de cartografía geomecánica, registros de testigos de perforación diamantina y ensayos de laboratorio. El objetivo es definir un modelo geomecánico del yacimiento que permita anticipar el comportamiento del macizo frente a excavaciones, voladuras y redistribución de esfuerzos (Palmström & Broch, 2006).

2.1.4.2 Parámetros geomecánicos clave (RMR, Q, GSI). Para cuantificar la calidad del macizo rocoso se utilizan sistemas de clasificación geomecánica. Los tres más empleados en minería subterránea son:

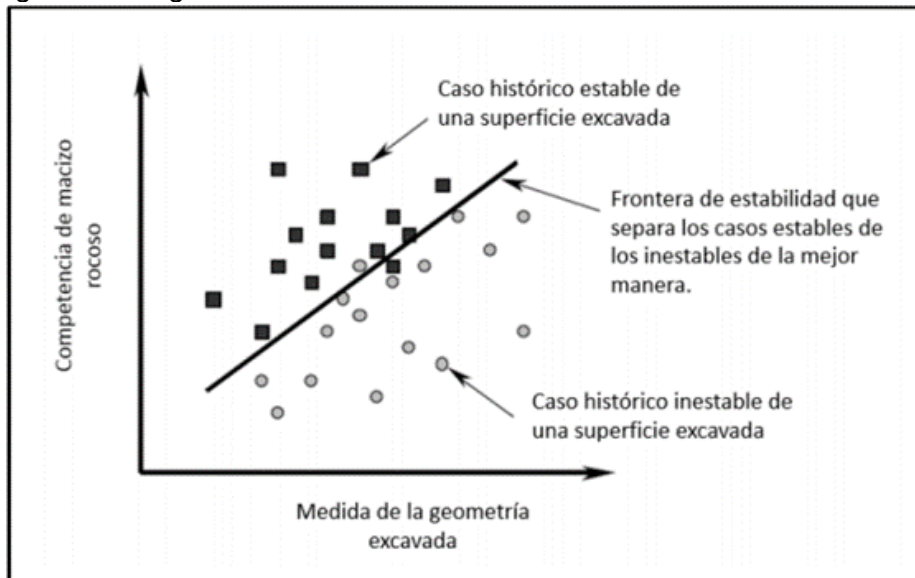
- RMR (Rock Mass Rating) de Bieniawski, que asigna valores según resistencia de la roca intacta, espaciamiento y estado de las discontinuidades, condición del agua y orientación de estructuras.
- Q-System de Barton, que incluye factores como el número de conjuntos de fracturas, rugosidad, continuidad y presencia de agua, permitiendo estimar necesidades de sostenimiento.
- GSI (Geological Strength Index), basado en la estructura de la roca y la condición superficial de las discontinuidades, útil para modelamiento numérico y análisis de esfuerzos.

Estos sistemas permiten estimar la resistencia global del macizo, la estabilidad de tajos y los requerimientos de sostenimiento. En Sub Level Stopping, se recomienda trabajar con valores $RMR > 50$ y $Q > 4$ para una aplicación segura sin relleno estructural (Bieniawski, 1989; Barton et al., 1974).

2.1.4.3 Análisis Método Gráfico. Los métodos de estabilidad gráficos corresponden a una herramienta empírica de diseño en donde se relacionan el tamaño de la geometría excavada con la competencia del macizo rocoso relacionado con una definición de estabilidad, en la figura 1 se muestra el esquema general de esta metodología empírica.

Figura 1

Esquema general del gráfico de estabilidad



Nota: Mawdesley, 2002

Potvin (1988), junto con Potvin y Milne (1992) y Nickson (1992), ampliaron los estudios iniciados por Mathews et al. (1981) al desarrollar una versión mejorada del método gráfico de estabilidad enfocado en el diseño de sostenimiento con cablebolts. Esta metodología, actualmente consolidada a partir del análisis empírico de más de 350 casos documentados en minas subterráneas de Canadá, incorpora los factores geotécnicos más relevantes para la estabilidad de tajeos abiertos.

El enfoque considera variables como la resistencia y estructura del macizo rocoso, los esfuerzos inducidos por la excavación, así como la geometría del caserón (dimensiones, forma y orientación), a fin de determinar si una excavación será estable sin sostenimiento o requerirá refuerzo estructural. Cuando la estabilidad depende del uso de cablebolts, el método sugiere además intervalos óptimos de densidad de sostenimiento para garantizar la integridad del caserón.

La base del diseño se sustenta en el cálculo de dos parámetros fundamentales: el N' (número de estabilidad modificado), que refleja la capacidad del macizo para mantenerse estable frente a una determinada condición de esfuerzos, y el S (factor de forma), que está relacionado con el tamaño y la geometría del tajeo mediante el radio hidráulico.

2.1.4.3.1 El número de estabilidad N'. El número de estabilidad (N') se define así:

$$N' = Q' \times A \times B \times C \quad (1)$$

Donde:

Q' = Es el factor de Calidad Tunelera Q modificado

A = Es el factor de esfuerzos de la roca.

B = Es el factor de ajuste por orientación de juntas

C = Es el factor de ajuste gravitacional

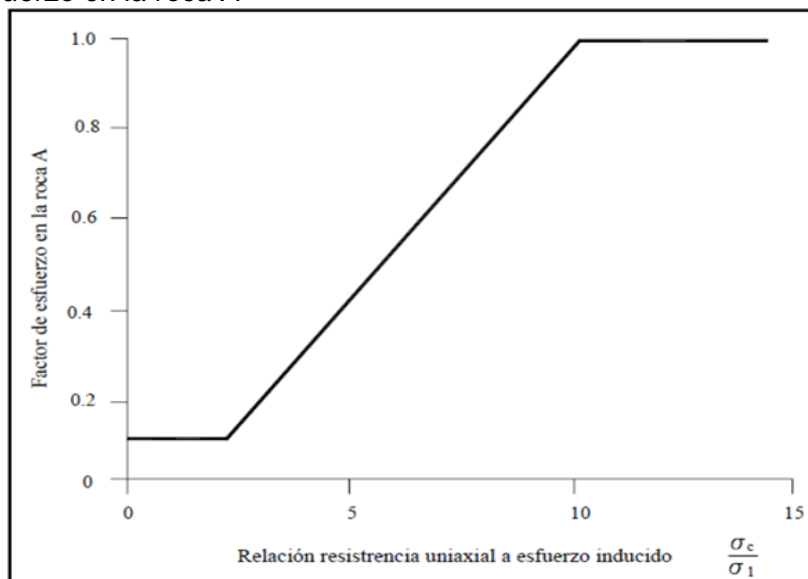
El Índice de Calidad Tunelera modificado Q' es calculado a partir de los resultados de la correlación con el RMR'.

El factor de esfuerzo en la roca (factor A), refleja los esfuerzos actuantes sobre las caras libres del tajeo abierto en profundidad. Este factor es determinado a partir de la resistencia compresiva no confinada de la roca intacta y los esfuerzos actuantes paralelo a la cara expuesta del tajeo bajo consideración. La resistencia de la roca de la roca intacta puede ser determinada mediante ensayos de laboratorio de la roca, o por estimaciones.

El esfuerzo compresivo inducido se establece a partir del modelamiento numérico. El factor de esfuerzo en la roca A es por lo tanto determinado a partir de la relación σ_c / σ_1 , resistencia de la roca intacta a esfuerzo compresivo inducido, sobre el borde de la abertura.

Figura 2

Factor de esfuerzo en la roca A

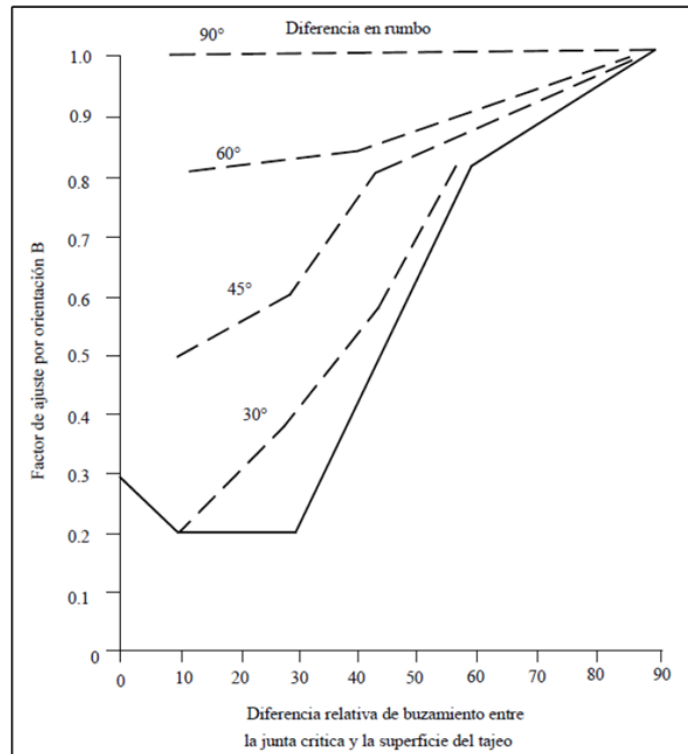


Nota: Potvin, 1988

El factor B de ajuste por orientación de juntas (figura 3), esta correlacionado a la influencia de las juntas sobre la estabilidad de las caras del tajeo.

Figura 3

Factor de ajuste B

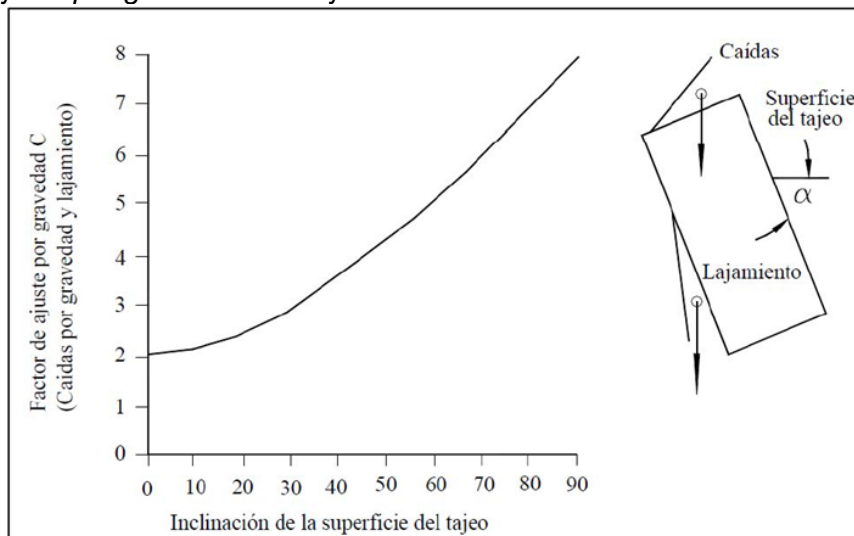


Nota: Potvin, 1988

El factor final C (figura 4), es un ajuste por efecto de la gravedad. El potencial de falla desde el techo es por caídas y desde las paredes por lajamiento.

Figura 4

Factor de ajuste por gravedad C – lajamiento

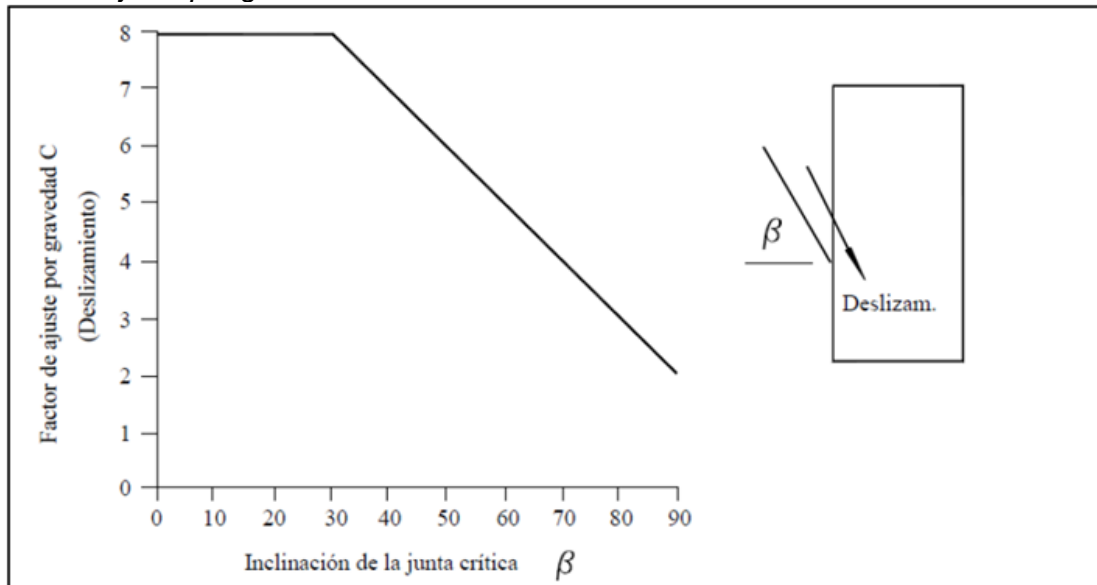


Nota: Potvin, 1988

De igual forma el factor C por deslizamiento de bloques en los hastiales está determinado por el buzamiento de las juntas (ver figura 5).

Figura 5

Factor de ajuste por gravedad C – deslizamiento



Nota: Potvin, 1988

El parámetro N' representa la calidad y condición geomecánica del macizo rocoso del área a explotar.

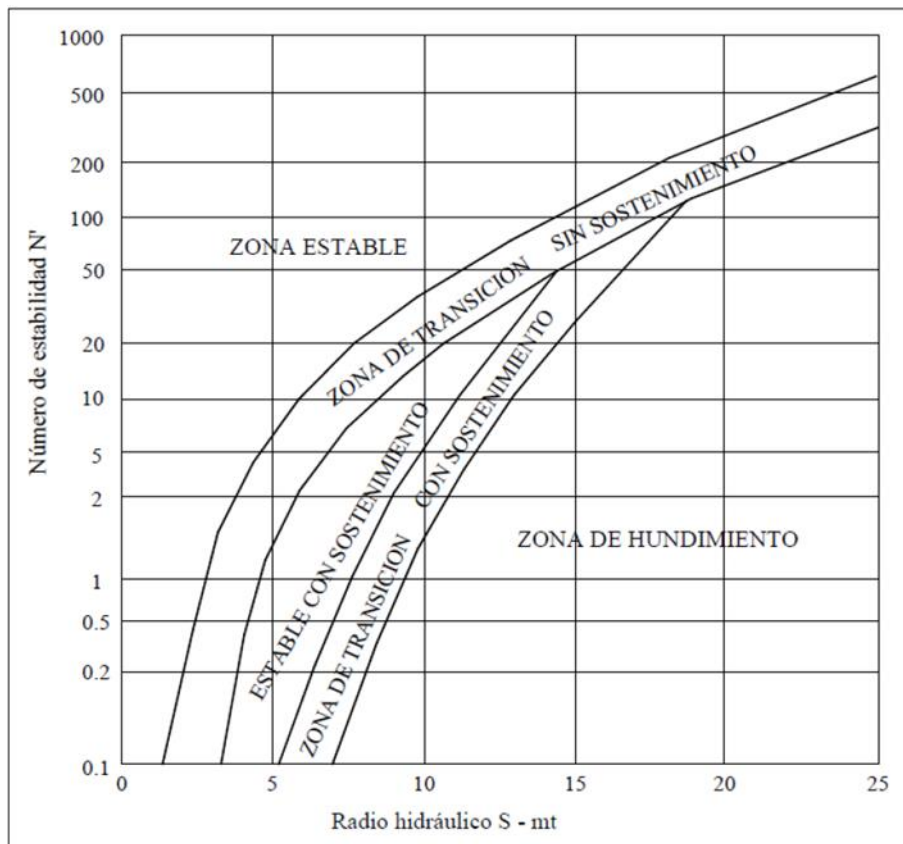
2.1.4.3.2 El factor de forma S. El radio hidráulico o factor de forma, para la superficie del tajeo bajo consideración, es calculado como sigue:

$S = \text{Área de la sección transversal de la superficie analizada} / \text{Perímetro de la superficie analizada.}$

Una vez calculado el valor de N' y el factor S, se correlaciona en el gráfico de estabilidad (figura 6), donde se representa la performance de tajeos subterráneos en varias minas canadienses.

Figura 6

Gráfico de estabilidad



Nota: Potvin, 1988

2.2 Marco conceptual

2.2.1 Mineralización

Proceso geológico mediante el cual se acumulan minerales metálicos en una zona del subsuelo formando un cuerpo mineralizado con valor económico.

2.2.2 Costos

Gastos asociados a la operación minera, incluyendo exploración, desarrollo, explotación, procesamiento, sostenimiento, transporte, seguridad y administración.

2.2.3 Producción

Volumen de mineral extraído y procesado en una unidad de tiempo (ej. toneladas por día), representando el rendimiento operativo de la mina.

2.2.4 Reservas minerales

Cantidad estimada de mineral económicamente explotable bajo condiciones técnicas actuales, respaldada por información geológica, metalúrgica y económica.

2.2.5 Método de explotación

Técnica o sistema aplicado para extraer el mineral desde el yacimiento, dependiendo de su geometría, profundidad, ley y condiciones geomecánicas (ej. Sub Level Stopping, Cut and Fill).

2.2.6 By Pass

Galería o desviación alternativa construida para conectar o evitar zonas colapsadas, congestión operativa o mejorar el tránsito entre niveles subterráneos.

2.2.7 Ventanas

Aberturas transversales en el cuerpo mineral o caserón utilizadas como acceso, ventilación, observación o comunicación entre galerías y niveles.

2.2.8 Rampa

Infraestructura inclinada que conecta diferentes niveles de mina, utilizada para el tránsito de equipos y transporte de personal y mineral.

2.2.9 Caserón

Es la unidad básica de la explotación minera, consiste en laboreos de grandes dimensiones destinado a la extracción de mineral. Constituyen también para separar sectores o zona mineralizadas.

2.2.10 Slot

Cavidad inicial excavada dentro del cuerpo mineralizado que permite el inicio del colapso del macizo durante la voladura con taladros largos; actúa como espacio libre para el desahogo del material.

2.2.11 Perforación de taladros largos

Técnica de perforación subterránea empleada para crear orificios profundos y rectos, generalmente entre 15 y 30 metros, desde subniveles hacia el cuerpo mineral, para luego ejecutar voladuras de producción.

2.2.12 Diseño

Proceso técnico de planificación que define dimensiones, orientación y secuencia de excavación y sostenimiento de obras mineras, basado en criterios geológicos, geomecánicos y económicos.

2.2.13 Planificación

Estrategia de organización operativa que integra el diseño, secuencia y programación temporal de las labores mineras, orientada al cumplimiento de objetivos de producción, seguridad y optimización de recursos.

Capítulo III. Desarrollo del trabajo de investigación

3.1 Unidad de estudio

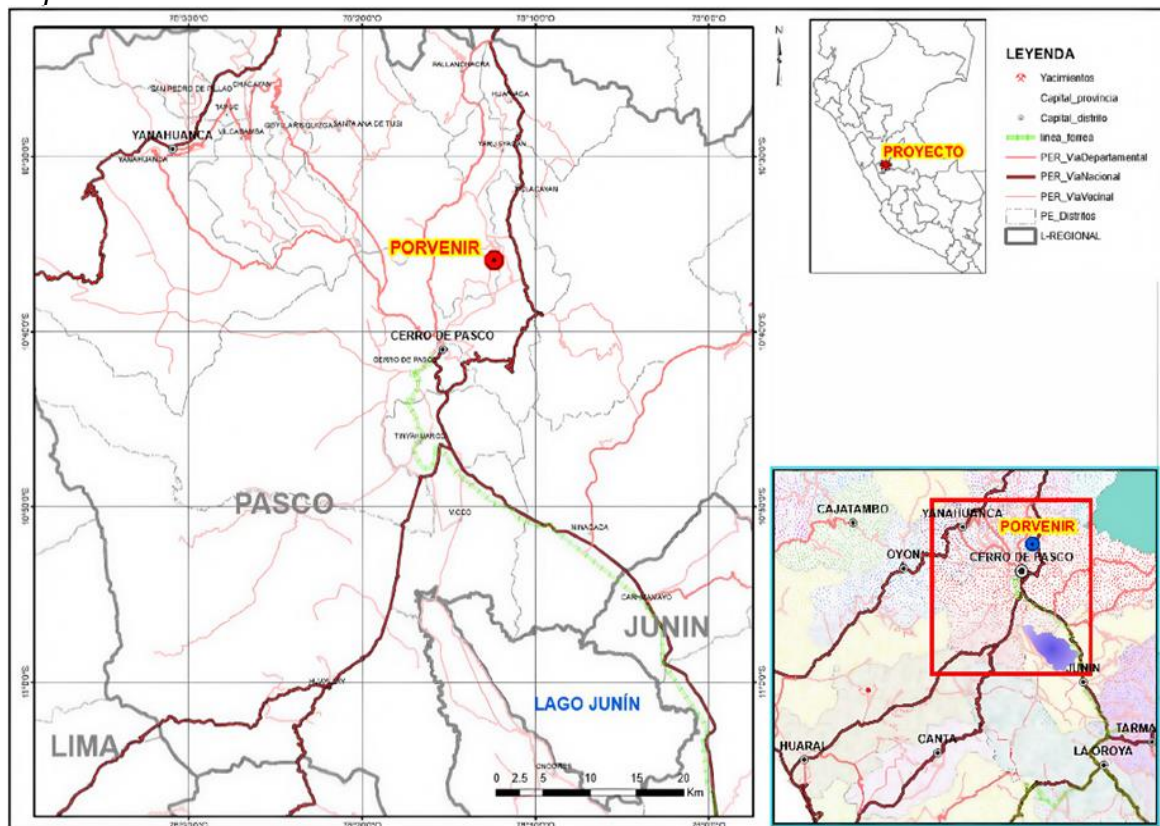
3.1.1 Ubicación y accesibilidad

La Unidad minera El Porvenir se encuentra ubicado en la localidad de San Juan de Milpo, en el distrito de San Francisco de Yarusyacán, provincia de Cerro de Pasco y departamento de Pasco. Geográficamente, la unidad minera se encuentra en el tramo de la Cordillera Central que forma el nudo de inflexión de Pasco en el flanco este de la gran falla Milpo-Atacocha, entre los ríos Tingo y Huallaga, a una altura promedio de 4200 m.s.n.m.

Asimismo, sus coordenadas geográficas están en la intersección de 10°35' de latitud sur con 76°12' de longitud oeste.

Figura 7

Mapa de ubicación de la unidad minera



La principal vía de acceso al yacimiento desde Lima se realiza por medio de la carretera central, siguiendo la ruta Lima - La Oroya, Cerro de Pasco. El acceso a la mina El Porvenir, desde Cerro de Pasco, es una trocha carrozable de 16 km hasta las oficinas administrativas de la compañía minera El Porvenir, con aproximadamente 321 km empleando un tiempo de 6 horas de recorrido aproximadamente. El itinerario se resume en la tabla 2.

Tabla 2

Accesibilidad a mina desde Lima

TRAMO	DISTANCIA	TIEMPO ESTIMADO	CONDICIÓN DE VÍA
Lima – Oroya – Cerro de Pasco	305 km	6 horas	Vía asfaltada
Cerro de Pasco – Oficinas Administrativas	16 km	40 minutos	Carrozable

Nota: Elaboración propia

3.1.2 Marco geológico

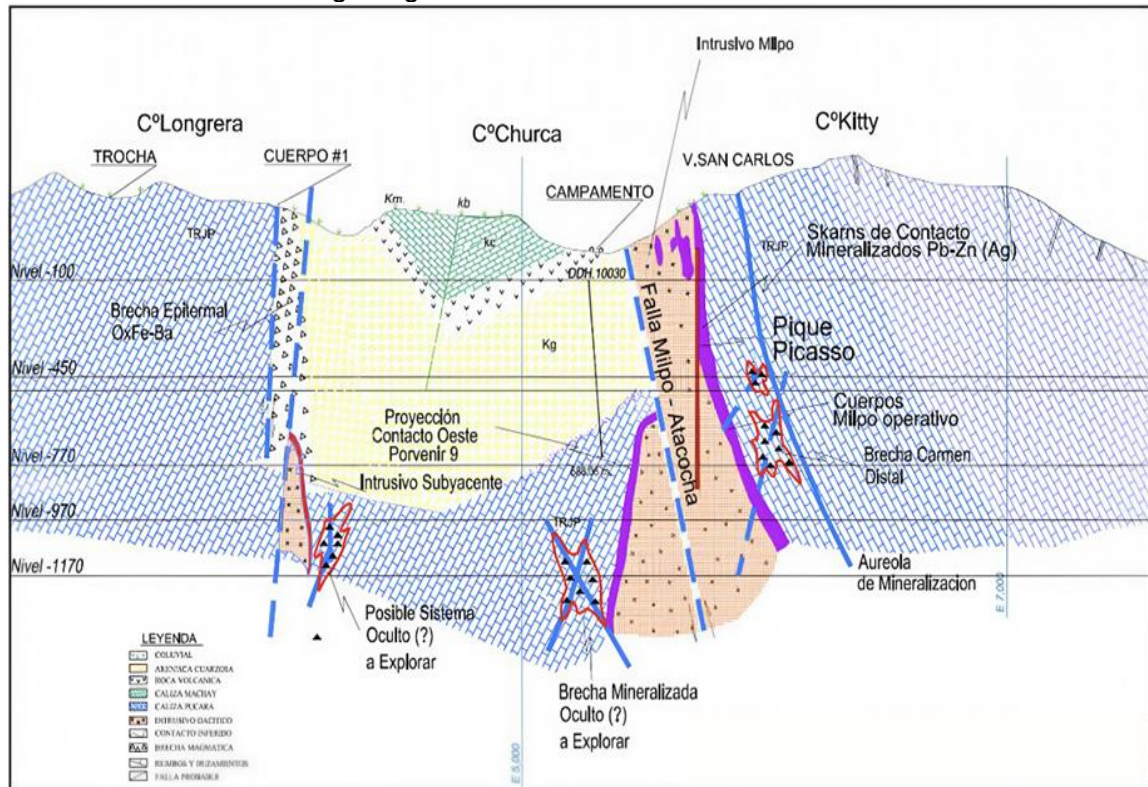
3.1.2.1 Geología local. En el distrito minero relacionado a la mina El Porvenir predominan afloramientos de rocas clásticas y sedimentarias del mesozoico que se han depositado en la gran cuenca de Pucará, y los afloramientos de rocas subvolcánicas de edad terciaria definidos en pequeños stocks (menores de 1 km²).

Caracterizándose la mineralización polimetálica Zn-Pb-Cu-Ag-Au tipo skarn, en el contexto litológico, las calizas del Pucará son cortadas por intrusivos del Paleógeno (30 Ma).

Estructuralmente, la mineralización está relacionada a las fallas Milpo-Atacocha (N-S) y al sistema de fallas 13 (NO-SE).

Figura 8

Sección transversal de la geología local



Nota: Nexa Resources

3.1.2.2 Litoestratigrafía. En el área de operaciones mineras del yacimiento de Atacocha, se han diferenciado las siguientes unidades litológicas:

Grupo Pucará:

Unidades (A, B, C, D), formación Chambará (E), formación Aramachay (F), formación Condorsinga y dolomías.

Formación Chambará:

En esta unidad se muestran amplios afloramientos, litológicamente se ha diferenciado cuatro subunidades.

Formación Aramachay:

Se compone de calizas negras y grises oscuras, intercaladas con margas calcáreas negras con algunas de Chert, grano fino y textura laminar con horizontes delgados menores a 10 cm.

Formación Condorsinga-Unidad F:

Corresponde a las calizas grises, así como algunas dolomías beige en capas predominantes delgadas y con presencia de sílice irregular, la estratificación es gruesa a delgada.

Brecha Sedimentaria:

Conformada de afloramientos lenticulares sobre la Formación Condorsinga y debajo de las areniscas Goyllarisquizga. Su litología está constituida por brecha sedimentaria con clastos de calizas y Chert en una matriz areniscosa, por zonas es de una tonalidad rojiza.

Formación Goyllarisquizga:

Conformada principalmente de areniscas cuarzosas con laminación gruesa y oblicua con algunas intercalaciones de conglomerados, así como lutitas y algunos niveles de carbón.

Intrusivos:

Dacita, pórfido dacítico, cuarzo diorita con hornblenda o biotita.

Skarn:

Mármol, sílice wollastonita, skarn de granates, sílice skarn, pirita arcillas-skarn.

Brecha silícea:

Sílice masiva, brecha silícea, sílice-skarn-clorita, sílice terrosa

Brecha hidrotermal:

Brechas calcáreas, brechas heterolíticas, brechas monolíticas, brechas cársticas.

Figura 9

Columna estratigráfica de la unidad minera

ERA	SISTEMA	UNIDAD ESTRATIGRÁFICA	LITOLOGÍA	COLUMNA	MINERALIZACIÓN (INTRUSIVOS)		
CENOZOICO	CUATERNARIO	Conglomerado calcáreo	Fragmentos de caliza con matriz calcárea arcilloza rojiza.				
	EOCENO - PALEOCENO	Fm. Pocobamba	Brechas calcáreas con algunos lentes de areniscas.				
MESOZOICO	CRETÁCEO	Fm. Chulec	Calizas, calizas margosas dolomitizadas.		Basalto con textura alveolar.		
		Fm. Goyllarisquizga	Areniscas cuarzosas, ortocuarcitas con estratificación cruzada.		Au - Ag - Pb en vetillas (Sheer zone) Cuarzo, sericita, arcilla.		
	JURÁSICO	Brecha sedimentaria	Brecha calcárea con matriz detrítico calcáreo rojizo, con clastos de areniscas, calizas y chert.		Intrusivo Atacocha - San Gerardo Cuarzodiorita (bt, hb) Skarn Zn - Pb - Ag en vetas, cuerpos de reemplazamiento.		
		Fm. Condorsinga	F	Calizas micríticas grises claras con cherts y abundantes pseudomorfos, fósiles.			
		Fm. Aramachay	E	Margas y calizas negras (bt), fósiles con (ammonites).			
	TRIÁSICO	Gpo. Pucará	Fm. Chamberá	D	Dolomías y calizas gris, mudstone a grainstone.		
				C	Calizas y dolomías cherticas gris oscuras.		Brecha, silícea y heterolítica Zn - Pb - Ag en vetas, cuerpos.
				B	Dolomías y calizas negras micríticas en estratos delgados (bt). Nivel fosilífero.		
A				Calizas y dolomías micríticas.		Intrusivo Santa Bárbara y Milpo Cuarzodiorita (bt, hb) Skarn Zn - Pb - Ag.	

Nota: Nexa Resources

3.1.3 Geología estructural y tectónica

Las zonas de operación mineras actuales de la mina El Porvenir se ubican en el oeste-este de la intersección de las fallas Milpo-Atacocha (norte-sur) y falla Lineamiento Milpo (noroeste-sureste).

Las estructuras principales que controlan el yacimiento de El Porvenir en orden cronológico son las siguientes:

- El Sinclinal Milpo-Atacocha
- Falla Regional Milpo-Atacocha
- Sistemas menores de fracturamiento

Los sedimentos del yacimiento fueron intensamente comprimidos de este a oeste en la segunda fase de la orogenia andina (plegamiento incaico) ocurrida entre el Eoceno y el Oligoceno, por lo que las calizas Pucará yacen verticalmente en el centro y a todo lo

largo del eje y la formación Goyllarisquizga gradualmente buzando menos hacia los flancos. Al oeste de Milpo dichas areniscas buzán 50° NO, pero en el sur están inflexionadas hacia arriba de la posición vertical con los topes escurridos hacia el oeste. Varios ejes de pliegues se han localizados en el sinclinal que tiene relación con la mineralización.

La falla Milpo-Atacocha es la principal estructura de mayor importancia del distrito minero con rumbo promedio N-S y se extiende desde Yarusyacan en el norte hasta la hondonada Carmen Chico en el sur.

Los emplazamientos de los intrusivos hipoabisales en el distrito minero estuvieron controlados y asociados por la falla Milpo-Atacocha, así como de las diferentes etapas del proceso de la formación del yacimiento.

El fracturamiento se originó entre periodos. Se inicia con el plegamiento regional N-S y la falla

Milpo-Atacocha. El segundo periodo desarrolla fracturas de rumbo NE directamente relacionada a la intrusión de los stocks, originando los diques, fracturamiento de las calizas de las vetas San Carlos, Porvenir 9, además de las fracturas de rumbo N70°E en los cuerpos mineralizados. El tercer período desarrolla fracturas de rumbo N35°O y N65°O de pequeñas longitudes también relacionadas a los cuerpos mineralizados.

3.1.3.1 Geometría de los sistema de fallas. La información del control estructural del distrito minero es tomada del Estudio geológico de mina El Porvenir.

3.1.3.1.1 Sistemas de fallas N-S. Este sistema de falla se encuentra en las áreas que involucra las minas Atacocha y Milpo, mostrándose como rasgo estructural principal en la evolución tectónica, estratigráfica y magmática. Son fallas con rumbo esencialmente N-S y que en general suelen ser subverticales. Las principales fallas reconocidas para este sistema son la falla Milpo-Atacocha y la falla Longreras.

Falla Milpo-Atacocha:

Se emplaza en la parte central y a lo largo de toda el área de estudio. Su orientación es N-S, presentado una inflexión hacia el este en la zona de El Porvenir e inclinación subvertical (75°-90°).

Falla Longreras:

Se emplaza en la parte central oeste del distrito minero, subparalela a la falla Milpo-Atacocha hasta interceptar a la falla Estrella en el norte, donde pierde continuidad. Hacia el sur es cortada por la falla Carmen Chico.

3.1.3.1.2 Sistemas de fallas NO-SE. Este sistema de falla se emplaza al oeste de la falla Milpo-Atacocha, entre las fallas Carmen Chico al sur y el Lineamiento Falla Santa Bárbara. Su emplazamiento al este de la falla Milpo-Atacocha es limitada a algunos lineamientos y fallas menores. Este sistema presenta una orientación promedio de 310 a 330 e inclinación hacia el NE, presentando diques discontinuos de composición andesítica-diorítica en las trazas de las fallas. Las principales fallas reconocidas en este sistema son falla 13, falla Estrella, falla Manuel 5 y falla Carmen Chico. Los lineamientos de estas fallas son Santa Bárbara, Milpo Sur y la Churca.

Falla 13:

Su orientación 300°-335°, subverticales mostrando tendencia al NE en profundidad, se emplazó en la parte central del distrito, siendo esta estructura el principal control de mineralización en el área de Atacocha-San Gerardo. Como límite este tiene a la falla Milpo-Atacocha, observándose al oeste de ésta algunos lineamientos menores.

Falla Estrella y Manuel 5:

Reconocidas en superficie en sector oeste del área de estudio. Presentan diques subverticales discontinuos de composición diorítica-andesítica a lo largo de su traza. Estas fallas se truncan al llegar a la falla Milpo-Atacocha.

Falla Carmen Chico:

Se emplaza al sur del distrito minero, con una orientación promedio de 320°, esta trunca a la falla Longreras y en parte a la falla Milpo-Atacocha y a la secuencia cretácea del grupo Goyllarisquizga.

Lineamientos fallas Santa Bárbara, Milpo Sur y la Churca:

Familia de lineamientos interpretados al oeste de la falla Milpo-Atacocha, que tienden cruzar dicha falla y la falla Longreras. Son asociados al control estructural del emplazamiento de intrusivos al este de la falla Milpo-Atacocha.

3.1.3.1.3 Sistemas de fallas E-O. Este sistema de falla se emplaza al oeste de la falla Milpo-Atacocha, entre el intrusivo Santa Bárbara y la mina El Porvenir, relacionado a la mineralización no económica, mostrando una orientación predominante E-O y alto ángulo de inclinación (desde 80° a 90°), asimismo, estos son cortados por los sistemas de fallas antes mencionados.

3.1.3.2 Implicancia estructural en la mineralización. La falla Milpo-Atacocha en conjunto con el sistema de Fallas 13, controlan el emplazamiento y distribución de los intrusivos, como el stock Milpo en la mina El Porvenir y de los diques dioríticos, el cuál muestra una inflexión hacia el este.

La mineralización en los ore bodies y vetas económicas en profundidad es controlada por el sistema de falla 13 y su ocurrencia está asociada a los cambios de rumbo general de las fallas, zonas de apertura sinistral o intersección con fallas N-S.

El sistema de fallas E-O en superficie, entre el stock Milpo controla la ocurrencia de vetas de relleno de falla mayormente no económicas de 0.2 a 1.5 m de espesor, cortando y desplazando a las estructuras N-S así como remanentes de vetas económicas.

3.1.3.2.1 Tipos de mineralización. La mina El Porvenir es de tipo reemplazamiento metasomático en skarn con mineralización polimetálica de Ag, Pb, Zn, Cu y Au. La mineralización se presenta en cuerpos, vetas asociadas a diques en bordes de los intrusivos dacíticos y las calizas del Pucará vetas y disseminaciones en areniscas y basaltos de la formación Goyllarisquizga la oeste de la Falla Milpo-Atacocha.

Los cuerpos son de contornos irregulares de gran magnitud, verticalmente alargados a manera de tubos y de variada ocurrencia, ubicadas en aureolas de contacto con el intrusivo dacítico.

La intensidad del reemplazamiento y disseminaciones está controlada por la extensión del modelo fracturado con una aureola de caliza decolorada (mármol).

Las principales estructuras en veta en Milpo están estrechamente relacionadas con los sistemas de fracturamiento tensional con rumbo E-O y a las fracturas de rumbo N65° a 70°E y N50° a 60°E, todas buzando al N.

3.1.3.2.2 Alteración. En los intrusivos se observan minerales de alteración como clorita epidota, calcita como descomposición de los minerales ferromagnesianos, y clorita, sericita y caolín como alteración de los feldespatos.

La alteración en las calizas se aprecia en la alteración de contacto: aureola de recristalización o marmolización, silicificación (skarn) y piritización, relacionadas con la mineralización de Pb y Zn.

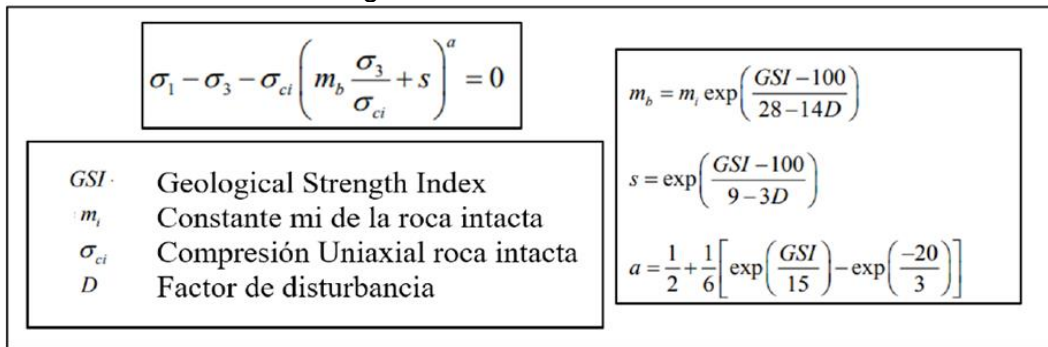
La alteración del yacimiento de Milpo está representada principalmente por marmolización, silicificación, sericitización en el dominio de la roca carbonatada; sericitización, propilitización y argelitización en el dominio de la roca intrusiva.

3.2 Parámetros del macizo rocoso

Los parámetros del macizo rocoso son input para el desarrollo del análisis de estabilidad del mina El Porvenir, para definir los parámetros del macizo rocoso se usó el criterio de falla de Hoek y Brown generalizado (figura 9) donde es necesario datos de GSI que se obtuvieron de la correlación con el RMR obtenido de los mapeos y logeos geomecánicos, constante m_i de la roca intacta, compresión uniaxial de la roca intacta obtenidos ensayos de mecánica de rocas presentados en el capítulo 11.3 y el factor de disturbancia D obtenidos a partir de la estimación visual del daño de los labores después de la voladura basados en la guía para estimar el factor de alteración D según el documento "El criterio de rotura de Hoek-Brown (2002)".

Figura 10

Criterio de falla de Hoek-Brown generalizado



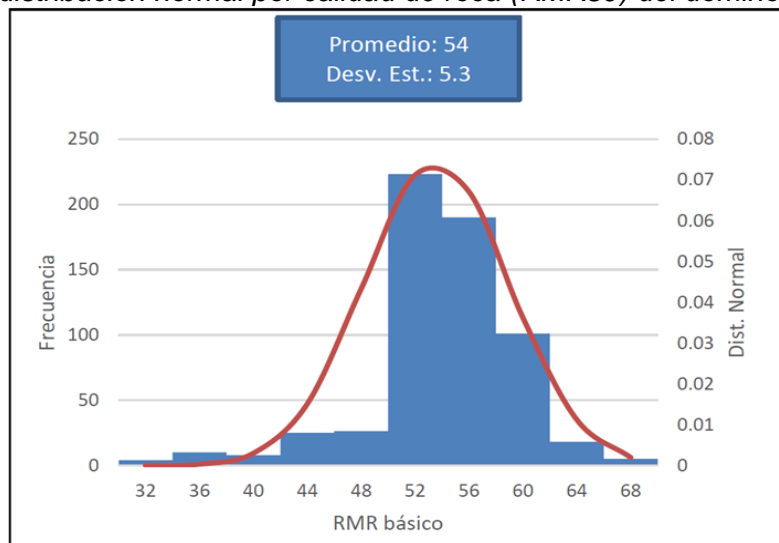
Nota: Hoek & Brown, 2002

3.2.1 Análisis estadístico de calidad de roca

Para determinar la calidad de roca se consideraron los dominios litológicos caliza, skarn, intrusivo, mineral y brecha, se desarrolló un análisis estadístico a partir de la información tomada de los mapeos geomecánicos por celdas y relagueo de sondajes diamantinos. Los resultados de los análisis se muestran en las figuras 11, 12, 13, 14 y 15 mediante gráficos de barras donde el eje X muestra el RMR89 básico de Bieniawski y el eje Y la frecuencia con que se encontró la calidad de roca según los logueos y mapeos, también, se puede apreciar la media y la desviación estándar de los datos usados para generar su distribución normal. En la tabla 3 se resume los RMRb promedio por dominio geomecánico encontrado.

Figura 11

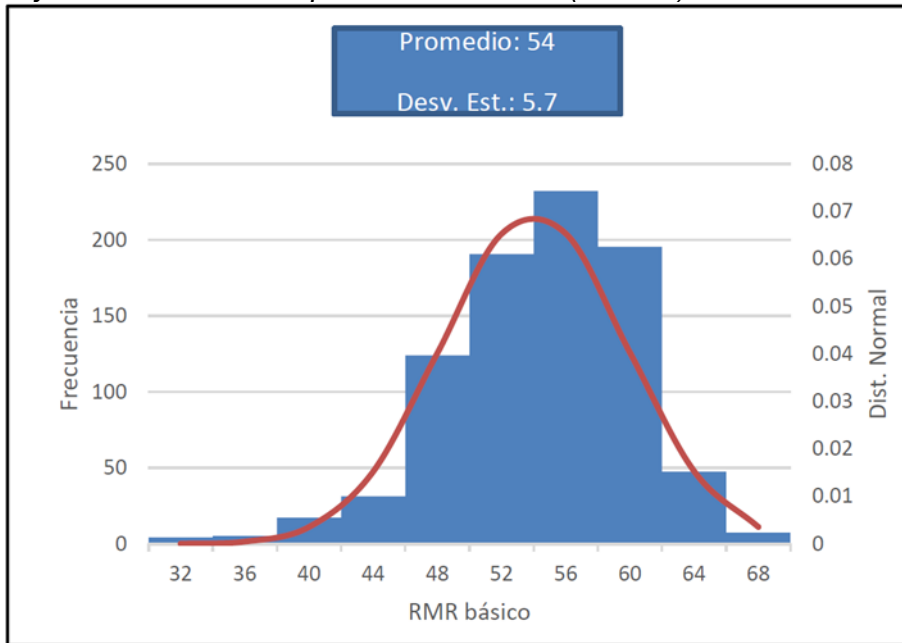
Histograma y distribución normal por calidad de roca (RMR89) del domino caliza



Nota: Nexa Resources

Figura 12

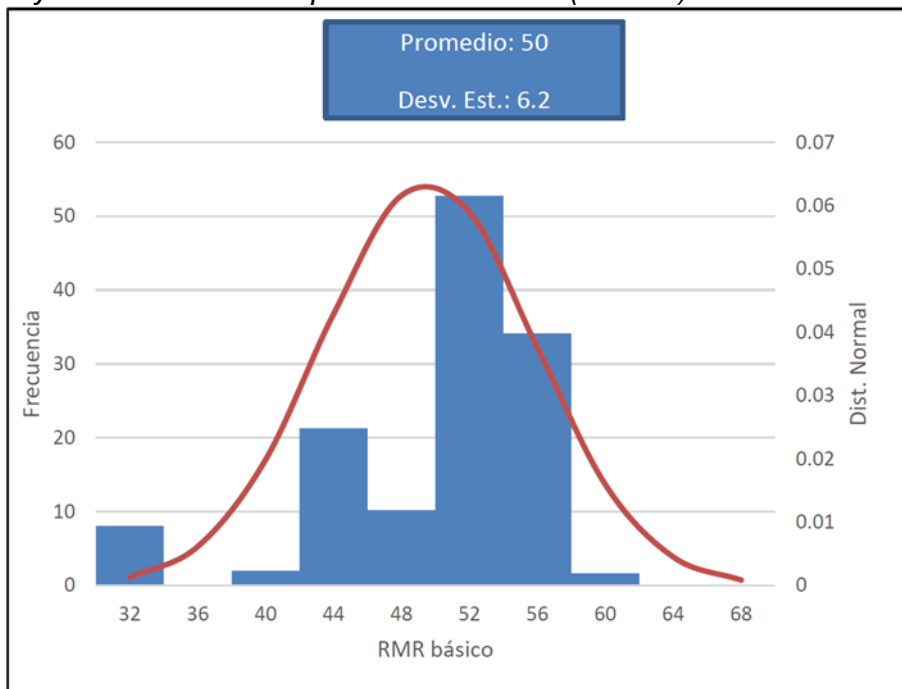
Histograma y distribución normal por calidad de roca (RMR89) del domino skarn



Nota: Nexa Resources

Figura 13

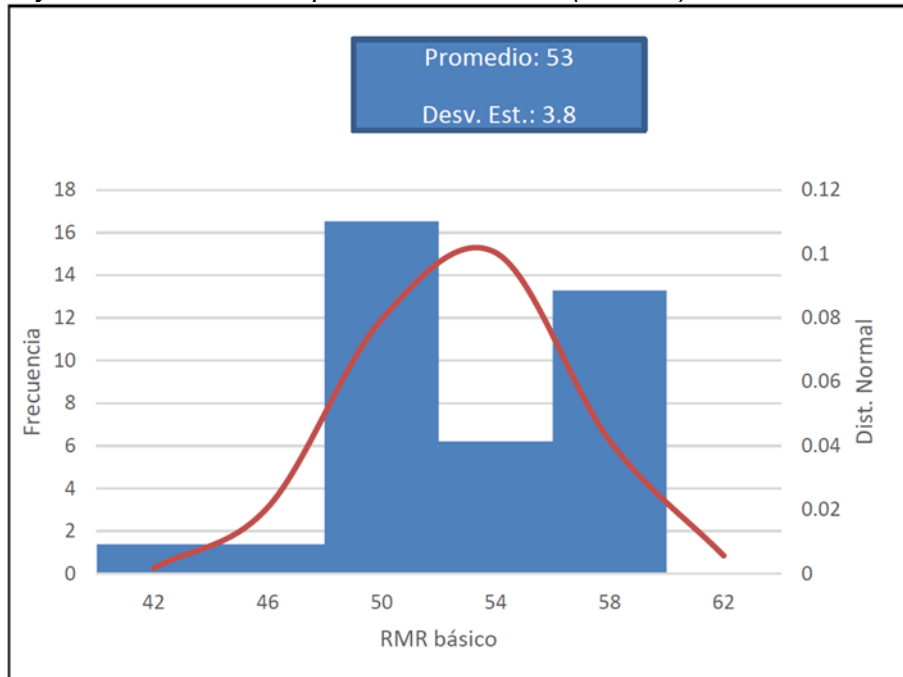
Histograma y distribución normal por calidad de roca (RMR89) del domino intrusivo



Nota: Nexa Resources

Figura 14

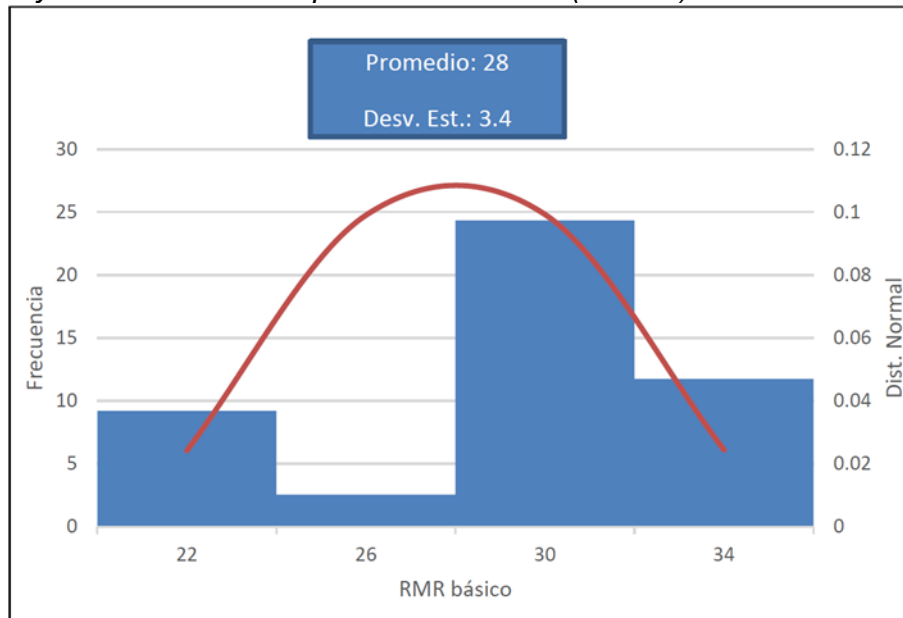
Histograma y distribución normal por calidad de roca (RMR89) del domino mineral



Nota: Nexa Resources

Figura 15

Histograma y distribución normal por calidad de roca (RMR89) del domino brecha



Nota: Nexa Resources

Según el análisis estadístico, se encontró que en general la calidad de roca que más abunda en la mina se encuentran en un tipo IIIA, esto con base en el sistema de clasificación RMR básico de Bieniawski de 1989; sin embargo, durante la evaluación de campo se observó que en zonas la calidad de roca puede disminuir debido a la influencia

de fallas y contactos existentes, como es el caso de la zona de la veta Éxito que la mayor parte del macizo rocoso del área de tajeo está influenciado por la falla Éxito que hace que disminuya la calidad de roca a tipo IV (mala calidad), o en las zonas de veta 5, veta 5 cola, veta 1204 que donde se presenta el contacto entre intrusivo y caliza y por sectores la presencia de zonas brechadas que hacen que disminuya la calidad de roca a tipo IV (mala calidad).

3.2.2 Dominios geomecánicos

Los dominios geomecánicos considerados en el estudio de la mina El Porvenir se muestran en la tabla 3 y se presentan para cada dominio los valores promedios, desviación estándar, máximo y mínimo de RMR básico de acuerdo al sistema de clasificación geomecánica de Bieniawski de 1989.

Tabla 3

Dominios geomecánicos y valores $RMR_{básico}$

DOMINIO GEOMECÁNICO	RMR _{básico}		RMR - RANGO DE VARIACIÓN		RMR _{ajustado}
	PROMEDIO	DESVIACIÓN ESTÁNDAR	L. INFERIOR	L. SUPERIOR	
Mineral IIIA	53	3.8	49	57	43
Skarn IIIA	54	5.7	48	60	44
Caliza IIIA	54	5.3	48	59	44
Intrusivo IIIB	50	6.2	43	56	40
Brecha IVB	28	3.4	25	31	28

Nota: Elaboración propia

A partir de la información de calidad del macizo rocoso según la clasificación geomecánica de Bieniawski (RMR – Valoración del Macizo Rocos – 1989), se realizó la correlación con el criterio de clasificación de Barton (Q). Ver Tabla 4.

Tabla 4

Valores del Q ($RMR = 9 \ln Q + 44$)

DOMINIO GEOMECÁNICO	Q		Q - RANGO DE VARIACIÓN	
	PROMEDIO	DESVIACIÓN ESTÁNDAR	LÍMITE INFERIOR	LÍMITE SUPERIOR
Mineral IIIA	0.875	0.301	0.574	1.335
Skarn IIIA	1.000	0.469	0.531	1.884
Caliza IIIA	0.946	0.421	0.525	1.705
Intrusivo IIIB	0.611	0.304	0.307	1.216
Brecha IVA	0.056	0.018	0.038	0.081

Nota: Elaboración propia

La correlación del RMR con el GSI se estima asumiendo las condiciones secas del macizo rocoso, y sin el ajuste por orientación de discontinuidad (RMR'). La estimación se resume en la tabla 5.

Tabla 5

Valores del GSI ($RMR' = GSI + 5$)

DOMINIO GEO MECÁNICO	GSI		GSI – RANGO DE VARIACIÓN		GSI (MEAN)
	PROMEDIO	DESVIACIÓN ESTÁNDAR	LÍMITE INFERIOR	LÍMITE SUPERIOR	
Mineral IIIA	55.80	3.80	52.00	59.60	56
Skarn IIIA	57.00	5.70	51.30	62.70	57
Caliza IIIA	56.50	5.30	51.20	61.80	57
Intrusivo IIIB	52.56	6.20	46.36	58.76	53
Brecha IVB	31.00	3.40	27.60	34.40	31

Nota: Elaboración propia

3.2.3 Parámetros del macizo rocoso

En las siguientes tablas se resumen las propiedades de resistencia y deformacionales usadas en los análisis de método gráfico para la mina El Porvenir.

Tabla 6

Parámetros geomecánicos

DOMINIO GEO MECÁNICO	Correlación RMR - GSI		Parámetros promedio			Factor D
	RMR'	GSI = RMR – 5	UCS (MPa)	mi	P.A.(kN/m ³)	
Mineral IIIA	61	56	91.38	17.07	33.97	0.8
Skarn IIIA	62	57	82.21	28.79	34.19	0.8
Caliza IIIA	62	57	112.01	22.08	26.47	0.8
Intrusivo IIIB	58	53	60.17	27.79	28.66	0.8
Brecha IVA	36	31	55.80	19.25	23.65	0.8

Nota: Elaboración propia

Tabla 7

Parámetros del macizo rocoso según el criterio de Hoek-Brown

DOMINIO GEO MECÁNICO	PARAMETROS HOEK-BROWN		
	mb	s	a
Mineral IIIA	1.244	0.0013	0.504
Skarn IIIA	2.227	0.0015	0.504
Caliza IIIA	1.708	0.0015	0.504
Intrusivo IIIB	1.908	0.0011	0.504
Brecha IVA	0.317	0.000288	0.521

Nota: Elaboración propia

Tabla 8*Propiedades de resistencia de las discontinuidades según el criterio de Mohr – Coulomb*

DOMINIO GEOMECÁNICO	PARAMETROS MOHR-COULOMB	
	Cohesión (MPa)	Ángulo de fricción (°)
Mineral IIIA	3.11	31.45
Skarn IIIA	3.644	35.42
Caliza IIIA	3.20	37.68
Intrusivo IIIB	2.745	33.06
Brecha IVA	1.099	19.78

Nota: Elaboración propia**Tabla 9***Otros parámetros del macizo rocoso*

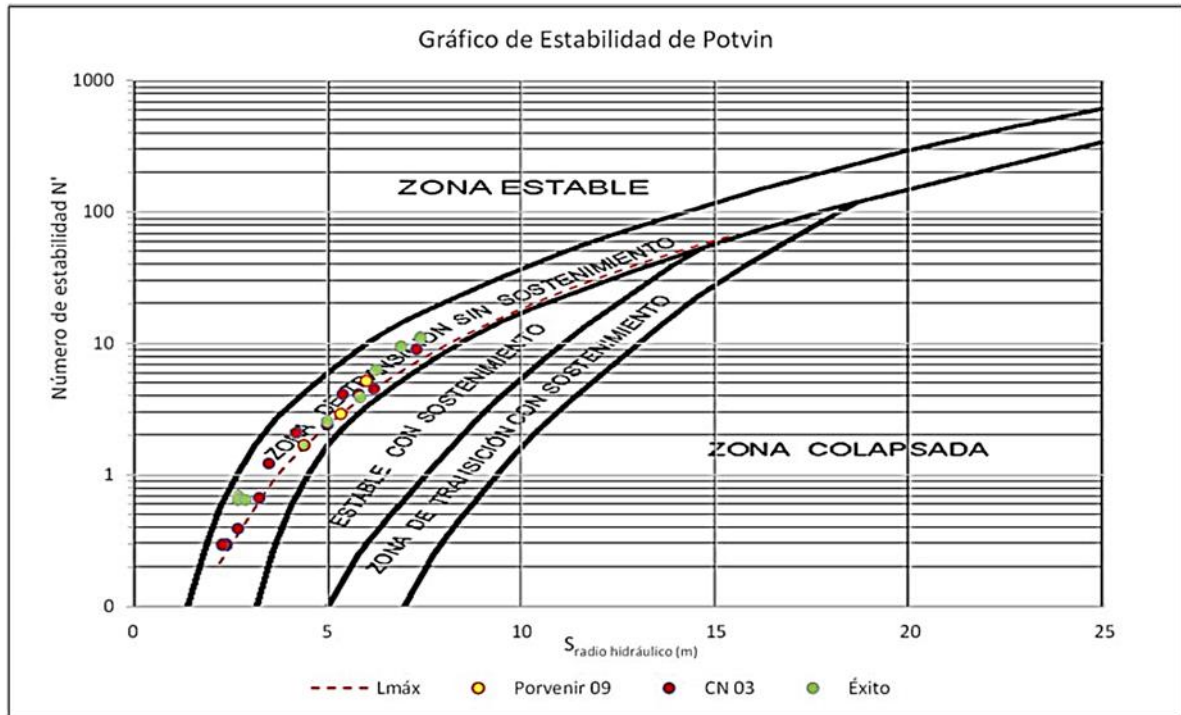
Dominio geomecánico	Resistencia a tracción (MPa)	R. uniaxial a compresión (MPa)	Resistencia compresión (MPa)	Módulo de deformación (MPa)
Mineral IIIA	-0.0935	3.179	13.567	4072.241
Skarn IIIA	-0.0547	3.092	16.300	2375.994
Caliza IIIA	-0.0971	4.213	19.485	3095.191
Intrusivo IIIB	-0.0345	1.936	11.001	1331.499
Brecha IVA	-0.0051	0.241	3.727	235.170

Nota: Elaboración propia**3.2.4 Análisis método gráfico de la mina**

A partir de la caracterización geomecánica de los dominios litológicos se calcularon los factores Q', A, B y C para definir N' (número de estabilidad). Posteriormente se calculó gráficamente el parámetro S (radio hidráulico), el cual está restringido al dimensionamiento geométrico de la excavación. El S estable calculado se definió entre el límite de la zona estable y la zona de transición sin sostenimiento del gráfico de Potvin (ver figura 16). En la tabla 10 se muestra el resumen de cálculos realizados para determinar el radio hidráulico.

Figura 16

Gráfico de estabilidad de la mina



Nota: Elaboración propia

Tabla 10

Resumen de cálculos del método grafico

ZONA	NIVEL	DOMINIO	DESCRIPCIÓN	Q'	A	B	C	N'	S (m)
Porvenir 09	2995	Caliza	Techo	7.39	0.10	0.20	2.00	0.30	2.40
			Caja Techo	6.99	0.58	0.20	6.45	5.18	6.00
			Caja Piso	6.99	0.58	0.20	3.60	2.89	5.35
3120	Caliza-Intrusivo	Techo	7.39	0.10	0.20	2.00	0.30	2.30	
		Caja Techo	6.99	0.54	0.20	5.46	4.11	5.40	
		Caja Piso	4.51	0.23	0.20	3.20	0.67	3.25	
CN 03	3760	Caliza	Techo	7.39	0.10	0.20	2.00	0.30	2.40
			Caja Techo	6.99	0.54	0.20	5.46	4.11	5.80
			Caja Piso	6.99	0.54	0.20	3.20	2.41	5.00
3790	Intrusivo	Techo	7.39	0.13	0.20	2.00	0.39	2.70	
		Caja Techo	6.99	1.00	0.20	6.45	0.91	7.30	
		Caja Piso	6.99	1.00	0.20	3.20	4.47	6.21	
2995	Intrusivo	Techo	7.39	0.24	0.20	2.00	0.30	2.30	
		Caja Techo	2.27	0.84	0.20	5.46	2.08	4.20	
		Caja Piso	2.27	0.84	0.20	3.20	1.22	3.50	
Éxito	3650	Caliza	Techo	4.24	0.10	0.82	2.00	2.00	2.70
			Caja Techo	4.51	0.21	0.41	6.45	2.55	5.00
			Caja Piso	4.51	0.21	0.41	4.27	1.68	4.40
3690	Caliza-Intrusivo	Techo	3.92	0.10	0.82	2.00	2.64	2.70	
		Caja Techo	3.88	0.93	0.41	6.45	0.99	6.25	
		Caja Piso	3.88	0.93	0.41	4.27	6.28	6.25	
3690	Caliza-Intrusivo	Techo	3.92	0.10	0.82	2.00	2.64	2.90	
		Caja Techo	3.88	1.00	0.41	6.96	11.07	7.40	
			Caja Piso	4.51	0.49	0.41	4.27	3.87	5.85

Nota: Elaboración propia

En las tablas 11 y 12 se presenta el resumen del span calculado para cada estructura mineralizada de la mina del El Porvenir de acuerdo a su caracterización geomecánica, número de estabilidad (N'), radio hidráulico (S).

Tabla 11

Resumen del cálculo del span para alturas de 18, 20, 23 y 25 m

DOMINIO - ESTRUCTURA			Longitud máx. para altura proyectada H (m)				Longitud máx. para ancho proyectado A (m)		
Sector	Dominio	Nv	H=18m	H=20m	H=23m	H=25m	A=5m	A=6m	A=7m
CN 03	Calizas	3760	40.06	32.77	27	24.68	SR	54	23.63
CN 03	Intrusivo	3790	14.4	13.33	12.27	11.76	120	24	15.27
Éxito	Caliza	3650	40.91	33.33	27.37	25	SR	54	23.63
Éxito	Caliza-Intrusivo	3690	33.43	28.19	23.81	21.99	SR	174	33.83
Porvenir 09	Calizas	2995	26.38	23.81	21.18	20.04	120	24	15.27
Éxito	Intrusivo	2995	17.22	15.71	14.15	13.45	SR	66	25.67
CN 03	Calizas	3120	22.5	20	16.67	16.67	120	24	15.27
CN 03	Calizas-Intrusivo	3120	10.17	9.63	9.06	8.78	57.5	19.71	13.42

Nota: Elaboración propia

Tabla 12

Resumen del cálculo del span para alturas de 8, 10, 12 y 14 m

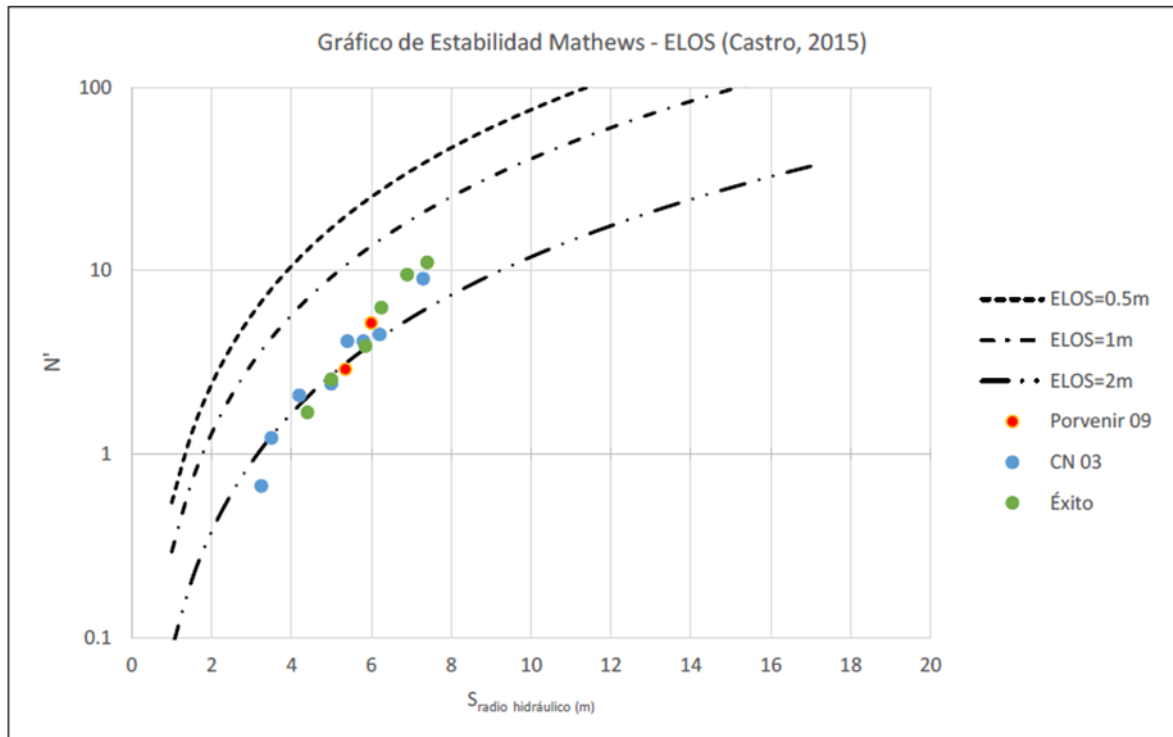
DOMINIO - ESTRUCTURA			Longitud máx. para altura proyectada H (m)				Longitud máx. para ancho proyectado A (m)		
Sector	Dominio	Nv	H=8m	H=10m	H=12m	H=14m	A=5m	A=6m	A=7m
CN 03	Intrusivo	3790	SR	40.1	24.04	18.69	120	24	15.27
CN 03	Calizas-Intrusivo	3120	34.67	18.57	14.18	12.13	57.5	19.71	13.42
Éxito	Intrusivo	2995	SR	73.33	33	23.69	SR	66	25.67

Nota: Elaboración propia

La evaluación del ELOS (figura 17) según la guía de Castro (2015), incluye en la construcción de las curvas límites de dilución 38 nuevos casos de minas de América del Sur. En la figura 17 se muestran las excavaciones evaluadas de la mina.

Figura 17

Gráfico de estabilidad de Mathews – ELOS de la mina



Nota: Elaboración propia

La tabla 13 se resumen los resultados de los ELOS calculados.

Tabla 13

Resumen de cálculos del método grafico

ZONA	NIVEL	DOMINIO	DESCRIPCIÓN	Q'	N'	S (m)	ELOS
Porvenir 09	2995	Caliza	Caja techo	6.99	5.18	6.00	< 2
			Caja piso	6.99	2.89	5.35	< 2
CN 03	3120	Caliza-Intrusivo	Caja techo	6.99	4.11	5.40	< 2
			Caja piso	4.51	0.67	3.25	> 2
	3760	Caliza	Caja techo	6.99	4.11	5.80	< 2
			Caja piso	6.99	2.41	5.00	< 2
Éxito	3790	Intrusivo	Caja techo	2.27	2.08	4.20	< 2
			Caja piso	2.27	1.22	3.50	> 2
	2995	Intrusivo	Caja techo	4.51	2.55	5.00	< 2
			Caja piso	4.51	1.68	4.40	> 2
3650	Caliza-Intrusivo	Caja techo	3.88	4.99	6.90	> 2	
		Caja piso	3.88	6.28	6.25	< 2	
		3690	Caliza	Caja techo	3.88	11.07	7.40
Caja piso	4.51			3.87	5.85	> 2	

Nota: Elaboración propia

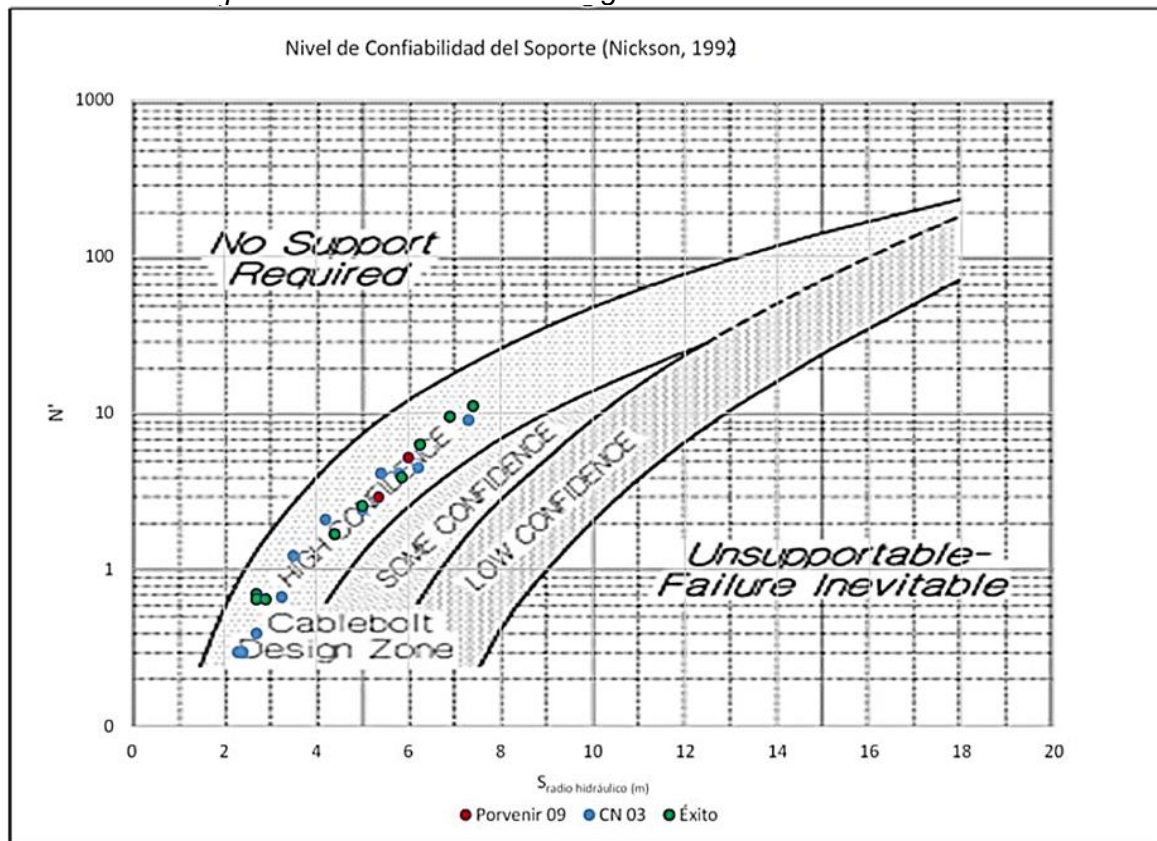
3.2.5 Estimación del sistema de sostenimiento con cablebolts

Para incorporar el diseño del sistema de cableado se usará los criterios de análisis de Hutchinson & Diederichs (1996) con base en la data original de Potvin (1988) y para determinar la densidad - espaciamento del cable bolt se usará la correlación empírica del N' (número de estabilidad) - S (radio hidráulico) desarrollado por Nickson (1992).

Para la determinación de los límites de la zona de diseño sin soporte o con soporte de las excavaciones analizadas, nos enfocamos en el área de mayor confiabilidad para la búsqueda del S (radio hidráulico) y la aplicabilidad del cable bolt (figura 18)

Figura 18

Zonas de diseño para excavaciones / método gráfico

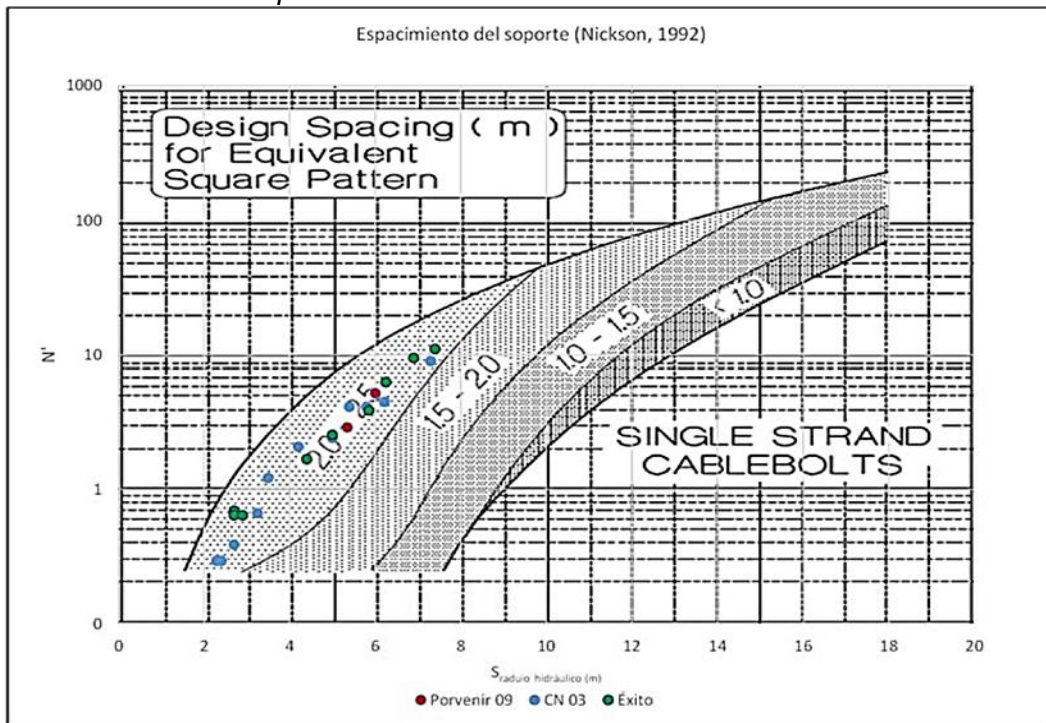


Nota: Elaboración propia

El espaciamento y longitud de cables bolts recomendado se ha obtenido ploteando el S (radio hidráulico) de diseño en el ábaco de las figuras 19 y 20. Se define un espaciamento de 2 - 2.5 m. y longitudes de cablebolt de 4-6 m y en algunos casos se requiere cablebolt de 6-9 m.

Figura 19

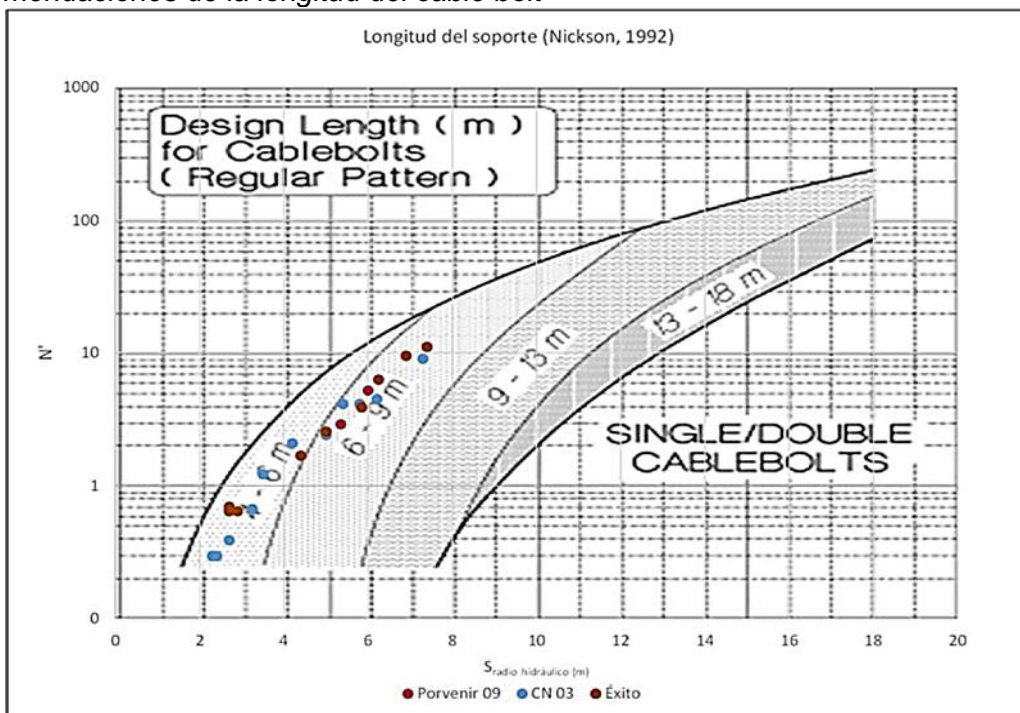
Recomendaciones del espaciamiento del cable bolt



Nota: Elaboración propia

Figura 20

Recomendaciones de la longitud del cable bolt



Nota: Elaboración propia

En la tabla 14 se resume la densidad, espaciamiento y longitud del cable bolting proyectado para las estructuras evaluadas.

Tabla 14*Resumen de cálculos del método grafico*

ZONA	NIVEL	DESCRIPCIÓN	N'	S (m)	N'/S	Cable bolt/m ²	Malla (m)	Long. (m)
Porvenir 09	2995	Techo	0.30	2.25	0.13	0.27 - 0.32	1.80 - 1.90	3.40
		Caja Techo	2.81	4.80	0.59	0.20 - 0.25	2.00 - 2.20	7.20
		Caja Piso	2.81	4.80	0.59	0.20 - 0.25	2.00 - 2.20	7.20
CN 03	3120	Techo	0.30	2.10	0.14	0.27 - 0.32	1.80 - 1.90	3.20
		Caja Techo	4.11	5.40	0.76	0.20 - 0.25	2.10 - 2.25	6.00
		Caja Piso	0.67	3.15	0.21	0.21 - 0.27	1.90 - 2.10	4.70
	3760	Techo	0.30	2.10	0.14	0.27 - 0.32	1.80 - 1.90	3.00
		Caja Techo	4.11	5.60	0.73	0.18 - 0.25	2.00 - 2.25	6.20
		Caja Piso	2.41	4.80	0.50	0.21 - 0.26	2.00 - 2.20	7.20
	3790	Techo	0.39	2.60	0.15	0.24 - 0.28	1.95 - 2.10	3.90
		Caja Techo	9.01	5.60	1.61	0.18 - 0.25	2.00 - 2.20	8.40
		Caja Piso	4.47	5.00	0.89	0.20 - 0.25	2.00 - 2.25	7.50
	2995	Techo	0.30	2.30	0.13	2.24 - 2.28	1.90 - 2.10	4.10
		Caja Techo	2.08	4.20	0.50	0.20 - 0.26	2.00 - 2.20	6.30
		Caja Piso	1.22	3.50	0.35	0.22 - 0.28	2.00 - 2.20	5.30
Éxito	3650	Techo	0.70	2.70	0.26	0.24 - 0.27	1.90 - 2.10	4.10
		Caja Techo	2.55	5.00	0.51	0.18 - 0.25	2.00 - 2.25	7.50
		Caja Piso	1.68	4.15	0.40	0.20 - 0.26	2.05 - 2.20	6.00
	3690	Techo	0.64	2.90	0.22	0.22 - 0.26	1.95 - 2.15	4.40
		Caja Techo	5.89	5.60	1.05	0.18 - 0.25	2.00 - 2.20	8.40
		Caja Piso	3.90	5.10	0.76	0.20 - 0.25	2.00 - 2.20	7.70
3690	Techo	0.64	2.90	0.22	0.22 - 0.26	1.95 - 2.15	4.40	
	Caja Techo	7.91	5.20	1.52	0.18 - 0.25	2.00 - 2.20	7.80	
		Caja Piso	1.29	4.00	0.32	0.22 - 0.27	2.00 - 2.15	6.00

Nota: Elaboración propia

3.3 Parámetros de perforación y voladura

Para determinar los parámetros de P&V, se realizaron dos fases de evaluación.

En una primera etapa, se realizó el cálculo preliminar del burden y espaciamiento en gabinete empleando el modelo matemático de Langefors, el cual considera parámetros como el diámetro de taladro, densidad de carga, potencia relativa del explosivo, propiedades geomecánicas de la roca y factores de fijación del diseño de perforación.

En la segunda etapa, el diseño obtenido fue evaluado y validado mediante simulaciones computacionales en el software JKSimBlast, el cual permitió analizar la distribución de energía y la eficiencia del patrón de voladura, con el fin de ajustar y optimizar el diseño para su aplicación en campo.

3.3.1 Evaluación para roca tipo III

De acuerdo con el modelo matemático de Langefors, variables como el diámetro del taladro (64 mm), las características geomecánicas de la roca (dureza intermedia) y el tipo y potencia del explosivo utilizado (PRP = 1.04) permiten determinar un burden práctico de 1.50 m. En función de este burden y de la relación E/B adoptada, se define un espaciamiento óptimo entre 1.50 m y 1.80 m, garantizando así una distribución eficiente de la energía de voladura y un avance uniforme del frente de excavación. En la figura 21 se muestran los detalles del modelo de Langefors

Figura 21

Modelo matemático de Langefors – Roca tipo III

Bmax : $D/33 \times ((d_c \times PRP)/(c \times f \times E/B))^{1/2}$		B_{máx} : 1.89 m									
B_{máx}	: Burden máximo en m	D	: 64 mm								
D	: Diámetro taladro en mm	d_c	: 0.86 g/cc								
d_c	: densidad de carga, en g/cm ³	PRP	: 1.04								
PRP	: Potencia relativa en peso del explosivo	c	: 1.05								
c	: Constante de roca	f	: 0.9								
f	: Factor de fijación	E/B	: 1								
E/B	: Relación entre el espaciamiento y burden										
<table border="1"> <thead> <tr> <th>Dureza de la roca</th> <th>Constante de la roca</th> </tr> </thead> <tbody> <tr> <td>Intermedia</td> <td>0.3 + 0.75</td> </tr> <tr> <td>Dura</td> <td>0.4 + 0.75</td> </tr> </tbody> </table>		Dureza de la roca	Constante de la roca	Intermedia	0.3 + 0.75	Dura	0.4 + 0.75				
Dureza de la roca	Constante de la roca										
Intermedia	0.3 + 0.75										
Dura	0.4 + 0.75										
<table border="1"> <thead> <tr> <th>Tipo de taladro</th> <th>Factor de Fijación</th> </tr> </thead> <tbody> <tr> <td>Vertical</td> <td>1.00</td> </tr> <tr> <td>Inclinado 3:1</td> <td>0.90</td> </tr> <tr> <td>Inclinado 2:1</td> <td>0.85</td> </tr> </tbody> </table>		Tipo de taladro	Factor de Fijación	Vertical	1.00	Inclinado 3:1	0.90	Inclinado 2:1	0.85		
Tipo de taladro	Factor de Fijación										
Vertical	1.00										
Inclinado 3:1	0.90										
Inclinado 2:1	0.85										
L	: Longitud de taladro	L	: 15 m								
D	: diámetro del taladro	D	: 64 mm								
Bpráctico : $B_{máx} - (2 \times D) - (0.02 \times L)$		B_{prac} : 1.5 m									
Espaciamiento : Para el cálculo del espaciamiento lo obtenemos de la experiencia de trabajos anteriores realizados.											
E	: <table border="1"> <tr> <td>1.0 x B</td> <td>1.10 x B</td> <td>1.20 x B</td> </tr> </table>	1.0 x B	1.10 x B	1.20 x B	B : 1.50 m						
1.0 x B	1.10 x B	1.20 x B									
B	: Burden (m)	E : 1.80 m									
E	: Espaciamiento (m)										

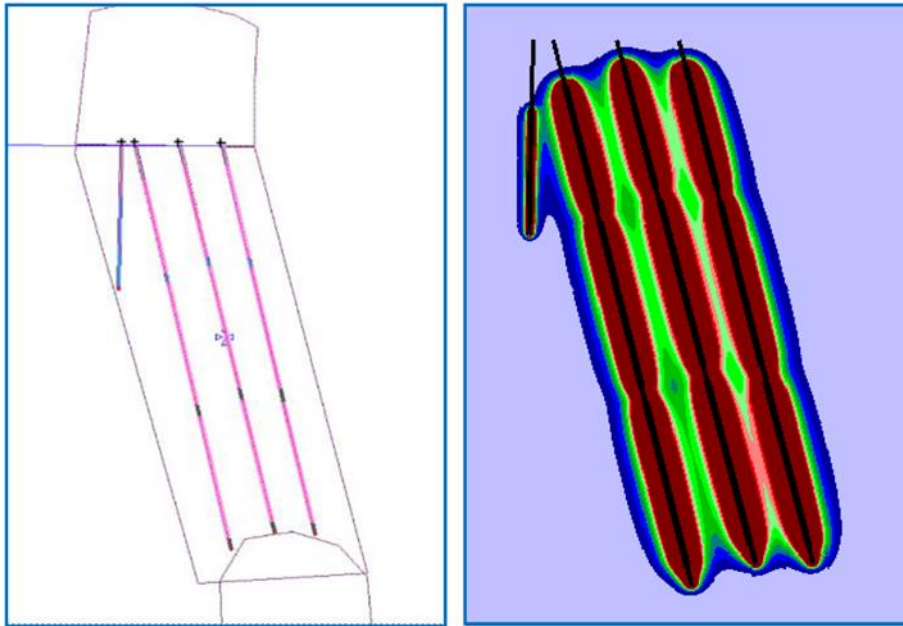
Nota: Elaboración propia

En la simulación realizada con el software JKSimBlast sobre las mallas de perforación propuestas con un burden de 1.50 m, se observó que la distribución de energía

de voladura es adecuada para fracturar eficazmente el burden diseñado. El análisis mostró una cobertura uniforme de energía en el frente de carga, lo cual garantiza la rotura del macizo rocoso de manera controlada. Además, se obtuvo una fragmentación promedio estimada de 7.08 pulgadas, lo que indica un tamaño de roca compatible con los requerimientos operativos del carguío y transporte.

Figura 22

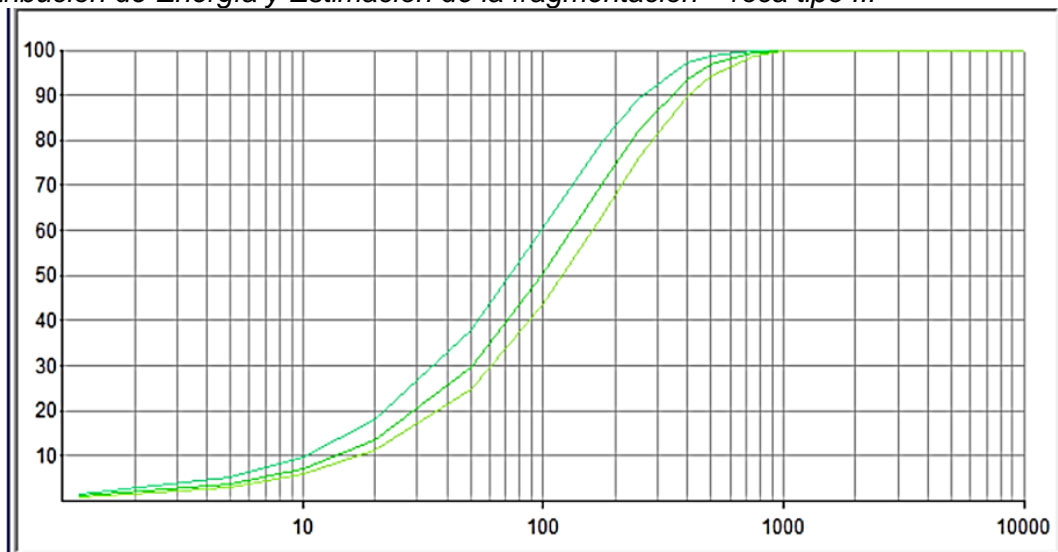
Simulación en el software JKSimBlast – roca tipo III



Nota: Elaboración propia

Figura 23

Distribución de Energía y Estimación de la fragmentación – roca tipo III



Nota: Elaboración propia

3.3.2 Evaluación para roca tipo IV

De acuerdo con el modelo matemático de Langefors, factores clave como el diámetro del taladro (64 mm), la naturaleza geomecánica de la roca y la potencia relativa del explosivo utilizado (PRP = 1.04) permiten calcular un burden práctico de 1.60 m. A partir de este valor, y considerando una relación E/B cercana a la unidad, se establece un espaciamiento óptimo entre 1.60 m y 1.80 m, asegurando una distribución adecuada de energía de voladura, una rotura efectiva del macizo rocoso y una fragmentación controlada acorde a los objetivos operacionales. En la figura 24 se muestran los detalles del modelo de Langefors.

Figura 24

Modelo matemático de Langefors – Roca tipo IV

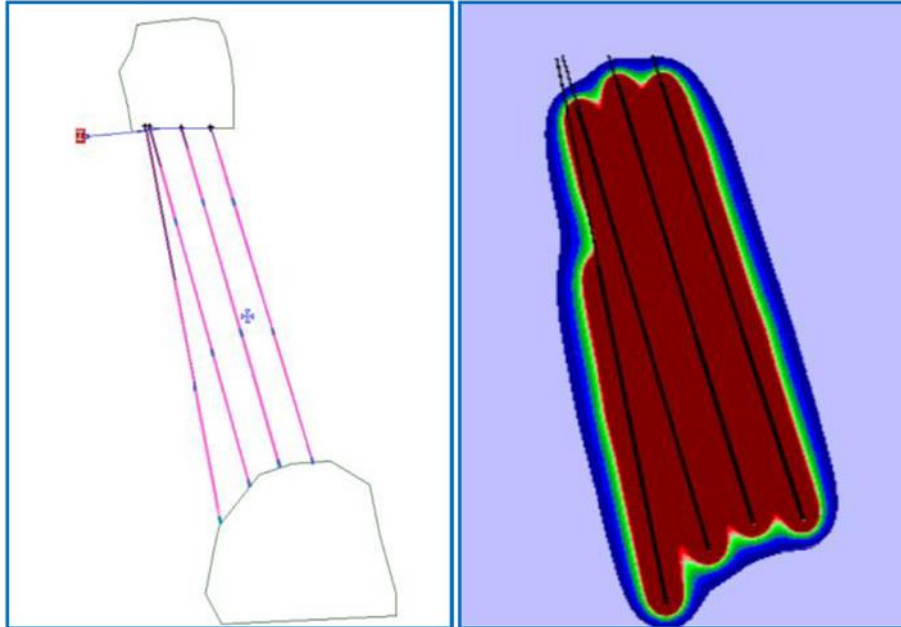
Bmax : $D/33 \times ((dc \times PRP)/(c \times f \times E/B))^{1/2}$		B_{máx} : 2.03 m									
B_{máx} : Burden máximo en m	D : Diámetro taladro en mm	D : 64 mm									
dc : densidad de carga, en g/cm ³	PRP : Potencia relativa en peso del explosivo	d_c : 0.85 g/cc	PRP : 1.04								
c : Constante de roca	f : Factor de fijación	c : 0.75	f : 0.9								
E/B : Relación entre el espaciamiento y burden		E/B : 1.2									
<table border="1"> <thead> <tr> <th>Dureza de la roca</th> <th>Constante de la roca</th> </tr> </thead> <tbody> <tr> <td>Intermedia</td> <td>0.3 + 0.75</td> </tr> <tr> <td>Dura</td> <td>0.4 + 0.75</td> </tr> </tbody> </table>		Dureza de la roca	Constante de la roca	Intermedia	0.3 + 0.75	Dura	0.4 + 0.75				
Dureza de la roca	Constante de la roca										
Intermedia	0.3 + 0.75										
Dura	0.4 + 0.75										
<table border="1"> <thead> <tr> <th>Tipo de taladro</th> <th>Factor de Fijación</th> </tr> </thead> <tbody> <tr> <td>Vertical</td> <td>1.00</td> </tr> <tr> <td>Inclinado 3:1</td> <td>0.90</td> </tr> <tr> <td>Inclinado 2:1</td> <td>0.85</td> </tr> </tbody> </table>		Tipo de taladro	Factor de Fijación	Vertical	1.00	Inclinado 3:1	0.90	Inclinado 2:1	0.85		
Tipo de taladro	Factor de Fijación										
Vertical	1.00										
Inclinado 3:1	0.90										
Inclinado 2:1	0.85										
L : Longitud de taladro		L : 15 m									
D : diámetro del taladro		D : 64 mm									
Bpráctico : $B_{máx} - (2 \times D) - (0.02 \times L)$		Bprac : 1.6 m									
Espaciamiento : Para el cálculo del espaciamiento lo obtenemos de la experiencia de trabajos anteriores realizados.											
E :	1.0 x B 1.10 x B 1.20 x B	B : 1.60 m									
B :	Burden (m)	E : 1.80 m									
E :	Espaciamiento (m)										

Nota: Elaboración propia

En la simulación con el software JKSimBlast de las mallas propuestas con un burden de 1.60 m. Se determina que la distribución de energía llega a romper de forma óptima el burden diseñado y se tiene una fragmentación estimada de 7.08 Pulg.

Figura 25

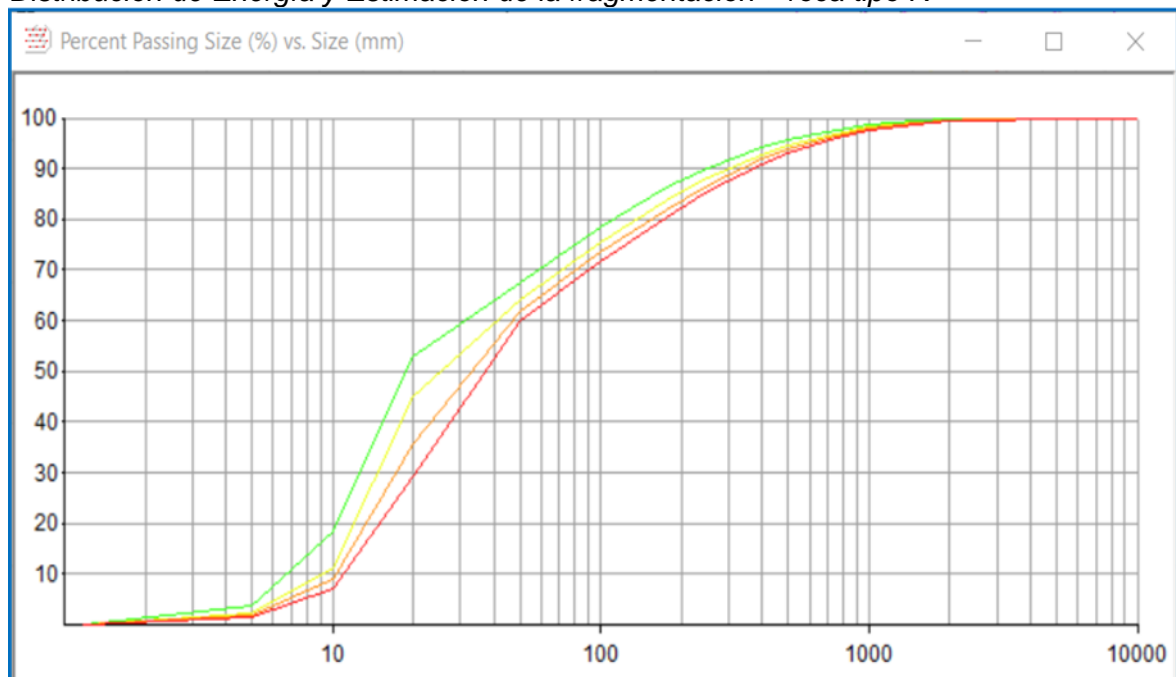
Simulación en el software JKSimBlast – roca tipo IV



Nota: Elaboración propia

Figura 26

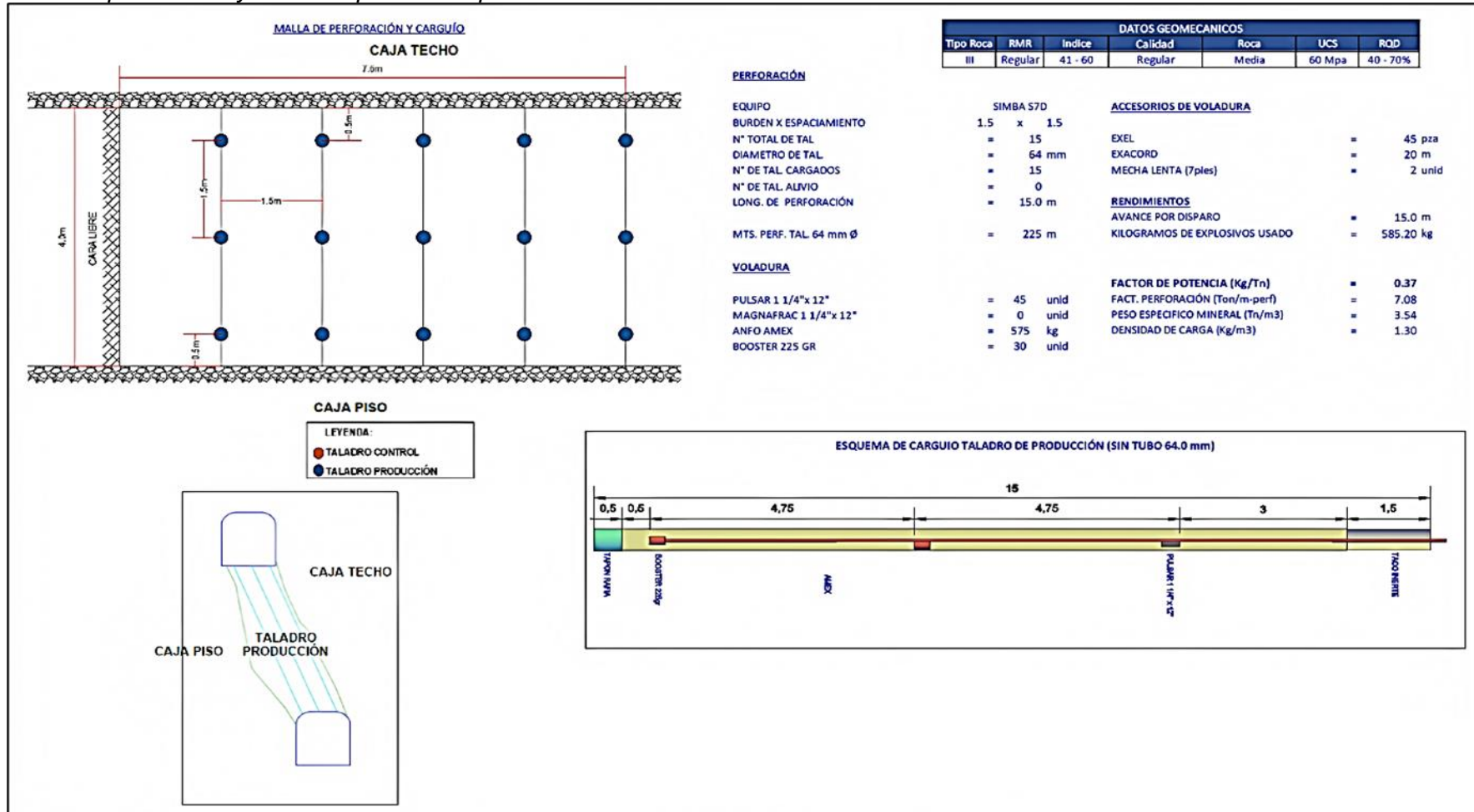
Distribución de Energía y Estimación de la fragmentación – roca tipo IV



Nota: Elaboración propia

Figura 27

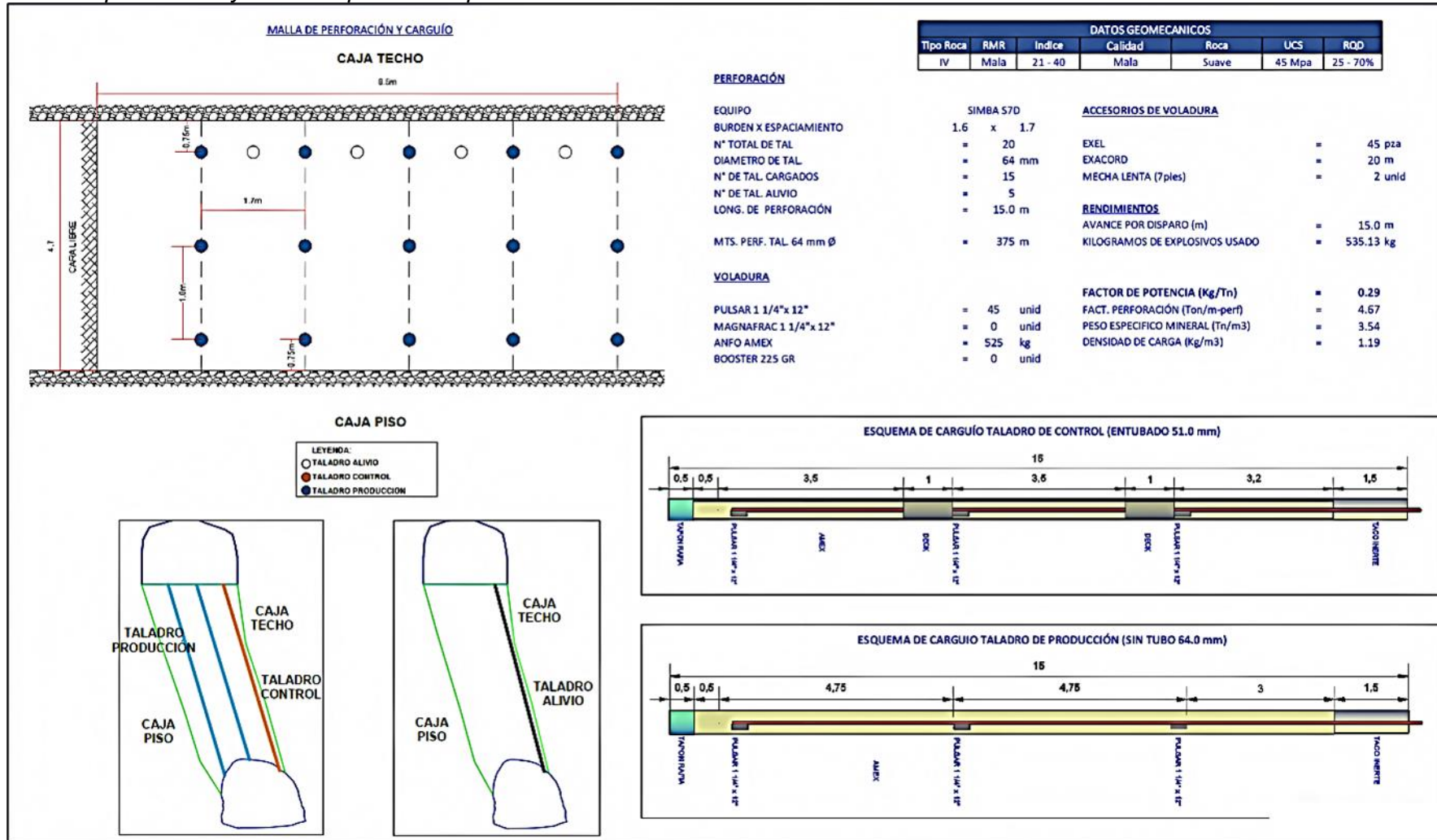
Estándar de perforación y voladura para roca tipo III



Nota: Elaboración propia

Figura 28

Estándar de perforación y voladura para roca tipo IV



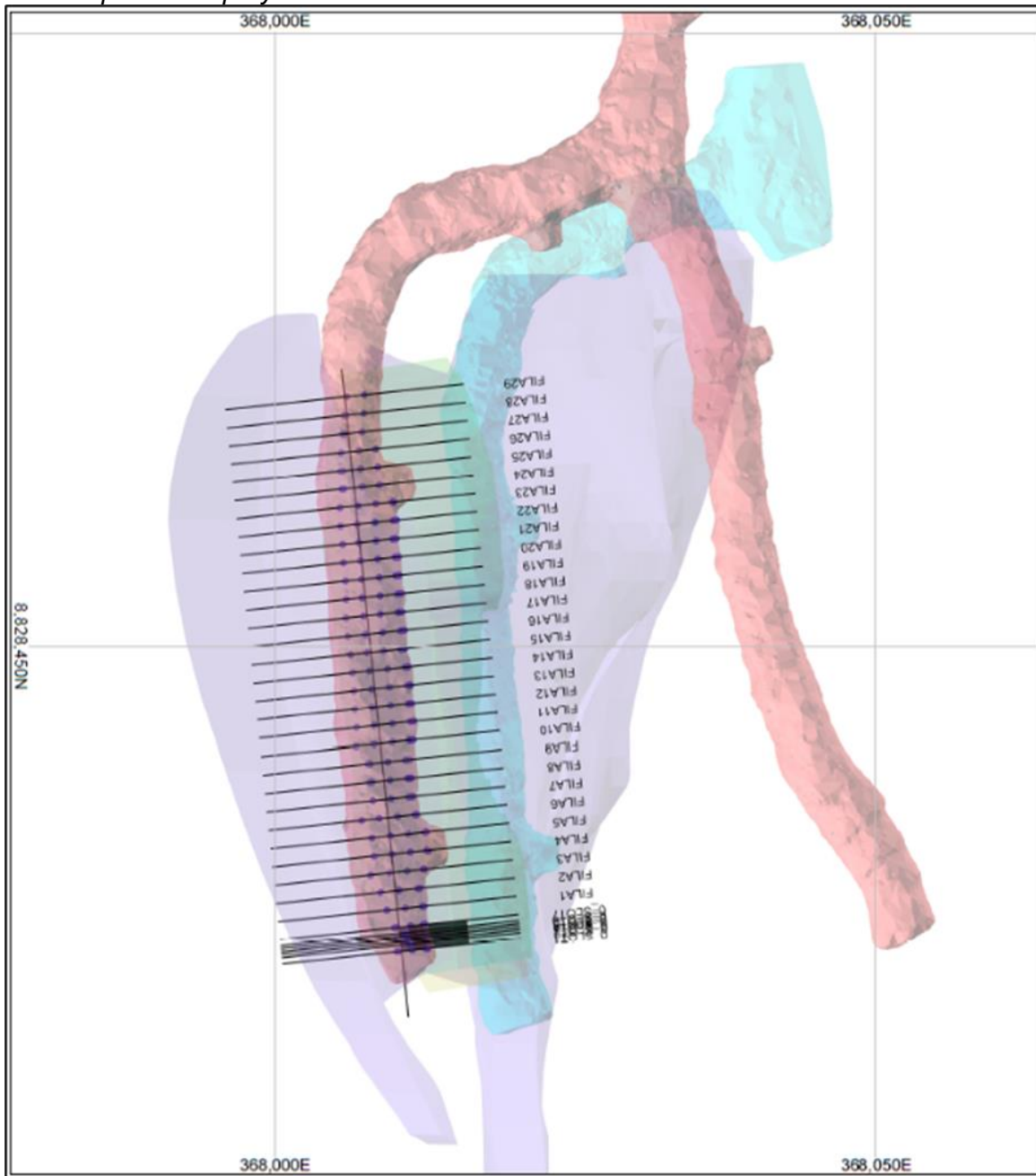
Nota: Elaboración propia

3.4 Diseño de perforación y voladura

Para fines prácticos, se presenta el diseño de perforación y voladura correspondiente a un caserón ubicado en la zona CN 03, específicamente en el marco del proyecto SLS-860 TJ075. En la Figura 29 se ilustra la vista en planta del diseño implementado, mientras que en la Tabla 15 se detallan los volúmenes, tonelajes y leyes de mineral planificados para su ejecución.

Figura 29

Vista de planta del proyecto SLS-860 TJ075



Nota: Elaboración propia

Tabla 15*Volúmenes y toneladas planificados del proyecto SLS-860 TJ075*

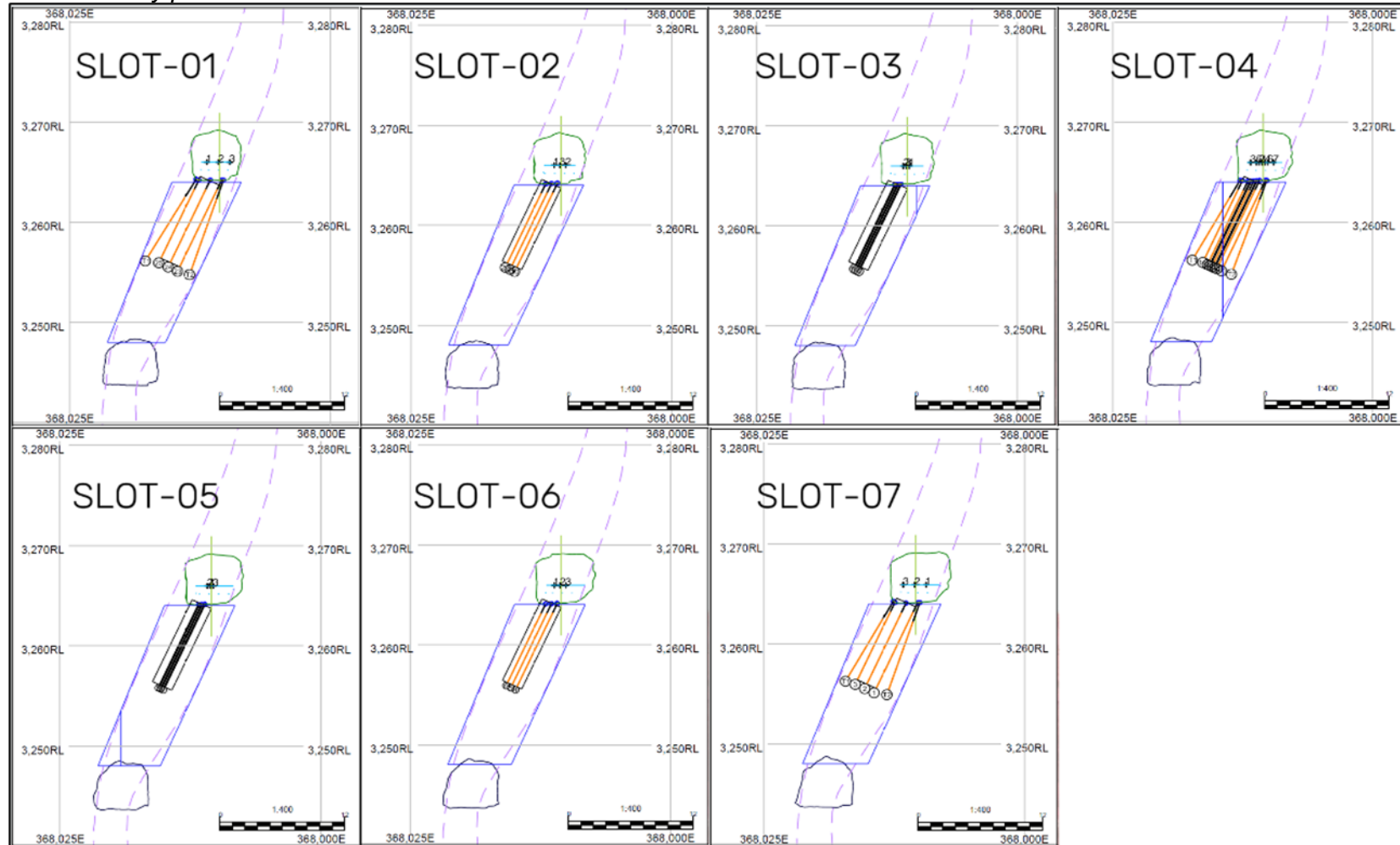
Blast Solids	Volumen	Tonelaje	Densidad	Model Volumen	Model Tonelaje	Model Densidad
SLOT	270	1087	4.02	264	1068	04.05
FILA1: FILA2	176	696	3.96	159	646	04.07
FILA2: FILA3	187	744	3.97	167	685	4.10
FILA3: FILA4	193	765	3.97	176	716	4.07
FILA4: FILA5	195	782	4.02	182	747	4.10
FILA5: FILA6	195	783	4.02	184	750	04.08
FILA6: FILA7	191	776	4.00	185	749	4.06
FILA7: FILA8	195	776	3.99	186	749	4.04
FILA8: FILA9	193	771	3.99	184	745	4.04
FILA9: FILA10	193	767	3.97	185	743	4.02
FILA10: FILA11	192	767	3.99	185	747	4.03
FILA11: FILA12	192	762	3.97	188	750	4.00
FILA12: FILA13	192	757	3.94	190	751	3.95
FILA13: FILA14	192	753	3.92	191	749	3.93
FILA14: FILA15	192	749	3.89	191	745	3.90
FILA15: FILA16	192	743	3.87	191	741	3.87
FILA16: FILA17	188	724	3.85	188	723	3.85
FILA17: FILA18	192	736	3.83	192	734	3.83
FILA18: FILA19	193	732	3.79	192	727	3.79
FILA19: FILA20	194	727	3.75	191	717	3.76
FILA20: FILA21	194	719	3.70	188	700	3.73
FILA21: FILA22	191	697	3.65	180	666	3.69
FILA22: FILA23	179	646	3.62	169	618	3.65
FILA23: FILA24	169	602	3.56	155	561	3.62
FILA24: FILA25	153	541	3.53	138	496	3.60
FILA25: FILA26	134	470	3.50	119	425	3.57
FILA26: FILA27	117	435	3.47	101	359	3.56
FILA27: FILA28	101	347	3.43	83	292	3.54
FILA28: FILA29	86	291	3.37	64	225	3.52

Nota: Elaboración propia

En las siguientes figuras y tablas se presenta el detalle de los parámetros de perforación y voladura (PyV) correspondientes al slot y a las distintas filas programadas para ser disparadas, con el objetivo de asegurar una fragmentación eficiente y una adecuada liberación del mineral.

Figura 30

Detalle de ubicación y posición de taladros de Slot 01 – 07



Nota: Elaboración propia

Tabla 16

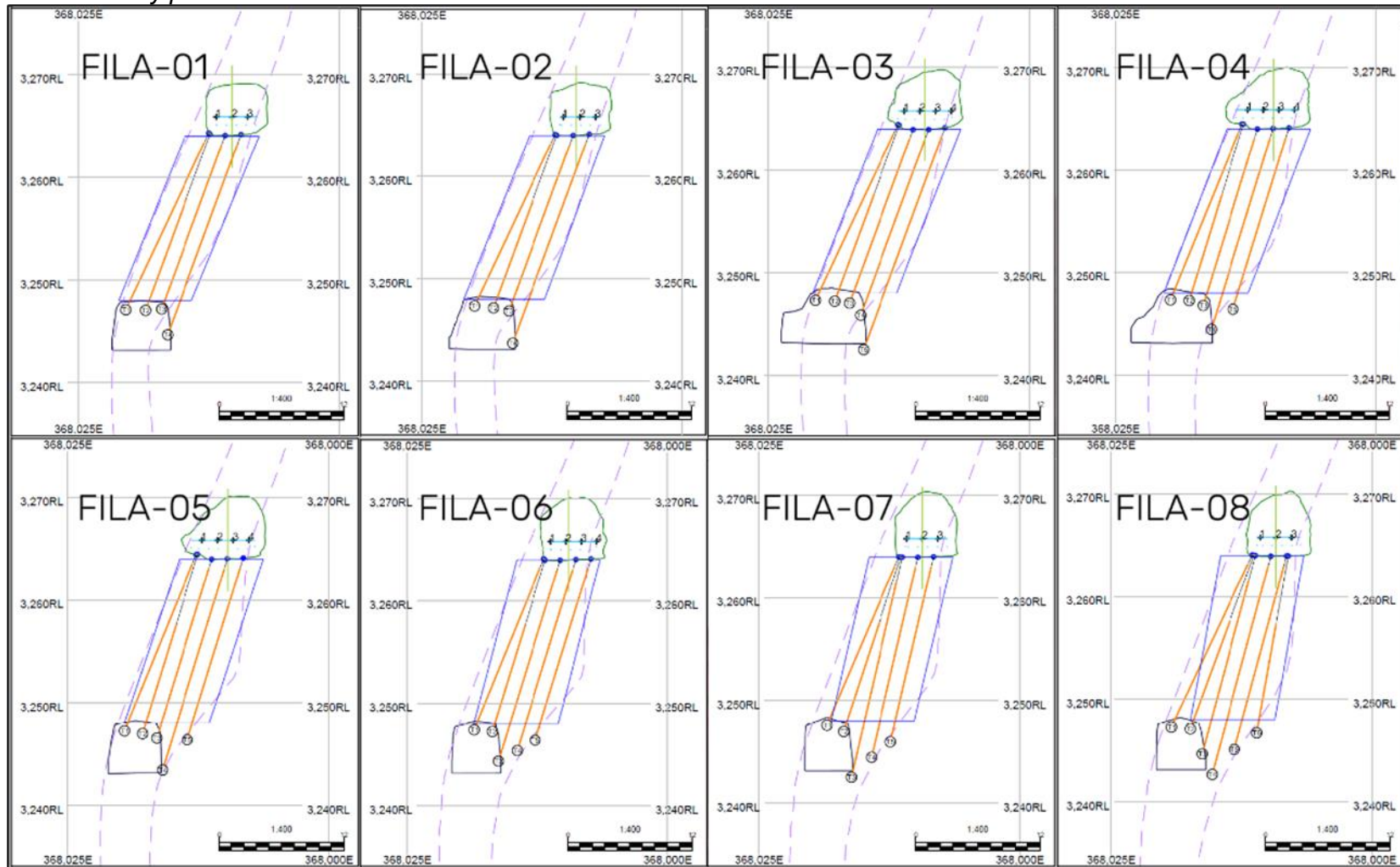
Detalle de parámetros de PyV de Slot 01 – 07

Nº SLOT	TALADRO	REFERENCIA	INCLINACIÓN (°)	LONG. PERF. (m)	ANFO (Kg)	TACO (m)
01	23	3	295.00	9.54	23.00	1.00
	24	2	295.00	9.09	21.78	1.00
	25	1	295.00	8.63	20.54	1.00
	T1	1	301.00	9.00	19.44	2.00
	T2	3	289.00	9.50	20.83	2.00
	Total				45.76	105.59
02	0	2	295.00	9.30	22.35	1.00
	21	3	295.00	9.04	21.65	1.00
	22	1	295.00	8.75	20.86	1.00
	Total				27.09	64.86
03	17	1	295.00	9.15	0.00	0.00
	19	2	295.00	8.89	0.00	0.00
	18	3	295.00	9.02	0.00	0.00
	Total				27.05	0.00
04	10	7	295.00	9.50	22.89	1.00
	11	6	295.00	9.26	22.23	1.00
	15	5	295.00	8.72	20.77	1.00
	12	4	295.00	9.13	0.00	0.00
	14	2	295.00	8.86	0.00	0.00
	13	1	295.00	8.99	21.52	1.00
	16	3	295.00	8.55	20.33	1.00
	T1	3	300.00	8.75	18.75	2.00
	T2	7	290.00	9.50	20.83	2.00
Total				81.26	147.31	
05	7	3	295.00	9.10	0.00	0.00
	9	2	295.00	8.84	0.00	0.00
	8	1	295.00	8.97	0.00	0.00
	Total				26.91	0.00
06	4	3	295.00	9.21	22.10	1.00
	5	2	295.00	8.94	21.38	1.00
	6	1	295.00	8.68	20.67	1.00
	Total				26.83	64.15
07	1	1	295.00	9.46	22.76	1.00
	2	2	295.00	8.93	21.35	1.00
	3	3	295.00	8.54	20.29	1.00
	T1	3	300.00	8.73	18.70	2.00
	T2	1	289.00	9.25	20.14	2.00
	Total				44.91	103.24

Nota: Elaboración propia

Figura 31

Detalle de ubicación y posición de taladros de Fila 01 – 08



Nota: Elaboración propia

Tabla 17

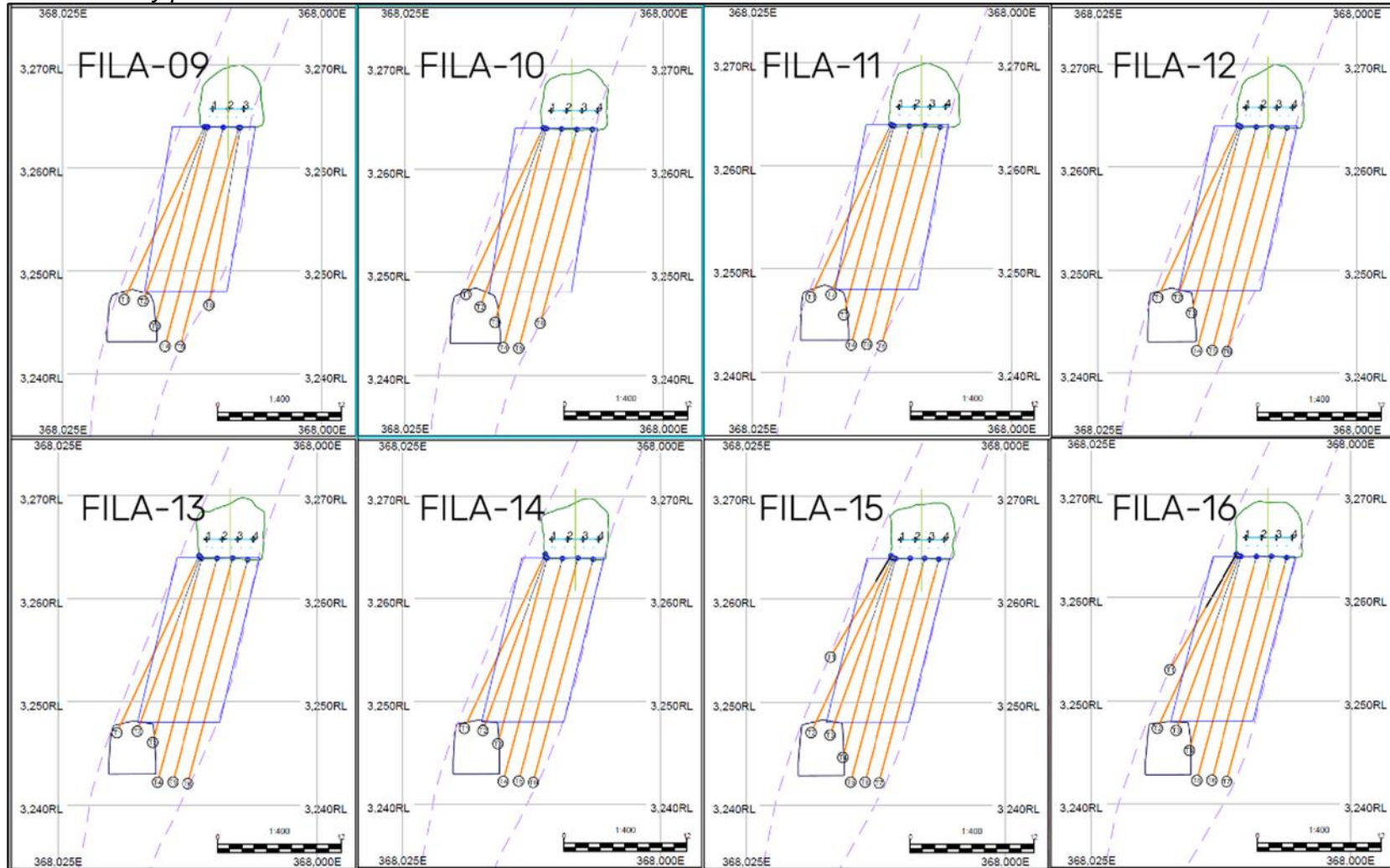
Detalle de parámetros de PyV de Fila 01 – 08

Nº FILA	TALADRO	REFERENCIA	INCLINACIÓN (°)	LONG. PERF. (m)	ANFO (Kg)	TACO (m)
01	1	1	295.00	18.50	48.33	1.00
	T2	1	290.00	17.75	30.41	6.80
	T3	2	290.00	17.50	45.83	1.00
	T4	3	290.00	20.25	53.46	1.00
	Total			74.00	178.03	
02	T1	1	295.00	18.00	47.21	1.00
	T2	1	290.00	17.48	29.91	6.71
	T3	2	290.00	17.78	46.62	1.00
	T4	3	290.00	21.25	56.24	1.00
	Total			74.51	179.98	
03	T1	1	295.00	18.40	48.33	1.00
	T2	1	290.00	17.75	29.47	7.14
	T3	2	290.00	17.50	45.83	1.00
	T4	3	290.00	18.75	49.30	1.00
	T5	4	290.00	22.50	59.71	1.00
	Total			94.90	232.63	
04	T1	1	292.00	18.00	47.21	1.00
	T2	1	287.00	17.50	28.72	7.16
	T3	2	287.00	17.50	45.83	1.00
	T4	3	287.00	20.00	52.77	1.00
	T5	4	287.00	18.00	47.21	1.00
	Total			91.00	221.74	
05	T1	1	292.00	18.00	47.21	1.00
	T2	1	287.00	17.75	29.38	7.17
	T3	2	287.00	17.70	46.38	1.00
	T4	3	287.00	21.00	55.55	1.00
	T5	4	287.00	18.00	47.21	1.00
	Total			92.45	225.74	
06	T1	1	292.00	17.50	45.83	1.00
	T2	1	287.00	17.00	28.58	6.71
	T3	2	287.00	20.00	52.77	1.00
	T4	3	287.00	19.00	49.99	1.00
	T5	4	287.00	18.00	47.21	1.00
	Total			91.50	224.38	
07	T1	1	293.00	17.32	45.34	1.00
	T2	1	288.00	17.37	29.55	6.73
	T3	1	283.00	21.50	52.80	2.49
	T4	2	283.00	19.50	51.38	1.00
	T5	3	283.00	18.00	47.21	1.00
	Total			93.70	226.28	
08	T1	1	295.00	18.00	47.21	1.00
	T2	1	290.00	17.50	29.77	6.78
	T3	1	285.00	19.50	47.16	2.52
	T4	2	285.00	21.50	56.94	1.00
	T5	3	285.00	19.00	49.99	1.00
	T6	3	280.00	17.00	28.36	6.79
	Total			112.50	259.43	

Nota: Elaboración propia

Figura 32

Detalle de ubicación y posición de taladros de Fila 09 – 16



Nota: Elaboración propia

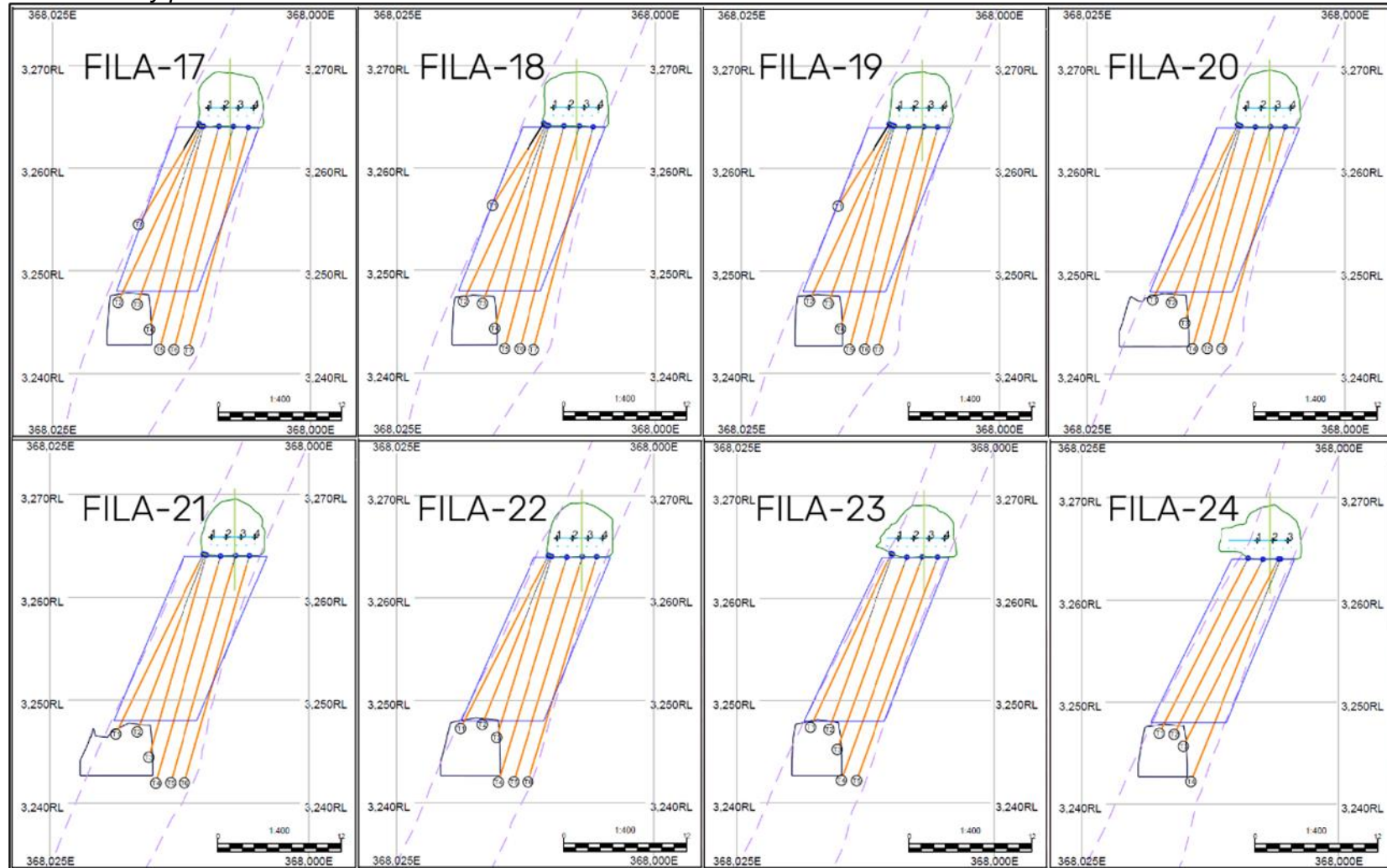
Tabla 18*Detalle de parámetros de PyV de Fila 09 – 16*

Nº FILA	Taladro	Referencia	Inclinación (°)	Long. Perf. (m)	Anfo (kg)	Taco(m)
09	T1	1	295.00	18.00	47.21	1.00
	T2	1	290.00	17.50	29.88	6.74
	T3	1	285.00	19.50	47.21	2.50
	T4	2	285.00	21.50	56.94	1.00
	T5	3	285.00	21.50	56.94	1.00
	T6	3	280.00	17.00	28.41	6.77
	Total				115.00	266.60
10	T1	1	295.00	17.38	45.49	1.00
	T2	1	290.00	18.00	31.08	6.81
	T3	1	285.00	19.00	45.77	2.52
	T4	2	285.00	21.50	56.94	1.00
	T5	3	285.00	21.50	56.94	1.00
	T6	4	285.00	19.00	49.99	1.00
	Total				116.38	286.20
11	T1	1	295.00	18.00	47.21	1.00
	T2	1	290.00	17.00	28.58	6.71
	T3	1	285.00	18.50	44.69	2.41
	T4	2	285.00	21.50	56.94	1.00
	T5	3	285.00	21.50	56.94	1.00
	T6	4	285.00	21.50	56.94	1.00
	Total				118.00	291.29
12	T1	1	295.00	18.00	47.21	1.00
	T2	1	290.00	17.25	29.22	6.73
	T3	1	285.00	18.25	43.99	2.41
	T4	2	285.00	22.00	58.32	1.00
	T5	3	285.00	22.00	58.32	1.00
	T6	4	285.00	22.00	58.32	1.00
	Total				119.50	295.40
13	T1	1	295.00	18.50	48.60	1.00
	T2	1	290.00	17.50	29.77	6.78
	T3	1	285.00	18.00	43.30	2.41
	T4	2	285.00	22.00	58.32	1.00
	T5	3	285.00	22.00	58.32	1.00
	T6	4	285.00	22.00	58.32	1.00
	Total				120.00	296.65
14	T1	1	295.00	18.26	47.94	1.00
	T2	1	290.00	17.50	29.83	6.76
	T3	1	285.00	18.25	43.91	2.44
	T4	2	285.00	22.00	58.32	1.00
	T5	3	285.00	22.00	58.32	1.00
	T6	4	285.00	22.00	58.32	1.00
	Total				120.01	296.65
15	T1	1	301.00	11.00	22.22	3.00
	T2	1	295.00	18.23	47.85	1.00
	T3	1	290.00	17.79	30.80	6.70
	T4	1	285.00	19.50	47.39	2.44
	T5	2	285.00	22.00	58.32	1.00
	T6	3	285.00	22.00	58.32	1.00
	T7	4	285.00	22.00	58.32	1.00
Total				132.52	323.24	
16	T1	1	300.00	12.50	18.05	6.00
	T2	1	295.00	18.00	47.21	1.00
	T3	1	290.00	17.50	30.02	6.69
	T4	1	285.00	19.00	45.99	2.44
	T5	2	285.00	22.00	58.32	1.00
	T6	3	285.00	22.00	58.32	1.00
	T7	4	285.00	22.00	58.32	1.00
Total				133.00	316.26	

Nota: Elaboración propia

Figura 33

Detalle de ubicación y posición de taladros de Fila 17 – 24



Nota: Elaboración propia

Tabla 19

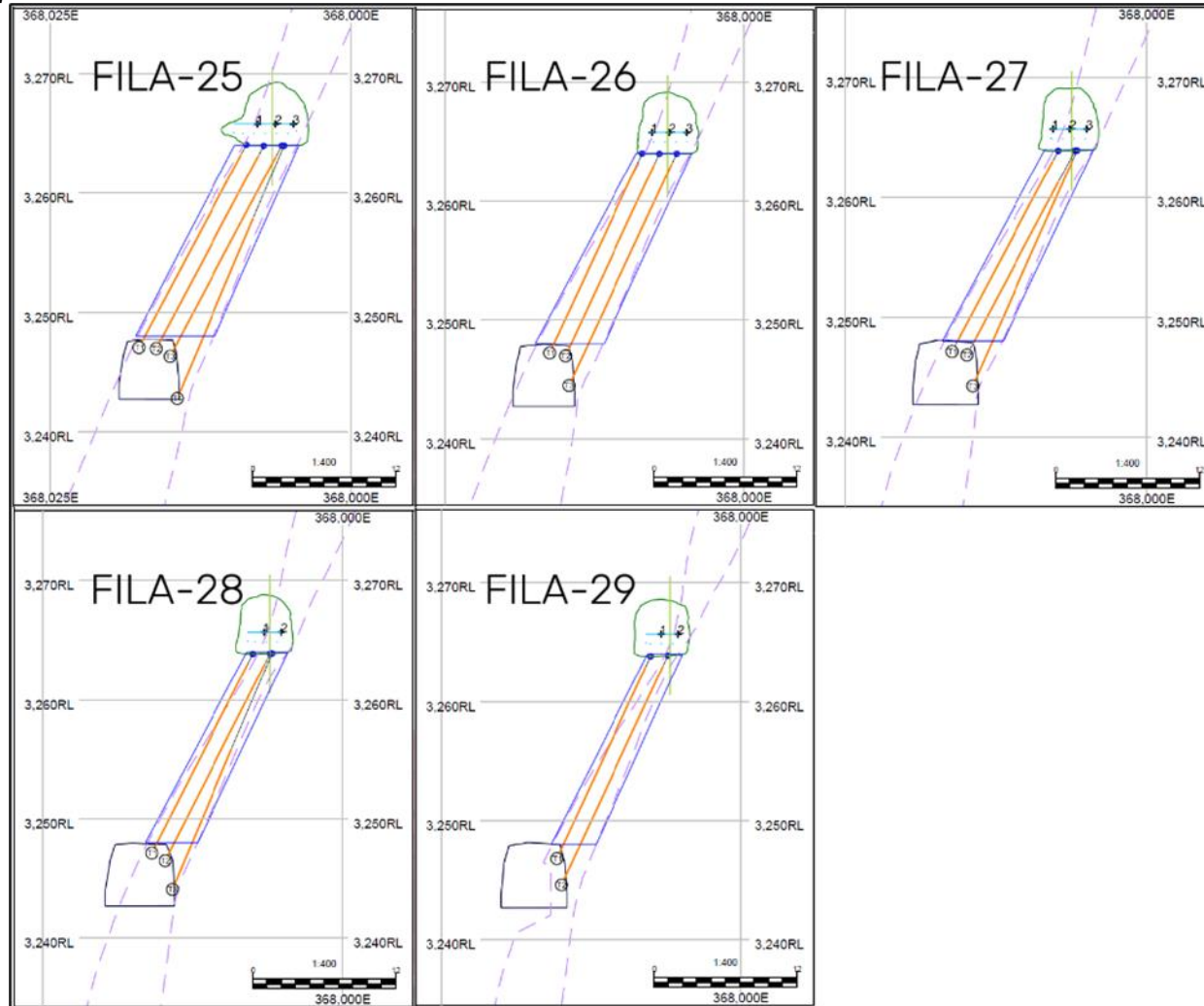
Detalle de parámetros de PyV de Fila 17 – 24

Nº FILA	TALADRO	REFERENCIA	INCLINACIÓN (°)	LONG. PERF. (m)	ANFO (Kg)	TACO (m)
17	T1	1	301.00	11.00	22.22	3.00
	T2	1	295.00	18.50	48.60	1.00
	T3	1	290.00	18.00	31.30	6.73
	T4	1	285.00	20.00	48.69	2.47
	T5	2	285.00	22.00	58.32	1.00
	T6	3	285.00	22.00	58.32	1.00
	T7	4	285.00	22.00	58.32	1.00
	Total			133.50	325.78	
18	T1	1	302.00	9.00	16.66	3.00
	T2	1	295.00	18.50	48.60	1.00
	T3	1	290.00	18.00	31.22	6.76
	T4	1	285.00	20.00	48.60	2.50
	T5	2	285.00	22.00	58.32	1.00
	T6	3	285.00	22.00	58.32	1.00
	T7	4	285.00	22.00	58.32	1.00
	Total			131.50	320.06	
19	T1	1	302.00	9.00	16.66	3.00
	T2	1	295.00	18.50	48.60	1.00
	T3	1	290.00	18.00	31.08	6.81
	T4	1	285.00	20.00	48.55	2.52
	T5	2	285.00	22.00	58.32	1.00
	T6	3	285.00	22.00	58.32	1.00
	T7	4	285.00	22.00	58.32	1.00
	Total			131.50	319.87	
20	T1	1	296.00	18.50	48.60	1.00
	T2	1	291.00	18.00	31.11	6.80
	T3	1	286.00	19.50	47.19	2.51
	T4	2	286.00	22.00	58.32	1.00
	T5	3	286.00	22.00	58.32	1.00
	T6	4	286.00	22.00	58.32	1.00
	Total			122.00	301.87	
21	T1	1	296.00	19.00	49.99	1.00
	T2	1	291.00	18.00	31.13	6.79
	T3	1	286.00	20.00	48.58	2.51
	T4	2	286.00	22.50	59.71	1.00
	T5	3	286.00	22.50	59.71	1.00
	T6	4	286.00	22.50	59.71	1.00
	Total			124.50	308.84	
22	T1	1	297.00	18.50	48.60	1.00
	T2	1	292.00	17.25	29.22	6.73
	T3	1	287.00	18.00	43.16	2.46
	T4	2	287.00	22.50	59.71	1.00
	T5	3	287.00	22.50	59.71	1.00
	T6	4	287.00	22.50	59.71	1.00
	Total			121.25	300.12	
23	T1	1	295.00	18.25	47.91	1.00
	T2	1	290.00	17.75	29.97	6.96
	T3	2	290.00	19.50	51.38	1.00
	T4	3	290.00	22.75	60.41	1.00
	T5	4	290.00	22.75	60.41	1.00
	Total			101.00	250.07	
24	T1	1	297.00	18.75	49.30	1.00
	T2	2	297.00	18.75	49.30	1.00
	T3	3	297.00	20.10	53.04	1.00
	T4	3	292.00	23.00	45.35	6.67
	Total			80.60	196.99	

Nota: Elaboración propia

Figura 34

Detalle de ubicación y posición de taladros de Fila 25 – 29



Nota: Elaboración propia

Tabla 20*Detalle de parámetros de PyV de Fila 25 – 29*

Nº FILA	TALADRO	REFERENCIA	INCLINACIÓN (°)	LONG. PERF. (m)	ANFO (Kg)	TACO (m)
25	T1	1	298.00	18.75	49.30	1.00
	T2	2	298.00	18.75	49.30	1.00
	T3	3	298.00	19.50	51.38	1.00
	T4	3	293.00	22.50	44.05	6.64
	Total			79.50	194.02	
26	T1	1	295.00	18.00	47.21	1.00
	T2	2	295.00	18.25	47.91	1.00
	T3	3	295.00	21.00	55.55	1.00
	Total			57.25	150.67	
27	T1	2	298.00	18.47	47.21	1.00
	T2	3	298.00	18.83	42.35	3.00
	T3	3	294.00	21.00	55.55	1.00
	Total			58.30	145.12	
28	T1	1	297.00	18.25	47.91	1.00
	T2	2	297.00	19.00	49.99	1.00
	T3	2	293.00	21.00	33.86	8.81
	Total			58.25	131.76	
29	T1	1	295.00	18.25	47.91	1.00
	T2	2	295.00	20.75	54.85	1.00
	Total			39.00	102.76	

Nota: Elaboración propia.

Capítulo IV. Análisis e interpretación de resultados

4.1 Evaluación de productividad y costos

La evaluación del desempeño del método Sublevel Stopping (SLS) se llevó a cabo durante un periodo de 18 meses, comprendido entre julio de 2023 y diciembre de 2024. Durante esta etapa, la implementación del SLS fue introducida de manera progresiva, a medida que las condiciones geotécnicas, operativas y logísticas resultaban aptas para su aplicación. Esta estrategia permitió validar en campo la adaptabilidad del método, su eficiencia en diferentes dominios geomecánicos y su interacción con los demás métodos de explotación utilizados en la unidad minera.

Como parte de este análisis, se recopilaron y sistematizaron los datos de producción asociados al SLS, comparándolos con los obtenidos mediante los métodos Cut and Fill (CAF) y labores de desarrollo. Esto permitió cuantificar el rendimiento operativo y productivo de cada uno de ellos y, al mismo tiempo, determinar su porcentaje de contribución al tonelaje total extraído durante el periodo de estudio.

A continuación, se presentan tablas resumen que detallan los tonelajes mensuales, así como el aporte porcentual acumulado de cada método de explotación. Estos datos permiten visualizar de forma clara la evolución del SLS y su consolidación como una alternativa técnica viable dentro del esquema productivo de la operación.

Tabla 21

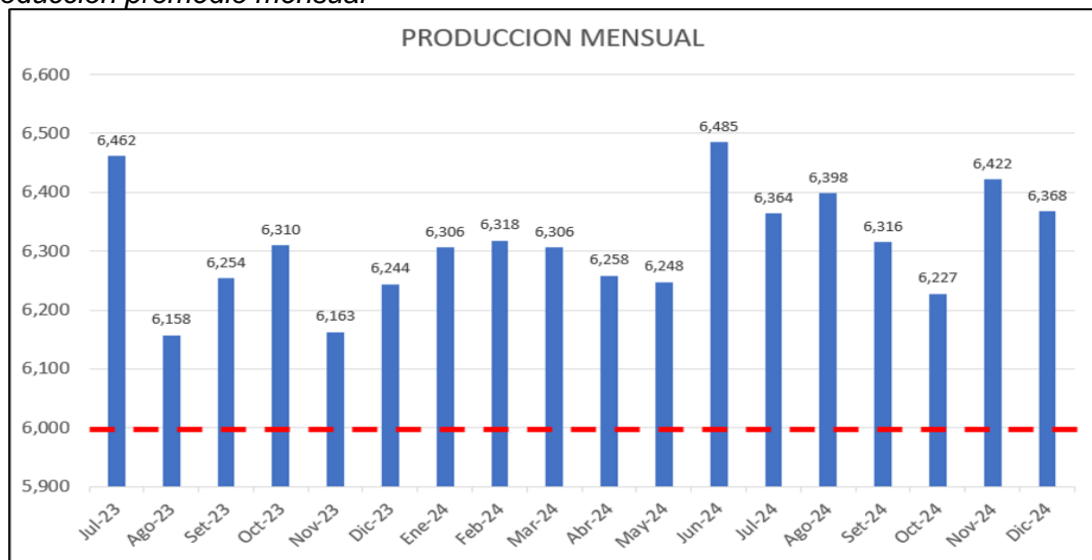
Resumen de resultados de producción por método de minado

PERIODO	Stripping (ATA)	DES	CAF	SLS	Aporte DES	Aporte CAF	Aporte SLS
Jul-23	193,851	15,195	166,250	12,406	0.08	0.86	0.06
Ago-23	184,726	38,163	134,983	11,580	0.21	0.73	0.06
Set-23	187,628	21,802	141,966	23,860	0.12	0.76	0.13
Oct-23	189,296	34,205	138,639	16,451	0.18	0.73	0.09
Nov-23	184,879	23,668	134,396	26,816	0.13	0.73	0.15
Dic-23	187,330	19,254	140,822	27,254	0.10	0.75	0.15
Ene-24	189,192	19,210	139,330	30,652	0.10	0.74	0.16
Feb-24	189,543	43,108	129,583	16,852	0.23	0.68	0.09
Mar-24	189,184	36,923	138,228	14,032	0.20	0.73	0.07
Abr-24	187,741	53,888	119,066	14,787	0.29	0.63	0.08
May-24	187,429	64,536	94,162	28,732	0.34	0.50	0.15
Jun-24	194,564	51,901	115,645	27,018	0.27	0.59	0.14
Jul-24	190,915	38,482	132,414	20,019	0.20	0.69	0.10
Ago-24	191,948	39,288	121,458	31,202	0.20	0.63	0.16
Set-24	189,471	35,275	118,998	35,198	0.19	0.63	0.19
Oct-24	186,825	19,857	131,630	35,338	0.11	0.70	0.19
Nov-24	192,656	25,353	132,290	35,013	0.13	0.69	0.18
Dic-24	191,034	21,619	135,290	34,125	0.11	0.71	0.18

Nota: Elaboración propia

Figura 35

Producción promedio mensual



Nota: Elaboración propia

A partir de la tabla anterior, se calculó el promedio mensual de producción, en la figura siguiente se aprecia la tendencia de mejora en la producción a lo largo del tiempo, tomando como línea base 6,000 TMS/mes. Esto permite evaluar el impacto progresivo de la implementación del método SLS en el rendimiento operativo.

Tabla 22*Costos asociados al ciclo de minado*

PERIODO	AVANCE	C&F	GEOLOGIA	INFRAESTRUCTURA	SERV. TECNICOS	SLS	SOPORTE UG	SUPERVISION	TRANSPORTE	TOTAL GENERAL
Jul-23	1,365,874	3,264,844	238,412	902,232	150,932	303,310	498,969	196,578	406,467	7,327,619
Ago-23	1,630,871	3,231,448	487,788	923,104	161,072	74,196	550,599	217,951	406,248	7,683,277
Set-23	1,421,705	3,321,038	273,144	1,021,699	164,440	311,497	601,384	376,467	403,246	7,894,620
Oct-23	1,716,688	3,661,272	368,850	897,514	166,228	278,377	492,063	239,029	485,197	8,305,219
Nov-23	1,953,520	3,288,928	435,608	937,472	183,718	166,536	517,637	218,670	380,012	8,082,102
Dic-23	1,797,945	3,321,816	453,649	1,046,779	155,180	116,832	576,127	163,540	405,026	8,036,895
Ene-24	1,166,193	3,441,371	798,531	1,105,553	129,883	408,286	614,410	330,760	627,491	8,622,477
Feb-24	1,462,240	3,540,126	395,951	980,531	187,704	133,950	575,198	304,060	726,239	8,305,999
Mar-24	801,256	2,025,921	186,809	965,262	248,932	184,884	521,527	176,447	414,385	5,525,423
Abr-24	2,868,325	4,052,225	423,344	750,331	147,373	211,815	516,796	281,353	353,460	9,605,022
May-24	2,076,576	4,004,381	152,564	1,487,148	140,479	211,836	532,380	340,226	442,643	9,388,235
Jun-24	2,630,822	4,465,158	215,417	1,168,192	179,995	225,968	740,751	268,764	487,300	10,382,367
Jul-24	1,866,501	3,285,384	172,952	1,004,587	144,795	174,023	498,196	213,910	410,432	7,770,780
Ago-24	1,863,336	3,559,283	165,506	964,683	289,740	187,323	455,002	227,446	397,720	8,110,038
Set-24	1,508,947	3,455,976	208,965	1,152,215	320,653	336,988	546,524	369,195	372,517	8,271,980
Oct-24	1,581,740	4,100,132	391,622	1,220,268	191,570	286,186	548,067	288,781	403,103	9,011,470
Nov-24	1,284,487	3,624,669	312,299	1,144,878	206,943	344,355	584,067	252,143	429,327	8,183,167
Dic-24	1,764,551	3,549,962	421,077	850,843	194,617	343,743	505,450	268,660	339,446	8,238,349

Nota: Elaboración propia

Con base en los costos operativos generales y el grado de aporte productivo de cada método de minado, se procedió a estimar el costo específico generado por cada uno de ellos. Para ello, se aplicó un ponderado proporcional, considerando el porcentaje de participación que tuvo cada método (SLS, CAF y desarrollos) en la producción total durante el periodo evaluado.

Una vez asignado el costo correspondiente a cada método mediante esta ponderación, se calculó el costo unitario de minado (US\$/tonelada). Este valor se obtuvo al dividir el costo total atribuible a cada método entre el tonelaje efectivamente extraído por ese mismo método.

Este procedimiento permite establecer una comparación directa entre métodos en términos de eficiencia económica, identificando cuál representa una opción más favorable desde el punto de vista de costo-beneficio operativo y facilitando la optimización de estrategias de explotación futuras.

Tabla 23

Costo total por método de minado

PERIODO	USD \$	DESARROLLO	CAF	SLS
Jul-23	7,327,619	1,553,496	5,317,628	456,494
Ago-23	7,683,277	2,198,337	5,238,557	246,383
Set-23	7,894,620	1,751,752	5,470,169	672,699
Oct-23	8,305,219	2,195,336	5,601,296	508,587
Nov-23	8,082,102	2,295,722	5,232,118	554,262
Dic-23	8,036,895	2,085,763	5,426,894	524,237
Ene-24	8,622,477	1,532,400	6,097,462	992,616
Feb-24	8,305,999	2,183,129	5,707,107	415,762
Mar-24	5,525,423	1,291,792	3,862,326	371,306
Abr-24	9,605,022	3,578,058	5,620,395	406,568
May-24	9,388,235	3,142,402	5,559,481	686,352
Jun-24	10,382,367	3,447,198	6,284,216	650,952
Jul-24	7,770,780	2,426,271	4,981,088	430,388
Ago-24	8,110,038	2,406,165	5,141,258	593,725
Set-24	8,110,038	2,406,165	5,321,341	888,737
Oct-24	9,011,470	1,941,834	6,244,410	861,848
Nov-24	8,183,167	1,684,551	5,636,365	876,787
Dic-24	8,238,349	2,067,627	5,377,176	804,632

Nota: Elaboración propia

Tabla 24

Costo unitario (US\$/Tn) por método de minado

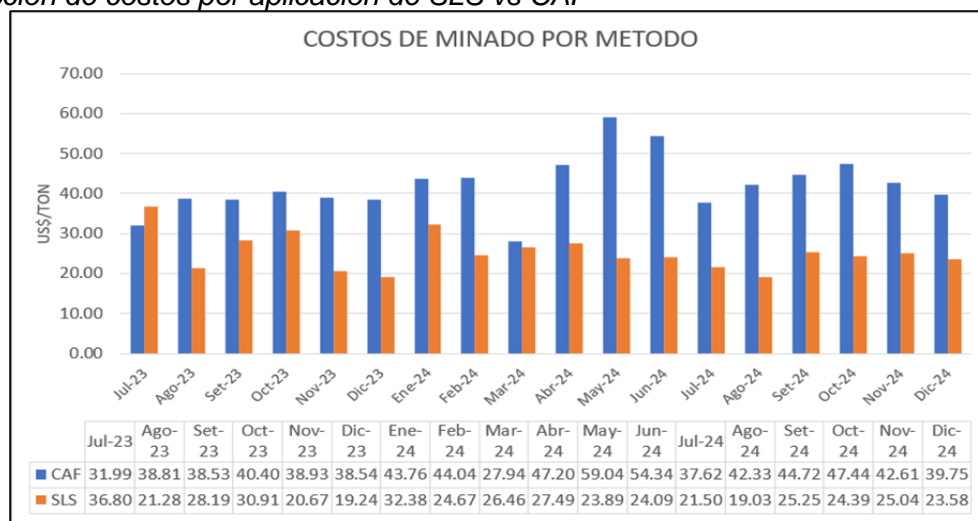
PERIODO	\$/Tn	DESARROLLO	CAF	SLS
Jul-23	37.80	102.24	31.99	36.80
Ago-23	41.59	57.60	38.81	21.28
Set-23	42.08	80.35	38.53	28.19
Oct-23	43.87	64.18	40.40	30.91
Nov-23	43.72	97.00	38.93	20.67
Dic-23	42.90	108.33	38.54	19.24
Ene-24	45.58	79.77	43.76	32.38
Feb-24	43.82	50.64	44.04	24.67
Mar-24	29.21	34.99	27.94	26.46
Abr-24	51.16	66.40	47.20	27.49
May-24	50.09	48.69	59.04	23.89
Jun-24	53.36	66.42	54.34	24.09
Jul-24	40.92	55.80	37.62	21.50
Ago-24	44.82	61.24	42.33	19.03
Set-24	51.87	61.40	44.72	25.25
Oct-24	53.70	97.79	47.44	24.39
Nov-24	44.08	66.45	42.61	25.04
Dic-24	44.76	95.64	39.75	23.58
PROMEDIO	44.74	71.94	42.11	25.27

Nota: Elaboración propia

A partir de los datos presentados en la tabla anterior, se evidencia una tendencia clara: el costo unitario de minado asociado al método SLS resulta inferior al registrado con el método Cut and Fill (CAF). Esta diferencia refleja la mayor eficiencia operativa y económica del SLS bajo las condiciones evaluadas.

Figura 36

Reducción de costos por aplicación de SLS vs CAF



Nota: Elaboración propia

Dada la favorable performance alcanzada por el método Sublevel Stopping (SLS) durante el año 2025, se ha considerado su consolidación como una alternativa eficiente frente a los métodos convencionales. Su capacidad de adaptación operativa, mayor productividad y reducción de costos lo posicionan como una opción prioritaria en el plan de producción futura.

En función de estos resultados, se ha proyectado un incremento progresivo en el aporte del SLS a la producción total. A continuación, se presenta una tabla que muestra esta proyección, donde se evidencia el crecimiento esperado en su participación mensual, tanto en volumen como en porcentaje relativo respecto al total producido.

Tabla 25

Producción planificada para el periodo 2025

PERIODO	CAF	DES	SLS	Tonelaje	Aporte SLS
Ene-25	122,282	31,000	36,667	189,949	19.30%
Feb-25	100,567	31,000	40,000	171,567	23.30%
Mar-25	114,949	31,000	44,000	189,949	23.20%
Abr-25	93,036	42,786	48,000	183,822	26.10%
May-25	103,949	31,000	55,000	189,949	29.00%
Jun-25	85,366	43,456	55,000	183,822	29.90%
Jul-25	65,276	62,812	61,861	189,949	32.60%
Ago-25	87,266	28,541	74,142	189,949	39.00%
Set-25	85,708	22,477	75,637	183,822	41.10%
Oct-25	84,622	30,327	75,000	189,949	39.50%
Nov-25	75,419	30,547	77,856	183,823	42.40%
Dic-25	88,831	18,119	75,000	189,95	43.70%
TOTAL	1,107,272	403,064	726,163	2,236,500	32.50%

Nota: Elaboración propia

4.2 Evaluación de seguridad

La seguridad en la explotación minera subterránea constituye un eje fundamental para la sostenibilidad de las operaciones. En el caso del método Sub Level Stopping (SLS) con aplicación de taladros largos, la evaluación de estabilidad del macizo rocoso y el diseño geomecánico asociado permiten garantizar un minado más seguro, minimizando la exposición del personal a zonas críticas y reduciendo la ocurrencia de fallas estructurales.

4.2.1 Caracterización geomecánica

Se evaluó la calidad del macizo rocoso mediante parámetros como RMR, GSI y resistencia a compresión uniaxial. Los resultados permitieron identificar dominios litológicos favorables y sectores que requieren control adicional, base fundamental para el diseño seguro de los tajos.

4.2.2 Estabilidad de excavaciones

Aplicando el método gráfico de Potvin, se determinó el número de estabilidad (N') y el radio hidráulico (S), estableciendo rangos de apertura seguros para los tajeos. Esto permitió definir dimensiones que reducen riesgos de colapso y mejoran el control de dilución, mostrados en las tablas 10, 11 y 12.

4.2.3 Control de dilución y ELOS

El análisis con el método ELOS mostró que la mayoría de excavaciones se mantienen dentro de condiciones seguras (<2 m de sobreexcavación). En casos críticos, se recomendó reforzar con sostenimiento, asegurando estabilidad y minimizando pérdidas por dilución, mostrados en la tabla 13.

4.2.4 Diseño de sostenimiento

Se definieron longitudes y espaciamientos óptimos de cablebolts (4–9 m, cada 2.0–2.5 m), garantizando estabilidad en techos y cajas de los tajos. Este diseño disminuye riesgos de caída de roca y protege la seguridad de los trabajadores, mostrados en la tabla 14.

4.2.5 Beneficios en Seguridad del SLS

- El uso del SLS con taladros largos, en conjunto con el diseño geomecánico, aporta múltiples beneficios en materia de seguridad:
- Menor exposición del personal al frente de minado, ya que las labores principales se concentran en los subniveles, alejando a los operarios de zonas inestables.
- Reducción de riesgos de caída de rocas, al dimensionar los tajos con base en parámetros de estabilidad verificados.

- Optimización del sostenimiento, empleando cablebolts diseñados específicamente según el comportamiento del macizo.
- Control de dilución y estabilidad global, evitando sobreexcavaciones que podrían comprometer la integridad estructural de la labor.

La evaluación de seguridad demuestra que la implementación del método Sub Level Stopping con taladros largos, respaldada por un diseño geomecánico riguroso, incrementa notablemente la seguridad operativa. La caracterización del macizo, el análisis de estabilidad y el diseño de sostenimiento permiten reducir riesgos estructurales, garantizar la continuidad de la producción y proteger la integridad de los trabajadores, consolidando al SLS como un método de explotación seguro y eficiente para minas subterráneas.

4.3 Validación de hipótesis

4.3.1 Variable producción

Para realizar la validación de hipótesis de la siguiente variable, empezamos planteando la hipótesis nula y alterna, tenemos:

H0: La aplicación de taladros largos no incide significativamente en el incremento de la producción y productividad en minas subterráneas

HA: La aplicación de taladros largos incide significativamente en el incremento de la producción y productividad en minas subterráneas

Según los resultados mostrados en la tabla 21, el número de datos a analizar es de $N = 18$, la prueba estadística adecuada para el análisis es una prueba t de una muestra.

El nivel de confianza es del 95%, por lo tanto el grado de significancia es de 0.05. Para poder rechazar la hipótesis nula y aceptar la alterna, se requiere un valor de $p < 0.05$, usando como herramienta estadística se usara el software Minitab.

Figura 1

Prueba t de una muestra – variable producción



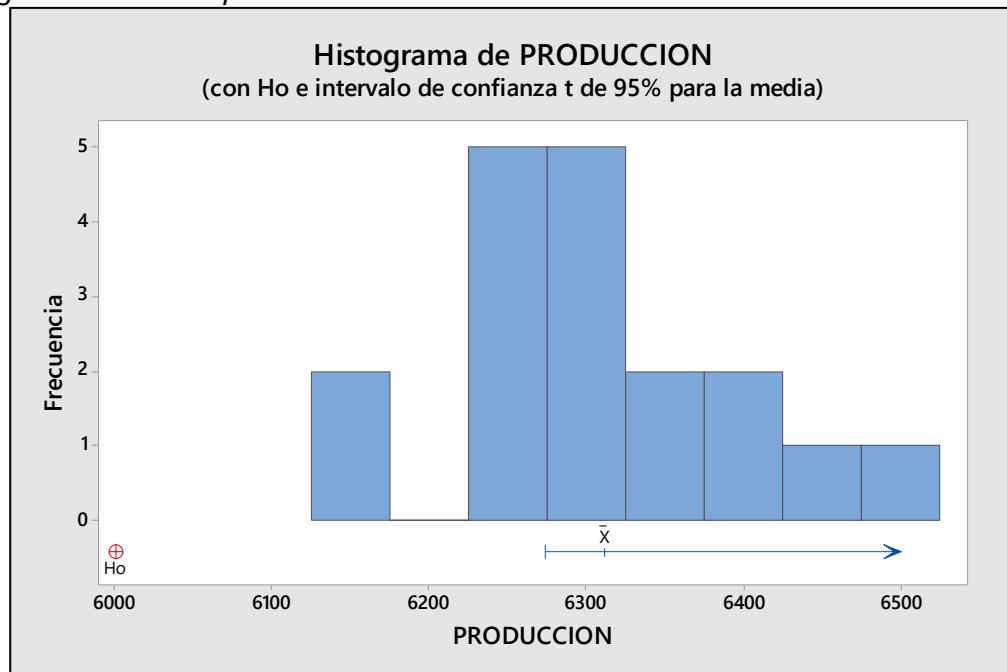
Fuente: Elaboración propia

De acuerdo a la figura anterior, el valor de $p = 0.000 \ll 0.05$. Se concluye que se rechaza la hipótesis nula y se acepta la alterna. Por lo tanto, la aplicación de taladros largos incide significativamente en el incremento de la producción y productividad en minas subterráneas.

En la siguiente figura, se observa de manera gráfica, los resultados de la prueba t de una muestra.

Figura 2

Histograma – variable producción



Fuente: Elaboración propia

4.3.2 Variable costos unitarios

De igual manera para esta variable, planteamos las hipótesis nula y alterna para la variable costos unitarios. Tenemos:

H0: La eficiencia de la aplicación de taladros largos no incide significativamente en la reducción de costos en las operaciones mineras subterráneas.

HA: La eficiencia de la aplicación de taladros largos incide significativamente en la reducción de costos en las operaciones mineras subterráneas.

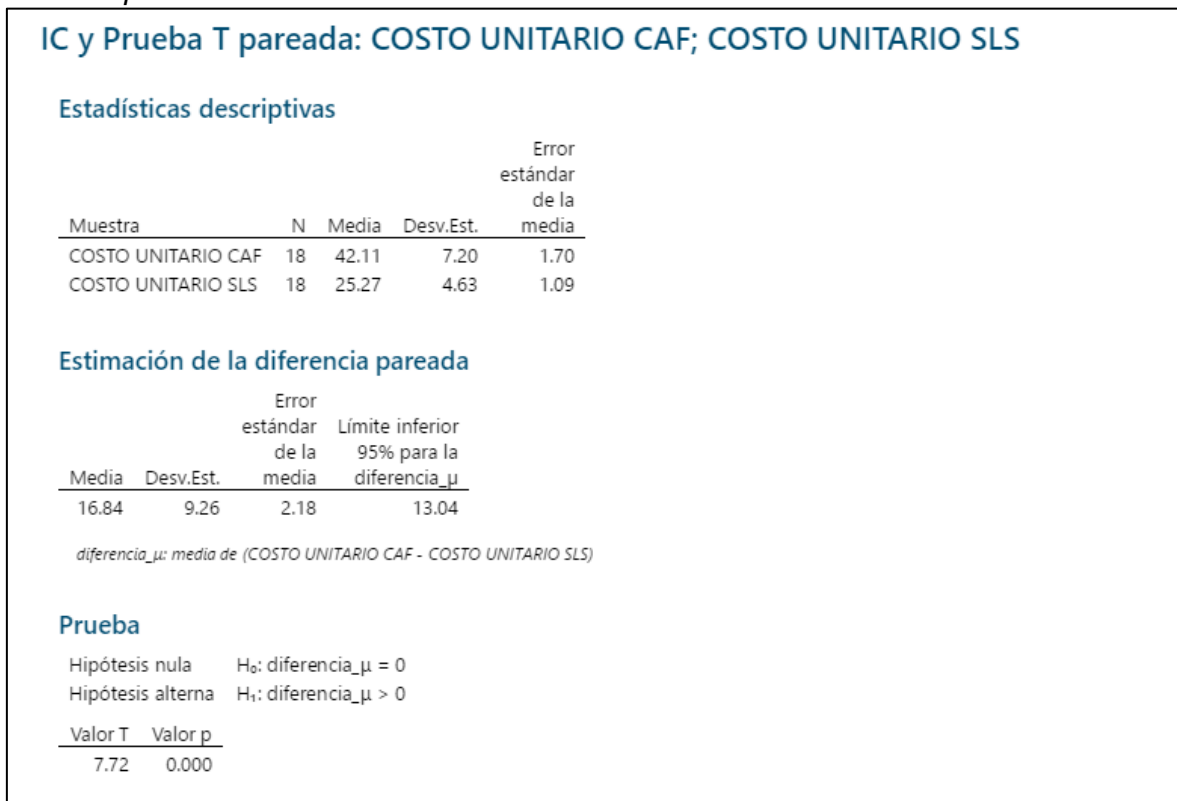
Según los resultados mostrados en la tabla 24, el numero de casos a analizar es de N = 18 para CAF y de N = 18 para SLS, la prueba estadística adecuada sería la prueba t pareada.

De igual manera el nivel de confianza es del 95%, por lo tanto el grado de significancia es de 0.05.

Usando el software Minitab tenemos:

Figura 3

Prueba t pareada – variable costo unitario



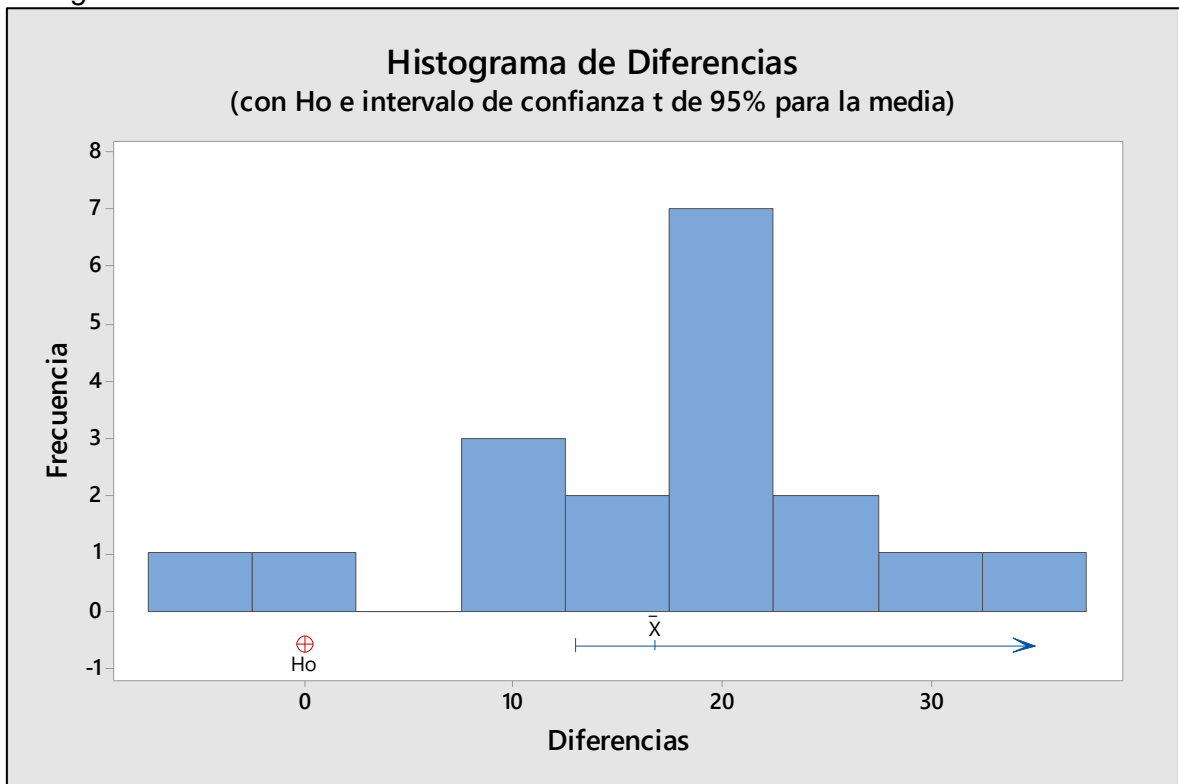
Fuente: Elaboración propia

De acuerdo a la figura anterior, el valor de $p = 0.000 \ll 0.05$. Se concluye que se rechaza la hipótesis nula y se acepta la alterna. Por lo tanto, la eficiencia de la aplicación de taladros largos incide significativamente en la reducción de costos en las operaciones mineras subterráneas.

En la siguiente figura, se observa de manera gráfica, los resultados de la prueba t de pareada.

Figura 4

Histograma de diferencias – variable costo unitario



Fuente: Elaboración propia

Conclusiones

La aplicación del método de taladros largos dentro del esquema Sublevel Stopping (SLS) generó un impacto positivo en la productividad. Se alcanzó una producción mensual promedio de 6312 toneladas métricas secas (TMS), superando la línea base establecida de 6000 TMS, lo que representa un incremento cercano al 5.2%. Lo cual equivale a 263 TMS/hora.

Se evidenció una mejora significativa en los costos de minado por tonelada. El costo unitario del método SLS fue de 25.27 US\$/TMS, en contraste con los 42.11 US\$/TMS registrados bajo el método CAF (Cut and Fill). Esta diferencia representa una reducción del 40% en costos operativos, lo cual respalda la viabilidad económica del SLS como alternativa prioritaria en escenarios con condiciones geomecánicas favorables.

A partir de los resultados positivos obtenidos en términos de producción y costos, se ha proyectado incrementar progresivamente el uso del método SLS en la planificación minera. La buena performance evidenciada ha generado confianza para su aplicación en nuevas áreas del yacimiento, esperándose que su participación en la producción total aumente significativamente en los siguientes periodos.

Desde la perspectiva geomecánica, el método SLS mostró ser compatible con dominios de roca con calidades medias a buenas ($RMR > 50$), donde se registraron menores deformaciones, buena estabilidad de cámaras y menor requerimiento de sostenimiento estructural.

Asimismo, el adecuado control del burden y espaciamiento según el modelo de Langefors, sumado a la calibración de cargas explosivas, permitió optimizar la fragmentación del macizo, con promedios estimados de 7.08 pulgadas.

La aplicación de taladros largos permitió reducir la exposición directa del personal a zonas de alto riesgo, al automatizar etapas críticas como la perforación, carga y disparo. Esto derivó en una operación más segura y eficiente, disminuyendo tiempos muertos y mejorando la continuidad de los ciclos de producción.

Recomendaciones

Es fundamental mantener un monitoreo permanente del burden, espaciamiento y parámetros explosivos (según el modelo de Langefors), para asegurar fragmentaciones eficientes y evitar sobreexcavaciones. La validación periódica mediante simuladores como JKSimBlast permitirá mantener altos niveles de eficiencia en la voladura y transporte de mineral.

Dado que el SLS reduce la exposición del personal en labores de alto riesgo, se recomienda seguir implementando tecnologías de perforación y voladura remota, así como capacitar al personal técnico-operativo en su uso. Esto no solo elevará la productividad sino que contribuirá directamente a la mejora del sistema de gestión de seguridad minera.

Referencias bibliográficas

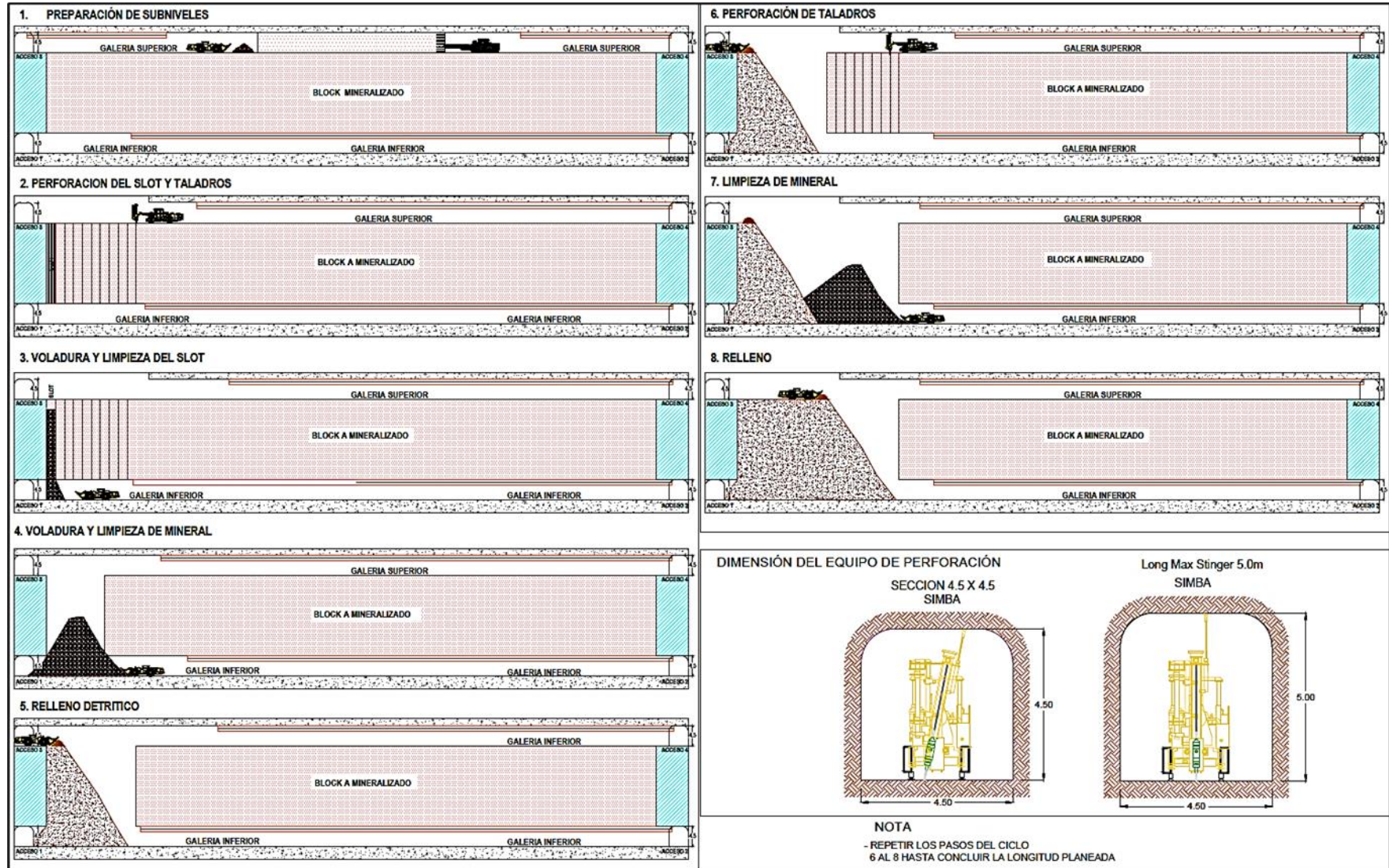
- Barton, N., Lien, R., & Lunde, J. (1974). *Engineering classification of rock masses for the design of tunnel support*. *Rock Mechanics and Rock Engineering*, 6(4), 189–236.
- Barton, N., Lien, R., & Lunde, J. (1974). *Engineering classification of rock masses for the design of tunnel support*. *Rock Mechanics*, 6(4), 189–236.
- Bieniawski, Z. T. (1989). *Engineering Rock Mass Classifications*. Wiley-Interscience.
- De la Vergne, J. N. (2003). *Hard rock miner's Handbook* (3rd ed.). McIntosh Engineering.
- Feng, G., Xin, L. & Xin, X. (2023) *Refined design and optimization of underground medium and long-hole blasting parameters: A case study of the Gaofeng Mine*.
- Hamrin, H. (2001). *Underground Mining Methods and Applications*. In W. A. Hustrulid & R. L. Bullock (Eds.), *Underground Mining Methods: Engineering Fundamentals and International Case Studies* (pp. 3–16). SME.
- Hartman, H. L., & Mutmansky, J. M. (2002). *Introductory Mining Engineering* (2nd ed.). John Wiley & Sons.
- Hoek, E. (2007). *Practical Rock Engineering*. Rocscience.
- Hoek, E., & Brown, E. T. (1997). *Practical estimates of rock mass strength*. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 34(8), 1165–1186.
- Hustrulid, W., & Bullock, R. (2001). *Underground Mining Methods: Engineering Fundamentals and International Case Studies*. SME.
- Jara, A. (2017). *Métodos de Explotación en Minería Subterránea: Aplicaciones y Casos Prácticos*. Universidad Nacional de Ingeniería.
- Mallqui, Y. (2019). *Diseño de malla de perforación y voladura de taladros largos en Sub Level Stopping para incrementar la productividad en mina Marcapunta Sur de Sociedad Minera El Brocal S.A.A.* [Tesis de pregrado, UNCP]. <https://repositorio.uncp.edu.pe/handle/20.500.12894/5328>

- Mawdesley, C. (2002). *Predicting rock mass cavability in block caving mines*. Julius Kruttschnitt Mineral Research Centre, The University of Queensland, Brisbane, Australia
- Mendoza, J. & Liberato, G. (2023). *Evaluación de la etapa de perforación de taladros largos en vetas angostas mediante el enfoque Lean Six Sigma para incrementar la productividad operacional de una mina subterránea al sur del Perú*. [Tesis de pregrado, UPC]. <https://repositorioacademico.upc.edu.pe/handle/10757/670717>
- Mihalev, S. (2020) *Study of deviations in production long holes directions in Chelopech Mine*.
- Palmström, A., & Broch, E. (2006). *Use and misuse of rock mass classification systems with particular reference to the Q-system*. *Tunnelling and Underground Space Technology*, 21(6), 575–593.
- Potvin, Y. (1988). *Empirical open stope design in Canada*. [Tesis de doctorado, University of British Columbia]
- Quispe, B. (2023). *Diseño de taladros largos para explotación de vetas angostas en Unidad Acumulación Parcoy 1, Consorcio Minero Horizonte S.A.* [Tesis de pregrado, UNCP]. <https://repositorio.uncp.edu.pe/handle/20.500.12894/10709>
- Rapson, M. & Rupprecht, S. (2004) *Long-hole drilling for the platinum industry: a mining perspective*.
- Roldán, J. C. (2018). *Diseño Geomecánico de Caserones en Minería Subterránea con el Método Sublevel Stopping*. Pontificia Universidad Católica del Perú.
- Suárez, R. (2019). *Evaluación del método de explotación por subniveles con taladros largos para optimizar la producción en la Compañía Minera Chalhuane S.A.C.* [Tesis de pregrado, UNCP]. <https://repositorio.uncp.edu.pe/handle/20.500.12894/5405>.

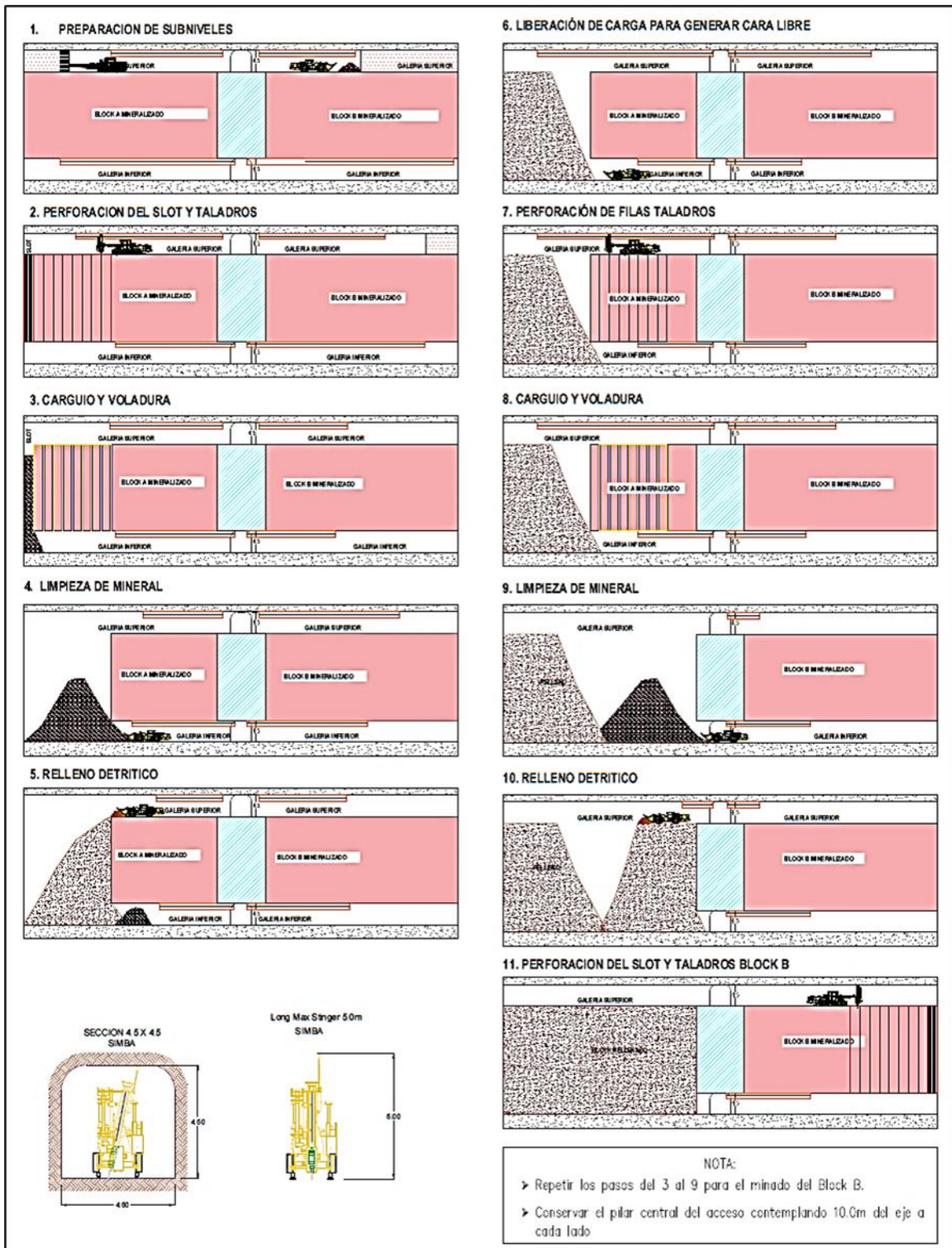
Anexos

	Pág.
Anexo 1: Ciclo de minado Sub Level Stoping con doble acceso	1
Anexo 2: Ciclo de minado Sub Level Stoping con acceso central	2
Anexo 3: Estándar de muro de seguridad – Sub Level Stoping	3

Anexo 1: Ciclo de minado Sub Level Stopping con doble acceso

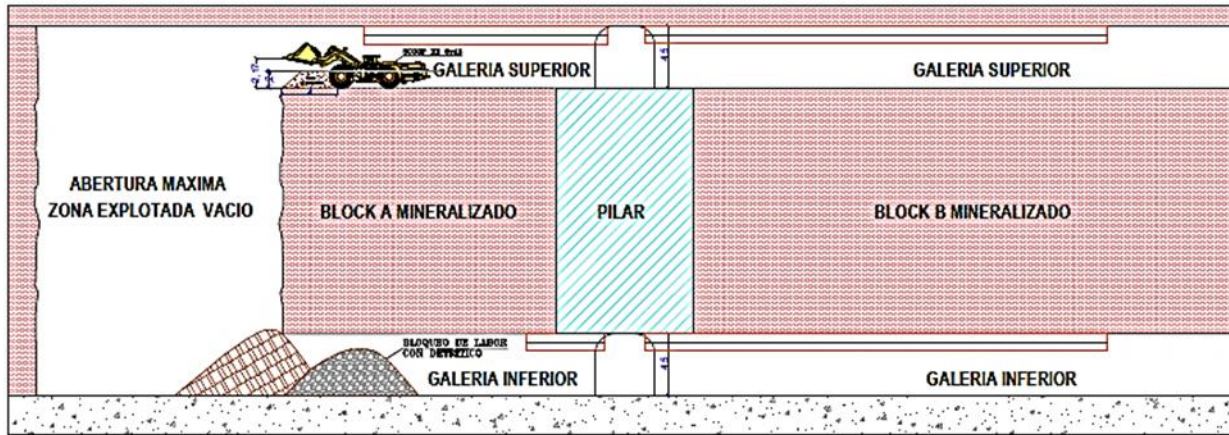


Anexo 2: Ciclo de minado Sub Level Stopping con acceso central

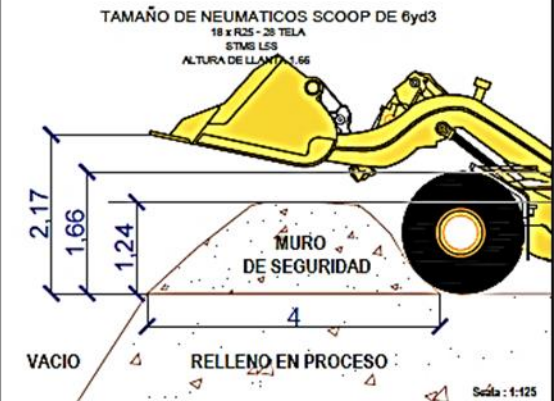


Anexo 3: Estándar de muro de seguridad – Sub Level Stoping

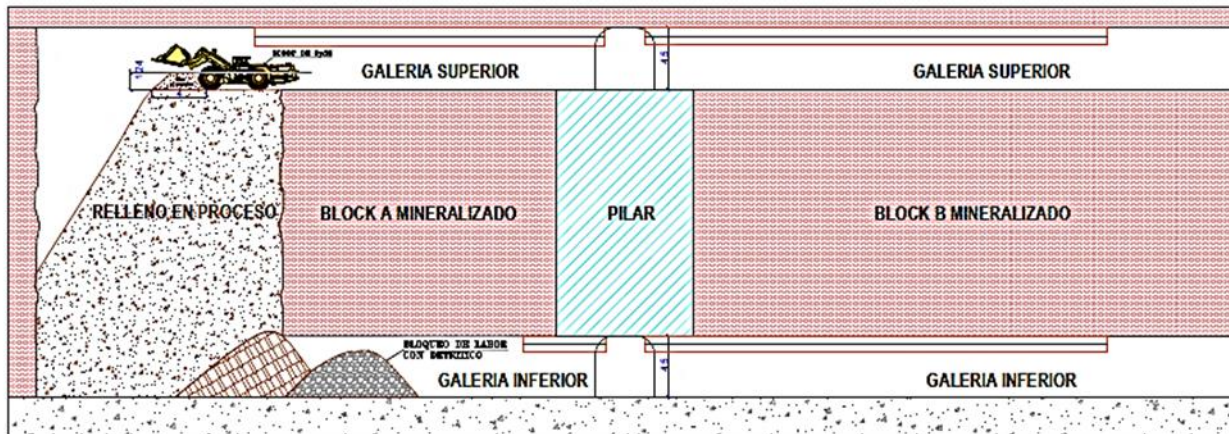
1. INICIO DE RELLENO



DETALLE DE ALTURA DE MURO



2. PROCESO DE RELLENO



SCOOP DE 6yd3

