

Universidad Nacional de Ingeniería
Facultad de Ingeniería Geológica Minera y Metalúrgica



TESIS

Cambio del método de explotación a taladros largos en cuerpos mineralizados, para mejorar la producción en una mina subterránea

Para obtener el título profesional de Ingeniero de Minas

Elaborado por

Gianmarco Barturen Ortega

 [0009-0006-5597-6504](https://orcid.org/0009-0006-5597-6504)

Asesor

M.Sc. José Antonio Corimanya Mauricio

 [0000-0003-1078-4155](https://orcid.org/0000-0003-1078-4155)

LIMA – PERÚ

2025

Citar/How to cite	Barturen Ortega [1]
Referencia/Reference	[1] G. Barturen Ortega, <i>“Cambio del método de explotación a taladros largos en cuerpos mineralizados, para mejorar la productividad en una mina subterránea”</i> [Tesis de pregrado]. Lima (Perú): Universidad Nacional de Ingeniería, 2025.
Estilo/Style: IEEE (2020)	

Citar/How to cite	(Barturen, 2025)
Referencia/Reference	Barturen, G. (2025). <i>Cambio del método de explotación a taladros largos en cuerpos mineralizados, para mejorar la productividad en una mina subterránea</i> . [Tesis de pregrado, Universidad Nacional de Ingeniería]. Repositorio institucional Cybertesis UNI.
Estilo/Style: APA (7ma ed.)	

Dedicatoria

*A mis padres, Daisy y Nelson, por acompañarme en
cada paso que doy en búsqueda de ser mejor persona.*

*A mis hermanos, por su apoyo incondicional, espero
les sirva de ejemplo que todo se puede lograr.*

Agradecimientos

Quiero agradecer a la empresa Alpayana por brindarme la oportunidad de continuar con mi formación profesional, así también agradezco al equipo de planeamiento de Compañía Minera Argentum, ya que han aportado mucho a mi formación profesional.

Resumen

La presente tesis tiene como objetivo principal evaluar la mejora de la productividad en una mina subterránea mediante la implementación del método de explotación a taladros largos en cuerpos mineralizados. Para ello, se plantearon como objetivos específicos el incremento de la producción de mineral y la reducción de los costos operativos asociados a la extracción.

El estudio comparativo entre el método tradicional Breasting y el método de taladros largos evidenció una mejora significativa en la productividad minera, reflejada en una mayor capacidad de extracción, optimización de ciclos operativos y reducción de tiempos improductivos. La implementación del nuevo método permitió mecanizar y estandarizar el proceso de explotación, logrando un avance más sostenido y eficiente.

A nivel económico, aunque el costo de minado aumentó de 14.72 US\$/ton a 16.47 US\$/ton, esta variación fue ampliamente compensada por la reducción del costo de sostenimiento, que descendió de 15.99 US\$/ton a 7.10 US\$/ton. Como resultado, el costo operativo total por tonelada de mineral extraído se redujo de 30.71 US\$/ton a 23.63 US\$/ton, representando una disminución aproximada del 23%.

El método de taladros largos demostró ser especialmente adecuado para cuerpos mineralizados con geometría regular y buzamiento favorable, permitiendo un diseño más eficiente de perforación, voladura y limpieza, además de mejorar las condiciones de seguridad al reducir la exposición directa de los operarios al frente de trabajo.

Finalmente, aunque se requirió una inversión inicial en capacitación y equipamiento, los beneficios obtenidos en términos de productividad, rentabilidad y seguridad operativa justifican plenamente el cambio. La modernización de los métodos de explotación se reafirma como una estrategia clave para la sostenibilidad de las operaciones mineras subterráneas.

Palabras clave — Taladros largos, productividad, costos, sostenimiento.

Abstract

The main objective of this thesis is to evaluate the improvement in productivity in an underground mine through the implementation of the long-hole stoping method in mineralized bodies. To this end, the specific objectives were to increase ore production and reduce the operating costs associated with extraction.

The comparative study between the traditional Breasting method and the long-hole stoping method revealed a significant improvement in mining productivity, reflected in greater extraction capacity, optimized operational cycles, and reduced unproductive time. The implementation of the new method allowed for the mechanization and standardization of the mining process, achieving more consistent and efficient progress.

Economically, although the mining cost increased from 14.72 US\$/ton to 16.47 US\$/ton with the new method, this variation was more than compensated by a significant reduction in ground support costs, which dropped from 15.99 US\$/ton to 7.10 US\$/ton. As a result, the total operating cost per ton of extracted ore was reduced from 30.71 US\$/ton to 23.63 US\$/ton, representing an approximate 23% decrease.

The long-hole stoping method proved to be particularly suitable for mineralized bodies with regular geometry and favorable dip, enabling more efficient design of drilling, blasting, and mucking operations, while also improving safety conditions by reducing workers' direct exposure to the working face.

Finally, although initial investment was required in training and equipment, the gains in productivity, profitability, and operational safety fully justify the transition. The modernization of mining methods is reaffirmed as a key strategy for the sustainability of underground mining operations.

Keywords: long — Hole stoping, productivity, costs, ground support.

Tabla de Contenido

	Pág.
Resumen	v
Abstract	vi
Introducción	xii
Capítulo I. Parte introductoria del trabajo	1
1.1 Generalidades.....	1
1.2 Descripción del problema de investigación.....	1
1.3 Objetivo.....	3
1.3.1 Objetivo general	3
1.3.2 Objetivos específicos	3
1.4 Hipótesis	3
1.4.1 Hipótesis general	3
1.4.2 Hipótesis específicas.....	3
1.5 Operacionalización de variables.....	3
1.5.1 Variable independiente (V.I)	3
1.5.2 Variable dependiente (V.D)	3
1.6 Antecedentes referenciales	5
1.6.1 Antecedentes internacionales	5
1.6.2 Antecedentes nacionales	7
1.6.2 Antecedentes locales	9
Capítulo II. Marcos teórico y conceptual	11
2.1 Marco teórico	11
2.1.1 Método de explotación a taladros largos	11
2.1.2 Factores que influyen en la selección del método de explotación.....	12
2.1.3 Productividad	14
2.1.4 Gestión de costos	16
2.2 Marco conceptual.....	17

2.2.1	Chimenea.....	17
2.2.2	Costos.....	17
2.2.3	Crucero	17
2.2.4	Cuerpo	17
2.2.5	Labor.....	18
2.2.6	Optimización	18
2.2.7	Productividad	18
2.2.8	Rampa	18
2.2.9	Talento.....	18
2.2.10	Tiempos	18
Capítulo III. Desarrollo del trabajo de investigación		19
3.1	Recolección de datos.....	19
3.1.1	Unidad de estudio	19
3.1.2	Geología	20
3.1.3	Operaciones mina.....	25
3.2	Procesamiento de la información	34
3.2.1	Dimensionamiento de tajos	34
3.2.2	Calculo de parámetros de perforación y voladura	40
3.2.3	Diseño de perforación y voladura.....	44
3.2.4	Secuenciamiento de minado	56
Capitulo IV. Análisis y discusión de resultados		59
4.1	Análisis de resultados	59
4.2	Validación de hipótesis.....	66
Conclusiones		70
Recomendaciones		71
Referencias bibliográficas.....		72
Anexos		74

Lista de Tablas

	Pág.
Tabla 1 : Matriz de consistencia.....	4
Tabla 2 : Caracterización de macizo rocoso por litología	23
Tabla 3 : Programa de producción	31
Tabla 4 : Programa de avances	32
Tabla 5 : Costos de sostenimiento - Breasting	33
Tabla 6 : Costo de extracción - Breasting	33
Tabla 7 : Análisis de dispersión RMR del macizo rocoso	36
Tabla 8 : Parámetros del macizo rocoso	37
Tabla 9 : Diseño de escenarios – Método taladros largos	38
Tabla 10: Análisis índice estabilidad de Mathews longitud máxima de abertura.....	39
Tabla 11: Sección Slot-1 – Panel 1	47
Tabla 12: Sección Slot-2 – Panel 1	48
Tabla 13: Sección Slot-3 – Panel 1	49
Tabla 14: Sección S-1 – Panel 1	50
Tabla 15: Sección S-2 – Panel 1	51
Tabla 16: Sección S-3 – Panel 1	52
Tabla 17: Sección S-4 – Panel 1	53
Tabla 18: Sección S-5 – Panel 1	54
Tabla 19: Sección S-6 – Panel 1	55
Tabla 20: Resultados de voladura.....	59
Tabla 21: Costos de perforación y voladura	59
Tabla 22: Costos de sostenimiento	60
Tabla 23: Costo de extracción de Panel 1	60
Tabla 24: Costo de extracción de Panel 2	61
Tabla 25: Costo de extracción de Panel 3	61
Tabla 26: Costo de extracción de Panel 4	62

Tabla 27: Costo de extracción de Panel 5.....	62
Tabla 28: Costo de extracción de Panel 6.....	63
Tabla 29: Costo de extracción de Panel 7.....	63
Tabla 30: Costo de extracción de Panel 8.....	64
Tabla 31: Comparación de costos.....	65
Tabla 32: Valor del mineral	65
Tabla 33: Cash Cost unitario y total	66

Lista de Figuras

	Pág.
Figura 1 : Ubicación general de la mina.....	19
Figura 2 : Geología regional de Morococha	21
Figura 3 : Columna estratigráfica de Morococha.....	23
Figura 4 : Estereograma de familias de discontinuidades	24
Figura 5 : Vista isométrica de sistemas de fallas locales.....	25
Figura 6 : Diseño de labores de mina C&F	28
Figura 7 : Paneles diseñados para extracción.....	45
Figura 8 : Vista de planta de diseño de panel 1	46
Figura 9 : Vista de perfil de diseño de panel 1	46
Figura 10: Sección Slot-1 – Panel 1.....	47
Figura 11: Sección Slot-2 – Panel 1.....	48
Figura 12: Sección Slot-3 – Panel 1.....	49
Figura 13: Sección S-1 – Panel 1.....	50
Figura 14: Sección S-2 – Panel 1.....	51
Figura 15: Sección S-3 – Panel 1.....	52
Figura 16: Sección S-4 – Panel 1.....	53
Figura 17: Sección S-5 – Panel 1.....	54
Figura 18: Sección S-6 – Panel 1.....	55
Figura 19: Malla de perforación ejecutada	56
Figura 20: Carguío de taladros	57
Figura 21: Resultados de slot disparado	58
Figura 22: Evolución del costo vs tonelaje	64
Figura 23: Prueba de normalidad de la muestra	67
Figura 24: Histograma del costo de extracción	68
Figura 25: Prueba t-student de una muestra.....	68

Introducción

La minería subterránea ha experimentado una evolución significativa en sus métodos de explotación, buscando constantemente mejorar la productividad, optimizar los costos operativos y garantizar la seguridad del personal.

El trabajo de investigación se organiza en cuatro capítulos que abordan de forma progresiva el análisis integral del cambio de método de explotación:

El Capítulo I desarrolla el planteamiento del problema, justifica la necesidad del estudio y presenta los objetivos general y específicos que guían la investigación. Asimismo, se formula la hipótesis principal, se definen las variables de estudio y se revisan los antecedentes referenciales relevantes, tanto a nivel nacional como internacional, que sustentan la viabilidad de aplicar el método de taladros largos en condiciones similares.

El Capítulo II presenta el marco teórico y conceptual que sustenta técnicamente la investigación. Se describe detalladamente el método de explotación mediante taladros largos, los factores técnicos y económicos que influyen en la selección de un método de minado, así como los conceptos relacionados con productividad y gestión de costos en operaciones subterráneas. Este capítulo proporciona la base conceptual necesaria para entender y justificar los cambios propuestos en el modelo de explotación.

El Capítulo III está orientado a la recolección y procesamiento de datos. En primer lugar, se describe la unidad de estudio, abarcando la geología de la mina, las características de los cuerpos mineralizados y la información operativa relevante. Luego, se realiza el procesamiento técnico de la información, que incluye el dimensionamiento de tajos, el cálculo de parámetros de perforación y voladura, el diseño de mallas de perforación y el secuenciamiento del minado con el método de taladros largos. Esta sección constituye el núcleo técnico del estudio y permite establecer una base sólida para el análisis comparativo posterior.

El Capítulo IV se centra en el análisis de los resultados obtenidos. Se presenta una comparación detallada entre el método de taladros largos y el método Breasting, evaluando

indicadores clave como la productividad, los costos de minado y sostenimiento, y la eficiencia operativa. Además, se valida la hipótesis de investigación en función de los datos procesados y los resultados obtenidos, confirmando el impacto positivo del cambio de método en la operación minera.

Finalmente, el trabajo concluye con una sección de conclusiones, donde se resumen los principales hallazgos del estudio, y recomendaciones orientadas a la implementación sostenible del nuevo método. También se incluye la bibliografía consultada, que respalda teórica y técnicamente el desarrollo de la investigación.

Capítulo I. Parte introductoria del trabajo

1.1 Generalidades

La eficiencia operativa y la reducción de costos son pilares fundamentales para la sostenibilidad de las operaciones mineras subterráneas. En este contexto, la elección del método de explotación influye directamente en la productividad y rentabilidad de la unidad minera. En la veta Rosita se venía empleando el método Breasting para la extracción del mineral. Si bien este método permitió el avance inicial de la operación, se identificaron limitaciones importantes en términos de rendimiento operativo, tiempos de ciclo y costos asociados a la preparación y extracción del mineral para extraer el mineral de específicamente en el tajo TJ113-2S.

Ante esta situación, se evaluó la viabilidad técnica y económica de implementar el método de explotación a taladros largos como alternativa para optimizar la productividad del tajo TJ113-2S. Este método permite una mayor mecanización del proceso, mejora la eficiencia en la perforación y voladura, y reduce significativamente los tiempos de operación, lo que se traduce en una reducción de costos y un incremento en el tonelaje mensual extraído.

El presente trabajo de investigación tiene como objetivo principal analizar el proceso de optimización operativa mediante la implementación del método de taladros largos en el tajo TJ113-2S de la veta Rosita, con el fin de mejorar los indicadores de productividad y eficiencia en la operación. A partir de una comparación entre ambos métodos, se busca evidenciar los beneficios económicos y operativos que justifican el cambio en el esquema de explotación.

1.2 Descripción del problema de investigación

En la minería subterránea, la elección del método de explotación constituye un factor clave para garantizar la eficiencia operativa, la recuperación del mineral y la rentabilidad del proyecto. Sin embargo, en determinados sectores de la operación se continúa utilizando el método de explotación Breasting, una técnica tradicional que, si bien

ha permitido el avance de la producción, presenta serias limitaciones en cuanto a eficiencia, costos y capacidad operativa.

El método Breasting requiere una alta intervención manual, lo que se traduce en un incremento del número de operarios, una mayor complejidad en la logística diaria y una alta demanda de sostenimiento para garantizar la continuidad de la labor. Estas condiciones generan ciclos operativos más prolongados, una baja mecanización del proceso y, como consecuencia, mayores costos por tonelada extraída. Además, el diseño secuencial y la preparación intensiva previa al minado generan demoras significativas en la ejecución del plan de producción, afectando directamente el cumplimiento de los objetivos mensuales y anuales.

Los elevados costos de sostenimiento, la baja productividad por frente de trabajo y la limitada capacidad de adaptación a nuevas tecnologías representan un obstáculo para alcanzar una operación eficiente y sostenible. Esta situación se vuelve especialmente crítica en un contexto donde la competitividad del sector minero exige mayor control de costos, mejora en los indicadores operativos y optimización de recursos. (Fuente: Alpayana, U.M. Morococha)

Frente a este panorama, resulta imperativo analizar alternativas que permitan superar las limitaciones del método actual, promoviendo un enfoque más eficiente en el aprovechamiento del recurso mineralizado. El presente estudio parte de la necesidad de identificar y proponer mejoras al esquema de explotación vigente, con el propósito de reducir los costos operativos, optimizar los tiempos de minado y mejorar sustancialmente la productividad de la operación subterránea.

Por lo que se plantean las siguientes interrogantes que se analizarán en el desarrollo de la investigación:

- ¿En qué medida el inadecuado método de explotación en el cuerpo mineralizado impacta de manera negativa en la productividad de la mina?
- ¿En qué medida el inadecuado método de explotación incide en el incumplimiento de la producción planificada de extracción de mineral?

- ¿En qué medida el inadecuado método de explotación incide en el incremento de costos operativos por extracción de mineral?

1.3 Objetivo

1.3.1 Objetivo general

Evaluar la mejora de la productividad por la implementación del método de explotación a taladros largos en cuerpos mineralizados.

1.3.2 Objetivos específicos

- Incrementar la producción de mineral y cumplir lo planificado al implementar el método de explotación a taladros largos en cuerpos mineralizados.
- Reducir los costos operativos para extracción de mineral al implementar el método de explotación a taladros largos.

1.4 Hipótesis

1.4.1 Hipótesis general

La implementación del método de explotación a taladros largos permitirá mejorar la productividad de la mina.

1.4.2 Hipótesis específicas

- La implementación del método de explotación a taladros largos permitirá incrementar la producción de mineral y cumplir lo planificado.
- La implementación del método de explotación a taladros largos permitirá reducir los costos operativos para extracción de mineral.

1.5 Operacionalización de variables

1.5.1 Variable independiente (V.I)

X1: Método de explotación

1.5.2 Variable dependiente (V.D)

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

Tabla 1

Matriz de consistencia

PROBLEMA	OBJETIVO	HIPÓTESIS	VARIABLE INDEPENDIENTE	VARIABLE DEPENDIENTE	INDICADORES
Problema general ¿En qué medida el inadecuado método de explotación en el cuerpo mineralizado impacta de manera negativa en la productividad de la mina?	Objetivo general Evaluar la mejora de la productividad por la implementación del método de explotación a taladros largos en cuerpos mineralizados.	Hipótesis general La implementación del método de explotación a taladros largos permitirá mejorar la productividad de la mina.	X1: Método de explotación	Y1: Productividad	Tiempo de limpieza (ton/guardia) Tiempo de relleno (ton/guardia)
Problema específico 1 ¿En qué medida el inadecuado método de explotación incide en el incumplimiento de la producción planificada de extracción de mineral?	Objetivo específico 1 Incrementar la producción de mineral y cumplir lo planificado al implementar el método de explotación a taladros largos en cuerpos mineralizados.	Hipótesis específica 1 La implementación del método de explotación a taladros largos permitirá incrementar la producción de mineral y cumplir lo planificado.		Y2: Producción.	Tonelaje de mineral diario (ton)
Problema específico 2 ¿En qué medida el inadecuado método de explotación incide en el incremento de costos operativos por extracción de mineral?	Objetivo específico 2 Reducir los costos operativos para extracción de mineral al implementar el método de explotación a taladros largos.	Hipótesis específica 2 La implementación del método de explotación a taladros largos permitirá reducir los costos operativos para extracción de mineral.		Y3: Costos	Costo de extracción (US\$/ton) Costo de sostenimiento (US\$/ton)

Fuente: Elaboración propia

1.6 Antecedentes referenciales

1.6.1 Antecedentes internacionales

Dzimunya, N. (2020) *Design and dimensioning of sublevel stoping for extraction of thin ore (<12 m) at very deep level: A case study of Konkola Copper Mines (KCM), Zambia*. Este trabajo se centra en el diseño y dimensionamiento del método de sublevel stoping aplicado a cuerpos de mineral delgados (menos de 12 metros de espesor) ubicados a gran profundidad, como los encontrados en la mina Konkola. Uno de los principales desafíos abordados fue el incremento de la dilución debido a la proximidad de los contactos estériles y la inestabilidad de cámaras delgadas bajo condiciones de alta presión litostática. El autor propone un rediseño de los parámetros de perforación, incluyendo el uso de taladros angulados y espaciamientos reducidos, además de secuencias de extracción inversas y control de la voladura para minimizar el sobrecorte. Asimismo, se evalúa la aplicación de relleno hidráulico y cementado en cámaras seleccionadas, lo que permitió incrementar la recuperación del mineral y mejorar la estabilidad general. El estudio concluye que, bajo condiciones específicas, el método es viable siempre que se adapte adecuadamente a la geometría del cuerpo y a la profundidad de explotación.

Furtado, M. (2022) *Stochastic optimization of stope design and long-term underground mining production scheduling for Sublevel Open Stopping mining operations*. Esta tesis doctoral presenta un enfoque innovador para optimizar simultáneamente el diseño de cámaras de explotación (stopes) y la programación de producción a largo plazo en minas subterráneas que emplean el método de sublevel stoping. A través de técnicas de simulación geoestadística, el autor incorpora la incertidumbre inherente en las leyes del mineral, algo que los enfoques deterministas tradicionales no consideran adecuadamente. Se desarrolla un modelo estocástico que permite maximizar el beneficio económico no descontado, mejorar la recuperación metálica y lograr un plan minero más robusto ante las variaciones geológicas. El modelo fue validado en un caso real de una mina subterránea de oro, demostrando mejoras del 40% en el valor económico proyectado y un incremento del 21% en la recuperación del

metal. Este estudio subraya la importancia de integrar la incertidumbre en la toma de decisiones estratégicas en minería subterránea.

Parapatich, T. M. (2022) *Sublevel Stopping: The field of application in Europe and Canada & a State-of-the-art research*. Esta investigación realiza una revisión exhaustiva del estado actual del método de sublevel stoping en distintos yacimientos de Europa y Canadá. Se evaluaron entre 8 y 12 operaciones mineras que aplican esta técnica, analizando variables como el espaciado de niveles, los anchos de las cámaras, los sistemas de perforación y los métodos de sostenimiento. A través de visitas técnicas, entrevistas con operadores y análisis de literatura, se construyó una base de datos comparativa que permitió identificar parámetros comunes y tendencias tecnológicas. El estudio concluye que el éxito del método SLS depende en gran medida del control de la fragmentación, la precisión en la perforación y la planificación secuencial del minado. Además, se observa un creciente interés en automatizar partes del proceso y en el uso de relleno cementado para minimizar la dilución y mejorar la recuperación.

Salomon, L.; Ortiz, A. & Cordero, V. (2018) Productividad del proceso minero, más allá de la producción. El estudio se centra en analizar el proceso de extracción de mineral, considerando no solo la producción en sí, sino también indicadores basados en criterios de sostenibilidad, complejidad asociada a las economías de escala y la aplicación de tecnología verde. Para ello, se aplicó un análisis estructural como herramienta de reflexión colectiva en la Gerencia de Minería de Ferrominera Orinoco, Ciudad Piar, contando con la participación de diversos responsables de áreas clave. Los resultados destacan la tecnología minera como eje transversal para mejorar la productividad en minas a cielo abierto. Se identificaron factores clave en cuatro funciones fundamentales de la industria extractiva: objetivos y metas, gestión de recursos humanos, gestión de equipos mineros y gestión de costos. A partir de estos hallazgos, se propuso un modelo de productividad para la minería de hierro, basado en tres premisas: cumplimiento del modelo de excavación, uso eficiente de los recursos y mejora de la calidad de vida.

Vallejos, J.A. et al (2015) *Development of an integrated platform for stability analysis and design in Sublevel Stopping mines — MineRoc®*. Este artículo técnico describe el

desarrollo y aplicación de una herramienta computacional denominada MineRoc®, diseñada para apoyar el diseño de cámaras de minado en operaciones de sublevel stoping. La plataforma permite simular condiciones reales del macizo rocoso y predecir la estabilidad de las cámaras, considerando las propiedades geotécnicas del terreno, los esfuerzos inducidos y la geometría de la explotación. El sistema integra modelos numéricos y reglas empíricas, y permite optimizar parámetros como el ancho y la altura de las cámaras, los espaciamientos entre niveles y el tipo de relleno requerido. Se aplicó con éxito en minas de oro y cobre en Australia, permitiendo mejorar la precisión del diseño y reducir la dilución operativa. La herramienta también es útil para evaluar diferentes escenarios de explotación, facilitando la toma de decisiones a nivel de planificación minera.

1.6.2 Antecedentes nacionales

Arroyo, L. et al (2023) Diseño de malla de perforación y voladura con taladros largos en sublevel stoping para evitar sobreexcavación de cajas – Volcan Compañía Minera S.A.A. Unidad Ticlio – 2022. Este trabajo investigativo se centró en minimizar la sobreexcavación lateral (cajas) mediante un rediseño de la malla de perforación y voladura en el método sublevel stoping. La investigación comparó datos históricos de excavaciones con diseños previos frente a los resultados obtenidos tras aplicar una nueva malla optimizada. Se logró reducir la sobreexcavación de cajas en un 41%, pasando de un promedio de 1.8 m a 1.05 m, con una disminución en dilución del 18% al 9%. Este ajuste generó una mejora directa en la ley de cabeza y una reducción del costo por tonelada tratada en planta. Asimismo, la vida útil del cuerpo mineralizado se extendió al evitar el minado de material estéril. La evaluación económica concluyó que la optimización del diseño generó ahorros mensuales de aproximadamente 160,000 soles en costos de perforación y sostenimiento innecesario.

Castillo, E. (2020) Implementación del método sublevel stoping con taladros largos para el incremento de la producción en el tajo 830E en la zona de profundización de la Compañía Minera Bateas S.A.C. El estudio propone la implementación del método sublevel stoping con taladros largos para optimizar la producción en el tajo 830E. Se realizó un diagnóstico del diseño actual de explotación y de los parámetros operacionales involucrados,

tales como perforación, voladura, limpieza y sostenimiento. Como resultado de la implementación del método, la producción mensual aumentó de 8,500 a 11,000 toneladas, representando un incremento del 29%. Además, se redujo el costo unitario de minado de 68 USD/t a 52 USD/t, gracias a la mejora en la eficiencia de perforación y reducción de tiempos muertos operativos. También se reportó una disminución en la exposición del personal en zonas inestables, lo que indirectamente mejoró las condiciones de operación. Estos resultados confirmaron que el nuevo enfoque técnico no solo incrementa la rentabilidad, sino que mejora el aprovechamiento del mineral y reduce pérdidas de ley.

Mallqui, Y. (2019) Diseño de malla de perforación y voladura de taladros largos en Sublevel Stopping para incrementar la productividad en mina Marcapunta Sur de Sociedad Minera El Brocal S.A.A. El objetivo de este estudio fue mejorar la productividad minera mediante la aplicación de un nuevo diseño de malla de perforación y voladura en el método sublevel stopping. Se evaluaron las variables relacionadas con espaciamiento, diámetro de taladro, secuencia de disparo y fragmentación. La implementación del diseño propuesto generó un incremento del 23% en la productividad de limpieza, al mejorar la granulometría del material volado y reducir el tiempo de ciclo de carguío y acarreo. La perforación fue más eficiente al reducir retrabajos en 30%, y los costos por tonelada perforada bajaron de 14.5 USD/t a 10.2 USD/t. El estudio concluye que una adecuada ingeniería de malla no solo mejora la producción, sino que permite operar de forma más eficiente los equipos de interior mina, reduciendo el desgaste de maquinaria y los tiempos muertos por atascos o fragmentos sobredimensionados.

Quispe, F. (2019) Optimización de Perforación y Voladura en la explotación por sub level stopping (taladros largos) Compañía Minera Shuntur S.A.C. Este trabajo de investigación tiene como objetivo principal evaluar la optimización de los costos de perforación y voladura sub level stopping con la finalidad de reducir costos para la explotación de taladros largos en la empresa Shuntur, concluyendo que se redujo costos en tajos con taladros largos, ya que el factor de potencia de 0.52 kg/TM, se redujo a 0.42 kg/TM. También se logró importantes mejoras operativas, destacando un aumento del 18% en la eficiencia de perforación y una

reducción del 22% en los tiempos de ciclo de voladura. Además, se consiguió disminuir la dilución en un 12%, lo que permitió mejorar la ley promedio del mineral explotado. Estos resultados contribuyeron a un incremento en la productividad general de la faena y a una reducción significativa de los costos operativos asociados a perforación y voladura, evidenciando la efectividad de la optimización aplicada en las condiciones específicas de la mina.

1.6.2 Antecedentes locales

Baldeon, M. (2021) Aplicación del método de explotación taladros largos en vetas angostas sin By Pass – Veta Ramal Alianza de Minera Argentum. La tesis analiza la factibilidad técnica y económica del uso de taladros largos en la explotación de vetas angostas sin bypass en la veta Ramal Alianza. Se lograron mejoras sustanciales en la producción, con un incremento del 35% en el volumen extraído en comparación con métodos tradicionales. La reducción de costos operativos se estimó en un 18%, producto de una menor necesidad de sostenimiento y un mejor aprovechamiento del cuerpo mineralizado. Asimismo, se redujeron los tiempos muertos en un 20%, lo que impactó positivamente en la productividad global. El estudio concluye que la aplicación de taladros largos en vetas angostas es viable y recomendable para optimizar recursos y mejorar la eficiencia productiva en condiciones similares.

Beltrán, J. (2020) Análisis de la implementación del método de explotación sublevel stoping con taladros largos en la veta 11 para la mejora de la producción – U.E.A Manuelita de Compañía Minera Argentum S.A. La tesis presenta una evaluación técnica y económica de la implementación del sublevel stoping con taladros largos, con el propósito de elevar los niveles de producción. Se analizaron tiempos de ciclo, eficiencia por jornada, factores de dilución y recuperación. Como resultado, se logró incrementar la producción diaria de 280 a 420 toneladas, mejorando el rendimiento del equipo scooptram en un 25%. La recuperación del mineral aumentó de 86% a 92%, reduciendo significativamente las pérdidas en el cuerpo mineralizado. Además, se consiguió una disminución en los costos de sostenimiento del tajeo, ya que el nuevo método requería menor intervención con sostenimiento convencional. El

análisis económico mostró un ahorro mensual de aproximadamente 120,000 soles en costos operativos, con una recuperación de la inversión en menos de cinco meses.

Capítulo II. Marcos teórico y conceptual

2.1 Marco teórico

2.1.1 *Método de explotación a taladros largos*

El método de explotación por taladros largos, también conocido como sublevel stoping, es un sistema de minado subterráneo que se basa en la perforación de taladros de gran longitud desde niveles intermedios (subniveles), los cuales se cargan con explosivos para la fragmentación del macizo rocoso. Posteriormente, el mineral se recoge por gravedad o mediante equipos mecanizados. Es un método altamente mecanizado, utilizado en cuerpos mineralizados de geometría regular y con buena competencia de roca. (Fuente: Hartman et al, 2002)

Este método consiste en la creación de subniveles de perforación a intervalos verticales de entre 15 y 30 metros, desde donde se realizan taladros horizontales de largo alcance (usualmente mayores a 15 metros), permitiendo la explotación continua del mineral sin la necesidad de presencia humana en la zona de voladura.

Esto favorece una alta productividad y menor exposición del personal a riesgos. (Fuente: De la Torre, 2015).

El método de explotación con taladros largos permite extraer el mineral a través de una serie de operaciones esenciales para el correcto funcionamiento de los servicios involucrados en el proceso, como:

- Ventilación.
- Drenaje.
- Suministro de energía, aire y agua.

La explotación compone tres operaciones mineras básicas:

- Apertura de mina: desarrollo y preparación.
- Infraestructura de la mina o preparación.
- Explotación de mina o arranque.

2.1.2 Factores que influyen en la selección del método de explotación

Intervienen fundamentalmente los siguientes factores:

2.1.2.1 Características del yacimiento.

Geometría del cuerpo mineralizado:

El método de taladros largos es más eficiente en cuerpos mineralizados de forma regular, con buzamiento pronunciado (mayor a 50°) y espesores consistentes (usualmente mayores a 3 metros). La continuidad geológica del cuerpo facilita la perforación sistemática y el diseño de subniveles. (Fuente: Hustrulid et al, 2001).

Buzamiento:

Un buzamiento alto permite el aprovechamiento de la gravedad en el acarreo del mineral hacia los puntos de extracción, reduciendo el uso de equipos de carguío directo. (Fuente: De la Torre, 2015).

Competencia de la roca:

Este método requiere una roca encajonante competente que pueda mantenerse estable durante la perforación y extracción sin sostenimiento excesivo. Roca débil puede causar inestabilidad de cámaras y mayores diluciones. (Fuente: Hartman et al, 2002).

2.1.2.2 Condiciones económicas.

Costos operativos:

La elección del método de taladros largos se favorece cuando se busca una reducción de los costos unitarios por tonelada extraída. El alto grado de mecanización reduce la cantidad de personal necesario, disminuyendo los costos laborales. (Fuente: Castillo, 2020).

Inversión en equipos:

Se requiere una inversión inicial considerable en equipos especializados como jumbos de taladros largos, plataformas de perforación y sistemas de acarreo mecanizado. Sin embargo, esta inversión puede ser recuperada con una mayor eficiencia productiva a mediano plazo. (Fuente: Mallqui, 2019).

Valor del mineral:

Este método es adecuado cuando el mineral tiene suficiente valor económico como para justificar la mecanización y evitar pérdidas por dilución. Es especialmente útil en minas polimetálicas o de metales preciosos.

2.1.2.3 Factores operacionales.**Capacidad de producción:**

El método permite altos ritmos de producción, por lo que es ideal para operaciones de mediana a gran escala que requieren mantener un flujo constante de mineral hacia planta. (Fuente: López, 2018).

Diseño de malla de perforación y voladura:

La efectividad del método depende en gran medida del diseño adecuado de la malla de perforación, la secuencia de disparo y el control de la fragmentación. Malos diseños pueden derivar en sobreexcavaciones, dilución o daños a la estructura rocosa.

Accesibilidad al cuerpo mineral:

La facilidad para desarrollar subniveles y galerías de perforación también influye en la viabilidad del método. El acceso debe ser técnicamente factible y económicamente rentable.

2.1.2.4 Factores tecnológicos y humanos.**Disponibilidad de tecnología:**

La selección del método está sujeta a la existencia de tecnología adecuada para perforación de largo alcance, control de voladura, monitoreo de estabilidad y sistemas de ventilación compatibles con operaciones a gran escala. (Fuente: De la Torre, 2015).

Capacitación del personal:

La operación de este método requiere personal capacitado en la operación de equipos especializados, interpretación de planos de perforación, control de voladura y manejo de riesgos.

Seguridad y automatización: Aunque este método expone menos al personal en las zonas de trabajo directas, la seguridad sigue siendo un criterio importante, especialmente en la planificación de secuencias de minado, evacuación de gases y monitoreo sísmico.

2.1.3 Productividad

En el ámbito minero, la productividad está relacionada con la cantidad de mineral extraído en función del tiempo, la energía, el equipo y la mano de obra empleada. Se expresa comúnmente en toneladas por jornada, por equipo o por trabajador. Mejores niveles de productividad permiten a las operaciones mineras ser más competitivas, reducir costos unitarios y maximizar el valor económico de los recursos minerales.

La productividad minera no solo depende del volumen de producción, sino también de la calidad del proceso y de la optimización integral de todas las etapas del ciclo minero: perforación, voladura, carguío, acarreo y sostenimiento. Una mejora en la productividad debe ser sostenible y no comprometer la seguridad ni la calidad del mineral. (Fuente: Salomon, 2018)

2.1.3.1 Factores que influyen en la productividad. Diversos factores afectan el nivel de productividad en una operación minera:

Tecnología y mecanización:

La incorporación de equipos modernos y automatizados permite aumentar el ritmo de extracción y reducir el tiempo improductivo. (Fuente: De la Torre, 2015).

Capacitación del personal:

Operarios con alto nivel de competencia técnica operan con mayor eficiencia y menor riesgo de fallas.

Organización del trabajo:

Una adecuada planificación, supervisión y control de actividades permite evitar cuellos de botella y optimizar el uso de recursos. (Fuente: Chiavenato, 2006).

Condiciones geológicas:

La estabilidad de la roca, la geometría del cuerpo mineral y la presencia de agua influyen directamente en la facilidad o dificultad de minado.

Selección del método de explotación:

Métodos eficientes, como los taladros largos, permiten altos volúmenes de extracción con menor costo por tonelada y menor exposición del personal.

Desde una visión moderna, la productividad también se asocia con la capacidad de generar valor de forma sostenible. En este sentido, Drucker (1993) sostiene que “la productividad debe ser vista no solo como eficiencia técnica, sino como la efectividad con que una organización convierte sus recursos en resultados deseados”. Esto implica que la productividad no debe evaluarse únicamente por la cantidad producida, sino también por el impacto en los costos, la calidad y la sostenibilidad de la operación.

2.1.3.2 Importancia de la productividad. La productividad es un factor crítico para la competitividad y sostenibilidad de las operaciones mineras, especialmente en contextos complejos como la minería subterránea por block y panel caving. La productividad no solo determina la eficiencia en la utilización de recursos humanos, maquinaria y tiempo, sino que también impacta directamente en los costos operativos y en la capacidad de cumplir con los planes de producción establecidos.

Una adecuada metodología para el cálculo y seguimiento de la productividad permite identificar áreas de mejora, optimizar procesos y tomar decisiones informadas que contribuyan a incrementar el rendimiento y reducir los costos de explotación y preparación minera. Además, la productividad es vista como un indicador integral que refleja la salud operativa de la mina, influyendo en la planificación estratégica y en la gestión del riesgo.

En este sentido, mejorar la productividad es esencial para mantener la rentabilidad en un mercado con alta volatilidad de precios y costos crecientes, garantizando así la viabilidad económica y la sostenibilidad a largo plazo de las operaciones mineras. (Fuente: Navarro, 2017).

2.1.3.3 Tipos de productividad. La productividad en la minería puede clasificarse en diversos tipos, cada uno enfocado en aspectos específicos del proceso productivo, y cuya medición y seguimiento permiten mejorar el rendimiento operativo y la gestión eficiente de los recursos.

Productividad laboral:

Se refiere a la cantidad de mineral extraído o procesado por unidad de tiempo por trabajador. Este tipo de productividad es clave para evaluar el desempeño del recurso humano y detectar áreas donde la capacitación o redistribución de tareas pueden optimizar el rendimiento.

Productividad del equipo:

Enfocada en el rendimiento de la maquinaria y equipos utilizados en la minería, como taladros, cargadores y camiones. Se mide como el volumen o tonelaje movilizado por equipo en un periodo determinado, lo cual es esencial para la planificación de mantenimiento y reemplazo de activos.

Productividad global o total:

Combina la productividad laboral y de los equipos, reflejando la eficiencia integral del proceso productivo. Este indicador es útil para evaluar la efectividad de la operación en su conjunto, integrando variables técnicas, humanas y organizacionales.

Productividad económica:

Mide el valor económico generado por unidad de recurso invertido, como costo por tonelada extraída o ingresos por trabajador. Esta dimensión vincula la productividad con la rentabilidad y sostenibilidad financiera de la operación minera.

La metodología para el cálculo y seguimiento de estos tipos de productividad debe adaptarse a las características específicas de la minería subterránea, especialmente en métodos como block caving o panel caving, donde la coordinación de procesos y la gestión de recursos son complejas.

El seguimiento sistemático de estos indicadores permite identificar cuellos de botella, evaluar el impacto de mejoras técnicas y apoyar la toma de decisiones estratégicas orientadas a maximizar la producción y reducir costos operativos. (Fuente: Navarro, 2017)

2.1.4 Gestión de costos

La gestión de costos en minería no debe enfocarse únicamente en la reducción directa de gastos, sino en una visión estratégica e integral que permita mejorar la productividad sin

sacrificar la sostenibilidad operativa ni la calidad del proceso. La gestión eficiente de costos implica conocer con precisión dónde, cómo y por qué se generan los costos en cada etapa del proceso minero, desde la exploración hasta la producción y el cierre de mina.

Una gestión adecuada de costos debe estar alineada con los objetivos productivos y debe permitir tomar decisiones oportunas para optimizar el uso de recursos. Así, no solo se trata de recortar gastos, sino de invertir en procesos que generen valor, como la automatización, la capacitación del personal, el mantenimiento preventivo de equipos y el rediseño de procesos con enfoque de mejora continua.

Un aspecto clave es la relación entre productividad y costos: una operación más productiva no necesariamente implica mayor producción, sino mayor eficiencia por unidad de recurso invertido. En este sentido, la gestión de costos se convierte en una herramienta fundamental para identificar oportunidades de mejora, prevenir sobrecostos operacionales y alcanzar mayor rentabilidad en escenarios de alta volatilidad de precios de los metales.

(Fuente: Salomon et al, 2018)

2.2 Marco conceptual

2.2.1 Chimenea

Labores mineras verticales o inclinadas que comunican dos labores horizontales. Sus funciones pueden ser: ventilación, transporte o acceso.

2.2.2 Costos

Se refiere a todos los gastos asociados a la extracción del mineral desde la fase inicial hasta la final.

2.2.3 Crucero

Se refiere a labor horizontal desarrollada en roca estéril, cuya función principal es para acceder a los tajeos.

2.2.4 Cuerpo

Estructura mineralizada de forma irregular, generalmente de grandes volúmenes.

2.2.5 Labor

Se refiere a las labores mineras donde se realiza la extracción del mineral que se ejecuta en estructuras mineralizadas.

2.2.6 Optimización

Es la capacidad de hacer algo de la manera más eficiente posible utilizando la menor cantidad de recursos.

2.2.7 Productividad

Es la que mide la eficiencia con la que se usan los recursos como trabajo o capital para producir bienes o servicios.

2.2.8 Rampa

Labor minera inclinada desarrollada sobre roca estéril, su función principal es de acceso principal hacia los diferentes niveles de la mina.

2.2.9 Talento

Es la capacidad de la persona que comprende inteligentemente la forma de resolver una determinada ocupación, asumiendo sus habilidades, experiencias, destrezas y aptitudes.

2.2.10 Tiempos

Se refiere a la eficiencia y productividad de las operaciones para la reducción de costos.

Capítulo III. Desarrollo del trabajo de investigación

3.1 Recolección de datos

3.1.1 Unidad de estudio

La Unidad Minera Morococha, incorporada recientemente al grupo Alpayana en septiembre de 2023, se encuentra ubicada en la provincia de Yauli, en el departamento de Junín. Esta operación minera se dedica principalmente a la extracción de minerales metálicos como plata, cobre, zinc y plomo.

Las bocaminas principales en operación son en Sierra nevada en Antícona y Nivel 0 en Manuelita. En la siguiente figura se muestra la ubicación general de la U.M.

Figura 1

Ubicación general de la mina



Fuente: Google Earth

3.1.2 Geología

3.1.2.1 Geología regional. El distrito minero de Morococha se ubica en una zona de relieve accidentado en la provincia de Yauli, departamento de Junín, con altitudes que oscilan entre los 4,400 y 5,000 msnm, y alcanzando su punto más elevado en el cerro Yanashinga (5,480 msnm). El paisaje está modelado por una fuerte actividad glacial pasada, evidenciada por valles en forma de “U”, depósitos morrénicos y lagunas escalonadas como Huacracocho y Huascacocha.

Desde el punto de vista estructural, el rasgo geológico más destacado es el anticlinal Morococha, de orientación noroeste-sureste y con un eje inclinado entre 10° y 15° hacia el noroeste. Este anticlinal forma parte del domo de Yauli, una estructura regional mayor que se extiende desde San Cristóbal hasta Morococha, atravesando el poblado de Yauli.

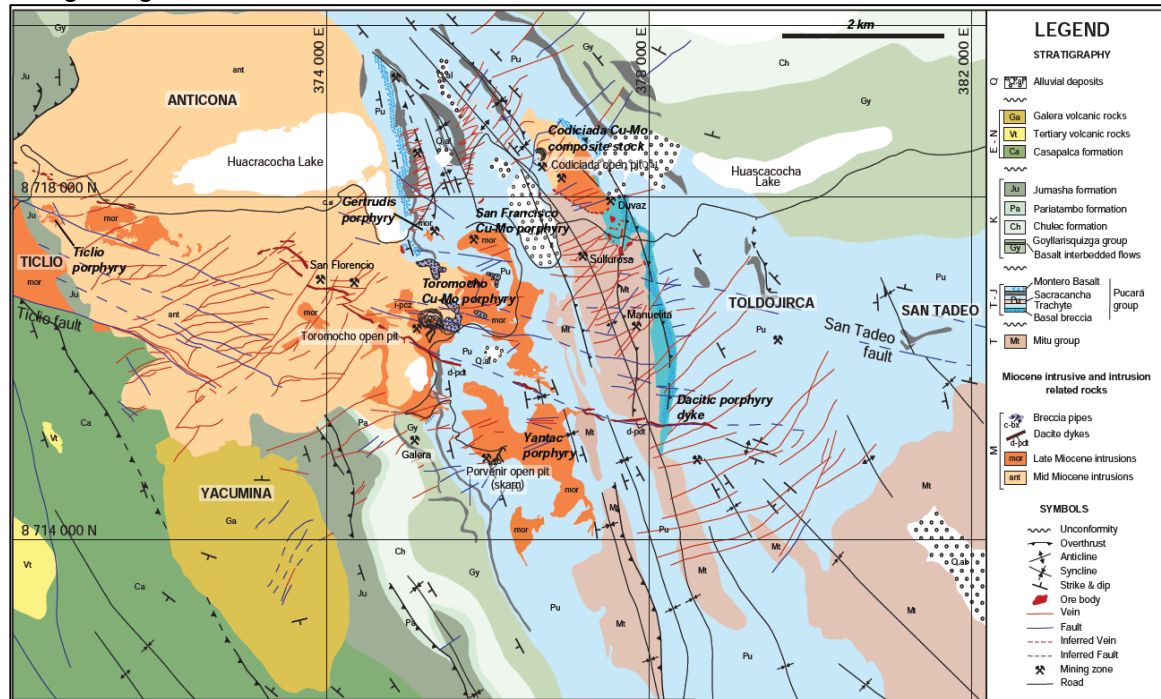
En cuanto a la geología local, afloran predominantemente rocas volcánico-sedimentarias e ígneas de edades Paleozoica y Mesozoica. En la Unidad Minera Morococha, específicamente en la mina Manuelita, se observa el Grupo Mitú, representado por los Volcánicos Catalina, correspondientes a la Formación Yauli. Esta unidad volcánica constituye el núcleo del anticlinal y aflora desde la superficie hasta el nivel 1700 (túnel Kingsmill). Está compuesta por dacitas y andesitas en la parte inferior, y brechas, aglomerados y tufos en la parte superior. Estas rocas muestran intemperismo con tonos chocolate y marrón, y contienen vetas bien definidas de rumbo N44°–62°E con contenidos económicos de cobre, plata, plomo y zinc. Se estima que la potencia de esta formación alcanza entre 300 y 760 metros, dependiendo del autor consultado.

Encima de los Volcánicos Catalina se encuentra una secuencia de conglomerados rojos, areniscas y brechas calcáreas, que inicialmente se asoció a las calizas Pucará, pero posteriormente fue reclasificada como parte del Grupo Mitú por su similitud con unidades descritas en Cerro de Pasco. Esta secuencia, visible en sectores del Este y Sureste del distrito, como Arapa, presenta una potencia que supera los 160 metros, aunque su espesor varía significativamente debido a procesos tectónicos y a la naturaleza poco competente de las rocas.

Este modelo estratigráfico local difiere de lo observado en otras zonas del domo de Yauli, como Carahuacra, donde las unidades del Grupo Mitú subyacen a los Volcánicos Catalina. Estos contrastes reflejan la complejidad estructural y tectónica del distrito, y tienen implicancias directas para la exploración y explotación de vetas mineralizadas en el subsuelo.

Figura 2

Geología regional de Morococha



Fuente: Departamento de Geología

3.1.2.2 Estratigrafía. La estratigrafía en Morococha abarca desde el Paleozoico hasta el Cretácico Superior, con la presencia de cinco grupos geológicos principales y cuerpos intrusivos terciarios:

3.1.2.2.1 Grupo Excélsior (Devónico). Compuesto por lutitas y filitas negras a verde olivo con intercalaciones de calizas y lavas. Se encuentran a gran profundidad en la mina (Nivel 1700), con estructuras plegadas y foliadas como resultado de un metamorfismo regional. Potencia estimada de hasta 1,800 m según correlaciones externas.

3.1.2.2.2 Grupo Mitú (Pérmico). Representado por los Volcánicos Catalina (Formación Yauli), se ubica en el núcleo del anticlinal Morococha. Está formado por lavas de dacita y andesita en la base, seguidas de brechas volcánicas, aglomerados y tufos. Aflora ampliamente en el sur del distrito y contiene vetas con minerales metálicos de importancia económica.

3.1.2.2.3 Grupo Pucará (Triásico-Jurásico). Incluye las formaciones Chambara, Aramachay y Condorsinga. Se trata de una potente sucesión de calizas, lutitas, cherts y rocas fosfáticas, con intercalaciones volcánicas como el basalto Montero y la traquita Sacracancha. Las calizas albergan importantes cuerpos mineralizados.

3.1.2.2.4 Grupo Goyllarisquizga (Cretácico Inferior). Caracterizado por una secuencia de conglomerados rojos, areniscas, lutitas, cuarcitas y calizas fosfatadas, junto con múltiples horizontes basálticos y diques de diabasa. Expuesto principalmente al norte y suroeste del distrito. Potencia de hasta 469 m según registros históricos.

3.1.2.2.5 Grupo Machay (Cretácico Superior). Conformado por calizas grises fosilíferas y capas de caliza carbonosa, lutita negra y caliza fosfatada. Afloran en los extremos suroeste y oeste del distrito, en zonas como Galera y Ticlio. Incluye fósiles como ammonites y pelecípodos.

3.1.2.2.6 Rocas intrusivas (Terciario). Durante el Terciario, se introdujeron cuerpos ígneos como la diorita Anticona, monzonita y pórfidos cuarcíferos. Estas intrusiones juegan un papel fundamental en la mineralización y el control estructural de las vetas en Morococha.

Figura 3

Columna estratigráfica de Morococho

ERA	SISTEMA	UNIDADES ESTRATIGRÁFICA	ROCAS INTRUSIVAS	SIMBOLOGÍA
Cenozoico	Cuaternario	Dep. aluviales		
		Dep. Glaciares		
		Dep. fluvioglaciares		
		Dep coluviales		
	Terciario		Mz/granod.	
Mesozoico	Cretáceo	Fm Jumasha	Diorita	
		Fm Pariatambo		
		Fm Chúlec		
		Grupo Goyllarisquiza		
	Triásico-Jurásico	Grupo Pucará		
Paleozoico	Pérmico-Triásico	Grupo Mitú		
	Devoniano	Grupo Excélsior		

Fuente: Departamento de Geología

3.1.2.3 Estructuras mineralizadas. Como resultado de los mapeos geomecánicos, se tiene en la siguiente Tabla los rangos de RMR por litología, donde la caliza representa a la caja piso y la anhidrita representa a la caja techo.

Tabla 2

Caracterización de macizo rocoso por litología

DOMINIO	RANGO DE RMR	CARACTERIZACIÓN DE RMR
Caliza	43 – 60	IIIB & IIIA
Mineral	<21 – 22	IVA & IVB
Andesita	47 – 83	IIIB & IIIA
Anhidrita	41 - 55	IIIB & IIIA
Intrusivo (diorita)	45 - 55	IIIB & IIIA

Fuente: Departamento de geomecánica

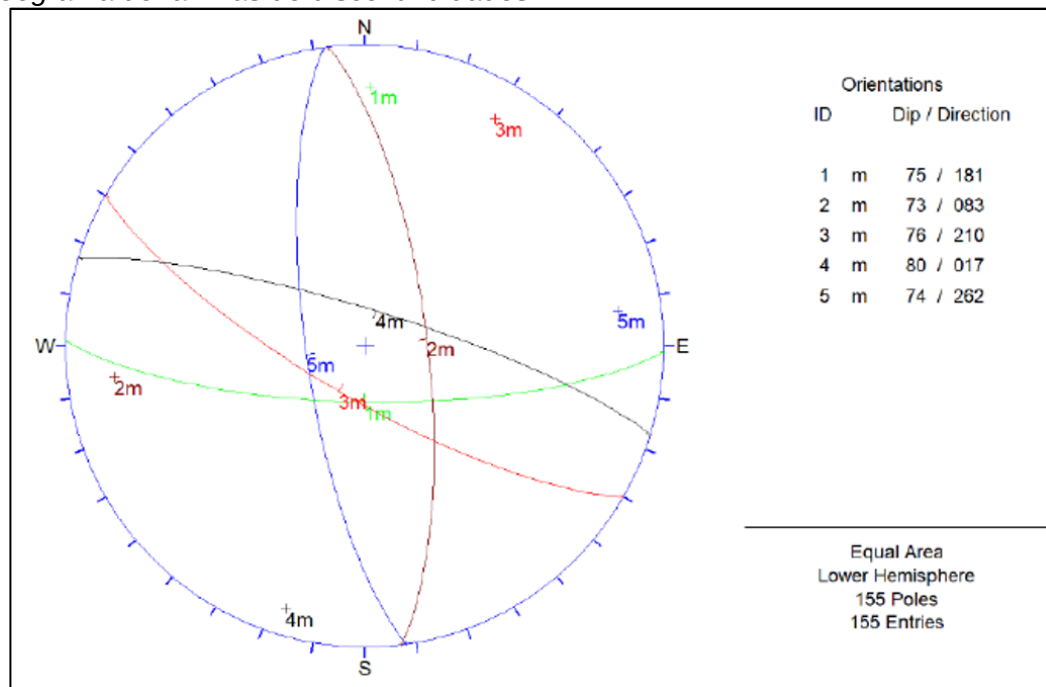
3.1.2.3.1 Principales sistemas de discontinuidades

Existen dos sistemas principales de conjuntos y tres sistemas secundarios de conjuntos:

- Familia principal 1, azimuth EW y dirección de buzamiento al S.
- Familia principal 2, azimuth NS y dirección de buzamiento al E.
- Familia secundaria 3, azimuth NWW y dirección de buzamiento al SW.
- Familia secundaria 4, azimuth NWW y dirección de buzamiento al SE.
- Familia secundaria 5, azimuth NNW y dirección de buzamiento al SW.

Figura 4

Estereograma de familias de discontinuidades

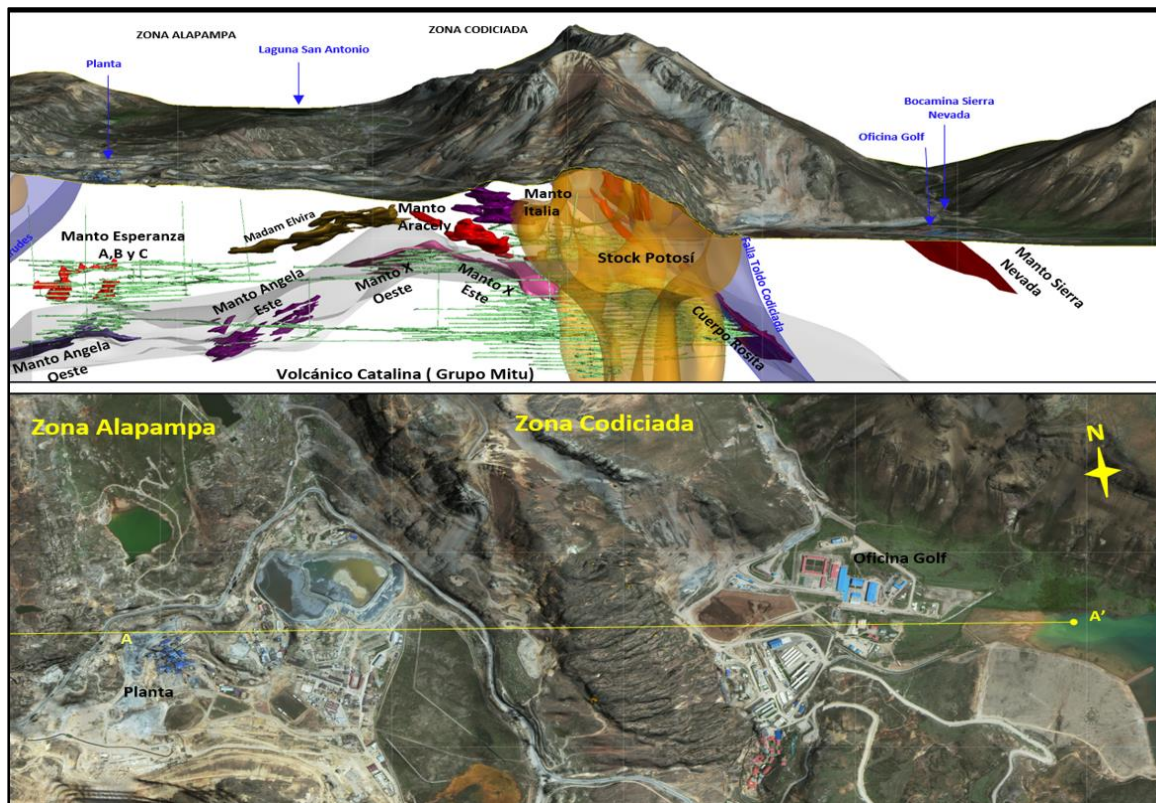


Fuente: Departamento de Geomecánica

Las fallas tienen un espaciamiento de 20 m y una persistencia entre decenas y cientos de metros en general. Estas fallas se ubican generalmente paralelas a la veta Antícona, no se evidencia fallas grandes. Las fallas presentan materiales de relleno como arcillas y óxidos, la apertura está entre 1 a 20 cm. Estas fallas son el conducto para el transporte de aguas subterráneas. Mediante mapeo y registro de información histórica, normalmente las fracturas y fallas se mantienen sin infiltración que se muestran en la siguiente figura.

Figura 5

Vista isométrica de sistemas de fallas locales



Fuente: Departamento de Geomecánica

3.1.3 Operaciones mina

A continuación, se dará una breve descripción de las labores mineras más comunes dentro de U.M. Morococha.

Rampas:

Las rampas típicas tienen una sección de 4.0 m x 4.0 m con una gradiente de aproximadamente 12 %. El objetivo de las rampas es brindar acceso a las labores mineras desde superficie o establecer la conexión entre los distintos niveles, además cuenta con cámaras de carguío tipo “H”, además, se establece refugios peatonales a distancias no mayores a 50 m con las dimensiones mínimas de 1.00 m x 1.00 m x 1.80 m (A x P x A); en curvas las distancias no son mayores a 30 m.

By-Pass:

Los By-Pass son excavaciones con secciones de 4.0x4.0 m. y/o 3.5x3.5 m que son desarrollados a una cierta distancia mínima en paralelo al rumbo de la veta o cuerpo

mineralizado. Dicha distancia mínima debe ser elaborada según los criterios geomecánicos establecidos.

Accesos:

Los accesos son labores horizontales perpendiculares a los By-Pass y/o Rampas con una sección de 3.5x3.5 m. y se dirigen a cortar las estructuras mineralizadas

Galerías:

Las Galerías se desarrollan dentro del cuerpo mineralizado y cuentan con una sección de 3.5x3.5m y una gradiente aproximada de 1 %.

Subniveles:

Los Subniveles se desarrollan dentro del cuerpo mineralizado como parte de las preparaciones para el minado de taladros largos y cuentan con una sección de 3.5x3.5 m. y/o 2.6x3.4 m. y una gradiente aproximada de 1 %.

Cruceros:

Los cruceros integran diferentes zonas de operación, donde su principal función es servir como acceso entre las zonas de minado y tienen una sección de 3.5x3.5 m. y/o 4.0x4.0 m.

Chimeneas:

En general, las chimeneas son aberturas verticales o inclinadas construidas por un sistema convencional (p.ej. VCR o mecanizado (p.ej. Raise Borer), los diámetros de las chimeneas VCR son de 1.5x1.5 a 2.4x2.4 y las chimeneas Raise Borer de 2.4x2.4

3.1.3.1 Método de explotación corte y relleno ascendente. El minado corte y relleno ascendente con perforación en Breasting nos permite sostener de manera inmediata el techo de la labor, corona y hastiales de la zona en explotación con los diversos elementos de sostenimiento. El método consiste en disponer de una cara libre en el piso inferior de 0.80 m, el cual sirve de cara libre para la voladura, esta cara libre permite asegurar la voladura y reducir los factores de perforación y voladura.

3.1.3.1.1 Principales ventajas del método.

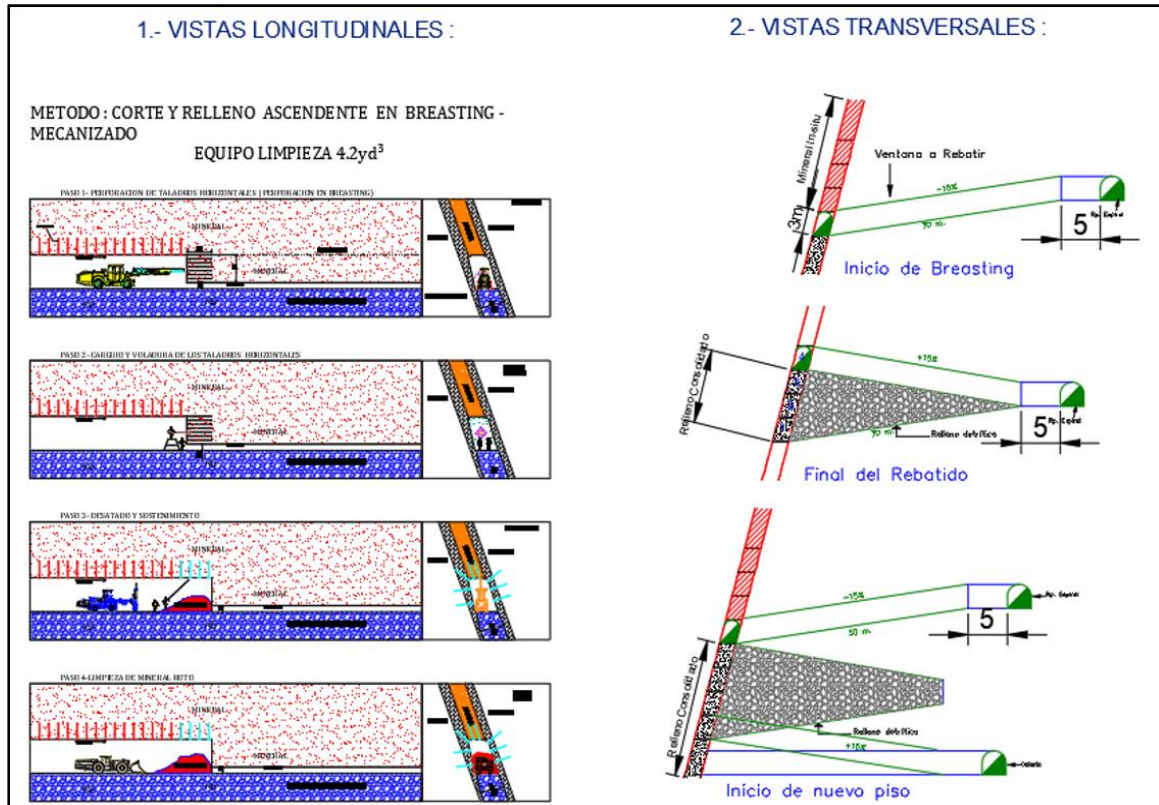
- Es un método selectivo, lo que significa que se puede trabajar en secciones de baja potencia y alta ley, dejando de explotar zonas con leyes bajas
- Es un método que puede lograr una mayor recuperación.
- Es un método que se adecúa a yacimientos con propiedades geomecánicas adversas en cuanto a la calidad de las cajas
- El método puede aplicarse a yacimientos con buzamiento pronunciado. Su campo de aplicación abarca yacimientos con características geomecánicas bajas en cuanto a la calidad de las cajas, además de irregularidad del yacimiento.
- El método de explotación por corte y relleno constituye un método particularmente flexible de operar puesto que se adapta a yacimientos irregulares.

3.1.3.1.2 Principales desventajas del método.

- La producción no es constante, se tiene que parar el minado para completar el relleno.
- Es un método poco productivo, es decir el volumen de mineral arrancado en un ciclo de trabajo es relativamente pequeño.
- Los requerimientos de mano de obra en actividades no productivas son altos, por lo tanto, la productividad del método es baja.
- El costo de explotación es elevado, debido principalmente a la mano de obra requerida para lograr tasas altas de producción, así como el alto uso de elementos de sostenimiento y fortificación.
- Se debe considerar la disponibilidad del relleno puesto que esta es una operación clave en la continuidad y productividad del método.

Figura 6

Diseño de Labores de Mina C&F



Fuente: Departamento de Operaciones

3.1.3.2 Método de explotación Sub level stoping (Bench And Fill). El método de minado Sub Level Stopping, en su variante de Bench and Fill, es un método de explotación subterráneo que consiste básicamente en dividir el cuerpo mineralizado en sectores de explotación. El subnivel inferior se caracteriza como nivel de extracción y desde los subniveles superiores se realiza la perforación de los taladros de producción, generando tajadas verticales que luego se arrancan en forma sucesiva contra una cara libre. El mineral luego de la voladura cae por gravedad hasta el fondo del subnivel donde es recepcionado para ser cargado y transportado hasta los puntos de acumulación donde son cargados a los camiones.

El proceso de relleno de los tajos de explotados se da en la medida en que la apertura del tajo logre su máxima distancia según el cálculo geomecánico realizado, es decir en la medida que se logre la máxima abertura. El material de relleno empleado es el desmonte obtenido de las labores de desarrollo adyacentes o de algún otro sector cercano; asimismo este relleno puede ser cementado con el fin de dar mayor estabilidad a las cajas del tajo y

para proveer un piso más uniforme para la explotación del tajo superior y con el fin de no comprometer sectores adyacentes, manteniendo la estabilidad del sector.

3.1.3.2.1 Ventajas del método. Las principales ventajas que presenta el método de explotación son las siguientes:

- Es un método de minado que representa bajos costos de explotación.
- Gran rendimiento, lo que se traduce en una alta productividad; esto debido principalmente a que las operaciones de perforación y carguío se realizan independientes entre sí y la gran cantidad de mineral removido por disparo.
- Presenta excelentes condiciones de seguridad tanto para el personal como para los equipos, debido a la secuencia de extracción (en retirada). Poco o ningún consumo de elementos de sostenimiento.
- Mejor recuperación del yacimiento, llegando a alcanzar de 85% a 95%. Gran parte de las labores de preparación del método se desarrolla sobre roca mineralizada.

3.1.3.2.2 Desventajas del método: Entre algunas de las desventajas del método, podemos nombrar las siguientes:

- El campo de aplicación del método es relativamente limitado, ya que requiere que las características geomecánicas tanto del mineral como de la roca encajonante sean de regulares a buenas.
- Requiere de preparación y amplio desarrollo de labores, las cuales deben estar preparadas con anterioridad a la explotación.
- La selectividad del método es limitada.
- La dilución fluctúa entre el 8 y 25%, lo que, en comparación a otros métodos de explotación, resulta ser relativamente alta.
- En la explotación mediante este método, pueden tenerse en tajos de grandes dimensiones permanentemente abiertos, lo que influye en la estabilidad geomecánica del sector.

3.1.3.3 Programa de producción y avances

3.1.3.3.1 Plan de producción. Se tiene un programa de producción de 230,035 TMS con 89.58 g/t Ag, 0.57% Cu, 1.19% Pb y 3.32% Zn; resaltando el aporte de las vetas Rosita como aportante de Zn-Pb y Manto X como principal aportante de Cu.

El detalle del plan de producción se muestra en la tabla 3.

3.1.3.3.2 Plan de avances. El plan de avances contempla ejecutar 9,363 m en la unidad minera, el detalle del plan de avances se muestra en la tabla 4.

Tabla 3

Programa de producción

ESTRUCTURA	UNIDAD	ENE	FEB	MAR	ABR	MAY	JUN	JUL	AGO	SET	OCT	NOV	DIC	BUDGET
ARACELI	TON (TMS)	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	979	596	1,619	3,618	4,092	4,103	2,122	17,129
	Ag (Oz/t)	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.73	0.67	0.78	0.74	1.04	1.37	1.43	1.05
	Cu (%)	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	1.78	1.58	1.87	1.92	1.31	2.35	1.69	1.82
	Pb (%)	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.06	0.04	0.04	0.04	0.04	0.04	0.12	0.05
	Zn (%)	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.88	0.22	0.37	0.23	0.37	0.21	0.40	0.33
	Fe (%)	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	16.21	16.21	16.21	16.21	16.21	16.21	16.21	16.21
	VPT (\$/t)	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	103	84	101	101	79	129	103	102
RAMAL ISABEL	TON (TMS)	2,050	1,936	2,170	2,024	2,057	2,051	2,200	528	0.00	0.00	0.00	0.00	15,015
	Ag (Oz/t)	2.39	5.83	2.73	4.32	5.87	2.56	5.84	6.95	0.00	0.00	0.00	0.00	4.31
	Cu (%)	0.31	0.59	0.65	0.54	0.52	0.83	0.37	0.36	0.00	0.00	0.00	0.00	0.54
	Pb (%)	0.34	0.67	0.71	0.84	0.82	1.18	0.79	0.91	0.00	0.00	0.00	0.00	0.77
	Zn (%)	6.30	11.00	6.23	5.00	8.04	9.02	4.41	3.20	0.00	0.00	0.00	0.00	6.95
	Fe (%)	11.55	11.55	11.55	11.55	11.55	11.55	11.55	11.55	0.00	0.00	0.00	0.00	11.55
	VPT (\$/t)	123	240	159	128	188	190	135	117	0.00	0.00	0.00	0.00	164
ROSITA	TON (TMS)	11,038	10,011	10,133	10,077	10,571	7,862	7,594	7,497	10,018	2,950	0.00	0.00	87,750
	Ag (Oz/t)	3.16	2.36	2.47	2.90	3.13	2.47	3.15	3.29	3.32	2.74	0.00	0.00	2.91
	Cu (%)	0.09	0.06	0.06	0.08	0.08	0.07	0.08	0.09	0.09	0.04	0.00	0.00	0.08
	Pb (%)	2.18	1.65	2.11	3.34	3.35	2.92	2.93	1.99	2.48	2.69	0.00	0.00	2.55
	Zn (%)	4.80	3.88	4.46	4.74	5.49	4.69	6.17	4.97	5.94	4.40	0.00	0.00	4.97
	Fe (%)	21.75	21.75	21.75	21.75	21.75	21.75	21.75	21.75	21.75	21.75	0.00	0.00	21.75
	VPT (\$/t)	138.92	107.76	122.66	149.02	161.94	136.32	166.17	140.92	160.07	132.32	0.00	0.00	141.91
X	TON (TMS)	6,129	5,761	7,739	8,607	8,325	9,151	8,651	11,126	10,292	11,633	10,957	11,769	110,140
	Ag (Oz/t)	3.75	3.79	3.07	3.09	2.96	2.95	3.97	3.72	2.81	1.74	2.25	2.46	2.95
	Cu (%)	1.07	1.00	0.80	0.64	0.65	0.82	0.81	0.66	0.82	0.62	0.71	0.83	0.77
	Pb (%)	0.19	0.22	0.30	0.60	0.40	0.37	0.58	0.48	0.10	0.19	0.38	0.22	0.34
	Zn (%)	1.25	1.39	1.99	2.05	2.12	1.36	2.42	1.98	1.42	2.65	2.16	2.23	1.97
	Fe (%)	32.88	32.88	32.88	32.88	32.88	32.88	32.88	32.88	32.88	32.88	32.88	32.88	32.88
	VPT (\$/t)	120	119	109	107	103	101	131	114	96	90	97	104	106
TOTAL	TON (TMS)	19,217	17,707	20,041	20,708	20,952	20,043	19,042	20,769	23,928	18,674	15,061	13,891	230,035
	Ag (Oz/t)	3.27	3.20	2.73	3.12	3.33	2.61	3.75	3.42	2.71	1.74	2.01	2.30	2.88
	Cu (%)	0.42	0.42	0.41	0.36	0.35	0.57	0.49	0.54	0.68	0.68	1.15	0.96	0.57
	Pb (%)	1.35	1.08	1.26	1.96	1.93	1.44	1.52	1.00	1.09	0.55	0.28	0.20	1.19
	Zn (%)	3.83	3.85	3.70	3.65	4.40	3.43	4.08	2.96	3.13	2.43	1.63	1.95	3.32
	Fe (%)	24.21	24.25	24.94	25.38	25.17	25.52	25.45	27.02	25.70	27.47	28.34	30.33	26.00
	VPT (\$/t)	131	126	121	129	141	124	144	123	124	94	105	104	123

Fuente: Departamento de planeamiento

Tabla 4

Programa de avances

VETA	ENE	FEB	MAR	ABR	MAY	JUN	JUL	AGO	SET	OCT	NOV	DIC	BUDGET
Aracely	86	102	108	138	130	162	167	221	296	265	221	222	2117
Ramal Isabel	354	360	405	392	381	418	302	287	258	325	287	317	4087
Manto X	274	218	247	209	163	168	213	158	75	40	54	40	1859
Duvaz	147	83	118	86	122	53	48	48	48	48	36	42	877
Freiberg							33	9	6	30	83	78	239
Rosita	135	25			25								
Total	996	787	878	824	820	801	764	723	682	707	682	698	9363

FASE	ENE	FEB	MAR	ABR	MAY	JUN	JUL	AGO	SET	OCT	NOV	DIC	BUDGET
Desarrollo primario	440	416	478	439	459	478	362	365	339	350	275	240	4,643
Exploración	17	16	23	19	25	26	37	17	26	29	18	29	282
Preparación	539	355	377	366	336	297	365	341	317	328	388	430	4,438
Total	996	787	878	824	820	801	764	723	682	707	682	698	9,363

Fuente: Departamento de planeamiento

3.1.3.4 Línea base – producción y costos de extracción (Breasting)

Tabla 5

Costos de sostenimiento - Breasting

SOSTENIMIENTO	KPI	UNIDAD	P.U.	UNIDAD	US\$ X ml.
Shotcrete 2"	1.4	m³/mL	310	US\$/m3	434.00
Pernos 7pies	5	m³/mL	33.67	US\$/mL	168.35
Pernos 4 pies	2.2	m³/mL	17.73	US\$/mL	39.01
Malla SC	2.4	m²/mL	20.67	US\$/m2	49.61
Shotcrete SC	0.3	m³/mL	310	US\$/m3	-
Bolting	10	m_inst/mL	23.22	US\$/m_inst	-
Precio unitario por metro de avance					690.96

Fuente: Elaboración propia

Con lo anterior mostrado, se procede a calcular el costo de extracción para el tajo de 120 metros

Tabla 6

Costo de extracción - Breasting

COSTO DE MINADO					
Labor	Cantidad	Unidad	P.U.	Unidad	Costo total (US\$)
Programa block Breasting	17,778	Ton	33.83	US\$/m³	187,948.06
Volumen de batidos	805	m³	33.83	US\$/m³	27,233.15
Subtotal					215,181.21
COSTO DE SOSTENIMIENTO					
Metros lineales de tajo	Unidad	Nº de cortes	P.U.	Unidad	Costo total
120.00	metros	4	690.96	US\$/mL	331,662.72
Total					546,843.93
Costo de extracción (US\$/ton)					30.76

Fuente: Elaboración propia

De la tabla anterior, se obtiene que del tajo se tiene una producción de 17,778 toneladas. Con un costo de minado de 12.10 US\$/ton y costo de sostenimiento de 18.66 US\$/ton.

3.2 Procesamiento de la información

3.2.1 Dimensionamiento de tajos

Para el dimensionamiento de los tajos de taladros largos se determinó utilizando el “Método Gráfico de Estabilidad” y representa la capacidad del macizo rocoso para permanecer estable bajo una condición de esfuerzo.

En forma resumida, el procedimiento de diseño aplicando este método está basado en el cálculo de dos factores: N' y S. El primero es el número de estabilidad modificado y representa la capacidad del macizo rocoso para permanecer estable bajo una condición de esfuerzo dado. El segundo es el factor de forma o radio hidráulico que toma en cuenta el tamaño y forma del tajeo.

El número de estabilidad N' se define como:

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

Dónde:

- Q': es el Índice de Calidad Tunelera Q modificado.
- A: es el factor de esfuerzo en la roca.
- B: es el factor de ajuste por orientación de las juntas.
- C: es el factor de ajuste gravitacional.

El Índice de calidad Tunelera modificado Q', es calculado a partir de los resultados del mapeo estructural de la masa rocosa, exactamente de la misma forma que la clasificación de la masa rocosa NGI estándar, excepto que el factor de reducción del esfuerzo SRF es fijado en 1.00.

$$Q' = \frac{RQD}{J_n} * \frac{J_r}{J_a} * \frac{J_w}{SRF} \quad (2)$$

Donde:

- RQD: índice de calidad de roca.
- Jn: número de familias.
- Jr: coeficiente de rugosidad de la junta.
- Ja: coeficiente de alteración de la junta.

- J_w : coeficiente reductor por presencia de agua.
- SRF: factor reductor por tensiones en el macizo rocoso.

El sistema no ha sido aplicado en condiciones con agua subterránea significativa, de tal manera que el factor de reducción por agua en juntas J_w es comúnmente 1.0.

Los datos registrados, a partir de los mapeos geomecánicos, son utilizados aquí para calcular el Índice de calidad Tunelera modificado Q' , según la siguiente relación:

$$Q' = \frac{RQD}{J_n} * \frac{J_r}{J_a} \quad (3)$$

3.2.1.1 Factor de esfuerzo en la roca “A” . Mide la influencia de los esfuerzos sobre las caras libres de un tajeo a profundidad. Se calcula usando la relación entre la resistencia a compresión no confinada de la roca intacta (σ_c) y el esfuerzo mayor actuante (σ_1). Este valor ayuda a evaluar la estabilidad del macizo rocoso frente a la excavación.

Según la relación σ_c / σ_1 :

- Si $\sigma_c / \sigma_1 < 2 \rightarrow A = 0.1$ (zona altamente inestable).
- Si $2 < \sigma_c / \sigma_1 < 10 \rightarrow A = 0.1125 (\sigma_c / \sigma_1) - 0.125$ (valor intermedio dependiente del cociente).
- Si $\sigma_c / \sigma_1 > 10 \rightarrow A = 1.0$ (zona muy estable).

3.2.1.2 Factor de ajuste por orientación de las discontinuidades “B”. Evalúa cómo la orientación de fracturas o planos débiles influye en la estabilidad de las caras del tajeo. Las fallas estructurales tienden a presentarse cuando estas discontinuidades forman ángulos pequeños con la superficie libre, facilitando el desprendimiento de bloques. Cuando el ángulo β entre la discontinuidad y la cara del tajeo se acerca a 0° , la resistencia aumenta levemente, ya que los bloques fracturados pueden comportarse como una viga o losa. La inestabilidad es mayor si el rumbo de la discontinuidad es paralelo a la superficie libre, y menor si es perpendicular.

3.2.1.3 Factor de ajuste por el efecto de la gravedad “C” . Considera el impacto de la gravedad sobre la estabilidad del tajeo, especialmente en el techo y las paredes. Las fallas pueden presentarse como caídas desde el techo o deslizamientos desde las

paredes, dependiendo de la inclinación del tajeo (α). Este factor se calcula con la fórmula $C = 8 - 6 \cos \alpha$. Así, C alcanza su valor máximo (8) en paredes verticales y su valor mínimo (2) en techos horizontales, reflejando mayor riesgo de inestabilidad con mayor inclinación.

3.2.1.4 Factor de forma o radio hidráulico (RH). Se calcula dividiendo el área de la sección transversal del tajeo entre su perímetro. Este valor, junto con el número de estabilidad N', permite estimar la estabilidad del tajeo mediante el "Gráfico de Estabilidad". La clasificación del macizo rocoso se basa en la evaluación estructural realizada mediante el sistema RMR (Rock Mass Rating) de Bieniawski. A partir de estos datos, se identifican tendencias de isovalores que reflejan la condición geomecánica del macizo rocoso.

Tabla 7

Análisis de dispersión RMR del macizo rocoso

VETA	LITOLOGIA	BUZAMIENTO (°)	RMR		
			CAJA PISO	CAJA TECHO	MINERAL
Ramal Unión 68	Andesita	71	54	51	38
Ramal Unión 68	Andesita	64	55	48	38
Vena Ana Cecilia	Caliza	71	56	56	35
María Luisa	Caliza	69	58	51	36
Manto X	Andesita	68	54	48	37
Manto X	Andesita	71	55	55	45
Cuerpo Rosita	Andesita	71	51	50	38
Cuerpo Rosita	Andesita	69	48	48	42
Madam Elvira	Andesita	45	48	54	44
Madam Elvira	Andesita	44	51	44	45

Fuente: Departamento de Geomecánica

Del análisis realizado, se concluye que el 20 % del macizo rocoso presenta una calidad de roca mala (RMR entre 21-40) y el 50 % una calidad regular (RMR entre 41-50), siendo estas condiciones más frecuentes en las zonas de caja techo y piso de las estructuras evaluadas. Los parámetros geomecánicos fueron obtenidos mediante el software Rock Data, a partir del ingreso de datos estructurales y geológicos.

Tabla 8*Parámetros del macizo rocoso*

RMR	Litología	H (m)	UCS (Mpa)	GSI	mi	D	mb	S	a	σ_t (Mpa)	δ (MN/m ³)	C (Mpa)	φ (°)	Erm (Mpa)
IIIB	Andesita	420	60 – 120	51	7	0.5	0.652028	0.00127263	0.52573	7.0462	0.026	0.8374	27.6238	1824
IIIB	Andesita	400	60 – 120	50	7	0.5	0.662028	0.00127263	0.52573	5.1126	0.026	0.8374	27.6238	989
IIIB	Caliza	480	50 – 100	48	7	0.5	0.522028	0.00127263	0.52573	5.1126	0.026	0.8374	27.6238	987
IIIB	Caliza	450	50 – 100	54	7	0.5	0.502028	0.00127263	0.52573	5.1126	0.026	0.8374	27.6238	986
IIIB	Andesita	450	50 – 100	60	7	0.5	0.652028	0.00127263	0.52573	7.0562	0.026	1.4649	31.6238	2540
IIIB	Andesita	450	50 – 140	55	7	0.5	0.642028	0.00127263	0.52573	7.0562	0.026	1.4649	31.6238	2540
IVA	MN	450	25 – 30	38	7	0.5	0.402028	0.00033546	0.52573	3.6101	0.031	0.7196	27.6238	989
IVA	MN	480	20 – 25	34	7	0.5	0.412028	0.00033546	0.52573	3.6101	0.031	0.7196	31.6238	978

Fuente: Departamento de Geomecánica

Los resultados mostrados son diseñados a profundidades de 300 y 700m de profundidad, para el cálculo del Índice de estabilidad N'. Se ha elaborado 08 casos de ocurrencia en Unidad Económica Anticona, las cuales se describen a continuación:

Tabla 9*Diseño de escenarios – Método Taladros Largos*

CAJA PISO	CAJA TECHO	VETA	ESCENARIOS
50 – 100 Mpa III-B (45 – 50)	50 – 100 Mpa III-B (41 – 50)	25 – 50 Mpa IV-A (31 – 40)	M01 – 01 000 – 350 m
			M01 – 02 350 – 700 m
50 – 100 Mpa III-B (45 – 50)	50 – 100 Mpa III-B (41 – 50)	50 – 100 Mpa IV-A (31 – 40)	M02 – 03 000 – 350 m
			M02 – 04 350 – 700 m
50 – 120 Mpa III-A (51 – 60)	50 – 100 Mpa III-B (41 – 50)	50 – 10 Mpa III-B (41 – 50)	M03 – 05 000 – 350 m
			M03 – 06 350 – 700 m
50 – 10 Mpa III-B (41 – 50)	25 – 50 Mpa IV-A (41 – 50)	50 – 10 Mpa III-A (31 – 40)	M04 – 07 000 – 350 m
			M04 – 08 350 – 700 m
25 – 50 Mpa III-B (41 – 50)	25 – 50 Mpa III-B (41 – 50)	25 – 50 Mpa IV-A (31 – 40)	M05 – 09 000 – 350 m
			M05 – 10 350 – 700 m

Fuente: Departamento de Geomecánica

Tabla 10

Análisis índice estabilidad de Mathews longitud máxima de abertura

Escenario	Buz (°)	H (m)	RMR'	Q'	A	B	C	N'	RH	Dir. Min.	Altura total (m)	Anch. SN (m)	Alt. SN (m)	RH	W	H	L	TL
M01 – 01	65 - 90	0 – 350	45	1.1	1.0	0.2	6.0	1.4	4.6	Longitud.	17.5	3.8	3.8	4.6	2.5	17.5	20.0	Minable
M01 – 02	65 - 90	350 - 700	45	1.1	1.0	0.8	5.8	5.2	3.6	Longitud.	15.0	3.8	3.8	3.6	2.2	15.0	14.0	Minable
M02 – 03	65 - 90	0 – 350	54	3.0	0.3	0.8	5.8	4.2	4.7	Longitud.	17.5	4.0	4.0	4.7	1.8	18.0	20.0	Minable
M02 – 04	65 - 90	350 - 700	54	3.0	1.0	0.8	6.0	14.7	4.1	Longitud.	15.0	4.0	4.0	4.1	1.5	15.0	18.0	Minable
M03 – 05	65 - 90	0 – 350	65	10.3	1.0	0.8	5.8	47.5	6.0	Longitud.	20.0	4.0	4.0	6.0	3.0	20.0	30.0	Minable
M03 – 06	65 - 90	350 - 700	65	10.3	1.0	0.8	5.7	46.7	4.9	Longitud.	15.0	4.0	4.0	4.9	2.5	15.0	28.0	Minable
M04 – 07	65 - 90	0 – 350	44	1.0	0.2	0.8	5.8	1.1	4.0	Longitud.	15.0	4.0	4.0	4.0	3.0	15.0	17.0	Minable
M04 – 08	65 - 90	350 - 700	44	1.0	0.2	0.8	5.6	1.0	3.7	Longitud.	12.5	4.0	4.0	3.7	2.1	13.0	17.0	Banco<11
M05 – 09	65 - 90	0 – 350	47	1.4	1.0	0.8	4.5	5.0	4.1	Longitud.	15.0	4.0	4.0	4.1	1.6	15	20.0	Minable
M05 – 10	65 - 90	350 - 700	47	1.4	1.0	0.8	4.5	5.0	3.7	Longitud.	12.5	4.0	4.0	3.7	1.5	13.0	17.0	Banco<11

Fuente: Departamento de Geomecánica

Donde:

- RH : Radio hidráulico.
- W : Ancho de tajeo.
- H : Altura expuesta excavación.
- L : Longitud de minado

Se puede concluir que de los resultados obtenidos la posibilidad de ejecución de taladros largos en Unidad, serán viables de acuerdo con las restricciones de evaluación Geomecánica de la roca encajonante, estructura mineralizada, resistencia, profundidad de labor y dimensionamiento obtenido como se muestra en los resultados.

3.2.2 Cálculo de parámetros de perforación y voladura

El cálculo de los parámetros de perforación y voladura según el modelo de conminución tiene como objetivo optimizar el proceso de fragmentación de la roca, mejorando la eficiencia del minado subterráneo y reduciendo costos operativos. A continuación, se presenta un resumen de cómo se realiza este cálculo, basado en criterios técnicos del modelo de conminución:

Datos de campo:

- Largo del tajo (L): 120 m.
- Ancho del tajo (A): 4 m.
- Diámetro del taladro (d): 64 mm.
- Longitud del taladro: 15 m.
- Longitud de carguío: 13 m.
- $LT = 0.15 + 34.1 \left(\frac{d-2}{1000} \right) - 39.4 \left(\frac{d-2}{1000} \right)^2 = 2.1 \text{ m}$

Características de mezcla explosiva (ANFO):

- Densidad: 0.92 gr/cc.
- Presión de detonación: 20724.9 atm.
- Calor de explosión: 931 kcal/kg.

Características geomecánicas de la roca:

- Resistencia a la compresión estática $\rightarrow \sigma_c = 77 \text{ Mpa}$
- Resistencia a la tensión estática $\rightarrow \sigma_t = 6 \text{ Mpa}$
- Resistencia a la tensión dinámica $\rightarrow \sigma_{td} = 4.5 * \sigma_t * 10.197 = 275.319 \text{ kg/cm}^2$
- Relación de poisson (ν) = 0.293
- Densidad de la roca (ρ) = 2.62 gr/cc.

- Módulo de elasticidad de Young → $E = 33033 \text{ Mpa}$
- Módulo de elasticidad de Young dinámico → $E_d = 0.97 * E * 10.197 + 83,000 = 409,732.376 \text{ kg/cm}^2$.

Realizando un cambio de unidades de kg/cm^2 a dinas/cm^2 , tenemos:

- Resistencia a la tensión dinámica → $\sigma_{td} = 2.70E + 08 \text{ dinas/cm}^2$
- Módulo de elasticidad de Young dinámico → $E_d = 4.02E + 11 \text{ dinas/cm}^2$

3.2.2.1 Cálculo de la energía elástica de deformación (modelo de Beke)

El modelo se define de la siguiente manera:

$$ed = \frac{\sigma_{td}^2}{2} (\text{ergios/cm}^3) \quad (4)$$

$$ed = \frac{(2.70E+08)^2}{2 * 4.02E+11} = 9.07E + 04 (\text{ergios/cm}^3)$$

3.2.2.2 Cálculo de la relación de reducción

Según planta se necesitan 16 In pero por temas operativos los cálculos se harán a 12

In = 30.48 cm. La relación se define de la siguiente manera:

$$R = F/d \quad (5)$$

Donde:

R : Relación de reducción.

F : Lado de cubo de fragmentos de entrada.

d : Tamaño máximo requerido.

Cálculo de volumen:

Se debe evaluar el tamaño de alimento F, volumen de roca a volar in situ y el volumen de roca que se requiere en planta.

- Ancho de tajo (L): 4 m.
- Alto de tajo (bloque a volar) (A): 8 m.
- Profundidad de tajo (longitud efectiva de perforación): 15 m.
- Volumen total (V): $480 \text{ m}^3 = 4.80E + 08 \text{ cm}^3$

Lado de cubo de fragmentos de entrada (F):

$$F = \sqrt[3]{480E + 08} = 782.97 \text{ cm.}$$

Tamaño máximo requerido (d):

La parrilla donde se pasa el mineral hacia la chancadora primaria que se tiene en la unidad minera es de 16 Pulgadas pero para fines prácticos lo tomaremos en 12 pulgadas a una eficiencia del 90%.

$$d = 27.432 \text{ cm}$$

Reemplazando los valores calculados:

$$R = \frac{782.97}{27.432} = 28.54$$

3.2.2.3 Calculo de energía para fracturar roca. Tenemos la siguiente ecuación:

$$Et = \frac{3ed \cdot F^3 \cdot (R+1)}{2} \text{ ergios} \quad (6)$$

Donde:

Et : energía de deformación total.

ed : energía de deformación dinámica.

F : diámetro de alimentación.

R : radio de reducción.

$$Et = \frac{3 \cdot 9.07E + 4 \cdot 782.97^3 \cdot (28.54 + 1)}{2} = 1.93E + 15 \text{ ergios}$$

3.2.2.4 Calculo de energía total entregada por explosivo (AE). También llamada energía disponible para hacer el trabajo de voladura de rocas. La mayoría de los investigadores están de acuerdo que para los propósitos prácticos, la energía disponible (AE), para hacer el trabajo de voladura de rocas, puede aproximarse a un 80% del calor de explosión (el 20% restante es consumido en elevar la temperatura de las paredes de los taladros, producir vibraciones en el macizo rocoso, ruido, etc.).

$$AE = 0.8Q = 0.8 \cdot 931 = 744.8 \frac{\text{kcal}}{\text{kg}} \approx 3.12E + 13 \frac{\text{ergios}}{\text{kg}}$$

3.2.2.5 Cálculo de cantidad total de explosivo (Qe). Utilizamos la siguiente ecuación:

$$Q_e = \frac{\text{Energía de deformación total}}{\text{Energía total entregada por explosivo}} = \frac{1.93E + 15}{3.12E + 13} = 61.8 \text{ kg}$$

3.2.2.6 Diseño de malla de perforación para tajos. La cantidad de ANFO que puede cargarse por metro de taladro para un diámetro de 64 mm es:

$$D_c = D_e^2 * \frac{de}{1273} \quad (7)$$

Donde:

D_c : densidad de carga (kg/m)

D_e : diámetro del explosivo (mm)

de : densidad del explosivo (gr/cc)

$$D_c = (64 - 1)^2 * \frac{0.92}{1273} = 2.87 \text{ kg/m}$$

Burden: para calcularlo usamos la siguiente ecuación:

$$PB^2 - QB - R = 0 \quad (8)$$

Donde:

B : Burden

$$N = D_c * A \quad (9)$$

D_c : Densidad de carga.

A : Ancho del bloque mineralizado.

$$P = x * (Q_e + N) \quad (10)$$

x : Factor de relación B/E.

Q_e : Cantidad total de explosivo requerido.

$$Q = N * (x * LT - H) \quad (11)$$

$$R = LT * N * H \quad (12)$$

Calculando los parámetros requeridos:

$$N = D_c * A = 2.87 * 4 = 11.5$$

Para hallar el valor de P se considera una malla cuadrática $x=1$. por lo tanto $B = E$ reemplazando el valor de X en la ecuación:

$$P = x * (Q_e + N) = 61.8 + 11.5 = 73.3$$

Para hallar el valor de Q se considera en la ecuación:

$$Q = N * (x * L_T - H) = 11.5 * (1 * 2.1 - 15) = -147.9$$

Para hallar el valor de R se reemplaza la ecuación:

$$R = L_T * N * H = 2.1 * 11.5 * 15 = 363.6$$

Finalmente para el cálculo del burden se hallan las raíces de la ecuación cuadrática:

$$B = \frac{-Q \pm \sqrt{Q^2 - 4 * P * R}}{2P} \quad (13)$$

Desarrollando la ecuación obtenemos: $B = 1.44 \text{ m}$

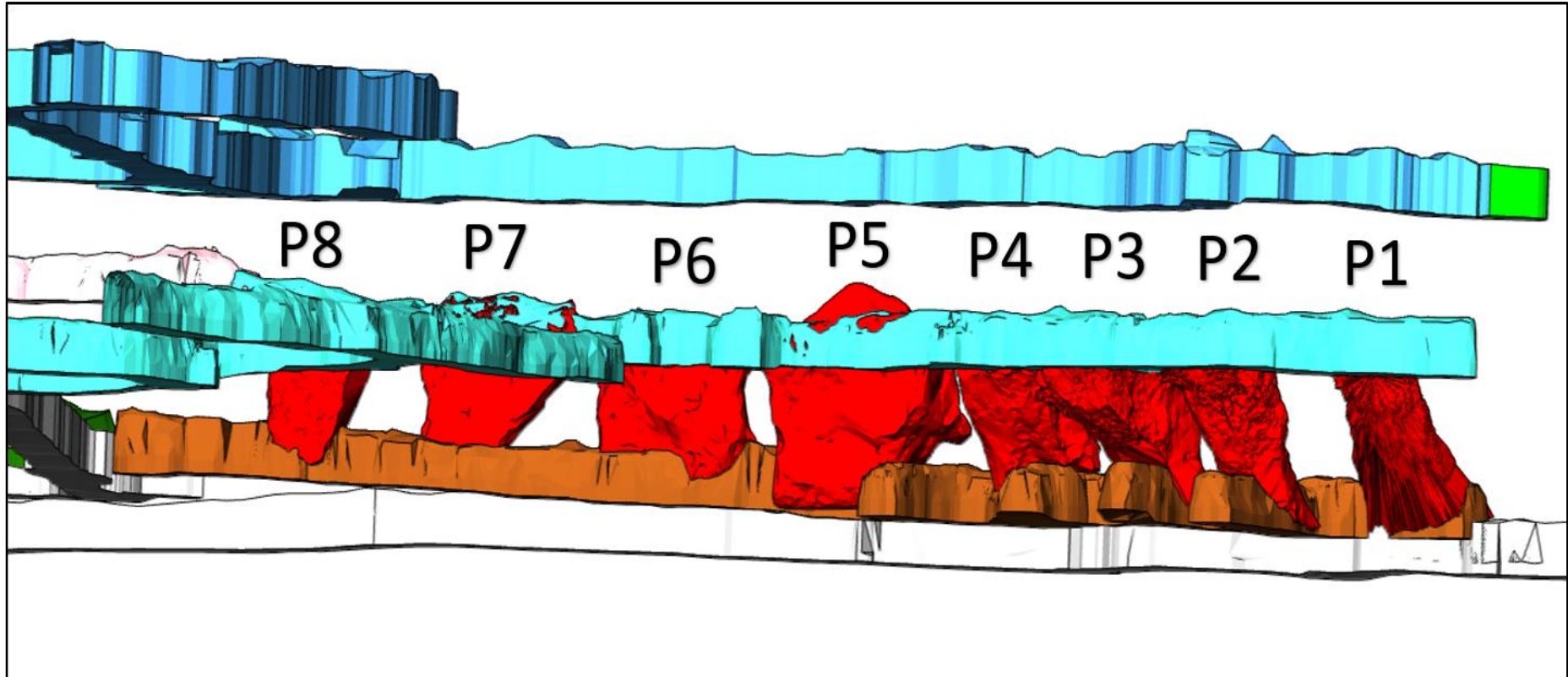
Debido a que se consideró una malla cuadrada el valor de $E = B = 1.44 \text{ m}$.

3.2.3 Diseño de perforación y voladura

El cuerpo mineralizado a minar usando el método de taladros largos es el TJ113 – 2S de la veta rosita. Este cuenta con un largo de 120 metros, por lo que se dividió en paneles para poder facilitar el seguimiento de la extracción.

Figura 7

Paneles diseñados para extracción



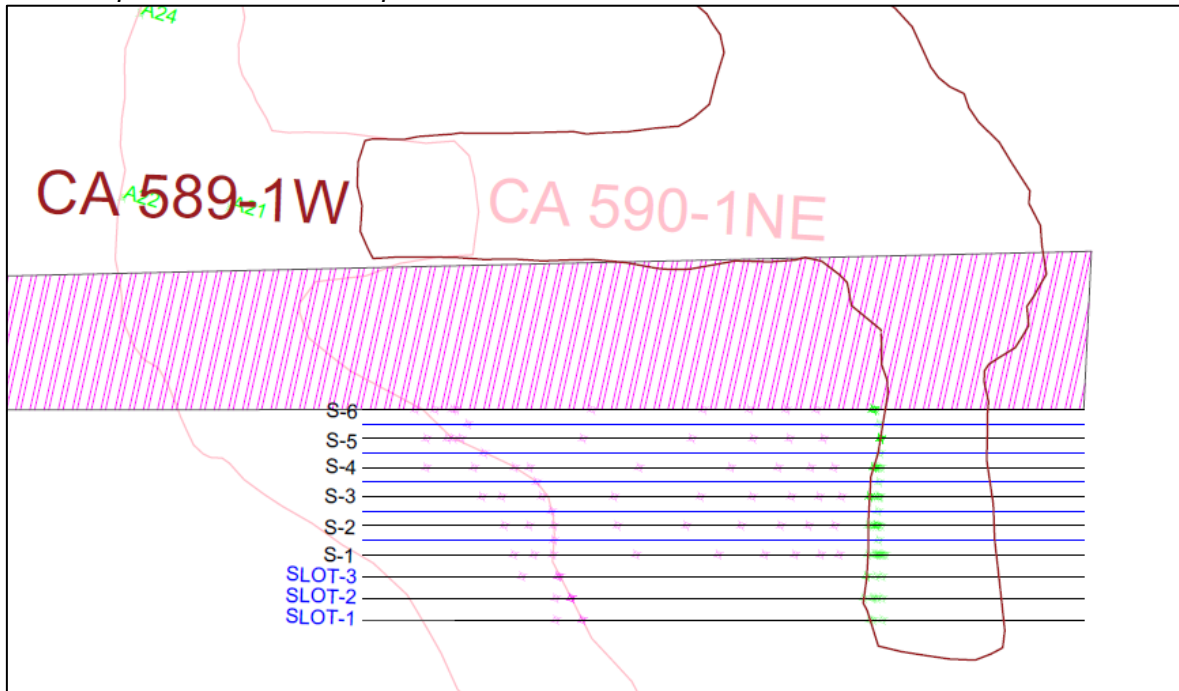
Fuente: Elaboración propia

En las siguientes páginas se mostrará el detalle del diseño de perforación para el panel 1, los demás diseños se mostrarán en la sección de anexos.

3.2.3.1 Diseño de perforación – Panel 1.

Figura 8

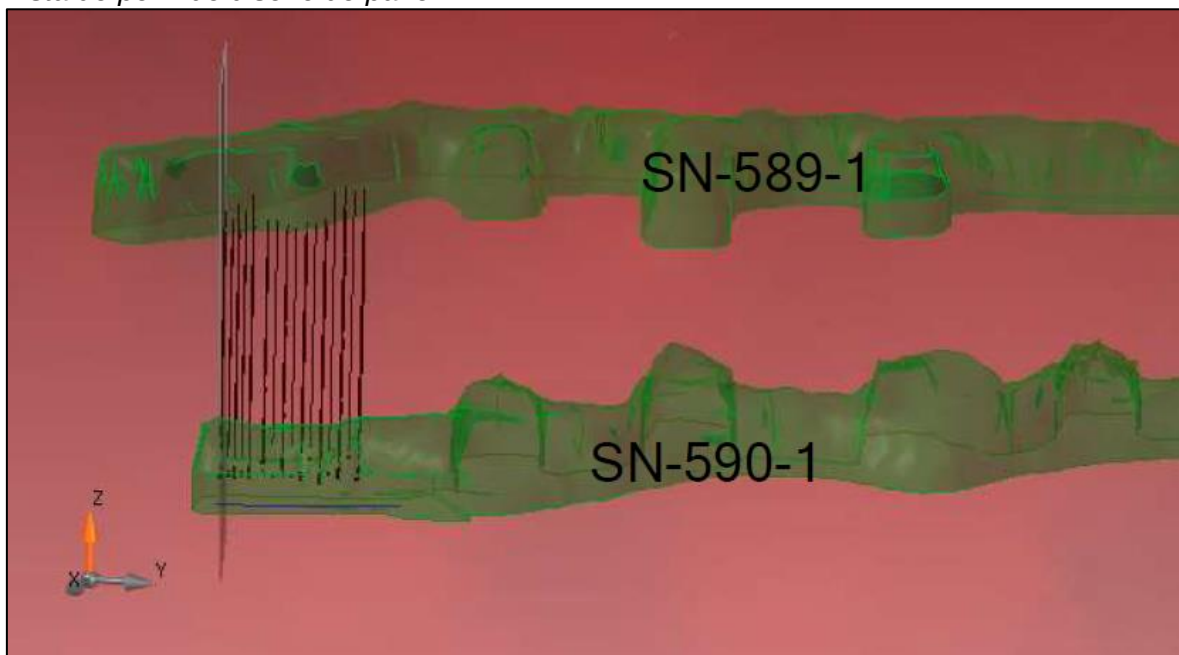
Vista de planta de diseño de panel 1



Fuente: Elaboración propia

Figura 9

Vista de perfil de diseño de panel 1

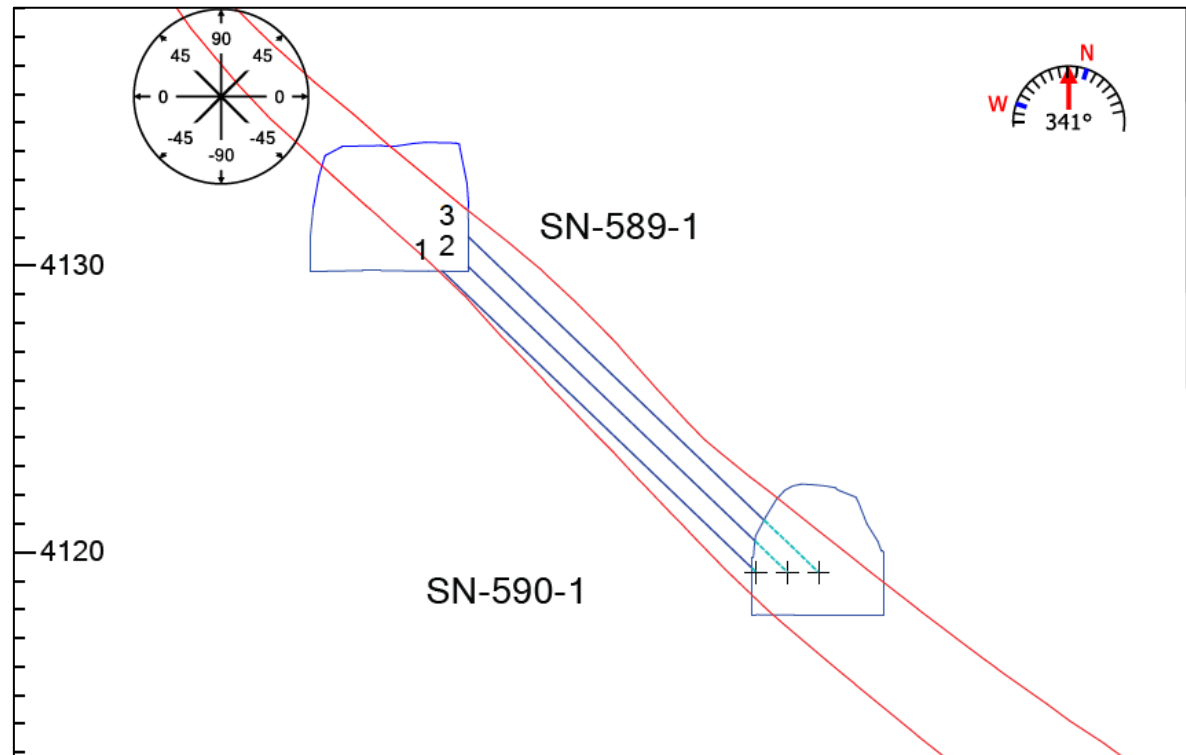


Fuente: Elaboración propia

En las siguientes figuras y tablas se mostrará el detalle de cada sección del diseño.

Figura 10

Sección Slot-1 – Panel 1



Fuente: Elaboración propia

Tabla 11

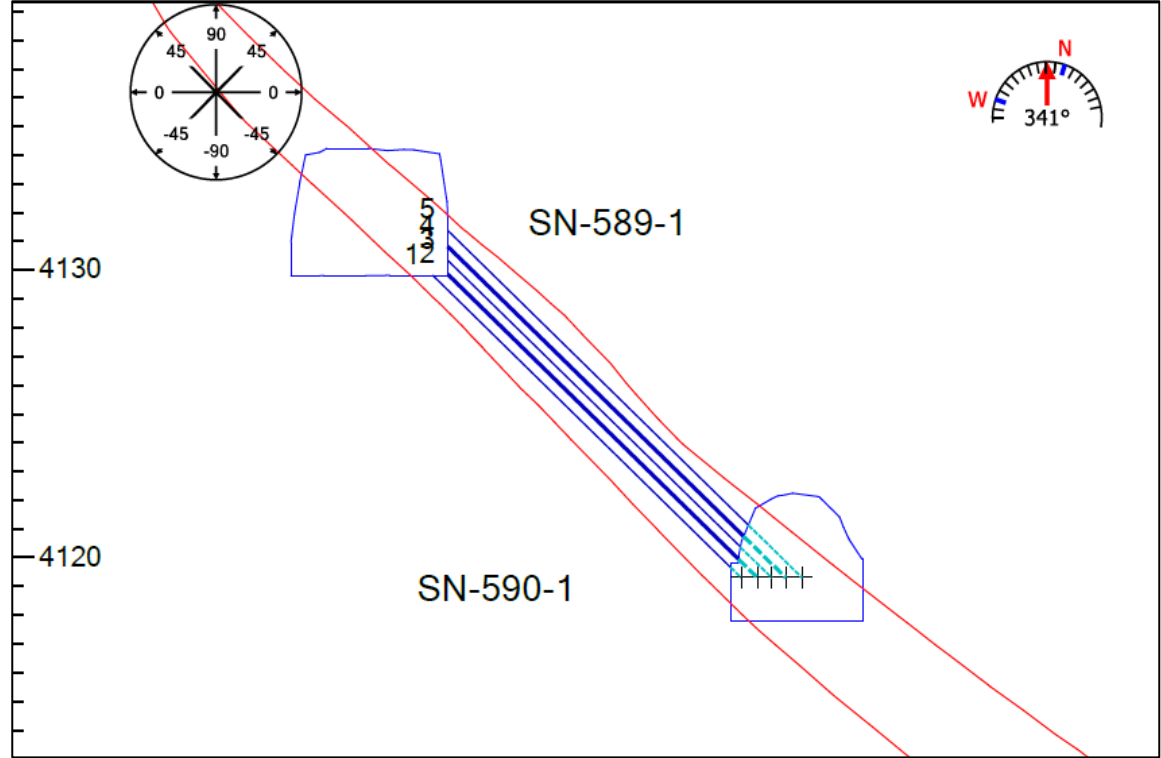
Sección Slot-1 – Panel 1

TALADRO	LONGITUD (m)	INCLINACIÓN	Nº BARRAS
1	14,97	43,75	12
2	13,87	43,75	12
3	14,31	43,75	12
Total	43.15		36

Fuente: Elaboración propia

Figura 11

Sección Slot-2 – Panel 1



Fuente: Elaboración propia

Tabla 12

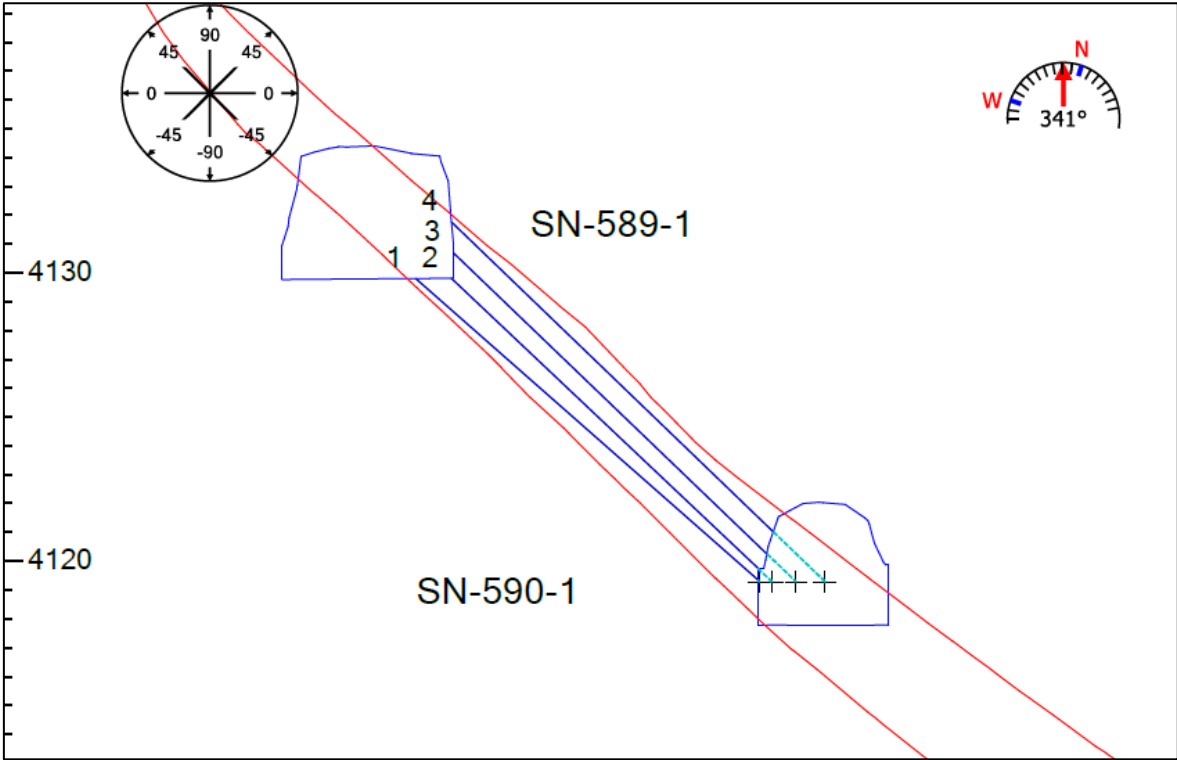
Sección Slot-2 – Panel 1

TALADRO	LONGITUD (m)	INCLINACIÓN	Nº BARRAS
1	14,69	43,75	12
2	14,35	43,75	12
3	14,43	43,75	12
4	14,59	43,75	12
5	14,82	43,75	12
Total	72,88		61

Fuente: Elaboración propia

Figura 12

Sección Slot-3 – Panel 1



Fuente: Elaboración propia

Tabla 13

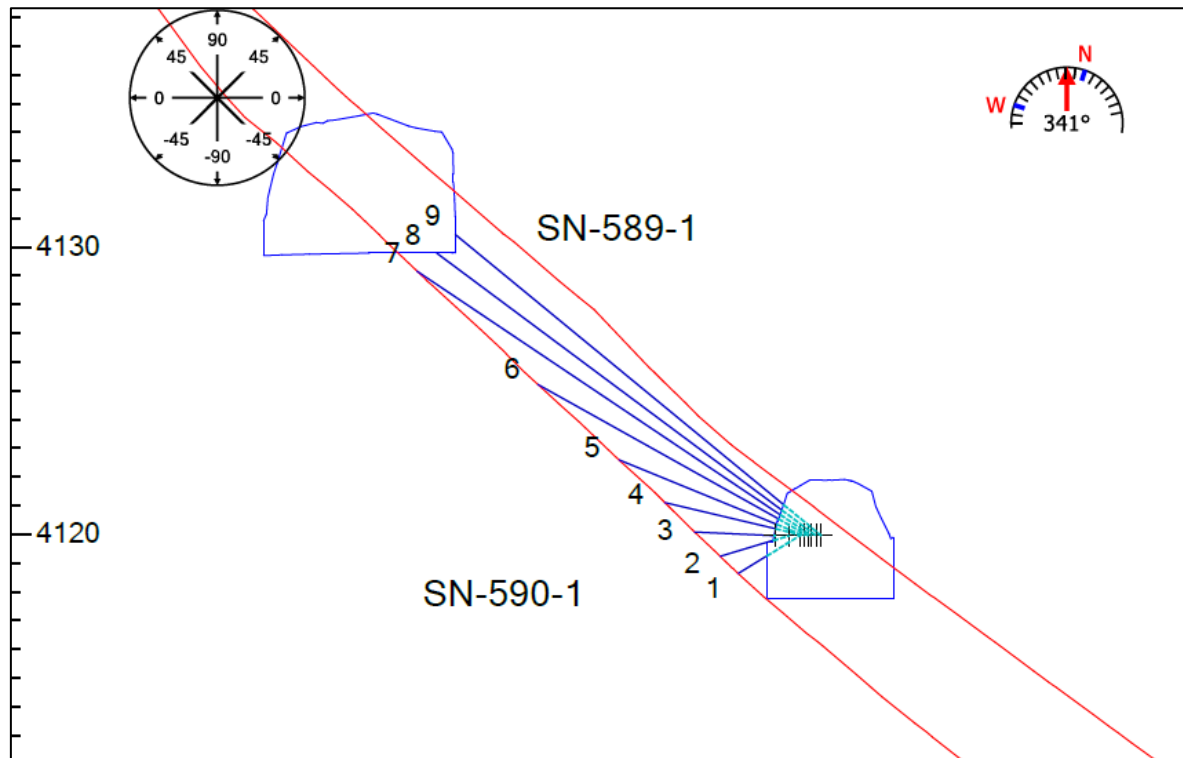
Sección Slot-3 – Panel 1

TALADRO	LONGITUD (m)	INCLINACIÓN	Nº BARRAS
1	15,82	41,39	13
2	14,63	43,41	12
3	15,07	43,84	13
4	15,50	43,90	13
Total	61,02		51

Fuente: Elaboración propia

Figura 13

Sección S-1 – Panel 1



Fuente: Elaboración propia

Tabla 14

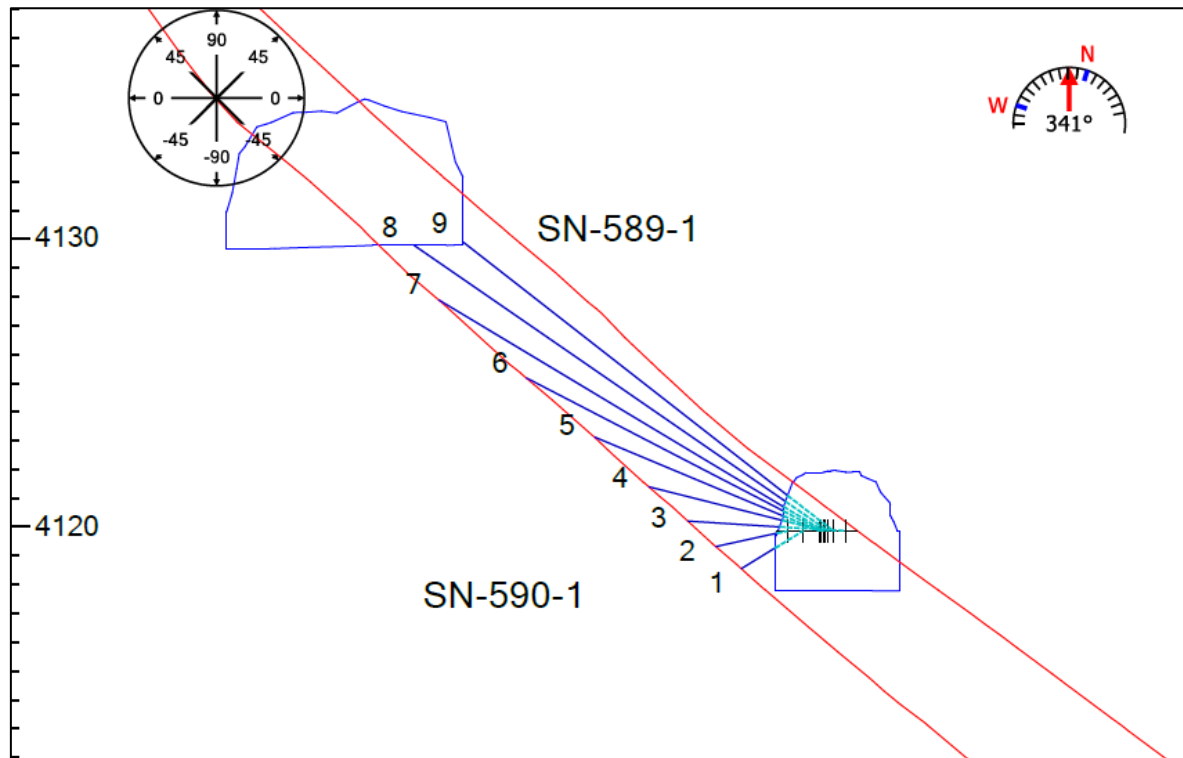
Sección S-1 – Panel 1

Taladro	Long. de taladro (m)	Long. de taco inicial (m)	Long. de taco final (m)	Long. cargada (m)	Anfo (kg)	Emulnor 3000 11/4x12 (Cart)	Total explosivo (kg)	Nº Fanel
1	1,16	0	0.5	0.66	1.65	1	1.92	5
2	1,93	0	0.8	1.13	2.83	1	3.09	5
3	2,78	0	1	1.78	4.45	1	4.72	5
4	3,98	0	2	1.98	4.95	1	5.22	4
5	5,94	0	1	4.94	12.35	2	12.88	4
6	9,62	0	2.2	7.42	18.55	2	19.08	3
7	15,25	0	1.5	13.75	34.38	4	35.44	2
8	15,00	1	2	12.00	30.00	4	31.06	1
9	14.81	1	1.5	12.31	30.78	4	31.84	6
Total	70.47						145.24	

Fuente: Elaboración propia

Figura 14

Sección S-2 – Panel 1



Fuente: Elaboración propia

Tabla 15

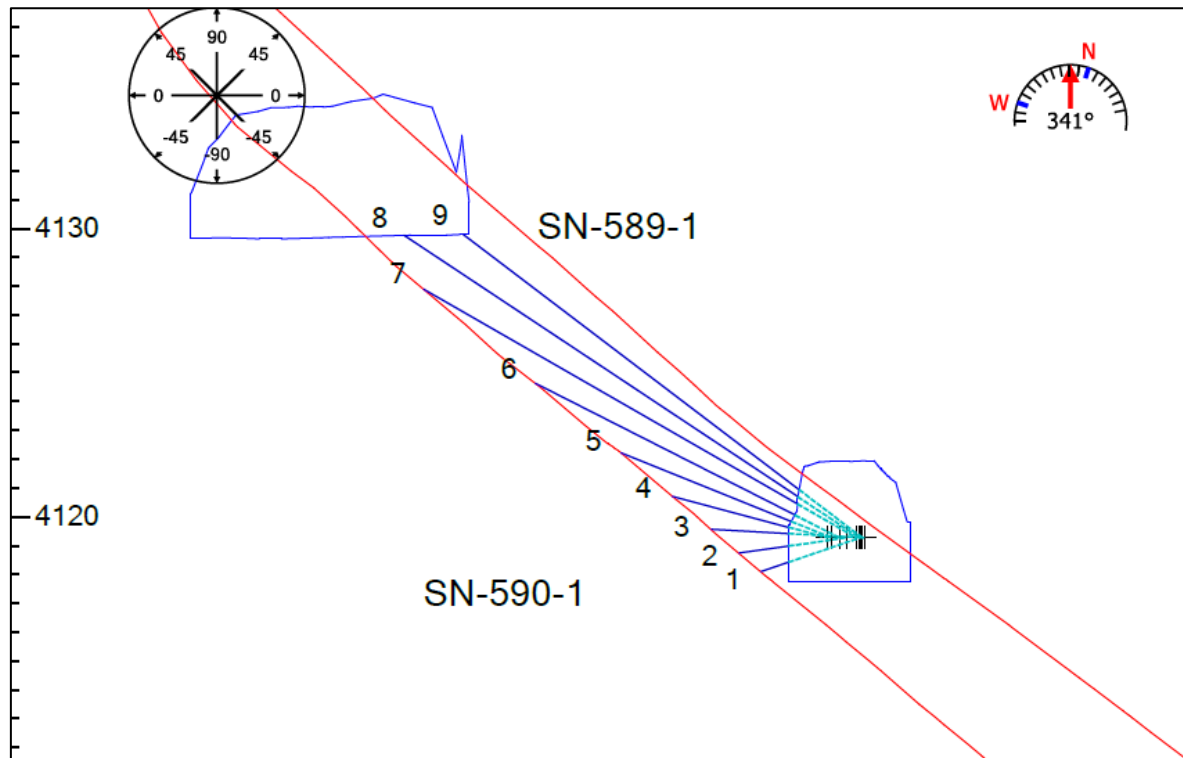
Sección S-2 – Panel 1

Taladro	Long. de taladro (m)	Long. de taco inicial (m)	Long. de taco final (m)	Long. cargada (m)	Anfo (kg)	Emulnor 3000 11/4x12 (Cart)	Total explosivo (kg)	Nº Fanel
1	1,36	0	0.5	0.86	2.15	1	2.42	11
2	2,18	0	0.8	1.38	3.45	1	3.72	11
3	3,19	0	1	2.19	5.48	1	5.74	11
4	4,77	0	1.5	3.27	8.18	1	8.44	10
5	7,11	0	1	6.11	15.28	2	15.81	10
6	10,06	0	2.2	7.86	19.65	2	20.18	9
7	13,97	0	1.5	12.47	31.18	4	32.24	8
8	15,66	1	2	12.66	31.65	4	32.71	7
9	14.30	1	1.5	11.80	29.50	4	30.56	12
Total	72.60						151.82	

Fuente: Elaboración propia

Figura 15

Sección S-3 – Panel 1



Fuente: Elaboración propia

Tabla 16

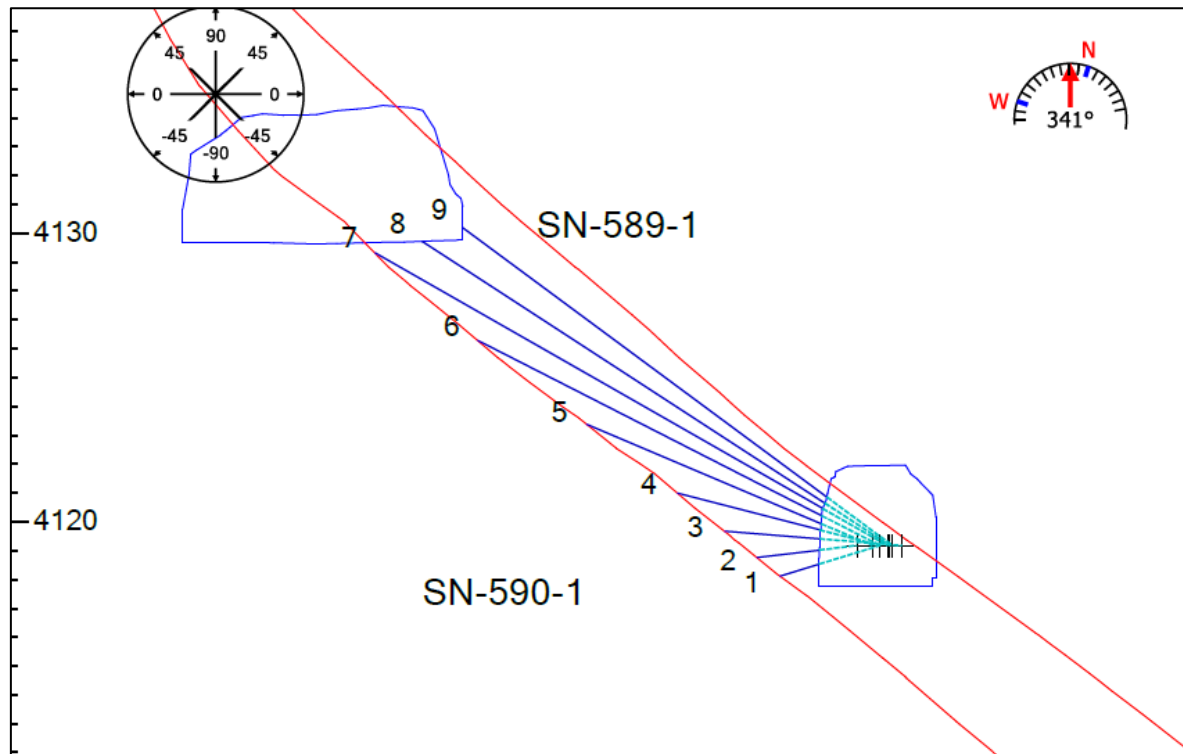
Sección S-3 – Panel 1

Taladro	Long. de taladro (m)	Long. de taco inicial (m)	Long. de taco final (m)	Long. cargada (m)	Anfo (kg)	Emulnor 3000 11/4x12 (Cart)	Total explosivo (kg)	Nº Fanel
1	1,02	0	0.5	0.52	1.30	1	1.57	17
2	1,75	0	0.8	0.95	2.38	1	2.64	17
3	2,70	0	1	1.70	4.25	1	4.52	17
4	4,18	0	2	2.18	5.45	1	5.72	16
5	6,39	0	1	5.39	13.48	2	14.01	16
6	10,11	0	2.3	7.81	19.53	2	20.06	15
7	14,96	0	1.5	13.46	33.65	4	34.71	14
8	16,40	1	2	13.40	33.50	4	34.56	13
9	14.63	1	1.5	12.13	30.33	4	31.39	18
Total	72.13						149.17	

Fuente: Elaboración propia

Figura 16

Sección S-4 – Panel 1



Fuente: Elaboración propia

Tabla 17

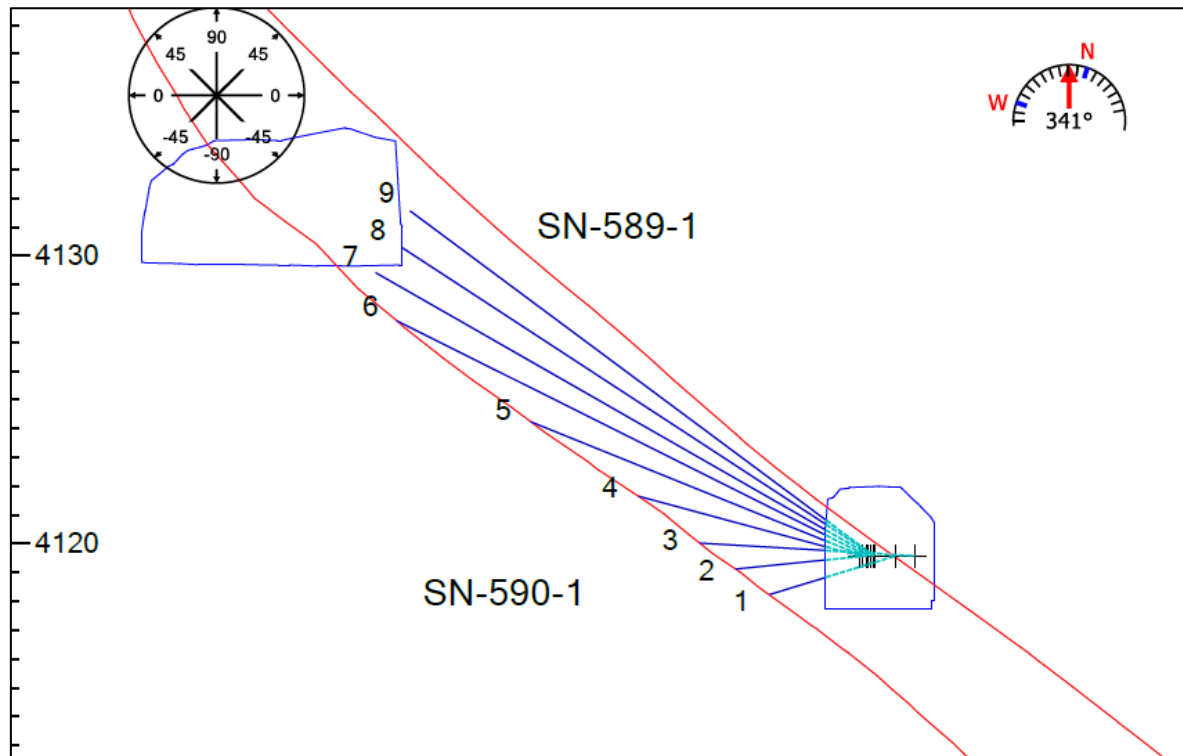
Sección S-4 – Panel 1

Taladro	Long. de taladro (m)	Long. de taco inicial (m)	Long. de taco final (m)	Long. cargada (m)	Anfo (kg)	Emulnor 3000 11/4x12 (Cart)	Total explosivo (kg)	Nº Fanel
1	1,43	0	0.5	0.93	2.33	1	2.59	5
2	2,18	0	0.8	1.38	3.45	1	3.72	5
3	3,30	0	1	2.30	5.75	1	6.02	5
4	5,08	0	2	3.08	7.70	1	7.97	4
5	8,84	0	1	7.84	19.60	2	20.13	4
6	13,39	0	2.2	11.19	27.98	2	28.51	3
7	17,87	0	1.5	16.37	40.93	4	41.99	2
8	16,64	1	2	13.64	34.10	4	35.16	1
9	15.70	1	1.5	13.20	33.00	4	34.06	6
Total	84.43						180.14	

Fuente: Elaboración propia

Figura 17

Sección S-5 – Panel 1



Fuente: Elaboración propia

Tabla 18

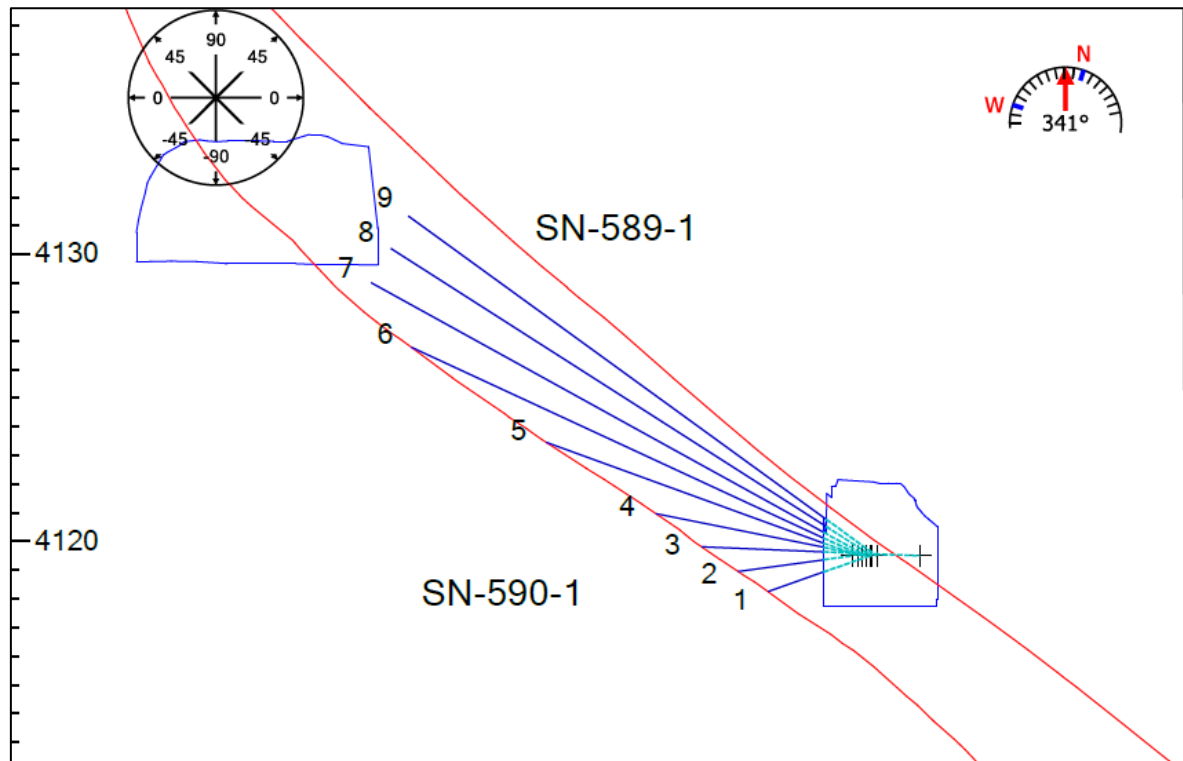
Sección S-5 – Panel 1

Taladro	Long. de taladro (m)	Long. de taco inicial (m)	Long. de taco final (m)	Long. cargada (m)	Anfo (kg)	Emulnor 3000 1 1/4x12 (Cart)	Total explosivo (kg)	Nº Fanel
1	2,05	0	0.5	1.55	3.88	1	4.14	11
2	3,15	0	0.8	2.35	5.88	1	6.14	11
3	4,39	0	1	3.39	8.48	1	8.74	11
4	6,73	0	2	4.73	11.83	1	12.09	10
5	11,05	0	1	10.05	25.13	2	25.66	10
6	16,66	0	2.2	14.46	36.15	2	36.68	9
7	18,00	1	1.5	15.50	38.75	4	39.81	8
8	17,56	1	2	14.56	36.40	4	37.46	7
9	18.00	1	1.5	15.50	38.75	4	39.81	12
Total	97.57						210.54	

Fuente: Elaboración propia

Figura 18

Sección S-6 – Panel 1



Fuente: Elaboración propia

Tabla 19

Sección S-6 – Panel 1

Taladro	Long. de taladro (m)	Long. de taco inicial (m)	Long. de taco final (m)	Long. cargada (m)	Anfo (kg)	Emulnor 3000 11/4x12 (Cart)	Total explosivo (kg)	Nº Fanel
1	2,05	0	0.5	1.55	3.88	1	4.14	17
2	3,01	0	0.8	2.21	5.53	1	5.79	17
3	4,25	0	1	3.25	8.13	1	8.39	17
4	5,96	0	2	3.96	9.90	1	10.17	16
5	10,29	0	1	9.29	23.23	2	23.76	16
6	15,83	0	2.2	13.63	34.08	2	34.61	15
7	18,00	1	1.5	15.50	38.75	4	39.81	14
8	18,00	1	2	15.00	37.50	4	38.56	13
9	18.00	1	1.5	15.50	38.75	4	39.81	18
Total	95.39						205.04	

Fuente: Elaboración propia

3.2.4 Secuenciamiento de minado

Malla de perforación:

- Se diseñó la Malla de Perforación considerando los 2.5 metros de pilar y el SLOT de 1.5 mts x 1.5 mts con una inclinación de 43° y se agregaron taladros hasta el techo de la estructura.
- Se tiene 6 Filas de Perforación como se indica en el diseño, cada Fila de 9 taladros promedio.

Perforación:

- El equipo realizará la Perforación a lo largo del SN 590-2E que es una zona segura sin exposición al operador ni al equipo.
- La perforación se realizará en retirada desde el SLOT hasta culminar las S6 (6 filas).
- Se deberá delimitar el área de trabajo tanto en el subnivel SN 590-2E superior como en el nivel inferior SN 589-E.

Figura 19

Malla de perforación ejecutada



Fuente: Elaboración propia

Voladura:

- La voladura en este punto deberá ser secuencial primero las tres primeras filas del SLOT (SL1 - SL2 – SL3)
- Posteriormente se realizará la voladura masiva de las 6 Filas Restantes (S1 – S2 - S3 – S4 – S5 – S6)
- Realizar la delimitación tanto en el subnivel SN 590-2E superior como en el nivel inferior SN 589-E.

Figura 20

Carguío de taladros



Fuente: Elaboración propia

Limpieza:

- La limpieza se realizará primero del SLOT en promedio 1100 ton en dos guardias (550 ton guardia).
- Secuencialmente se realizará la limpieza de las 6 Filas en promedio 2100 ton en 3 guardias (700 ton guardia), se acumulará la carga de mineral en la RP 590-1 para acelerar la limpieza del tajo.

- Como se contempla el tajo estaría abierto 3 guardias (36 horas), se encuentra dentro del tiempo de autosoporte del TJ113-2S de la veta Rosita que se considera 36 horas.

Relleno:

- El relleno se realizará inmediatamente culminado la limpieza de mineral, considerando que tenemos relleno detrítico en el SN 592-2W (1300 m³ para rellenar todo el tajo), que se encuentra a 100 metros del Tajo a rellenar.
- El relleno se realizará en 3 guardias (450 m³ por guardia) cumpliendo las 36 horas de autosoporte para rellenar el tajo.

Figura 21

Resultados de slot disparado



Fuente: Elaboración propia

Capítulo IV. Análisis y discusión de resultados

4.1 Análisis de resultados

Después de realizar la extracción del mineral de los 8 paneles, se obtuvieron los siguientes resultados.

Tabla 20

Resultados de voladura

PANEL	AVANCE (m)	TONELAJE (ton)	METROS PERFORADOS (m)	METROS RIMADOS (m)
1	18.00	3,352	969.47	115.62
2	16.00	3,117	886.12	-
3	20.00	4,492	1,285.79	33.45
4	23.00	4,745	1,077.56	-
5	15.00	3,042	860.67	43.89
6	10.00	1,633	453.94	-
7	9.00	1,525	428.91	-
8	9.00	1,410	501.01	23.89
Total	120.00	23,316	6,463.47	216.85

Fuente: Elaboración propia

Para facilidades de cálculo de costos operativos, se considera los siguientes precios unitarios:

- P.U. rotura = 12.25 US\$/ton
- P.U. perforación = 11.95 US\$/m
- P.U. rimado = 3.39 US\$/M, tenemos:

Tabla 21

Costos de perforación y voladura

PANEL	COSTO DE PERFORACIÓN (US\$)	COSTO DE ROTURA (US\$)	COSTO TOTAL (US\$)	COSTO PROGRAMA BLOCK TL (US\$/ton)
1	11,977.12	41,068.64	53,045.75	15.83
2	10,589.13	38,188.34	48,777.48	15.65
3	15,478.59	55,033.36	70,511.95	15.70
4	12,876.84	58,133.64	71,010.48	14.97
5	10,433.79	37,272.94	47,706.73	15.68
6	5,424.58	20,002.34	25,426.92	15.57
7	5,125.47	18,683.62	23,809.09	15.61
8	6,068.06	17,280.10	23,348.16	16.55
Total / promedio	77,973.59	285,662.98	363,636.56	15.70

Fuente: Elaboración propia

Para calcular el costo de sostenimiento tenemos los siguientes consumos de materiales por metro de avance.

Tabla 22

Costos de sostenimiento

SOSTENIMIENTO	KPI	UNIDAD	P.U.	UNIDAD	US\$ x mL
Shotcrete 2"	1.4	m³/mL	310	US\$/m3	434.00
Pernos 7pies	5	m³/mL	33.67	US\$/mL	168.35
Pernos 4 pies	2.2	m³/mL	17.73	US\$/mL	39.01
Malla SC	2.4	m²/mL	20.67	US\$/m2	49.61
Shotcrete SC	0.3	m³/mL	310	US\$/m3	
Bolting	10	m_inst/mL	23.22	US\$/m_inst	232.20
Precio unitario por metro de avance					923.16

Fuente: Elaboración propia

Con lo anterior determinado, se procede a calcular el costo de extracción para cada panel, tenemos:

Tabla 23

Costo de extracción de Panel 1

COSTO DE MINADO					
Labor	Cantidad	Unidad	P.U.	Unidad	Costo total (US\$)
Programa block PISO 1	664	Ton	33.83	US\$/m³	7,014.99
Programa block TL	3,352	Ton	15.83	US\$/ton	53,045.75
Programa block PISO 4	664	Ton	33.83		7,014.99
Total toneladas	4,679				
Avances	18.00	metros	581.43	US\$/mL	10,465.74
Subtotal					77,541.47
COSTO DE SOSTENIMIENTO					
Metros lineales de corte	Unidad	Nº de pisos	P.U.	Unidad	Costo total
18.00	metros	2	923.16	US\$/mL	33,233.90
Total					110,775.37
Costo de extracción (US\$/ton)					23.67

Fuente: Elaboración propia

Tabla 24*Costo de extracción de Panel 2*

COSTO DE MINADO					
Labor	Cantidad	Unidad	P.U.	Unidad	Costo total (US\$)
Programa block PISO 1	589.82	Ton	33.83	US\$/m ³	6,235.55
Programa block TL	3,117.00	Ton	15.65	US\$/ton	48,777.48
Programa block PISO 4	589.82	Ton	33.83		6,235.55
Total toneladas	4,296.65				
Avances	16.00	metros	581.43	US\$/mL	9,302.88
Subtotal					70,551.45
COSTO DE SOSTENIMIENTO					
Metros lineales de corte	Unidad	Nº de pisos	P.U.	Unidad	Costo total
16.00	metros	2	923.16	US\$/mL	29,541.25
Total					100,092.70
Costo de extracción (US\$/ton)					23.30

Fuente: Elaboración propia

Tabla 25*Costo de extracción de Panel 3*

COSTO DE MINADO					
Labor	Cantidad	Unidad	P.U.	Unidad	Costo total (US\$)
Programa block PISO 1	737.28	Ton	33.83	US\$/m ³	7,794.43
Programa block TL	4,492.00	Ton	15.70	US\$/ton	70,511.95
Programa block PISO 4	737.28	Ton	33.83		7,794.43
Total toneladas	5,966.56				
Avances	20.00	metros	581.43	US\$/mL	11,628.60
Subtotal					97,729.41
COSTO DE SOSTENIMIENTO					
Metros lineales de corte	Unidad	Nº de pisos	P.U.	Unidad	Costo total
20.00	metros	2	923.16	US\$/mL	36,926.56
Total					134,655.97
Costo de extracción (US\$/ton)					22.57

Fuente: Elaboración propia

Tabla 26*Costo de extracción de Panel 4*

COSTO DE MINADO					
Labor	Cantidad	Unidad	P.U.	Unidad	Costo total (US\$)
Programa block PISO 1	847.87	Ton	33.83	US\$/m ³	8,963.60
Programa block TL	4,745.00	Ton	14.97	US\$/ton	71,010.48
Programa block PISO 4	847.87	Ton	33.83		8,963.60
Total toneladas	6,440.74				
Avances	23.00	metros	581.43	US\$/mL	13,372.89
Subtotal					102,310.56
COSTO DE SOSTENIMIENTO					
Metros lineales de corte	Unidad	Nº de pisos	P.U.	Unidad	Costo total
23.00	metros	2	923.16	US\$/mL	42,465.54
Total					144,776.11
Costo de extracción (US\$/ton)					22.48

Fuente: Elaboración propia

Tabla 27*Costo de extracción de Panel 5*

COSTO DE MINADO					
Labor	Cantidad	Unidad	P.U.	Unidad	Costo total (US\$)
Programa block PISO 1	552.96	Ton	33.83	US\$/m ³	5,845.82
Programa block TL	3,042.00	Ton	15.68	US\$/ton	47,706.73
Programa block PISO 4	552.96	Ton	33.83		5,845.82
Total toneladas	4,147.92				
Avances	15.00	metros	581.43	US\$/mL	8,721.45
Subtotal					68,119.83
COSTO DE SOSTENIMIENTO					
Metros lineales de corte	Unidad	Nº de pisos	P.U.	Unidad	Costo total
15.00	metros	2	923.16	US\$/mL	27,694.92
Total					95,814.75
Costo de extracción (US\$/ton)					23.10

Fuente: Elaboración propia

Tabla 28*Costo de extracción de Panel 6*

COSTO DE MINADO					
Labor	Cantidad	Unidad	P.U.	Unidad	Costo total (US\$)
Programa block PISO 1	552.96	Ton	33.83	US\$/m ³	3,897.22
Programa block TL	3,042.00	Ton	15.57	US\$/ton	25,426.92
Programa block PISO 4	552.96	Ton	33.83		3,897.22
Total toneladas	4,147.92				
Avances	15.00	metros	581.43	US\$/mL	5,814.30
Subtotal					39,035.65
COSTO DE SOSTENIMIENTO					
Metros lineales de corte	Unidad	Nº de pisos	P.U.	Unidad	Costo total
10.00	metros	2	923.16	US\$/mL	18,463.28
Total					57,498.93
Costo de extracción (US\$/ton)					24.26

Fuente: Elaboración propia

Tabla 29*Costo de extracción de Panel 7*

COSTO DE MINADO					
Labor	Cantidad	Unidad	P.U.	Unidad	Costo total (US\$)
Programa block PISO 1	331.78	Ton	33.83	US\$/m ³	3,507.49
Programa block TL	1,525.00	Ton	15.61	US\$/ton	23,809.09
Programa block PISO 4	331.78	Ton	33.83		3,507.49
Total toneladas	2,188.55				
Avances	9.00	metros	581.43	US\$/mL	5,232.87
Subtotal					36,056.95
COSTO DE SOSTENIMIENTO					
Metros lineales de corte	Unidad	Nº de pisos	P.U.	Unidad	Costo total
9.00	metros	2	923.16	US\$/mL	16,616.95
Total					52,673.90
Costo de extracción (US\$/ton)					24.07

Fuente: Elaboración propia

Tabla 30

Costo de extracción de Panel 8

COSTO DE MINADO					
Labor	Cantidad	Unidad	P.U.	Unidad	Costo total (US\$)
Programa block PISO 1	331.78	Ton	33.83	US\$/m³	3,507.49
Programa block TL	1,410.00	Ton	16.55	US\$/ton	23,348.16
Programa block PISO 4	331.78	Ton	33.83		3,507.49
Total toneladas	2,073.55				
Avances	9.00	metros	581.43	US\$/mL	5,232.87
Subtotal					35,596.02
COSTO DE SOSTENIMIENTO					
Metros lineales de corte	Unidad	Nº de pisos	P.U.	Unidad	Costo total
9.00	metros	2	923.16	US\$/mL	16,616.95
Total					52,212.97
Costo de extracción (US\$/ton)					25.18

Fuente: Elaboración propia

Figura 22

Evolución del costo vs tonelaje



Fuente: Elaboración propia

En la figura anterior se observa que mientras mayor sea el tonelaje del panel a extraer, los costos de extracción disminuyen. Lo que evidencia una mejora en la productividad del método de explotación al ser de minado masivo.

En la siguiente tabla se muestra un resumen de los costos de extracción obtenidos.

Tabla 31

Comparación de costos

Panel	Costo de minado (US\$/ton)	Costo de sostenimiento (US\$/ton)	Costo total de extracción (US\$/ton)
1	16.57	7.1	23.67
2	16.42	6.88	23.30
3	16.38	6.19	22.57
4	15.88	6.59	22.88
5	16.42	6.68	23.10
6	16.47	7.79	24.26
7	16.48	7.59	24.07
8	17.17	8.01	25.18
Promedio	16.47	7.10	23.63
LINEA BASE BREASTING	12.10	18.66	30.76

Fuente: Elaboración propia

En la tabla anterior se observa que el costo de minado se incrementa en un 12%, pero el ahorro sustancial que se obtiene es el sostenimiento reduciéndose este en 60%. Dando un balance final de una reducción de 23%.

Tabla 32

Valor del mineral

TON	23,316
Ag	4.01
Cu	0.16
Pb	2.69
Zn_eje	4.97
Fe_eje	18.70
VPT_EJE	162.75
INGRESOS	3,794,512

Fuente: Elaboración propia

Tabla 33*Cash Cost unitario y total*

MINERAL TRATADO		23,316 ton
AREA	CUT OFF UNITARIO (US\$/ton)	CUT OFF TOTAL (US\$)
Mina	23.63	515,566
Servicios mina	31.53	735,030
Procesamiento	11.21	261,368
planeamiento e ingeniería	1.21	28,326
Geología	2.61	60,780
Seguridad y medio ambiente	2.90	67,570
mantenimiento general	14.35	334,666
Sistema eléctrico	2.93	68,383
Administración campo	8.43	196,442
Administración Lima	2.44	56,783
Cut Off	99.71 (Cash Cost)	2,324,914

Fuente: Elaboración propia

De lo anterior restando los ingresos menos los egresos, obtenemos la utilidad

$$\text{Utilidad} = 3,794,512 - 2,324,914 = 1,469,598 \text{ US\$}$$

4.2 Validación de hipótesis

Empezamos el análisis planteando la hipótesis nula y alternativa, tenemos:

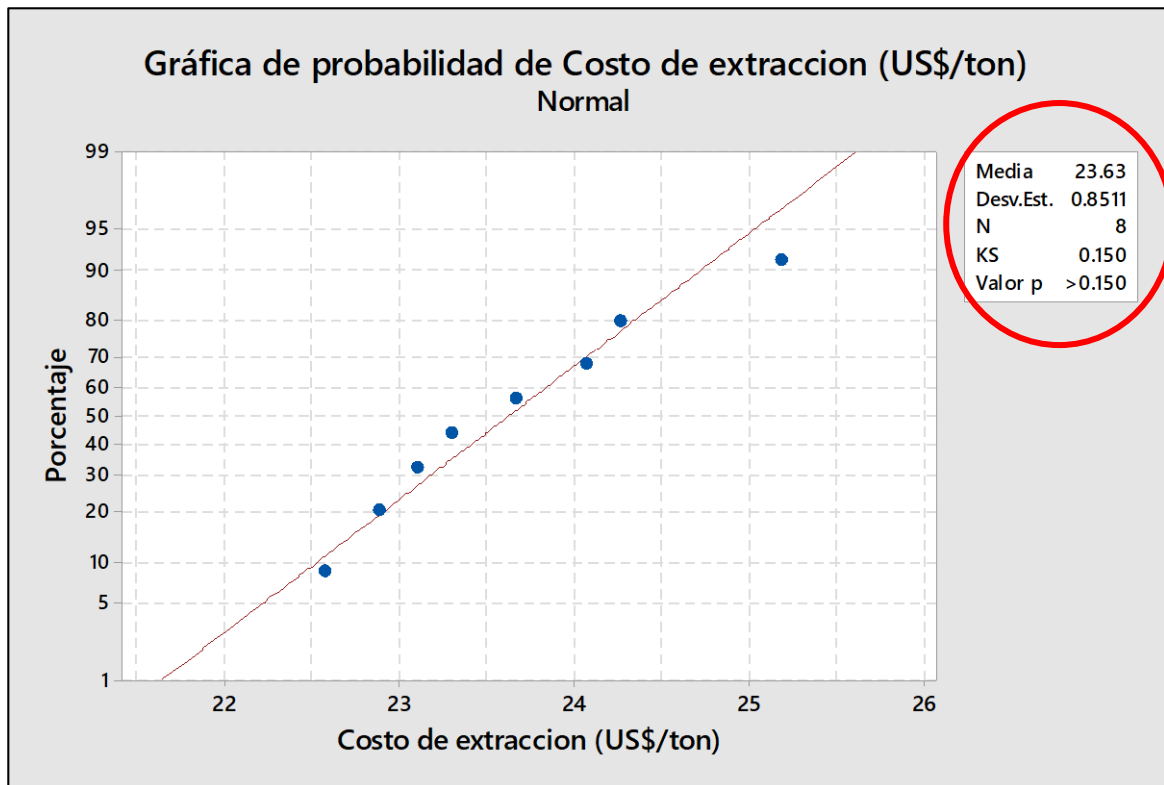
- H0: La implementación del método de explotación a taladros largos no permitirá mejorar la productividad de la mina.
- Ha: La implementación del método de explotación a taladros largos permitirá mejorar la productividad de la mina.

Debido a que la variable a analizar es la productividad, podemos usar la tabla anterior donde tenemos los resultados de la información analizada capítulos anteriores.

Se empieza realizando la prueba de normalidad de la muestra, para poder determinar el tipo de prueba estadísticas a aplicar ($n = 8$), usando el software Minitab tenemos.

Figura 23

Prueba de normalidad de la muestra



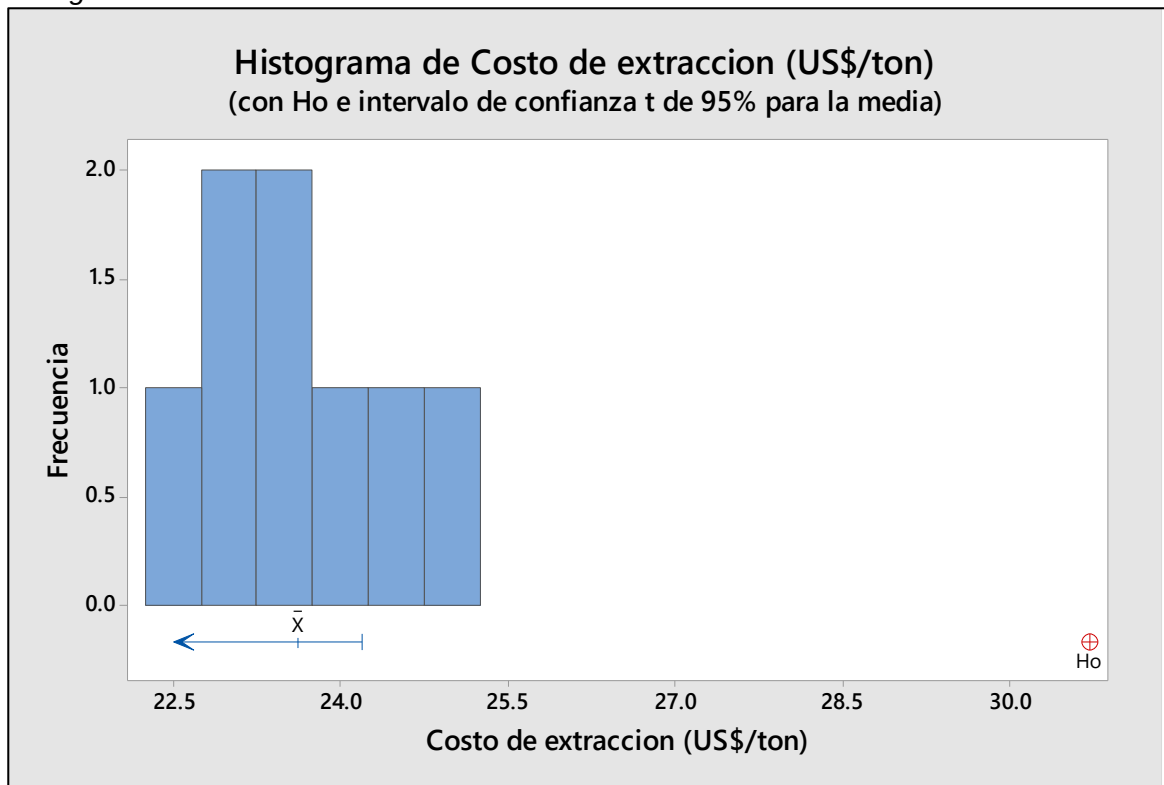
Fuente: Elaboración propia

Para poder afirmar que los datos presentan una tendencia normal, el valor de p debe ser mayor a 0.05. Dado que el valor de p es mayor a 0.05, se concluye que los datos son normales.

Al tener una muestra con $n = 8$, se realiza la prueba t -student ($n < 30$), para ello se asigna un nivel de confianza del 95%.

Figura 24

Histograma del costo de extracción



Fuente: Elaboración propia

Figura 25

Prueba t-student de una muestra



Fuente: Elaboración propia

En la figura anterior se observa que el valor de p de la prueba es menor a 0.05, por lo que se rechaza la hipótesis nula y se acepta la hipótesis alterna. Por lo que se puede concluir que “La implementación del método de explotación a taladros largos permitirá mejorar la productividad de la mina”.

Conclusiones

El cambio al método de taladros largos permitió mejorar significativamente la producción minera, cumpliendo el objetivo general del estudio. Esta mejora se reflejó en una mayor capacidad de extracción de mineral, incrementando la producción promedio de 2,222 a 2,914 toneladas (incremento de 31%).

Se logró una reducción en la productividad de 10 hombre/ton-gdia a 04 hombre/ton-gdia, con la implementación del método de taladros largos. La mecanización y estandarización del método de taladros largos facilitaron un avance sostenido y eficiente en cuerpos mineralizados previamente explotados con métodos menos productivos como el Breasting.

Si bien el costo de minado aumentó de 14.72 US\$/ton a 16.47 US\$/ton con la implementación del método de taladros largos, este incremento fue compensado por una significativa reducción en el costo de sostenimiento, que pasó de 15.99 US\$/ton a 7.10 US\$/ton. En conjunto, esta redistribución de costos operativos contribuyó a una reducción global del costo total por tonelada.

El costo operativo por tonelada de mineral extraído se redujo de 30.71 US\$/ton a 23.63 US\$/ton, lo que representa una disminución aproximada del 23%. Este resultado valida la ventaja económica del método de taladros largos en comparación con métodos tradicionales, haciendo más rentable la operación minera.

El método de taladros largos resultó adecuado para cuerpos mineralizados de geometría regular y buzamiento favorable, permitiendo un diseño más eficiente de perforación, voladura y limpieza, y reduciendo el riesgo de accidentes por exposición directa al frente de trabajo.

La implementación del nuevo método requirió una inversión inicial en capacitación y equipamiento, pero los beneficios obtenidos en productividad y costos justifican plenamente el cambio, demostrando que la modernización de métodos de explotación es clave para la sostenibilidad de las operaciones subterráneas.

Recomendaciones

Capacitar continuamente al personal técnico y operativo en el diseño, ejecución y control del método de taladros largos, asegurando el dominio de herramientas de planeamiento, perforación y voladura, así como la aplicación de buenas prácticas en seguridad y mantenimiento de equipos.

Implementar un sistema de monitoreo y control de costos por tajo y por fase, que permita evaluar en tiempo real la eficiencia del método, identificar desviaciones y optimizar recursos en base a indicadores operativos clave como dilución, recuperación, y rendimiento por equipo.

Extender progresivamente el uso del método de taladros largos a otros cuerpos mineralizados con condiciones geomecánicas y geométricas similares, previa validación técnica, para aprovechar las economías de escala y estandarizar procesos que contribuyan a la sostenibilidad operativa y económica de la mina.

Aunque el objetivo principal de la tesis es técnico-productivo se recomienda implementar un Plan de Gestión de Agentes Ocupacionales, enfocado en: Prevención de enfermedades laborales, Reducción de accidentes y Mejor calidad de vida laboral. Esto haría el cambio metodológico más sostenible y seguro para los trabajadores.

Referencias bibliográficas

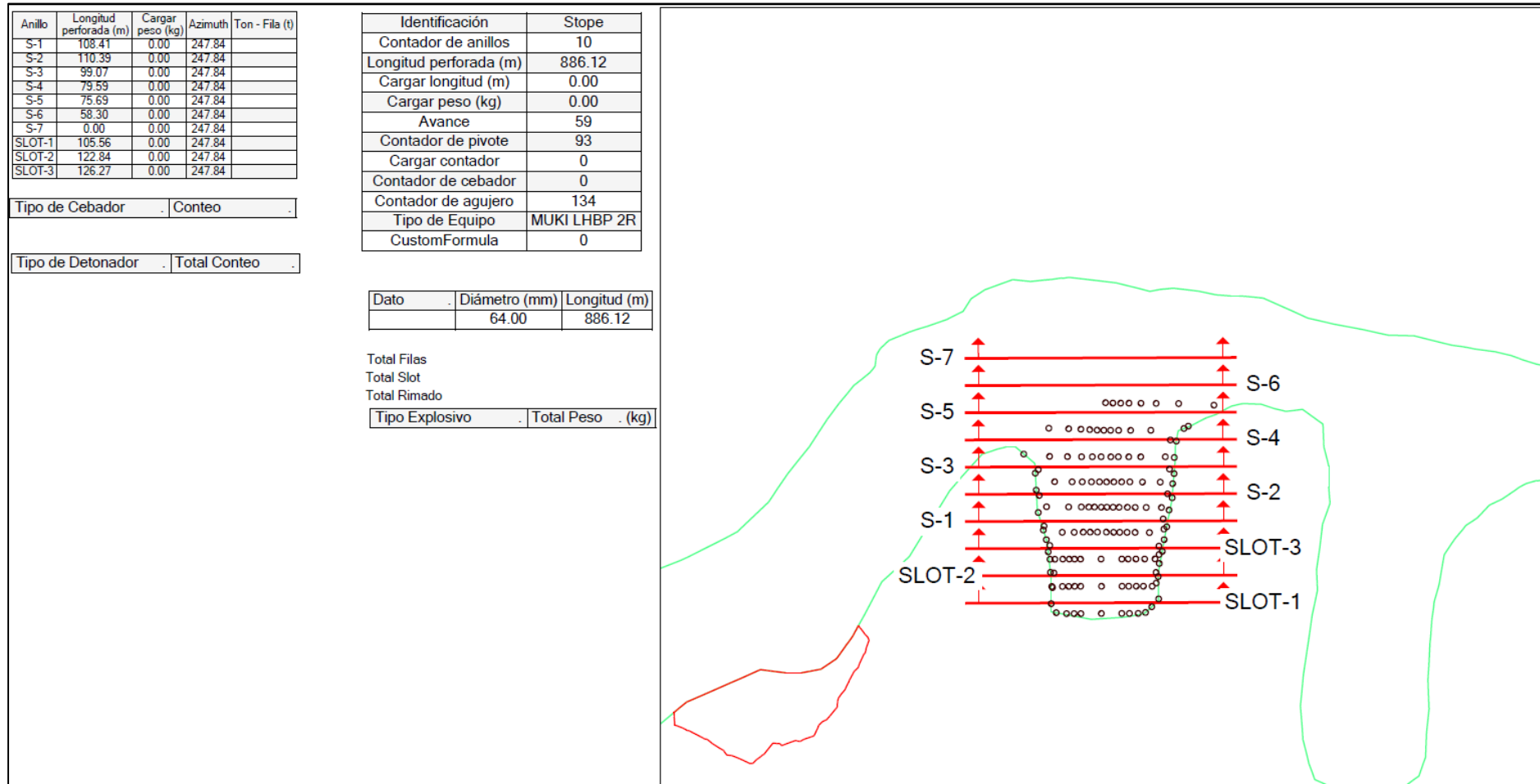
- Arroyo, L. & De la Cruz, F. (2023) *Diseño de malla de perforación y voladura con taladros largos en sublevel stoping para evitar sobreexcavación de cajas* – Volcan Compañía Minera S.A.A. Unidad Ticlio – 2022.
- Baldeon, M. (2021) *Aplicación del método de explotación taladros largos en vetas angostas sin By Pass* – Veta Ramal Alianza de Minera Argentum.
- Beltrán, J. (2020) *Análisis de la implementación del método de explotación sublevel stoping con taladros largos en la veta 11 para la mejora de la producción* – U.E.A Manuelita de Compañía Minera Argentum S.A.
- Castillo, E. (2020) *Implementación del método sublevel stoping con taladros largos para el incremento de la producción en el tajo 830E en la zona de profundización de la Compañía Minera Bateas S.A.C.*
- Chiavenato, I. (2006). *Administración de recursos humanos* (7.^a ed.).
- De la Torre, J. (2015). *Diseño de métodos de explotación subterránea*.
- Dzimunya, N. (2020) *Design and dimensioning of sublevel stoping for extraction of thin ore (<12 m) at very deep level: A case study of Konkola Copper Mines (KCM), Zambia*.
- Furtado, M. (2022) *Stochastic optimization of stope design and long-term underground mining production scheduling for Sublevel Open Stopping mining operations*.
- Hartman, H. L., & Mutmansky, J. M. (2002). *Introductory Mining Engineering* (2nd ed.)
- Hustrulid, W. & Bullock, R. (2001). *Underground Mining Methods: Engineering Fundamentals and International Case Studies*. SME.
- Mallqui, Y. (2019) *Diseño de malla de perforación y voladura de taladros largos en Sublevel Stopping para incrementar la productividad en mina Marcapunta Sur de Sociedad Minera El Brocal S.A.A.*
- Navarro, M. E. (2017). *Metodología para el cálculo y seguimiento de productividad en la preparación minera para minería subterránea de block/panel caving en División El Teniente*.

- Parapatich, T. M. (2022) *Sublevel Stopping: The field of application in Europe and Canada & a State-of-the-art research.*
- Quispe, F. (2019) *Optimización de Perforación y Voladura en la explotación por sub level stopping (taladros largos)* Compañía Minera Shuntur S.A.C.
- Salomon, L.; Ortiz, A. & Cordero, V. (2018) *Productividad del proceso minero, más allá de la producción.*
- Vallejos, J.A.; Miranda, O.; Gary, C. & Delonca, A. (2015) *Development of an integrated platform for stability analysis and design in Sublevel Stopping mines — MineRoc®.*

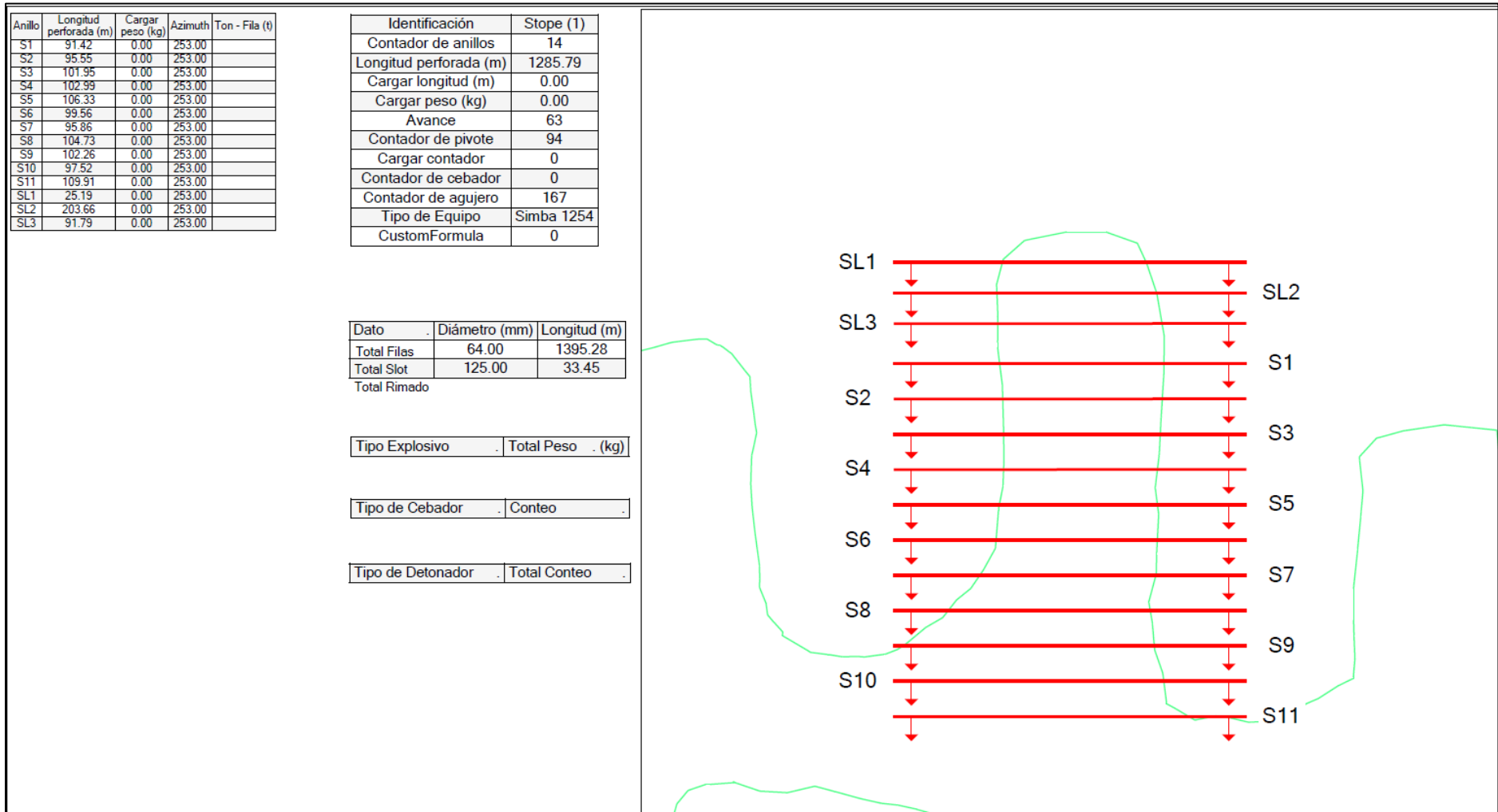
Anexos

	Pág.
Anexo 1: Diseño de perforación – Panel 2.....	1
Anexo 2: Diseño de perforación – Panel 3.....	2
Anexo 3: Diseño de perforación – Panel 4.....	3
Anexo 4: Diseño de perforación – Panel 5.....	5
Anexo 5: Diseño de perforación – Panel 6.....	6
Anexo 6: Diseño de perforación – Panel 7.....	7
Anexo 7: Diseño de perforación – Panel 8.....	8
Anexo 8: Diseño de perforación – Slot (+) 1.5 m x 1.5 m	9
Anexo 9: Diseño de perforación – Slot (+) 2.4 m x 2.4 m	10

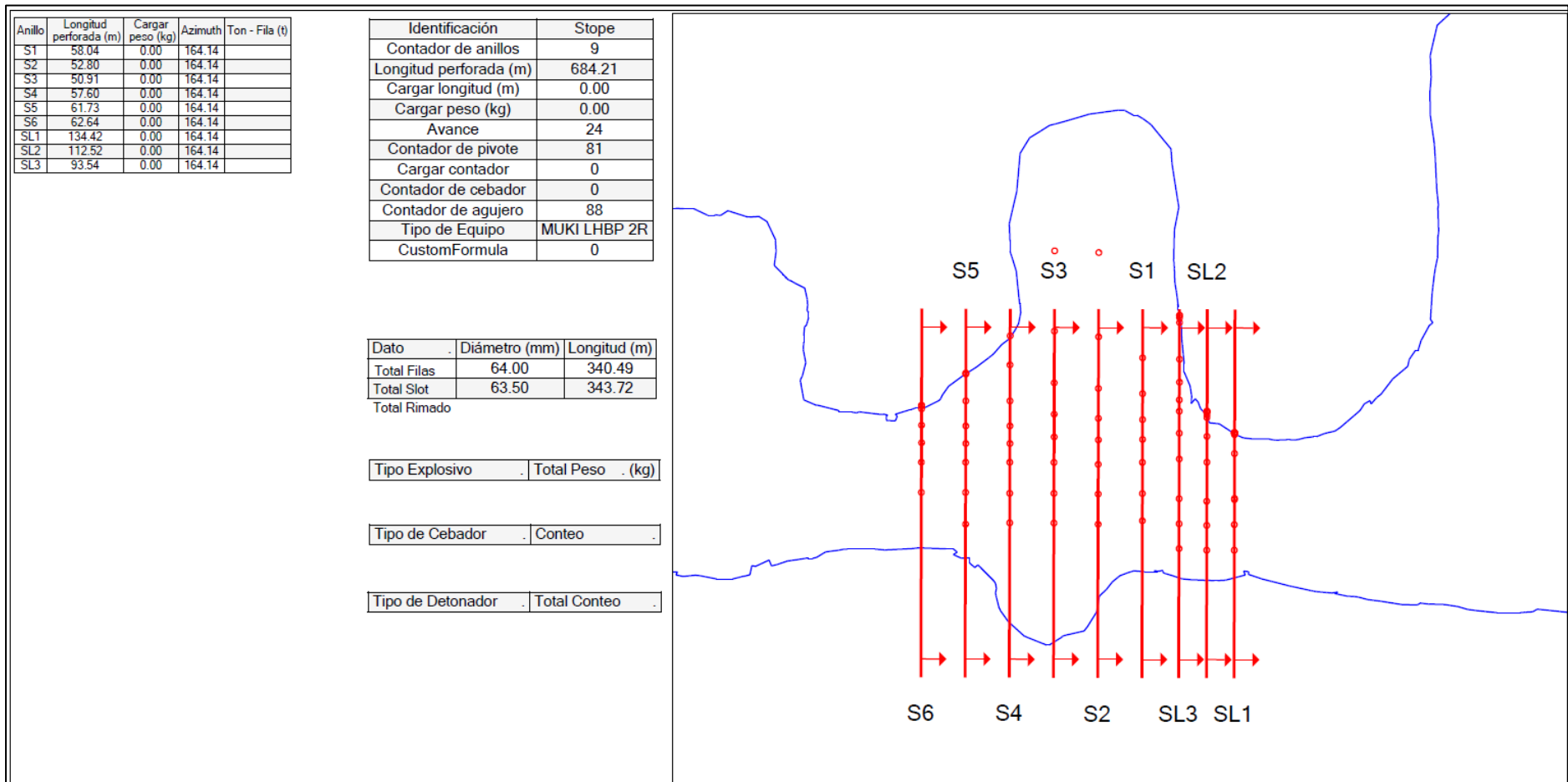
Anexo 1: Diseño de perforación – Panel 2



Anexo 2: Diseño de perforación – Panel 3



Anexo 3: Diseño de perforación – Panel 4



Anillo	Longitud perforada (m)	Cargar peso (kg)	Azimuth	Ton - Fila (t)
S7	95.45	0.00	164.14	
S8	91.15	0.00	164.14	
S9	67.96	0.00	164.14	
S10	65.03	0.00	164.14	
S11	73.75	0.00	164.14	

Identificación	Stope (1)
Contador de anillos	5
Longitud perforada (m)	393.35
Cargar longitud (m)	0.00
Cargar peso (kg)	0.00
Avance	24
Contador de pivote	44
Cargar contador	0
Contador de cebador	0
Contador de agujero	58
Tipo de Equipo	MUKI LHBP 2R
CustomFormula	0

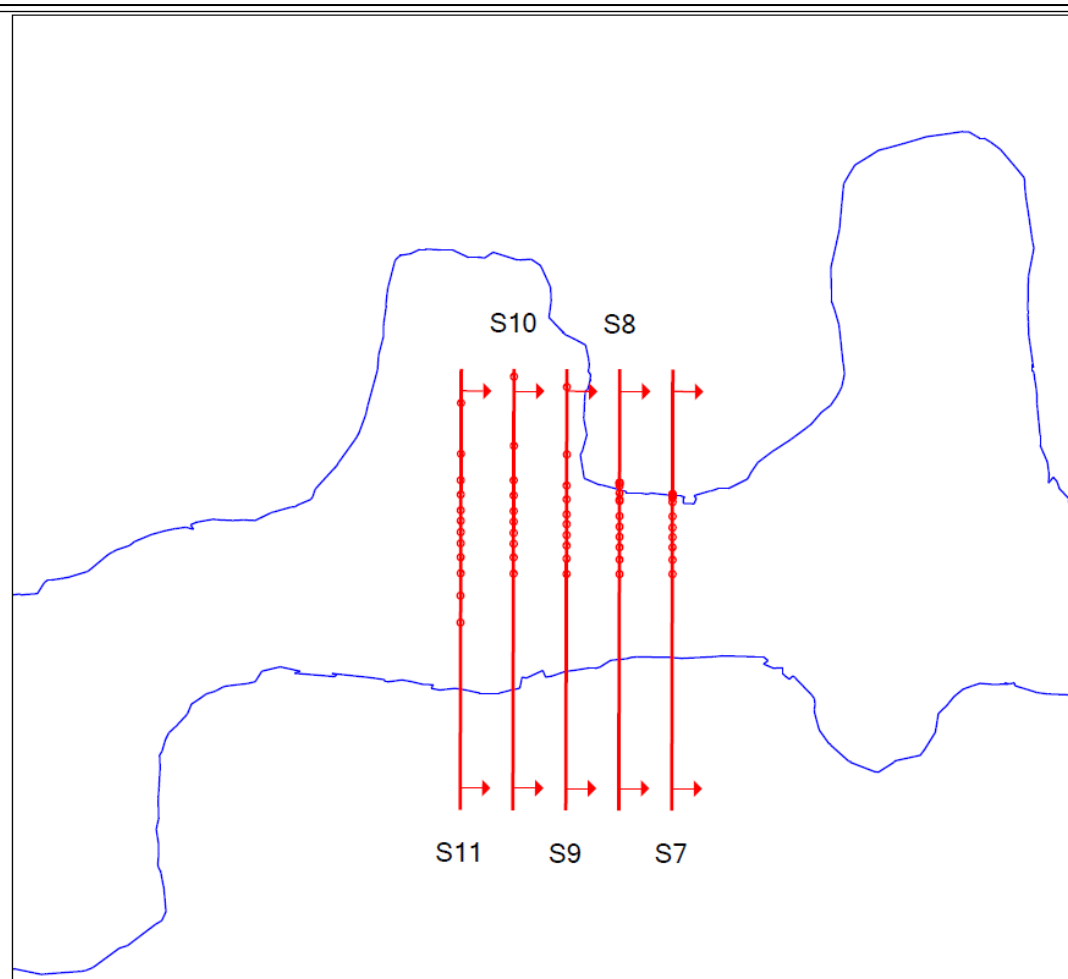
Dato	Diámetro (mm)	Longitud (m)
Total Filas	63.50	393.35

Total Slot
Total Rimado

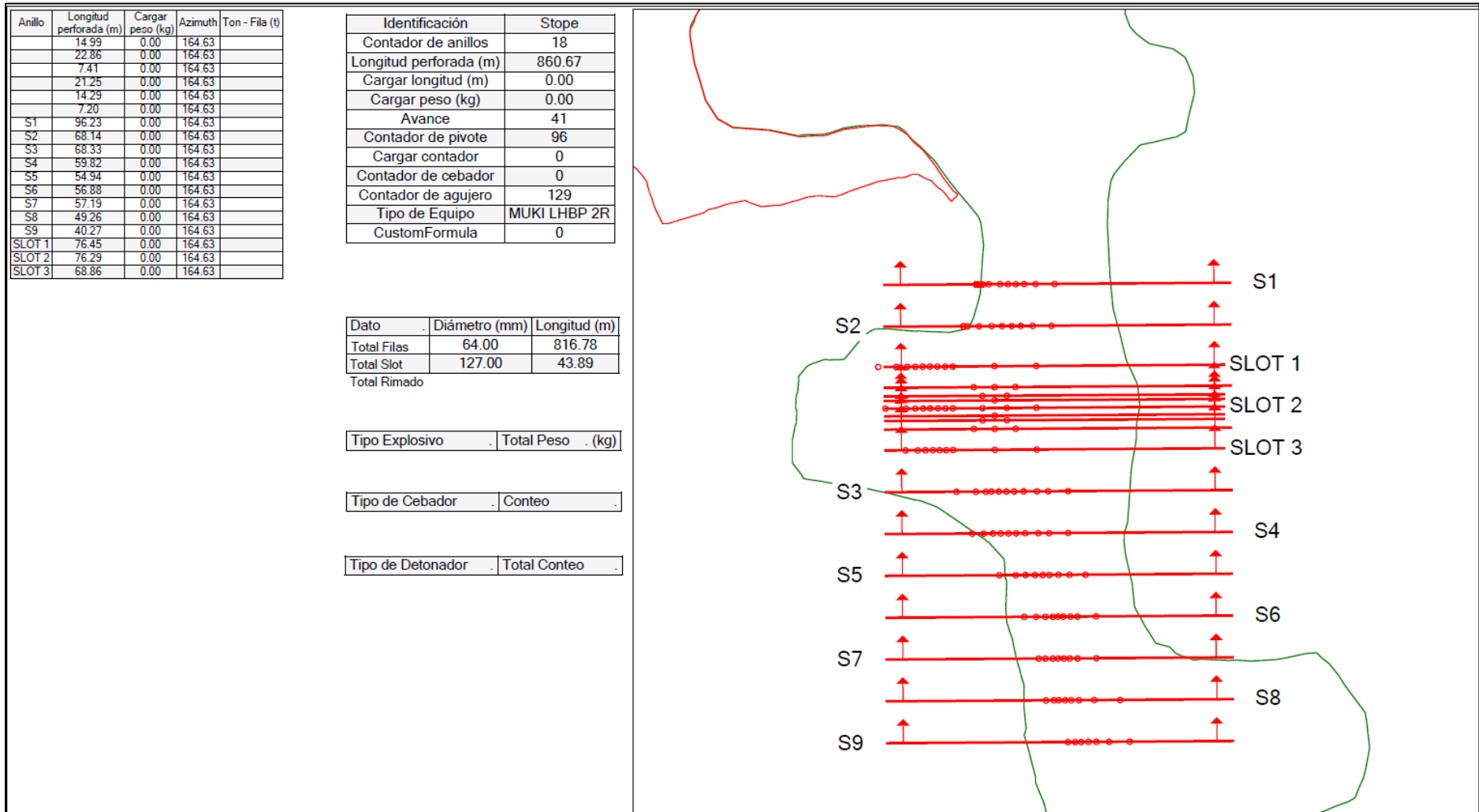
Tipo Explosivo . Total Peso . (kg)

Tipo de Cebador . Conteo

Tipo de Detonador . Total Conteo



Anexo 4: Diseño de perforación – Panel 5



Anexo 5: Diseño de perforación – Panel 6

Anillo	Longitud perforada (m)	Cargar peso (kg)	Azimuth	Ton - Fila (t)
S1	33.55	0.00	152.01	
S2	27.23	0.00	152.01	
S3	30.78	0.00	152.01	
S4	30.30	0.00	152.01	
S5	32.26	0.00	152.01	
S6	32.66	0.00	152.01	
S7	31.68	0.00	152.01	
S8	33.75	0.00	152.01	
S9	38.52	0.00	152.01	
S10	40.74	0.00	152.01	
S11	44.46	0.00	152.01	
SL1	25.58	0.00	152.01	
SL2	26.46	0.00	152.01	
SL3	25.97	0.00	152.01	

Identificación	Stope (1)
Contador de anillos	14
Longitud perforada (m)	453.94
Cargar longitud (m)	0.00
Cargar peso (kg)	0.00
Avance	47
Contador de pivote	80
Cargar contador	0
Contador de cebador	0
Contador de agujero	96
Tipo de Equipo	MUKI LHBP 2R
CustomFormula	0

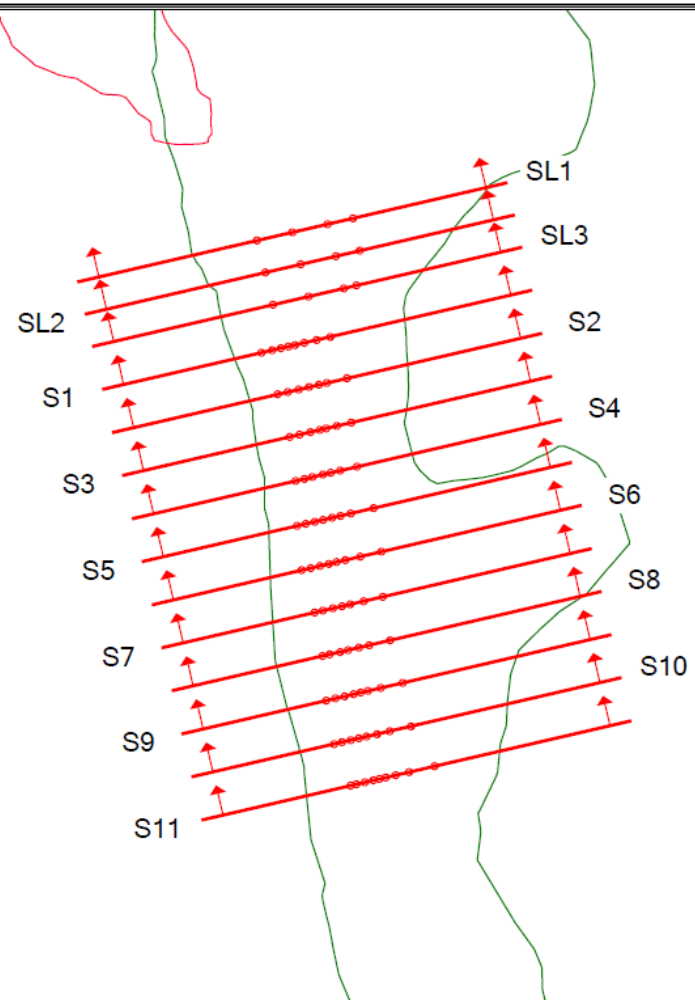
Dato	Diámetro (mm)	Longitud (m)
Total Filas	64.00	453.94

Total Slot
Total Rimado

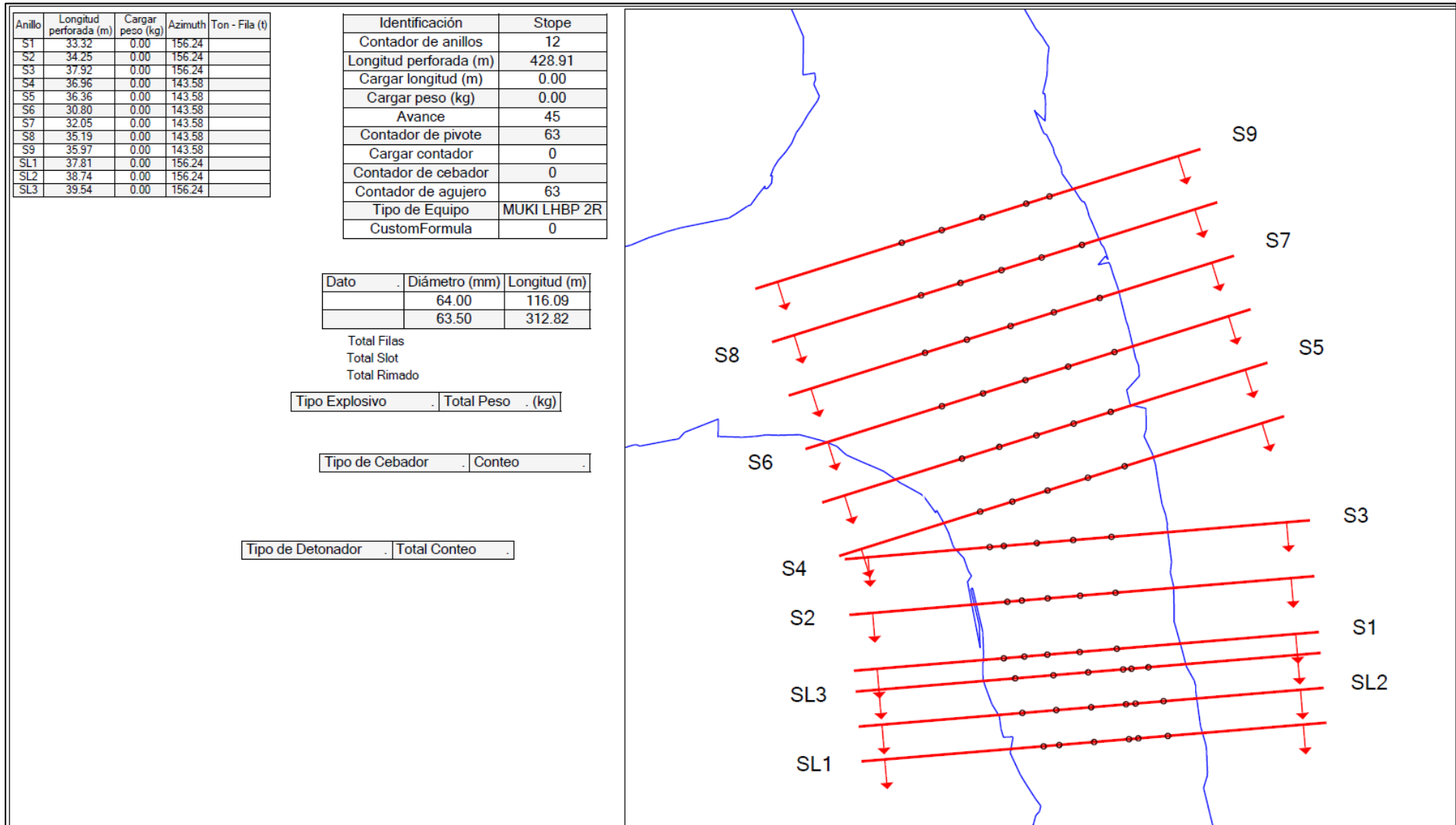
Tipo Explosivo . Total Peso . (kg)

Tipo de Cebador . Conteo .

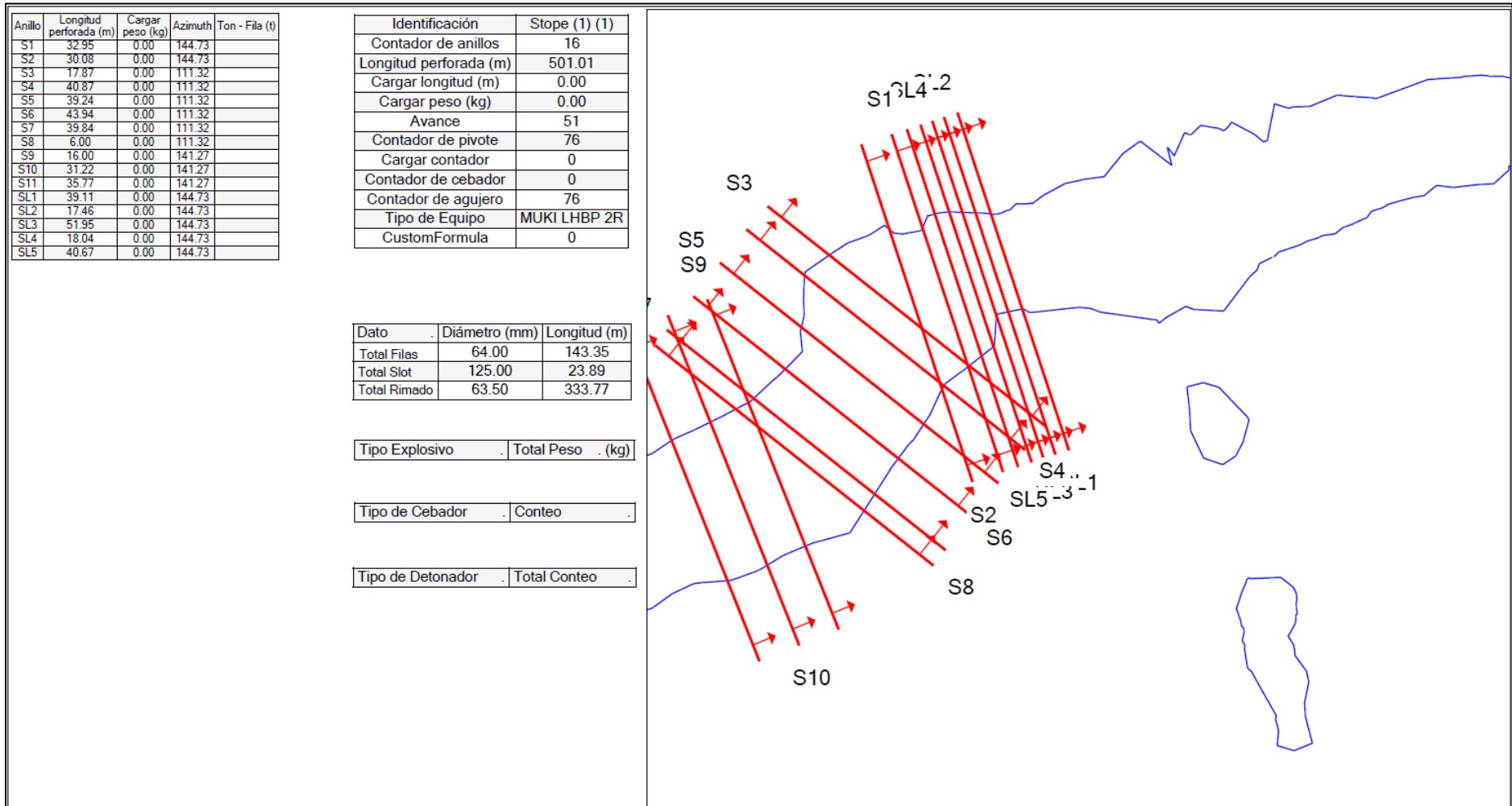
Tipo de Detonador . Total Conteo .



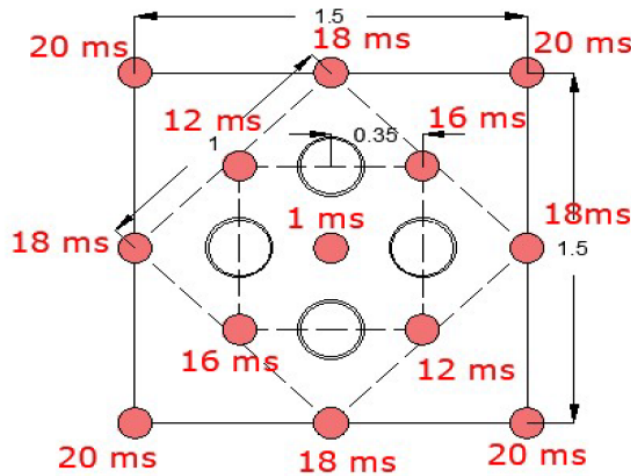
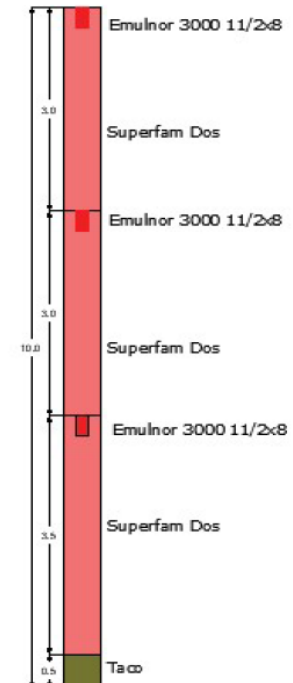
Anexo 6: Diseño de perforación – Panel 7



Anexo 7: Diseño de perforación – Panel 8



Anexo 8: Diseño de perforación – Slot (+) 1.5 m x 1.5 m

DISEÑO DE PERFORACIÓN y VOLADURA	Tipo de ROCA IIIB-IVA		DISEÑO DE CARGUÍO
	PERFORACION		
	Longitud de Perforación	10	m
	Diámetro de taladro	64	mm
	Burden	0.35	m
	Espaciamiento	0.75	m
	Densidad de Mineral	3.1	g/cc
	Taladros perforados	17	und
	Taladros cargados	13	und
	Taladros rimados	4	und
	Diámetro de rimadora	127	mm
	VOLADURA		
	Longitud de carga	9.5	m
	Longitud de taco inicial	0	m
	Longitud de taco final	0.5	m
	Cant/Tal Emulnor 3000 1 1/2"x12	0	Pzas
	Cant/Tal Emulnor 5000 1 1/2"x12	3	Pzas
	ANFO / Tal	15.8	kg
	Carmex 7 pies	2	Pzas
	Total Explosivo/Tal	16.6	kg
	Total Anfo	205.9	kg
	Total Cant/Tal Emulnor 3000 1 1/2"x8	39	Pzas
	Total Explosivo	216.1	kg
	RENDIMIENTO		
	Indice de Perforación	0.41	TN/mp
	Factor de Potencia	3.10	kg/TN

Anexo 9: Diseño de perforación – Slot (+) 2.4 m x 2.4 m

