

Universidad Nacional de Ingeniería
Facultad de Ingeniería Geológica Minera y Metalúrgica



TRABAJO DE SUFICIENCIA PROFESIONAL

Evaluación operacional debido al cambio de método de explotación a Shrinkage en una operación minera subterránea

Para obtener el título profesional de Ingeniero de Minas

Elaborado por

Jhon Jerry Gomez Huaccho

 [0009-0000-2549-5255](https://orcid.org/0009-0000-2549-5255)

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	Gomez Huaccho [1]
Referencia/Reference	[1] J. Gomez Huaccho, “ <i>Evaluación operacional debido al cambio de método de explotación a Shrinkage en una operación minera subterránea</i> ” [Trabajo de suficiencia profesional de pregrado]. Lima (Perú): Universidad Nacional de Ingeniería, 2025.
Estilo/Style: IEEE (2020)	

Citar/How to cite	(Gomez, 2025)
Referencia/Reference	Gomez, J. (2025). <i>Evaluación operacional debido al cambio de método de explotación a Shrinkage en una operación minera subterránea</i> . [Trabajo de suficiencia profesional de pregrado, Universidad Nacional de Ingeniería]. Repositorio institucional Cybertesis UNI.
Estilo/Style: APA (7ma ed.)	

Dedicatoria

*A Dios por las oportunidades que me brinda y a mis
padres, María y Harry por siempre estar conmigo y por la
confianza depositada en mí.*

Agradecimientos

Quiero agradecer mi esposa e hijas por siempre ser el soporte emocional para mí crecimiento personal y profesional.

Resumen

El presente estudio tiene como finalidad evaluar la operatividad producto del cambio del método de explotación subterránea de corte y relleno ascendente al método shrinkage stoping en una operación minera. Esta evaluación se fundamenta en la hipótesis de que la implementación del método shrinkage permitirá reducir significativamente los costos operativos y de preparación, además de mejorar los indicadores de productividad minera. Mediante la aplicación del método numérico de Nicholas, se determinaron dos alternativas técnicas viables para la explotación del yacimiento: el método de corte y relleno y el método shrinkage stoping. Tras un análisis comparativo entre ambos, se identificó que el método shrinkage presenta ventajas notables en términos operativos, tanto en la velocidad de avance como en la eficiencia del uso de recursos.

Entre los principales resultados obtenidos se destaca el incremento en la capacidad operativa, al pasar de 3 a 5 cortes mensuales, lo que reduce el tiempo necesario para explotar completamente un tajo de 6.6 a 4.0 meses. Esta mejora en la velocidad de minado se traduce en un aumento del 66.7% en la producción mensual, que pasa de 279.10 t/mes a 465.10 t/mes. Adicionalmente, el análisis económico evidenció una disminución de los costos unitarios de minado de 57.29 a 49.15 US\$/tms, lo cual representa un ahorro del 14.2% por tonelada extraída.

Estos resultados validan la hipótesis inicial y demuestran que el cambio hacia el método shrinkage stoping no solo mejora los indicadores operativos y económicos de la operación, sino que también representa una estrategia eficaz para optimizar los recursos y aumentar la competitividad de la mina. Así, el shrinkage stoping se consolida como una opción técnica y financieramente más eficiente frente al método tradicional de corte y relleno, particularmente en yacimientos con geometrías y condiciones geotécnicas favorables.

Palabras clave — Shrinkage stoping, corte y relleno, mejora operativa, costos de minado, evaluación económica.

Abstract

This study aims to evaluate the operability resulting from changing the underground mining method from overhand cut-and-fill to shrinkage stoping in a mining operation. The evaluation is based on the hypothesis that implementing the shrinkage stoping method will significantly reduce operational and development costs while improving mining productivity indicators.

Through the application of Nicholas's numerical method, two technically viable alternatives for orebody exploitation were identified: the cut-and-fill method and shrinkage stoping. After a comparative analysis, it was determined that shrinkage stoping offers notable operational advantages, particularly in terms of mining rate and resource efficiency.

The main results highlight a substantial increase in operational capacity, with the number of stopes mined per month increasing from 3 to 5. This improvement reduced the time required to mine a full stope from 6.6 months to just 4.0 months. Consequently, monthly production increased by 66.7%, from 279.10 t/month to 465.10 t/month. Moreover, the economic analysis revealed a decrease in unit mining costs from 57.29 to 49.15 US\$/tms, representing a 14.2% cost reduction per ton extracted.

These results validate the initial hypothesis and demonstrate that shifting to the shrinkage stoping method not only enhances operational and economic performance but also represents an effective strategy for resource optimization and improved mine competitiveness. Therefore, shrinkage stoping stands out as a technically and financially superior alternative compared to the traditional cut-and-fill method, especially in deposits with favorable geometries and geotechnical conditions.

Keywords — Shrinkage stoping, cut-and-fill, operational improvement, mining costs, economic evaluation.

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.....	2
1.4 Hipótesis	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	3
1.6.1 Antecedentes internacionales	3
1.6.2 Antecedentes nacionales	5
Capítulo II. Marcos teórico y conceptual	8
2.1 Marco Teórico	8
2.1.1 Modelo numérico de selección de método	8
2.1.2 Proceso de selección de métodos de minado	14
2.1.3 Método de explotación Shrinkage stoping	21
2.1.4 Método de explotación corte y relleno (Cut and Fill)	23
2.2 Marco conceptual.....	26
Capítulo III. Desarrollo del trabajo de investigación	28
3.1 Recolección de datos	28
3.1.1 Unidad de estudio	28
3.1.2 Información geomecánica	40
3.2 Procesamiento de la información	44

3.2.1	Aplicación del método Nicholas.....	44
3.2.2	Estándares de métodos de explotación.....	51
3.2.3	Sistema de ventilación	59
	Capítulo IV. Análisis y discusión de resultados	63
4.1	Análisis de costos	63
4.1.1	Análisis de costos – corte y relleno	63
4.1.2	Análisis de costos – Shrinkage stoping	65
4.2	Validación de hipótesis.....	67
	Conclusiones	69
	Recomendaciones	70
	Referencias bibliográficas.....	71
	Anexos	73

Lista de Tablas

	Pág.
Tabla 1 : Matriz de consistencia.....	3
Tabla 2 : Definición de geometría del depósito y distribución de leyes.....	11
Tabla 3 : Características mecánicas de la roca.....	13
Tabla 4 : Valor de clasificación	16
Tabla 5 : Clasificación de la distribución geométrica / leyes para diferentes métodos de minado.....	17
Tabla 6 : Clasificación de características geomecánicas para diferentes métodos de minado – Zona mineral	18
Tabla 7 : Clasificación de características geomecánicas para diferentes métodos de minado – Caja techo	19
Tabla 8 : Clasificación de características geomecánicas para diferentes métodos de minado – Caja piso	20
Tabla 9 : Estimación de recursos Octubre 2024 para Zona 3.....	37
Tabla 10: Calculo de RQD de la estructura.....	41
Tabla 11: Calculo de RMR de la estructura.....	41
Tabla 12: Calculo de RQD de la caja piso.....	42
Tabla 13: Calculo de RMR de la caja piso	42
Tabla 14: Calculo de RQD de la caja techo	43
Tabla 15: Calculo de RMR de la caja techo	43
Tabla 16: Factores de peso	44
Tabla 17: Valores para la forma del yacimiento	44
Tabla 18: Valores para la potencia del yacimiento	45
Tabla 19: Valores para el buzamiento del yacimiento	45
Tabla 20: Valores para la distribución de leyes del yacimiento	45
Tabla 21: Valores para la resistencia de roca de la zona mineral.....	46
Tabla 22: Valores para la espaciamento entre fracturas de la zona mineral.....	46

Tabla 23: Valores para la resistencia de las discontinuidades de la zona mineral.....	47
Tabla 24: Valores para la resistencia de roca de la caja techo.....	47
Tabla 25: Valores para la espaciamento entre fracturas de la caja techo.....	48
Tabla 26: Valores para la resistencia de las discontinuidades de la caja techo.....	48
Tabla 27: Valores para la resistencia de roca de la caja piso.....	49
Tabla 28: Valores para la espaciamento entre fracturas de la caja piso.....	49
Tabla 29: Valores para la resistencia de las discontinuidades de la caja piso.....	50
Tabla 30: Sumatoria de valores del método Nicholas	50
Tabla 31: Secuencia de minado para método corte y relleno.....	53
Tabla 32: Consumo y rotura – corte y relleno	55
Tabla 33: Secuencia de minado para método Shrinkage stoping.....	57
Tabla 34: Consumo y rotura – Shrinkage stoping	59
Tabla 35: Calculo de demanda de aire	59
Tabla 36: Balance ingreso – salida	60
Tabla 37: Parámetros para cálculo de costos – corte y relleno	63
Tabla 38: Calculo de costo de minado – corte y relleno	64
Tabla 39: Parámetros para cálculo de costos – Shrinkage stoping	65
Tabla 40: Calculo de costo de minado – Shrinkage stoping.....	66
Tabla 41: Resumen de costos de minado para cada método.....	67

Lista de Figuras

	Pág.
Figura 1 : Ubicación de Concesión Virgen del Carmelo	28
Figura 2 : Columna estratigráfica de las formaciones Carhuaz y Santa	29
Figura 3 : Geología Regional de la Concesión Virgen del Carmelo.....	31
Figura 4 : Mapeo GAL 830 Veta Chuncha	32
Figura 5 : Mapeo GAL 380 Veta Tarazona.....	33
Figura 6 : Mapeo GAL 095 Veta Tarazona.....	34
Figura 7 : Histórico mensual de traslado de mineral	34
Figura 8 : Mineral producido por toneladas – Octubre 2024.....	35
Figura 9 : Mineral enviado por labor – octubre 2024	36
Figura 10: Calculo de poligonal para la Veta Chuncha en GL830	38
Figura 11: Recursos para la Veta Chuncha Techo en Zona 3.....	39
Figura 12: Recursos para la Veta Chuncha Piso en Zona 3.....	40
Figura 13: Recursos para la Veta Chuncha en Zona 3.....	40
Figura 14: Vista isométrica del tajo – corte y relleno	51
Figura 15: Vista frontal del tajo – corte y relleno	52
Figura 16: Vista de perfil del tajo – corte y relleno.....	52
Figura 17: Vista isométrica del tajo – Shrinkage stoping	55
Figura 18: Vista frontal del tajo – Shrinkage stoping	56
Figura 19: Vista de perfil del tajo – Shrinkage stoping.....	56
Figura 20: Isométrico del sistema de ventilación.....	62
Figura 21: Prueba de signos de Wilcoxon.....	68

Introducción

El trabajo se estructura en cuatro capítulos que desarrollan de manera integral el análisis propuesto. En el Capítulo I, se plantea el problema de investigación, se formula el objetivo principal, la hipótesis y las variables a analizar, además de presentarse antecedentes referenciales que respaldan la importancia del estudio.

En el Capítulo II, se desarrolla el marco teórico, el cual comprende la descripción detallada del método numérico de Nicholas como herramienta técnica para la selección de métodos de explotación, así como la explicación conceptual y técnica de los métodos de corte y relleno y shrinkage stoping. Asimismo, se incluye un marco conceptual con definiciones clave que permiten contextualizar la investigación.

El Capítulo III está dedicado al estudio de la unidad minera seleccionada. Se presenta su ubicación geográfica, características geológicas, recursos disponibles e información geomecánica relevante para aplicar el método de Nicholas. A partir de dicha aplicación, se identifican dos métodos viables: corte y relleno, y shrinkage stoping. En esta sección también se desarrollan los estándares de minado para ambos métodos, permitiendo una base técnica sólida para la comparación posterior.

En el Capítulo IV, se lleva a cabo la evaluación de los costos de minado asociados a cada método, considerando tanto aspectos operativos como económicos. Esta comparación permite validar la hipótesis planteada, demostrando que el cambio al método shrinkage genera una mejora operativa significativa. El trabajo concluye con un conjunto de conclusiones que sintetizan los hallazgos obtenidos y recomendaciones orientadas a la implementación efectiva del nuevo método de explotación.

En conjunto, esta investigación busca no solo ofrecer una propuesta de mejora técnica y económica para la unidad minera analizada, sino también proporcionar una guía metodológica aplicable a otras operaciones subterráneas que busquen optimizar su desempeño mediante la selección adecuada del método de minado.

Capítulo I. Parte introductoria del trabajo

1.1 Generalidades

La minería subterránea constituye una de las principales actividades económicas del Perú, particularmente en regiones con tradición aurífera y polimetálica. Dentro de este entorno, la selección del método de explotación adecuado representa un factor clave para garantizar la viabilidad técnica, económica y operativa de una unidad minera. Dicha selección no solo debe responder a las características geológicas del yacimiento, sino también a la búsqueda de eficiencia, seguridad y rentabilidad en los procesos productivos.

En la actualidad, muchas operaciones subterráneas en el país utilizan el método de corte y relleno ascendente, el cual destaca por su selectividad y control de dilución, especialmente en vetas angostas con geometría irregular. No obstante, su aplicación en ciertas condiciones —como el uso de winches para el acarreo del relleno— puede generar limitaciones operativas importantes: baja productividad, costos elevados por manejo de relleno, alta exposición del personal a zonas inestables y una recuperación subóptima del mineral.

Frente a esta problemática, surge como alternativa técnica el método Shrinkage Stopping o método de rebaje por contracción. Este método permite almacenar temporalmente el mineral fragmentado en el propio tajeo, aprovechando la gravedad para el desplazamiento del material y reduciendo la necesidad inmediata de relleno artificial. Su aplicación es particularmente ventajosa en cuerpos mineralizados de buzamiento pronunciado, buena continuidad y roca competente, características presentes en muchos yacimientos peruanos.

1.2 Descripción del problema de investigación

En diversas operaciones subterráneas del país, como la unidad minera en estudio, se utiliza el método de corte y relleno ascendente, una técnica ampliamente reconocida por su selectividad y control de dilución. Sin embargo, cuando el relleno se realiza con winches manuales, se presentan limitaciones operativas importantes: baja productividad,

elevados tiempos muertos, alta exposición del personal en zonas de riesgo y mayores costos por manejo de materiales. Estas deficiencias se reflejan directamente en la eficiencia global del ciclo de minado.

A pesar de que el yacimiento presenta condiciones geológicas y estructurales favorables — como buzamientos mayores a 60°, potencias intermedias y buena competencia del macizo rocoso —, no se ha evaluado de manera técnica ni económica la viabilidad de aplicar un método de explotación alternativo que aproveche mejor dichas condiciones. Uno de estos métodos es el Shrinkage Stopping, el cual permite almacenar temporalmente el mineral fragmentado en el tajo, reduciendo la necesidad de relleno inmediato y utilizando la fuerza de gravedad para facilitar el transporte del mineral. (Fuente: Minera Vale un Perú E.I.R.L.).

Ante esta situación, surge la necesidad de evaluar si el cambio del método actual de corte y relleno ascendente con winches al método de Shrinkage Stopping puede generar mejoras operativas significativas. En particular, se busca determinar si este cambio puede traducirse en una mayor productividad, menor costo unitario, mejor recuperación y menor exposición del personal. Para ello, se requiere realizar un análisis comparativo técnico-operativo que incluya condiciones geomecánicas, parámetros de diseño, rendimiento de equipos y costos asociados. (Fuente: Capcha, 2021).

La falta de estudios técnicos que respalden este cambio limita la posibilidad de optimizar los procesos de explotación y alcanzar un mejor rendimiento económico en la operación minera.

Por tanto, resulta indispensable plantear el siguiente problema:

¿En qué medida un inadecuado método de explotación en minería subterránea impacta de manera negativa en la actividad extractiva?

1.3 Objetivo

Evaluar la mejora operativa que se genera al seleccionar el método de explotación adecuado para la extracción de mineral.

1.4 Hipótesis

La correcta selección del método de explotación permitirá tener una mejora operativa en la extracción de mineral.

1.5 Operacionalización de variables

1.5.1 Variable independiente (V.I)

- X: Método de explotación

1.5.2 Variable dependiente (V.D)

- Y: Productividad
 - Producción diaria (tms)
 - Costos de preparación (US\$/tms).
 - Costos de perforación y voladura (US\$/tms).
 - Costos de limpieza y sostenimiento (US\$/tms).

Tabla 1

Matriz de consistencia

PROBLEMA	OBJETIVO	HIPÓTESIS	VARIABLE INDEPENDIENTE	VARIABLE DEPENDIENTE	INDICADORES
¿En qué medida un inadecuado método de explotación en minería subterránea impacta de manera negativa en la actividad extractiva?	Evaluar la mejora operativa que se genera al seleccionar el método de explotación adecuado para la extracción de mineral.	La correcta selección del método de explotación permitirá tener una mejora operativa en la extracción de mineral.	X: Método de explotación	Y: Productividad	Producción diaria (tms) Costos de preparación (US\$/tms). Costos de perforación y voladura (US\$/tms). Costos de limpieza y sostenimiento (US\$/tms).

Fuente: Elaboración propia

1.6 Antecedentes referenciales

1.6.1 Antecedentes internacionales

Brand, L. et al (2023) Revisión del estado del arte del método de minado Sublevel Shrinkage (SLSh). El estudio realizó una exhaustiva revisión bibliográfica y análisis de campo sobre la variante Sublevel Shrinkage Stopping (SLSh), que combina características

del sublevel stoping y del shrinkage tradicional. Se analizaron aplicaciones reales en minas como Mount Charlotte (Australia), Chirano (Ghana) y Lac des Iles (Canadá). La metodología incluyó entrevistas a operadores, revisión de reportes técnicos y modelamientos de producción. Se encontró que SLSH es especialmente eficiente en depósitos subverticales con leyes medias y alta continuidad, donde los métodos convencionales presentan riesgos de colapso o altos costos de sostenimiento. Entre sus ventajas destacaron la reducción en la necesidad de relleno, bajo costo operativo, alta recuperación (por encima del 90%) y menor exposición de trabajadores al frente de producción. Los principales retos identificados fueron controlar la dilución debido a la fragmentación inadecuada y gestionar adecuadamente los sistemas de ventilación en las áreas donde se acumula el mineral. La revisión sugiere que SLSH puede ser altamente rentable en depósitos medianos a grandes, especialmente en minería aurífera.

Congfei, L. (2013) Estudio de viabilidad de la aplicación del método Shrinkage Stopping con relleno en una mina de uranio. La investigación se enfocó en determinar la viabilidad del uso de Shrinkage Stopping combinado con relleno en una mina de uranio caracterizada por cuerpos de mineral delgados, inclinados, y rocas de baja estabilidad. Tradicionalmente, en este tipo de depósitos se utilizaba perforación de agujeros cortos, pero presentaba problemas de recuperación y seguridad. Se realizaron ensayos geomecánicos, análisis de estabilidad de macizos rocosos y simulaciones de minado. Los resultados demostraron que el método Shrinkage Stopping, al mantenerse el mineral fragmentado como soporte durante la explotación, mejoraba notablemente la estabilidad temporal de los tajeos. Además, el relleno con material cementado posterior a la extracción del mineral permitía reducir la dilución a menos del 8% y aumentar la recuperación a más del 92%. Desde el punto de vista económico, el costo inicial del relleno se amortizaba rápidamente gracias al aumento en la producción segura. La conclusión recomendó la implementación del método en fases piloto antes de su adopción total en la mina.

Godoy, T. (2020) Comparación técnico-económica de sistemas de perforación en el método Shrinkage aplicado a explotación de mina subterránea El Dorado. La

investigación comparó dos sistemas de perforación empleados en la implementación del método Shrinkage en la veta norte-sur de la mina El Dorado: el sistema manual convencional y un sistema semi-mecanizado con equipos ligeros. Se analizaron parámetros como velocidad de avance, precisión del disparo, recuperación del mineral, costos de operación y seguridad. Los resultados mostraron que el sistema semi-mecanizado aumentó la velocidad de avance en un 18%, redujo los costos de perforación en un 10% y mejoró la recuperación de mineral debido a una fragmentación más controlada. Sin embargo, requirió una mayor inversión inicial en capacitación y mantenimiento de equipos. El análisis económico global favoreció la adopción del sistema semi-mecanizado para operaciones a mediano plazo, con una recuperación del capital invertido en menos de dos años.

Instituto de Tecnología de Bandung (ITB) (2018) Estudio de minería subterránea de vetas de oro estrechas utilizando el método Shrinkage Stopping en Gudang Handak, Indonesia. Esta investigación abordó la aplicación del método Shrinkage Stopping en vetas angostas de oro en la mina Gudang Handak, operada por PT ANTAM Tbk. El proyecto consideró la morfología de las vetas (espesores entre 0.5 y 1.2 metros), su alta inclinación ($>60^\circ$) y las condiciones de baja resistencia del macizo rocoso. Se desarrollaron diseños de tajeos específicos, considerando tamaños de cámaras, secuencias de explotación y planificación de la evacuación del mineral. Los resultados mostraron que Shrinkage Stopping era superior a métodos como cut and fill en términos de costos directos de producción y recuperación del mineral, alcanzando recuperaciones cercanas al 88% con diluciones controladas. Asimismo, se subrayó la necesidad de diseñar sistemas eficientes de manejo de ventilación y evacuación de material fragmentado para evitar sobrecargas en las cámaras de shrinkage. El estudio recomendó el uso de este método en vetas similares presentes en otras operaciones de PT ANTAM.

1.6.2 Antecedentes nacionales

Ames, M. (2015) Implementación del método Shrinkage dinámico mecanizado para optimizar explotación de tajeos - Sociedad Minera Austria Duvaz S.A.C. Este trabajo se

centró en modernizar el método Shrinkage tradicional implementando técnicas de mecanización parcial ("shrinkage dinámico mecanizado") para optimizar los tiempos de explotación en tajeos del bloque 080. Se evaluaron las condiciones actuales de perforación, carguío, ventilación y sostenimiento. Luego se introdujeron equipos mecanizados de perforación corta y carguío selectivo, logrando una notable reducción en el tiempo de extracción de mineral acumulado. El costo de minado bajó de \$6.42 a \$6.32 por tonelada, lo que representó un ahorro mensual aproximado de \$1,800, considerando un volumen de 1,500 TM/mes. Además, se obtuvo una mejora en la recuperación de mineral, disminuyendo pérdidas y reduciendo la dilución. La investigación concluyó que la mecanización parcial es una estrategia viable para operaciones medianas que buscan aumentar su competitividad sin hacer grandes inversiones en tecnología de punta.

Capcha, J. (2021) Combinación de los métodos de explotación "cut and fill" y "shrinkage stoping" y su influencia en la productividad del tajeo 445 SW en la Mina Candelaria. El estudio investigó la viabilidad de combinar los métodos de explotación "cut and fill" y "shrinkage stoping" en el tajeo 445 SW de la Mina Candelaria, evaluando el impacto en la productividad minera. Se realizó una caracterización geotécnica y un análisis estructural de la veta, determinando que en sectores más angostos y estables se podía emplear shrinkage, mientras que en zonas de mayor espesor y baja estabilidad se optaría por cut and fill. Se midieron indicadores como la tasa de producción diaria, los tiempos de ciclo, el costo de operación y la seguridad laboral antes y después de la combinación de métodos. El resultado evidenció una mejora del 22% en la productividad y una disminución de los costos operativos, además de mejores condiciones de trabajo para los operarios. Se recomendaron lineamientos de aplicación de ambos métodos para maximizar beneficios en zonas de características geomecánicas variables.

Espinoza, M. (2021) Aplicación del método de explotación Shrinkage Stopping en veta Luz Elena - Mina Pasto Bueno. El proyecto propuso la implementación del método Shrinkage Stopping en la veta Luz Elena de la mina Pasto Bueno, caracterizada por minerales de tungsteno (WO_3) con una ley promedio de 0.82%. Ante la ausencia de

disponibilidad de material de relleno para otros métodos como cut and fill, se optó por el shrinkage, aprovechando la alta inclinación y continuidad de la veta. Se evaluaron factores críticos como la estabilidad de los macizos rocosos, el sistema de ventilación necesario debido a la acumulación de mineral, y la recuperación final del mismo. A través de un modelamiento de reservas y simulaciones económicas, se estimó una recuperación de mineral de más del 92%, con costos operativos aceptables para el tipo de yacimiento. El estudio recomendó implementar mejoras en la planificación del vaciado de material y monitoreo continuo de la estabilidad de los tajeos para asegurar el éxito del método.

Guadalupe, R. (2015) Estudio técnico-económico del método Shrinkage Stopping aplicado a la explotación de la veta El Gallo, mina Campana de Oro, La Libertad. La investigación realizó un análisis técnico y económico de la aplicación del método Shrinkage Stopping en la veta El Gallo de la mina Campana de Oro. Se caracterizó geológicamente la veta, determinando su continuidad, buzamiento y anchura, lo que justificó el uso del método shrinkage por su adaptabilidad a vetas angostas y de alta inclinación. Se diseñó el esquema de explotación considerando la necesidad de un control estricto de la estabilidad de los taludes y minimización de la dilución. En el aspecto económico, se proyectó un incremento del 37% en la producción, pasando de 1,460 TM/mes a 2,000 TM/mes. El análisis financiero, basado en el cálculo del Valor Actual Neto (VPN) y la Tasa Interna de Retorno (TIR), concluyó que el método es rentable, recomendándose su implementación como una alternativa de mediano a largo plazo para mejorar la productividad y competitividad de la mina.

Capítulo II. Marcos teórico y conceptual

2.1 Marco Teórico

2.1.1 *Modelo numérico de selección de método*

Históricamente, la elección del método de minado para un nuevo yacimiento se basaba principalmente en la experiencia operativa en depósitos similares o en métodos ya utilizados en la región. Luego, el método se ajustaba durante los primeros años de operación conforme se comprendían mejor las condiciones del terreno y las características del mineral. Actualmente, debido a la alta inversión de capital que implica abrir una nueva mina o modificar un sistema existente, es esencial que los métodos evaluados durante los estudios de factibilidad — y el que se seleccione — tengan una alta probabilidad de alcanzar las tasas de producción proyectadas.

Aunque la experiencia y el juicio ingenieril siguen siendo fundamentales en la selección del método, las diferencias sutiles entre depósitos, que pueden influir en la elección del método o en el diseño de mina, solo pueden identificarse mediante el análisis de características medidas. (Fuente: Nicholas, 1981).

Los parámetros clave para seleccionar un método de minado incluyen:

- Geometría y distribución de leyes del yacimiento;
- Resistencia del macizo rocoso (zona mineralizada, muro y techo);
- Costos de minería y necesidades de capital;
- Tasa de producción;
- Tipo y disponibilidad de mano de obra;
- Consideraciones ambientales;
- Otros factores específicos del sitio.

El proceso propuesto está diseñado para proyectos donde la perforación ha definido reservas geológicas suficientes, pero donde aún no se ha desarrollado infraestructura subterránea. Dado que cada yacimiento tiene su propia geometría,

distribución de leyes y propiedades geomecánicas, la selección del método debería seguir al menos dos etapas:

Etapla 1:

Se describe el yacimiento según geometría, leyes y propiedades mecánicas. Con estos datos, se clasifican los métodos más apropiados, considerando también costos generales, personal, medio ambiente y otros factores específicos.

Etapla 2:

Se realiza una estimación de costos de los métodos más viables con base en un plan general de mina. A partir de los costos operativos y de capital, se calcula una ley de corte para definir reservas explotables. Luego, se comparan los métodos para seleccionar el óptimo desde el punto de vista económico.

Durante la planificación minera (Etapla 2), la información geomecánica se utiliza para estimar tamaños y orientación de las labores subterráneas, sostenimiento, características de hundimiento y ángulos de talud. Si surgen problemas de control de terreno o de operación, se pueden hacer ajustes. Aunque planificar en papel puede extender el tiempo de inicio, es mucho más económico cometer errores en esta etapa que cuando ya ha comenzado la operación minera. (Fuente: Nicholas, 1981).

2.1.1.1 Etapla 1. El objetivo principal de la Etapla 1 en la selección del método de minado es identificar aquellos métodos que merecen un análisis más detallado. La forma más sencilla de realizar esta preselección consiste en definir las características técnicas que requiere cada método de explotación y compararlas con las propiedades específicas del yacimiento.

No obstante, es importante señalar que ningún método de minado es completamente restrictivo a una sola combinación de condiciones.

En el enfoque propuesto, los métodos se evalúan comparando tres criterios fundamentales: la geometría del depósito, la distribución de leyes y las propiedades geomecánicas, asignándoles una puntuación según su grado de compatibilidad con diez métodos generales de minería.

Datos necesarios para la selección del método

Para elegir el método más adecuado y definir un diseño preliminar de mina, se requiere contar con cierta información esencial, entre la que se incluyen:

- Secciones geológicas y planos de niveles,
- Un modelo de leyes del yacimiento, y
- Propiedades mecánicas de la roca en la zona mineralizada, el muro y el techo.

Muchos de estos datos pueden obtenerse del testigo de perforación. Sin embargo, si no se recolectan correctamente durante la fase de registro y análisis del núcleo, esta información puede perderse y afectar la calidad del estudio.

2.1.1.1.1 Importancia de la información geológica. La interpretación geológica constituye un pilar fundamental para la evaluación de cualquier yacimiento mineral. Es necesario elaborar secciones geológicas y mapas de niveles que detallen los tipos litológicos predominantes, zonas de alteración y estructuras mayores (como fallas, vetas o pliegues). En algunos casos, es recomendable representar las zonas de alteración en mapas separados que luego se puedan superponer sobre los mapas litológicos.

Estas representaciones deben elaborarse en la misma escala que se usará en la planificación minera y deben mantener proporciones reales, sin exageración vertical, para facilitar la visualización espacial del diseño de las labores subterráneas. Además, el área cartografiada debe extenderse en todas direcciones al menos 1.75 veces la profundidad del yacimiento, con el fin de evaluar adecuadamente los posibles efectos del hundimiento del terreno debido a la actividad minera. Esta información es crucial para ubicar correctamente accesos, bocaminas, infraestructura superficial y otras instalaciones. (Fuente: Nicholas, 1981).

En resumen, disponer de un conjunto completo y bien interpretado de secciones y mapas de niveles es esencial no solo para entender la distribución del mineral, sino también para identificar zonas con propiedades geomecánicas similares, facilitando así la selección del método de explotación más adecuado.

2.1.1.1.2 Geometría del yacimiento y distribución de leyes. Durante la Etapa 1 del proceso de selección del método de minado, se debe definir tanto la geometría del yacimiento como la distribución de leyes. La geometría se caracteriza considerando la forma general del depósito, el espesor del mineral, la inclinación (plunge) y la profundidad, según se detalla en la Tabla 2. Por su parte, la distribución de leyes se clasifica como uniforme, gradual o errática, también según criterios estandarizados.

Para caracterizar estos aspectos, es fundamental desarrollar un modelo de leyes del yacimiento. El tipo de modelo dependerá de la complejidad geológica del depósito y del nivel de conocimiento geológico disponible, así como del espaciamiento entre los sondeos de perforación. Este modelo debe ser representado gráficamente en secciones geológicas y planos de nivel, utilizando la misma escala aplicada en los mapas geológicos. (Fuente: Nicholas, 1981).

Tabla 2

Definición de geometría del depósito y distribución de leyes

PARÁMETRO	CLASIFICACIÓN	DESCRIPCIÓN
1. Forma general	Equidimensional	Todas las dimensiones son del mismo orden de magnitud.
	Plana o tabular	Dos dimensiones son mucho mayores que el espesor, que usualmente no supera los 100 m.
	Irregular	Las dimensiones varían considerablemente en distancias cortas.
2. Espesor del mineral	Angosto	Menor a 10 m.
	Intermedio	Entre 10 m y 30 m.
	Grueso	Entre 30 m y 100 m.
	Muy grueso	Mayor a 100 m.
3. Inclinación (plunge)	Plana	Menor a 20°.
	Intermedia	Entre 20° y 55°.
	Pronunciada	Mayor a 55°.
4. Profundidad	—	Proporcionar la profundidad real del yacimiento bajo la superficie.
5. Distribución de leyes	Uniforme	La ley no varía significativamente respecto a la ley media del yacimiento.
	Gradual (gradacional)	Las leyes presentan zonas de transición y cambian progresivamente.
	Errática	Las leyes varían drásticamente en distancias cortas, sin un patrón definido.

Fuente: Nicholas, 1981

El modelo puede representarse mediante contornos de ley (isoleyes) o por bloques coloreados según categorías de ley.

Al superponer estos planos con las secciones geológicas correspondientes, se obtiene una visión integrada que permite identificar tanto los tipos litológicos predominantes como su relación espacial con el cuerpo mineralizado.

Esta integración de información es clave para entender cómo se distribuyen el mineral y las zonas de interés económico dentro del yacimiento, lo cual influye directamente en la elección del método de explotación más adecuado.

2.1.1.1.3 Caracterización geomecánica del macizo rocoso. Durante la Etapa 1 del proceso de selección del método de explotación, es necesario clasificar las propiedades de la roca para obtener una visión general de las condiciones geomecánicas del yacimiento.

Existen varios sistemas de clasificación reconocidos, entre ellos los desarrollados por Deere (1968), Coates (1970), Bieniawski (1973), Barton et al. (1974) y Laubscher (1977).

Todos estos sistemas incluyen tres tipos de mediciones fundamentales:

- La resistencia del material rocoso intacto (sin fracturas),
- Alguna medida de la intensidad del fracturamiento, y
- Alguna estimación de la resistencia al corte de las fracturas.

Los sistemas de Bieniawski (RMR), Barton (Q) y Laubscher (MRMR) utilizan parámetros específicos para obtener una calificación global de la calidad del macizo rocoso. (Fuente: Nicholas, 1981)

En el contexto de selección del método de minado, se consideran tres propiedades claves, cuyas definiciones se detallan en la Tabla 3.

Tabla 3*Características mecánicas de la roca*

PARÁMETRO	CLASIFICACIÓN	DESCRIPCIÓN
1. Resistencia del Material Rocoso Intacto	Débil	La resistencia a compresión uniaxial es menor que 5 MPa.
	Moderada	La resistencia a compresión uniaxial está entre 8 y 15 MPa.
	Fuerte	La resistencia a compresión uniaxial es mayor que 15 MPa.
2. Espaciamiento de Fracturas	Muy cercano	Gran densidad de fracturas, más de 16 por metro (más de 5 por pie).
	Cercano	Densidad de fracturas intermedia, entre 10 y 16 por metro (3 - 5 por pie).
	Ancho	Densidad de fracturas más baja, entre 3 y 10 por metro (1 a 3 por pie).
	Muy ancho	Baja densidad de fracturas, menos de 3 por metro (menos de 1 por pie).
3. Resistencia al Corte de las Fracturas	Débil	Resistencia al corte débil, con superficies de fractura lisas o rellenos débiles.
	Moderada	Resistencia al corte moderada, con superficies de fractura rugosas.
	Fuerte	Resistencia al corte fuerte, con fracturas rellenas de materiales igual o más fuertes que la roca intacta.

Fuente: Nicholas, 1981

Resistencia del material rocoso intacto: Se define como la relación entre la resistencia a compresión uniaxial y la tensión de carga suprayacente (overburden). Esta resistencia puede estimarse mediante métodos clásicos como el de Terzaghi y Peck (1967), modificado posteriormente por Deere (1968), Jennings y Robertson (1960) y Piteau (1970). No obstante, una estimación más práctica y económica puede obtenerse utilizando un ensayo de carga puntual (point load test). La tensión de carga suprayacente se calcula a partir de la profundidad del yacimiento y la densidad de la roca.

Espaciamiento de fracturas: Puede expresarse como el número de fracturas por metro o mediante el RQD (Rock Quality Designation). Este último se calcula como la longitud total de los fragmentos de testigo mayores o iguales al doble del diámetro del núcleo, dividida entre la longitud total de la corrida de perforación. Sin embargo, el uso de fracturas por metro proporciona una descripción más cuantitativa del tamaño medio de los bloques.

Resistencia al corte de las fracturas: Se evalúa generalmente mediante observación directa y se clasifica según criterios establecidos.

Durante el registro geológico, se recomienda estimar o medir directamente:

- La resistencia a compresión uniaxial,
- El RQD o fracturas por metro, y
- La resistencia al corte de fracturas.

Estos datos deben graficarse en secciones y planos de nivel, utilizando la misma escala que los mapas geológicos. Para definir zonas con características geomecánicas similares, puede emplearse la técnica de suma acumulativa desarrollada por Piteau y Russell (1972). Al superponer estos mapas con los de geología y leyes, se logra una representación espacial de las condiciones geomecánicas del yacimiento. (Fuente: Nicholas, 1981).

El uso de cualquiera de los sistemas de clasificación mencionados también permite ubicar los datos en las categorías presentadas en la Tabla 3.

2.1.2 Proceso de selección de métodos de minado

Existen diez métodos básicos de minado, (Fuente: Nicholas, 1981), que deben ser considerados en cualquier proceso de selección, excluyendo el minado hidráulico o por disolución:

- **Minado a Cielo Abierto (Open Pit):**

Es un método en el que la minería comienza en la superficie y se retiran desechos para descubrir el mineral. Incluye el minado por tajo y la explotación de canteras.

- **Minado por Hundimiento de Bloques (Block Caving):**

Consiste en excavar columnas de roca que se colapsan bajo su propio peso, haciendo que el material del techo también se derrumbe. Incluye el hundimiento de paneles y el hundimiento continuo.

- **Explotación Subniveles (Sublevel Stopping):**

Método de explotación en el que el mineral se extrae mediante voladuras por bancadas, perforaciones en anillo o taladros largos. La mayor parte del mineral es extraído a medida que se realiza la voladura, dejando un hueco abierto.

- **Hundimiento Subniveles (Sublevel Caving):**

Método de hundimiento inducido en el que el mineral es extraído mediante perforaciones en anillo desde galerías. Se espera que la roca superior también se derrumbe a medida que el mineral se extrae.

- **Minado de Pared Larga (Longwall Mining):**

Método en el que el depósito, generalmente un manto de carbón, se remueve en una operación continua a lo largo de un largo frente de trabajo, utilizando una serie extensa de apoyos. Las áreas ya excavadas suelen colapsarse.

- **Minado de Cámara y Pilares (Room-and-Pillar):**

Método en el que se desarrolla una rejilla de cámaras, dejando pilares, generalmente de tamaño uniforme, para sostener el techo. Los pilares pueden o no ser retirados más tarde.

- **Minado por Acarreo (Shrinkage Stopping):**

Método de extracción en el que la mayor parte del mineral volado se deja acumular en el hueco hasta que se termina de extraer completamente el tajo. Luego, el mineral fragmentado se extrae todo de una vez.

- **Corte y Relleno (Cut-and-Fill):**

Método de explotación en el que se remueve cada capa de roca después de la voladura y se reemplaza con algún tipo de material de relleno, dejando espacio para extraer la siguiente capa.

- **Extracción por Capas Superiores (Top Slicing):**

Método en el que se excavan capas horizontales escalonadas. La roca superior se sostiene con una estructura de madera y se espera que se derrumbe a medida que se extrae el mineral.

- **Sistemas de Madera Cuadrada (Square-Set):**

Método en el que se utilizan maderas en forma de cuadrados para reemplazar la roca extraída y sostener las rocas circundantes. Incluye otros métodos de explotación con madera, como el minado por pilares de madera (stull stoping).

El proceso de selección integra aspectos de varios métodos de minado previamente mencionados y consta de dos etapas:

- Identificar las características del depósito de acuerdo con lo que se describe en las Tablas 2 y 3.
- Para cada método de minado, sumar los valores de las Tablas 5, 6, 7 y 8 según las características definidas anteriormente.

Se ha clasificado cada método en función de la geometría/distribución del grado (Tabla 5) y las características geomecánicas de la zona mineral (Ore zone), caja techo (Hanging wall), y caja piso (Footwall). Las características se clasifican en cuatro categorías:

- Preferido: la característica es adecuada para el método de minado.
- Probable: si la característica está presente, es posible usar este método.
- Poco probable: si la característica está presente, es poco probable que se utilice el método, pero no se descarta completamente.
- Eliminado: si la característica está presente, el método no puede ser utilizado.

Los valores asignados a cada categoría están en la Tabla 4. Para la categoría eliminado, se asignaron valores negativos, de modo que si la suma de las características resultaba en un número negativo, el método se descartaba. El valor para poco probable es cero, ya que no influye en la probabilidad de usar el método, pero tampoco lo elimina. Los valores para las categorías probable y preferido permiten clasificar las características tanto dentro de un método de minado como entre distintos métodos. (Fuente: Nicholas, 1981)

Tabla 4

Valor de clasificación

CLASIFICACIÓN	VALOR
Preferido	3 - 4
Probable	1 - 2
Poco probable	0
Eliminado	-49

Fuente: Nicholas, 1981

Tabla 5

Clasificación de la distribución geométrica / leyes para diferentes métodos de minado

Métodos de explotación	Forma de Yacimiento			Potencia del Yacimiento				Buzamiento			Distribución de leyes		
	Masivo	Tabular	Irregular	Estrecho	medio	Potente	Muy potente	Horizontal	Intermedio	Vertical	Uniforme	Diseminado	Errático
Cielo abierto	3	2	3	2	3	4	4	3	3	4	3	3	3
Hundimiento de bloques	4	2	0	-49	0	2	4	3	2	4	4	2	0
Tajeo por subniveles	2	2	1	1	2	4	3	2	1	4	3	3	1
Hundimiento por subniveles	3	4	1	-49	0	4	4	1	1	4	4	2	0
Tajos largos	-49	4	-49	4	0	-49	-49	4	0	-49	4	2	0
Cámaras y pilares	0	4	2	4	2	-49	-49	4	1	0	3	3	3
Cámaras almacén (Shrinkage)	2	2	1	1	1	2	4	2	1	4	3	2	1
Corte y relleno	0	4	2	4	4	0	0	0	3	4	3	3	3
Fajas ascendentes	3	3	0	-49	0	3	4	4	1	2	4	2	0
Explotación con cuadros de madera	0	2	4	4	4	4	1	2	3	3	3	3	3

Fuente: Nicholas, 1981

Tabla 6*Clasificación de características geomecánicas para diferentes métodos de minado – Zona mineral*

Métodos de explotación	Resistencia de roca				Espaciamiento entre fracturas			Resistencia de las discontinuidades		
	Baja	Mediana	Alta	Muy Pequeña	Pequeña E.	Espaciado	Muy grande	Pequeña D.	Media	Grande
Cielo abierto	3	4	4	2	3	4	4	2	3	4
Hundimiento de bloques	4	1	1	4	4	3	0	4	3	0
Tajeo por subniveles	-49	3	4	0	0	1	4	0	2	4
Hundimiento por subniveles	0	3	3	0	2	4	4	0	2	2
Tajos largos	4	1	0	4	4	0	0	4	3	0
Cámaras y pilares	0	3	4	0	1	2	4	0	2	4
Cámaras almacén (Shrinkage)	1	3	4	0	1	3	4	0	2	4
Corte y relleno	3	2	2	3	3	2	2	3	3	2
Fajas ascendentes	2	3	3	1	1	2	4	1	2	4
Explotación con cuadros de madera	4	1	1	4	4	2	1	4	3	2

Fuente: Nicholas, 1981

Tabla 7

Clasificación de características geomecánicas para diferentes métodos de minado – Caja techo

Métodos de explotación	Resistencia de roca				Espaciamiento entre fracturas			Resistencia de las discontinuidades		
	Baja	Mediana	Alta	Muy Pequeña	Pequeña E.	Espaciado	Muy grande	Pequeña D.	Media	Grande
Cielo abierto	3	4	4	2	3	4	4	2	3	4
Hundimiento de bloques	4	2	1	3	4	3	0	4	2	0
Tajeo por subniveles	-49	3	4	-49	0	1	4	0	2	4
Hundimiento por subniveles	3	2	1	3	4	3	1	4	2	0
Tajos largos	4	2	0	4	4	3	0	4	2	0
Cámaras y pilares	0	3	4	0	1	2	4	0	2	4
Cámaras almacén (Shrinkage)	4	2	1	4	4	3	0	4	2	0
Corte y relleno	3	2	2	3	3	2	2	4	3	2
Fajas ascendentes	4	2	1	3	3	3	0	4	2	0
Explotación con cuadros de madera	3	2	2	3	3	2	2	4	3	2

Fuente: Nicholas, 1981

Tabla 8*Clasificación de características geomecánicas para diferentes métodos de minado – Caja piso*

Métodos de explotación	Resistencia de roca				Espaciamiento entre fracturas			Resistencia de las discontinuidades		
	Baja	Mediana	Alta	Muy Pequeña	Pequeña E.	Espaciado	Muy grande	Pequeña D.	Media	Grande
Cielo abierto	3	4	4	2	3	4	4	2	3	4
Hundimiento de bloques	2	3	3	1	3	3	3	1	3	3
Tajeo por subniveles	0	2	4	0	0	2	4	0	1	4
Hundimiento por subniveles	0	2	4	0	1	3	4	0	2	4
Tajos largos	2	3	3	1	2	4	3	1	3	3
Cámaras y pilares	0	2	4	0	1	3	3	0	3	3
Cámaras almacén (Shrinkage)	2	3	3	2	3	3	2	2	2	3
Corte y relleno	4	2	2	4	4	2	2	4	4	2
Fajas ascendentes	2	3	3	1	3	3	3	1	2	3
Explotación con cuadros de madera	4	2	2	4	4	2	2	4	4	2

Fuente: Nicholas, 1981

Las tres categorías de características geomecánicas deben sumarse. Esta suma total debe añadirse luego a la suma de la distribución de geometría/ley. Utilizando este tipo de agrupación de características, se puede identificar qué grupo(s) disminuyen la posibilidad de aplicar un método de minado en particular. En casos donde la suma total sea casi igual, se puede determinar qué características son las más adecuadas para el método de minado.

Después de clasificar los métodos de minado, basándose en la geometría/distribución de ley y las características geomecánicas, pueden aparecer varios métodos como adecuados.

2.1.3 Método de explotación Shrinkage stoping

El método de minado shrinkage stoping es una técnica subterránea tradicional empleada principalmente en depósitos de mineral de forma tabular o vetiforme, con buena estabilidad en el techo y las paredes. Es un método selectivo, apropiado para yacimientos de alta ley y con estructuras bien definidas, donde se busca maximizar la recuperación del mineral y mantener condiciones seguras de trabajo.

2.1.3.1 Principio del método. El método shrinkage stoping es una técnica de explotación subterránea que se emplea típicamente en cuerpos minerales con geometría tabular, buzamiento pronunciado (mayor a 50°) y continuidad vertical significativa. Su nombre proviene del fenómeno de "encogimiento" del mineral fragmentado dentro del caserón, ya que este se deja acumular progresivamente tras cada voladura. Alrededor del 70% del mineral se mantiene en el caserón durante el desarrollo del mismo, permitiendo que los mineros trabajen desde el relleno natural para realizar las perforaciones y voladuras sucesivas.

Solo una fracción del mineral se retira durante el avance para dar espacio a la expansión del material roto. (Fuente: Hartman et al, 2002).

Este método no utiliza relleno artificial durante el ciclo de minado. La extracción final del mineral se realiza una vez que se completa el caserón, lo cual permite lograr una alta recuperación, aunque también implica un retraso en el retorno económico.

2.1.3.2 Condiciones geotécnicas. Para aplicar shrinkage stoping, el macizo rocoso debe cumplir con ciertas condiciones geotécnicas que garanticen la estabilidad del caserón y de los accesos:

- Roca competente: tanto el mineral como las paredes del yacimiento deben tener alta resistencia a compresión uniaxial (por ejemplo, >50 MPa) y bajo grado de alteración. Esto reduce la necesidad de sostenimiento. (Fuente: Bieniawski,1989)
- Estructuras geológicas simples: presencia mínima de fallas o planos de debilidad que puedan inducir inestabilidad en el tajo.
- Espaciamiento de fracturas moderado a bajo: idealmente una RQD (Rock Quality Designation) mayor al 60% para garantizar continuidad del macizo.
- Buzamiento pronunciado: se recomienda un buzamiento mayor a 50° para que el mineral roto fluya gravitacionalmente hacia los puntos de extracción (drawpoints).
- Ausencia o control de agua subterránea: la presencia de agua puede movilizar finos, generar lodos y desestabilizar el caserón, especialmente si se apoya sobre el mineral fragmentado.(Fuente: Hustrulid et al, 2001).

2.1.3.3 Ventajas.

- Recuperación alta del mineral: dado que todo el mineral es fragmentado dentro del caserón, la recuperación puede superar el 95% si se maneja adecuadamente el retiro final del material.
- Costo relativamente bajo: no se requieren rellenos costosos ni estructuras de sostenimiento complejas, lo que reduce los costos de operación.
- Simplicidad operativa: una vez establecida la infraestructura de acceso y ventilación, el método es repetitivo y no requiere maquinaria especializada de gran porte.
- Flexibilidad en yacimientos angostos: permite trabajar en cuerpos minerales de espesores intermedios a estrechos (entre 2 y 10 metros).

2.1.3.4 Desventajas.

- Demora en la generación de ingresos: debido a que la mayoría del mineral permanece en el caserón durante largo tiempo, el flujo de caja se ve afectado negativamente en etapas tempranas del minado. (Fuente: Morrison, 1976).
- Condiciones de trabajo difíciles: los mineros deben operar sobre material suelto, lo cual incrementa el riesgo de caídas, atrapamientos y problemas ergonómicos.
- Problemas de ventilación y gases: la acumulación de mineral fragmentado limita la circulación de aire en el caserón, especialmente si no se cuenta con un sistema forzado de ventilación.
- Riesgo de pérdida de mineral por colapso: en presencia de condiciones geomecánicas deficientes o agua, el material puede consolidarse, dificultar su extracción o perderse por colapsos. (Fuente: Berthe, 2017).

2.1.4 Método de explotación corte y relleno (*Cut and Fill*)

El método de explotación corte y relleno (*cut and fill*) es un método de minería subterránea selectiva que consiste en la extracción del mineral en bancos horizontales o subhorizontales, comenzando desde la parte inferior del yacimiento. Una vez extraído el mineral de un banco, el espacio vacío es rellenado con materiales como relaves, roca estéril o relleno cementado. Este relleno sirve de soporte estructural y de plataforma para continuar con la extracción del banco superior.

Este método es especialmente adecuado para cuerpos de mineral de geometría irregular, con inclinaciones pronunciadas o donde la estabilidad geotécnica es limitada, ya que el relleno proporciona un soporte constante y controlado. Es comúnmente utilizado en yacimientos de alta ley, donde se requiere minimizar la dilución del mineral y maximizar su recuperación.

2.1.4.1 Principio del método. El método de corte y relleno es un método subterráneo selectivo que consiste en excavar el mineral por bancos horizontales o subhorizontales, comenzando desde la parte inferior del yacimiento hacia arriba. Una vez extraído el mineral de un banco, el vacío generado se rellena inmediatamente con material

que puede ser inerte, relaves cementados o incluso materiales industriales, dependiendo de las condiciones del sitio. Este relleno permite proporcionar soporte al techo de la excavación y, a su vez, sirve como plataforma para la extracción del siguiente banco. (Fuente: Hustrulid et al, 2001).

El avance puede realizarse de forma ascendente (overhand cut and fill) o descendente (underhand cut and fill), dependiendo de las condiciones geomecánicas del macizo rocoso y de la estabilidad del mineral y de las paredes. La variante descendente es útil cuando el mineral es menos competente que la roca encajonante, mientras que la variante ascendente se utiliza cuando el mineral tiene buena estabilidad. (Fuente: Brady et al, 2006).

Este método permite una explotación ordenada, con control preciso de leyes y volumen de producción, siendo uno de los métodos más seguros y con mayor recuperación en minería subterránea.

2.1.4.2 Condiciones Geotécnicas. El corte y relleno es ideal para depósitos con las siguientes características:

- Geometría irregular, cuerpos de mineral angostos o inclinados, con continuidad limitada.
- Altas leyes donde es crítico evitar la dilución del mineral con estéril.
- Profundidades medias a grandes, donde la presión del macizo rocoso aumenta y se requiere soporte inmediato.
- Baja competencia del mineral o de las rocas encajonantes, donde otros métodos como cámaras y pilares serían inestables.
- Necesidad de estabilidad superficial, como en zonas cercanas a infraestructura o áreas ambientalmente sensibles.

El uso de relleno proporciona un soporte progresivo al techo, lo cual es crucial para mantener la integridad estructural del macizo. Además, el relleno puede ser diseñado para resistir esfuerzos laterales y verticales según su composición (cementado, hidráulico, paste fill, entre otros).

Según Singh y Goel (2011), es importante realizar un análisis detallado del comportamiento del macizo rocoso y del relleno, a través de parámetros como la resistencia compresiva uniaxial (RCU), módulo de deformación, cohesión y ángulo de fricción, además de una caracterización geomecánica con sistemas como RMR o Q.

2.1.4.3 Ventajas del método. Alta recuperación del mineral, normalmente superior al 90%, ya que permite seguir con precisión el cuerpo mineralizado.

- Bajo grado de dilución, ideal para minerales de alta ley o con distribución errática.
- Adaptabilidad a geometrías complejas, tanto en inclinación como en continuidad.
- Excelente control geotécnico, ya que el relleno estabiliza la excavación y permite soportar presiones elevadas.
- Seguridad para los trabajadores, especialmente cuando se emplea relleno cementado y mecanización.
- Flexibilidad en la planificación, ya que se puede ajustar la secuencia de explotación en función del comportamiento del macizo o la disponibilidad de relleno.
- Reducción de subsidencia, lo cual es vital en minería urbana o bajo infraestructura crítica. (Hustrulid et al, 2001).

2.1.4.4 Desventajas del método

- Costos operativos elevados, especialmente por el costo del relleno (material, transporte, colocación y, en su caso, cementación).
- Baja productividad, en comparación con métodos masivos como block Caving, ya que el proceso de relleno es secuencial y toma tiempo.
- Requiere logística adicional, para transportar y colocar el relleno, además de controles de compactación y resistencia.
- Dependencia de un sistema de ventilación robusto, debido al avance progresivo y la posible acumulación de gases y polvo en áreas confinadas.
- Requiere mano de obra calificada y monitoreo constante, tanto en la estabilidad del relleno como en el control de avances. (Fuente: Hartman et al, 2002).

2.2 Marco conceptual

Buzamiento:

Inclinación o pendiente de un cuerpo mineral o una estructura geológica con respecto a la horizontal. Se expresa en grados y es clave para determinar la viabilidad de ciertos métodos de explotación minera.

Costos:

En minería, se refiere a los gastos asociados con la extracción, transporte, procesamiento y cierre de una mina, que incluyen tanto los costos fijos como variables.

Dilución:

Es la incorporación de material estéril o de baja ley en el mineral extraído, lo que reduce el valor económico del mineral procesado. Su control es crucial para maximizar la rentabilidad de la mina.

Discontinuidades:

Son las interrupciones o fracturas naturales en el macizo rocoso, como fallas, fisuras, y estratificación, que afectan la estabilidad de las excavaciones y la selectividad en la extracción del mineral.

Espaciamiento:

Distancia entre dos fracturas o discontinuidades en el macizo rocoso. Este factor influye en la estabilidad de las excavaciones y en la facilidad para la extracción del mineral.

Geomecánica:

Rama de la ingeniería que estudia las propiedades mecánicas de las rocas y su comportamiento bajo condiciones de carga, vital para la estabilidad de las excavaciones mineras y el diseño de las operaciones subterráneas.

Ley:

Concentración de un mineral valioso en una unidad de roca (generalmente expresada como porcentaje o gramos por tonelada). Es una medida clave para evaluar la viabilidad económica de un yacimiento.

Mejora:

En minería, se refiere a las optimizaciones en los procesos operativos que aumentan la eficiencia, reducen costos y mejoran la seguridad y la recuperación de mineral.

Método:

Conjunto de técnicas y procedimientos utilizados para la extracción del mineral, dependiendo de las características del yacimiento, las condiciones geotécnicas y los aspectos económicos.

Selectividad:

Capacidad de un método de minería para extraer solo el mineral deseado, minimizando la cantidad de material estéril o de baja ley que se lleva al proceso de trituración y beneficio.

Yacimiento:

Acumulación de mineral de interés económico, que se encuentra bajo la superficie terrestre. Los yacimientos pueden ser de diversos tipos, como metálicos, no metálicos o energéticos.

Capítulo III. Desarrollo del trabajo de investigación

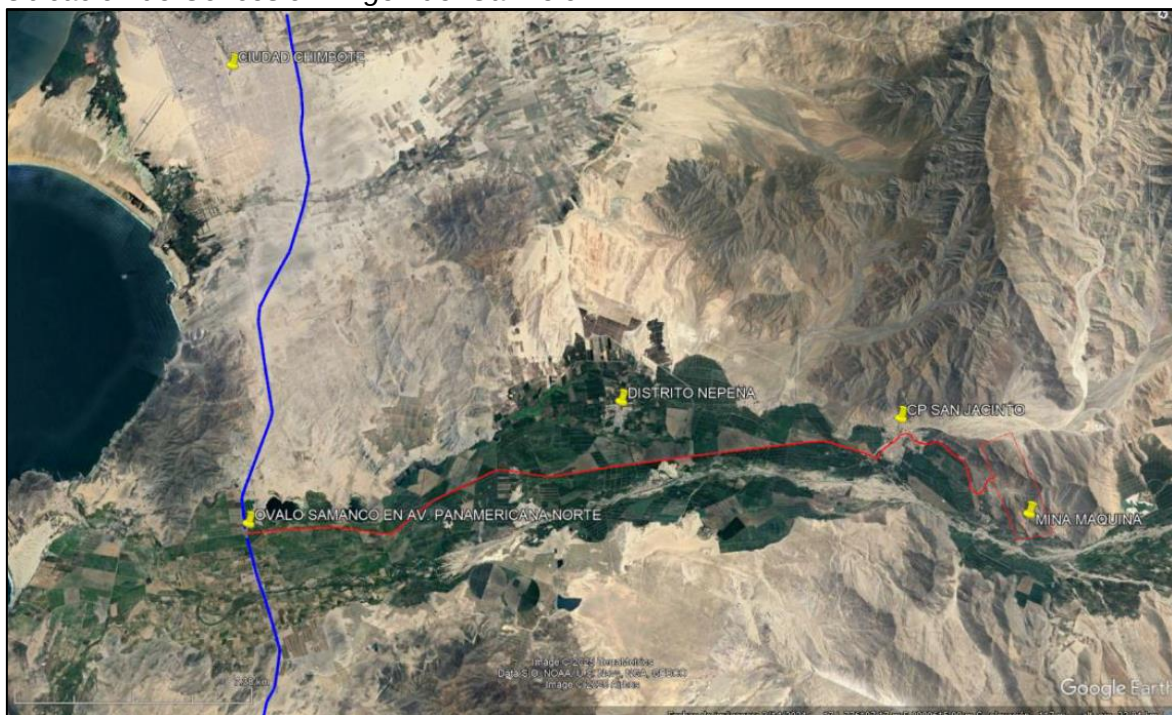
3.1 Recolección de datos

3.1.1 Unidad de estudio

3.1.1.1 Ubicación y accesibilidad. La Concesión de Virgen del Carmelo se ubica en el distrito de Nepeña en la provincia del Santa, departamento de Ancash en la costa norte del Perú. El acceso es en su mayoría mediante carretera asfaltada, por la Carretera Panamericana Norte (Linea Azul, ver figura 1) hasta el Ovalo de Samanco, en el cual se requiere tomar la ruta NE hacia San Jacinto – Moro (Linea Roja, ver figura 1) hasta el desvío a Maquina Vieja y continuar por unos 2.5 km para ingresar a la zona de estudio.

Figura 1

Ubicación de Concesión Virgen del Carmelo



Fuente: Google Earth

El centro poblado azucarero de San Jacinto tiene historia desde la época preinca, sin embargo, son los españoles quienes introducen la caña de azúcar como principal producto agrícola en este valle. Después de la llegada de la industrialización y tecnificación se establece la hacienda de San Jacinto en 1868. Finalmente es en el 2009 que se

establece la Corporación Azucarera del Perú, empresa del Grupo Gloria, el cual es responsable actual de un manejo responsable y sostenible de todo el valle de Nepeña.

Otra actividad poco desarrollada son los agregados para construcción, por la zona se tiene la presencia de canteras de agregados livianos, cuarzo y caliza. Estas son de poca extensión y se limitan a su extracción mediante maquinaria pesada. Por ultimo y menor proporción se tiene la presencia de minería aurífera en el Valle de Nepeña. Esta última actividad económica se va intensificando en las cuencas cordilleranas que forman los ríos alimentadores del valle, como Rio Loco y Rio Larea. Pasando por Moro, Pamparomas, Caraz, Yungay, etc., llegando así hasta la Cordillera Blanca, donde se intensifica la actividad minera.

3.1.1.2 Geología regional.

3.1.1.2.1 Estratigrafía. En la zona de estudio afloran principalmente las formaciones Santa y Carhuaz las cuales se encuentran intruidas por la Superunidad Intrusiva Santa Rosa la cual tiene una composición desde granodiorita a diorita. Los depósitos cuaternarios rellenan los valles y quebradas productos de una intensa erosión en todos los cerros de bajo relieve que conforman la concesión Virgen de las Peñas.

Figura 2

Columna estratigráfica de las formaciones Carhuaz y Santa

MESOZOICO	Cretaceo inferior	Albiano	Grupo Casma	Fm. Cochapunta	Fm. Pariatambo		Fm. Cochapunta: lutitas, areniscas tobáceas, andesitas y calizas laminadas gris oscuras. Fm. Pariatambo: Calizas y lutitas bituminosas laminadas negras.
				Fm. La Zorra	Fm. Chulec		Fm. La Zorra: Sedimentitas y rocas volcánicas piroclásticas, además calizas. Fm. Chulec: Calizas y margas amarillentas.
			Aptiano		Fm. Pariahuanca		Calizas masivas de color gris azulado.
		Neocomiano	Grupo Goyllarisquizga		Fm. Farrat		Areniscas cuarzosas, de color blanco rosáceo
					Fm. Carhuaz		Areniscas y lutitas grises, varicolor. La unidad inferior consiste de lutitas, y limoarcillitas de color gris oscuro, verde y gris púrpura.
					Fm. Santa		Calizas azul grisáceo intercaladas con lutitas calcáreas de color gris oscuro.

Fuente: Ingemmet

Formación Santa:

Esta unidad fue descrita por Benavides V. (1956) como una secuencia de calizas oscuras con intercalaciones de lutitas grises que sobreyacen a areniscas cuarzosas de la Formación Chimú. Se presenta las siguientes rocas: areniscas, cuarcitas, lutitas, niveles de carbón. Esta formación presenta una morfología abrupta de aspecto macizo a distancia, más resistente a la erosión y con una coloración más clara que las rocas circundantes; en superficie meteorizada generalmente tiene color marrón claro a rojizo, sin embargo en cortes frescos es gris a gris claro.

No obstante, debido a la intrusión del Batolito de la Costa y al emplazamiento de cuerpos subvolcánicos las calizas han sufrido una fuerte recrystalización y reemplazamiento por metasomatismo vinculados al metamorfismo de contacto, dando lugar a hornfels calcosilicatados y/o cuarcitas impuras.

En los halos periféricos con los cuerpos ígneos es frecuente encontrar esta formación con un stockwork de venas, vetillas con relleno de óxidos, no hay un contacto definido, la intrusión tardía es muy pervasiva destruyendo texturalmente a la roca sedimentaria y en ocasiones se observa metamorfismo local de alto grado manifestado por la formación de granoblastos y texturas anisotrópicas en los cristales de cuarcita.

Formación Carhuaz:

La Formación Carhuaz, así como las otras unidades del Grupo Goyllarisquizga se encuentran en las llamadas Cuencas Chavín, Santa y parte de Huarmey, se definen como limoarcillitas de color gris a gris-verde con delgadas capas de yeso, la parte superior consiste en limoarcillitas rojas y limolitas pardo gris (Cobbing et al. 1996).

La característica más notoria en la mayoría de afloramientos es su relieve moderado a suave que generalmente toma una coloración marrón oscura a gris marrón, formando cumbres normalmente redondeadas con una cobertura de material suelto constituida por fragmentos astillados o laminados, de tamaños casi uniformes; la Formación Carhuaz sobreyace a la Formación Santa e infrayace a la Formación Farrat.

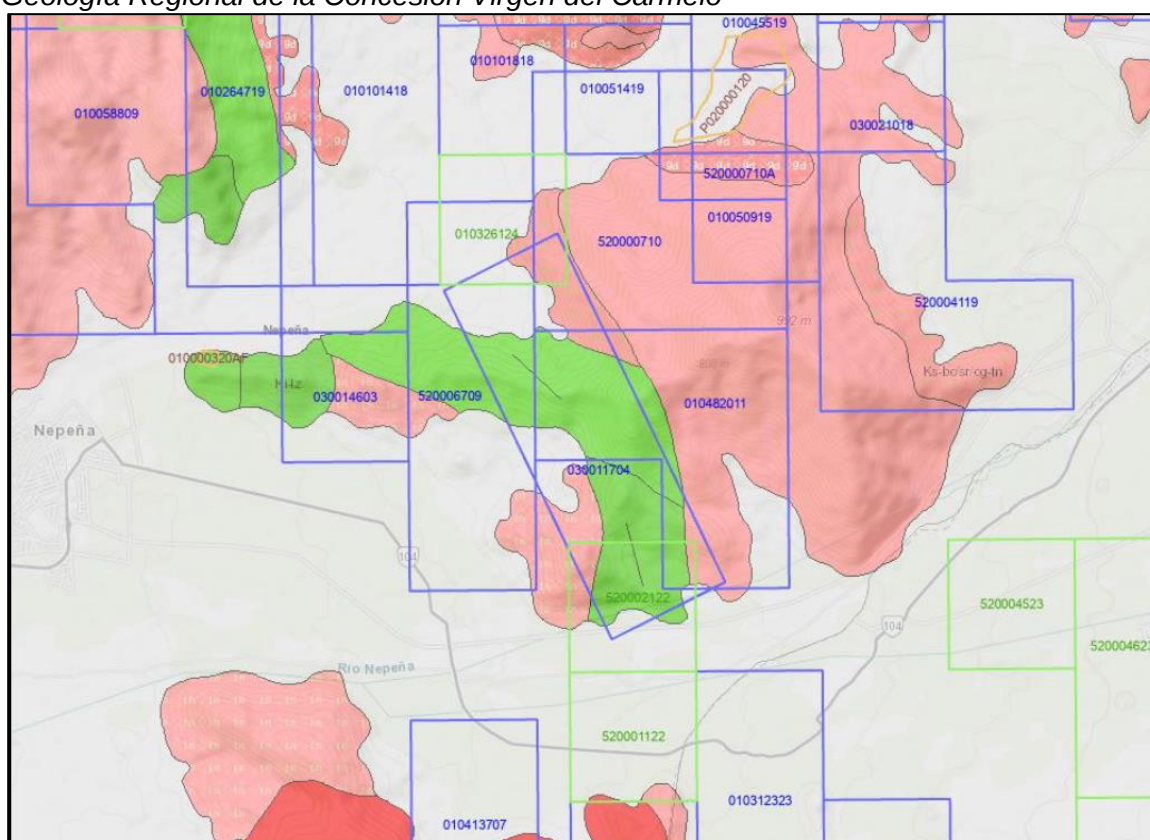
Esta formación no se encuentra dentro de la concesión Virgen de las Peñas, pero aflora al oeste de la misma, su coloración gris oscura y su relieve característico contrasta con la formación Santa y con la Super Unidad Santa Rosa.

Depósitos cuaternarios:

Son los depósitos aluviales y otros asociados con la acumulación de material en los lechos de quebradas, ríos, valles, como producto de la acción de corrientes de agua y procesos conexos cuya mayor actividad se da en los cambios bruscos de pendiente, que corresponden a las pampas y llanuras aluviales que marcan un cambio morfológico notable. Originando acumulación de grava, arena, limo y arcilla con clastos subangulosos a angulosos de diferente composición. En los depósitos aluviales se incluyen las terrazas, los rellenos de quebrada y valles, así como los depósitos recientes que constituyen las pampas o llanuras aluviales.

Figura 3

Geología Regional de la Concesión Virgen del Carmelo

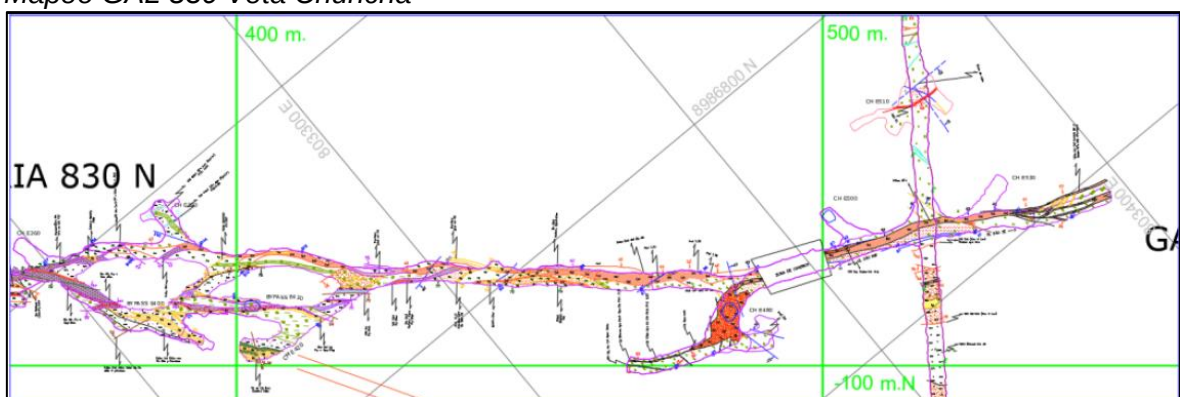


Fuente: Geocatmin

3.1.1.3 Geología mina. En Zona 3, nuestras labores se han centrado principalmente (90%) en explorar, preparar y minar la veta Chuncha, sus Lazos (Chuncha Techo y Chuncha Piso) y ramales (Chunchas Tensionales) que aparecen a lo largo de la GAL830, GAL810 y GAL848, Se han reconocido al norte un clavo con 100 metros de longitud con leyes de baja a moderada; la caja principal es cuarcita gris oscura en Veta Chuncha y alrededor de Chuncha Techo se tiene niveles de pizarra carbonosa la cual hospeda el mineral en brechas compuestas por el mismo material, generalmente de baja ley (salvo clavos puntuales que tienen presencia de Arsenopirita). Hacia el centro de la galería se tienen dos clavos de alta ley TJ E480 y TJ E500 con 11 y 6 gr/tm (ER OCT-2024), el primero formado por un sigmoide de cuarzo que llega a potencias de hasta 4 metros y leyes altas que puntualmente estar alrededor de 1 oz/tn, su matriz de cuarzo con parches de arsenopirita, las cajas de cuarcita también muestran una fuerte diseminación económica de sulfuros; el segundo clavo es una veta de óxidos con potencia promedio de 0.90, sus cajas son cuarcita fuertemente oxidada las que complican su minado. Hacia el sur de esta veta se está explorando, posiblemente en próximos informes se estará teniendo información más completa.

Figura 4

Mapeo GAL 830 Veta Chuncha



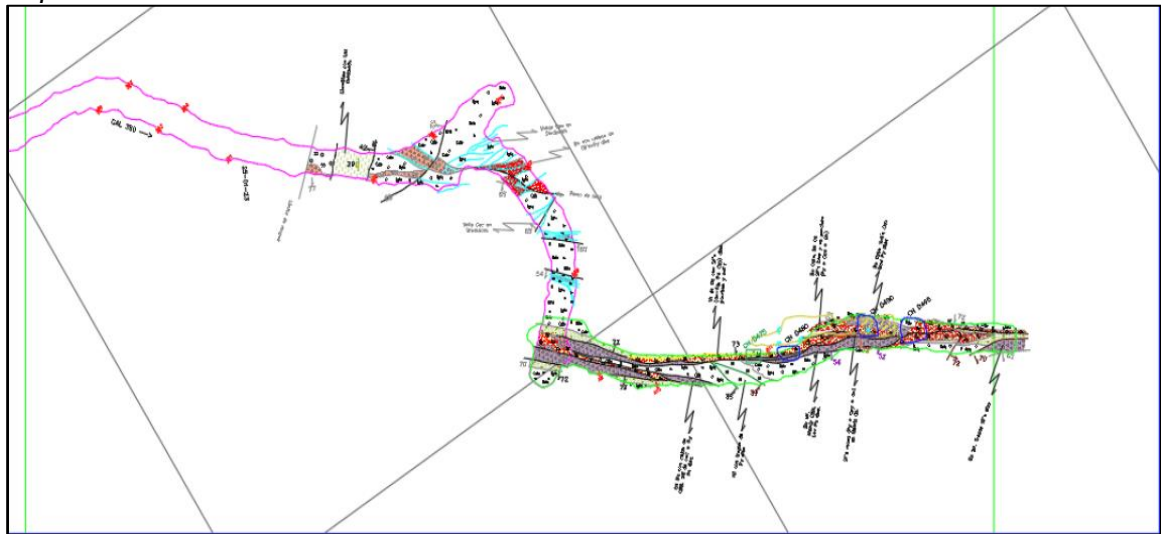
Fuente: Unidad minera

En Zona 1 nuestras labores han sido retomadas en noviembre del 2024 con la finalidad de aumentar el tonelaje de mineral enviado, el primer clavo tiene leyes geológicas de 3.9 gr/tn con una potencia promedio de 1 metro la longitud determinada de este clavo

en esta galería es de 34.50 metros, la matriz de la veta es de Qz Blanco-brechado con Py fina y gruesa, diseminada y en parches, puntualmente se tiene presencia de galena argentífera y esfalerita, lentes centimétricos de arsenopirita son aún más escasos. Se tiene problemas en la recuperación y reconcentración del mineral aurífero debido a la presencia de carbón en las cajas pizarrosas de la formación Santa.

Figura 5

Mapeo GAL 380 Veta Tarazona

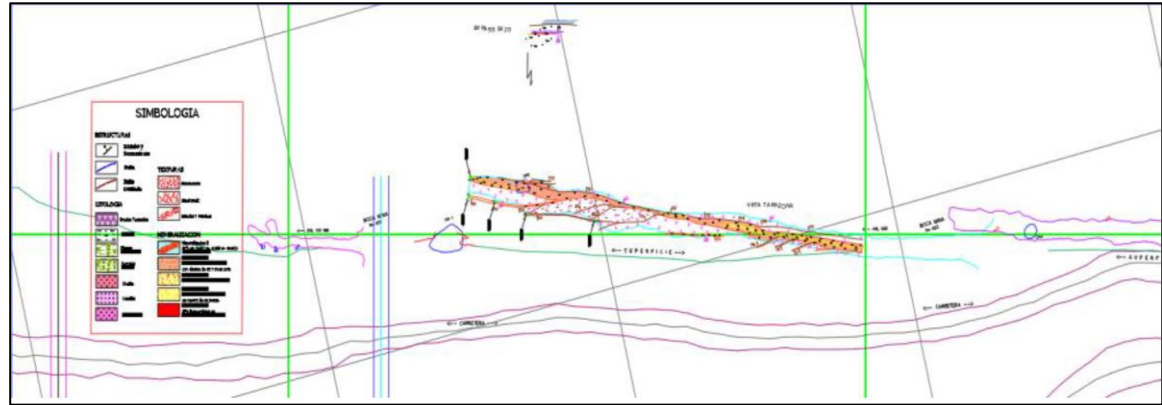


Fuente: Unidad minera

En Zona 2 nuestras labores han sido retomadas en febrero del 2025 con la finalidad de explorar esta veta por el este donde su roca hospedante es intrusiva (Tonalita – Granodiorita), Se han identificado dos clavos pequeños de 15 y 10 metros aproximadamente (Falta elaborar plano de poligonales de muestreo) sin embargo la mineralogía corresponde a Qz blanco brechado con relleno de Limonita – Hematita - Goetita por la cercanía a superficie (Lithocap). Dentro de sus clavos se han muestreado con leyes de hasta 8 gr/TM, Un lazo asociado a esta veta corresponde a la Tarazona Techo la cual aún no se ha sido minada por labores subterráneas. Se planea explorar mediante una cortada todas las vetas paralelas al Norte de la veta principal Tarazona, dentro de ellas tenemos a Tarazona Techo, Flor y Rosario.

Figura 6

Mapeo GAL 095 Veta Tarazona

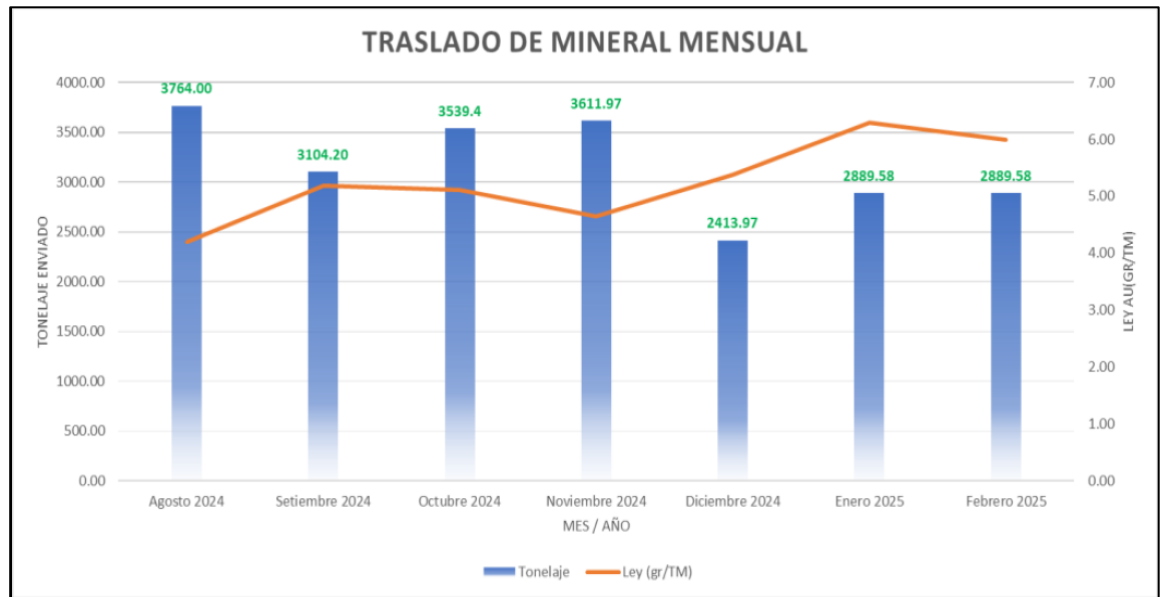


Fuente: Unidad minera

3.1.1.4 Producción mina. En la figura 7 se muestra el histórico de producción desde el mes de agosto del 2024, se refleja que el tonelaje del mineral enviado oscila entre 3000 y 3800 TN con leyes entre 4.2 y 5.6 gr Au/TM. Los meses de diciembre y enero se vieron perjudicados por paradas en las operaciones, en embargo para este mes de marzo se ha fijado un objetivo de 4000 TN con una ley promedio de 4.20 gr Au/TM. El principal inconveniente es la rotación de una parte de la población obrera por factores diversos que podrían ser estudiados por el área de recursos humanos.

Figura 7

Histórico mensual de traslado de mineral



Fuente: Unidad minera

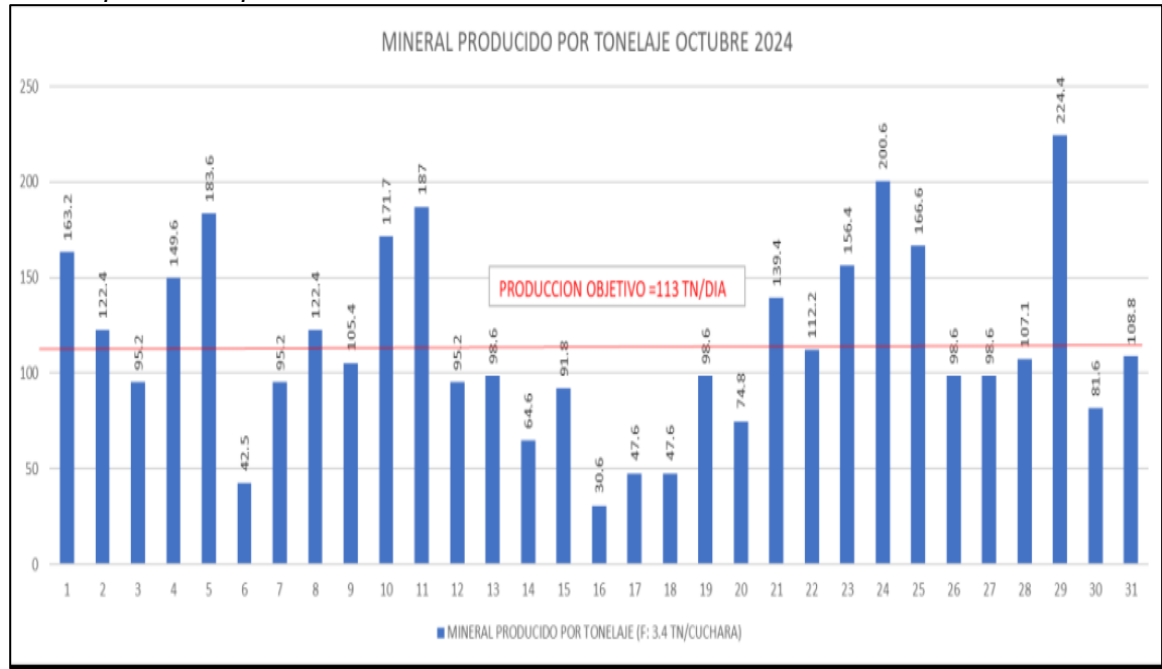
Es importante y necesario recalcar en el presente informe que debido al método de minado nuestra producción es oscilante como se muestra en el la Figura 8, donde una caída en la producción es atribuida a la finalización de uno o más tajos que entran en preparación (Corte y relleno ascendente), y un pico en la producción es atribuida a que la mayoría de tajos se encuentran en proceso productivo.

Actualmente las galerías aportan mineral cuando encuentran clavos económicos, dependiendo de su potencia y ley, estos son acumulados como parte de la producción o serán descartados para zarandeo en caso de ser submarginal o desechados como desmonte cuando la ley es demasiado baja.

Las zonas de recuperación de puentes o pilares que fueron dejados en niveles superiores que por iniciativa del área de minas están siendo recuperados están teniendo resultados muy favorables en cuanto a ley y tonelaje producido.

Figura 8

Mineral producido por toneladas – Octubre 2024



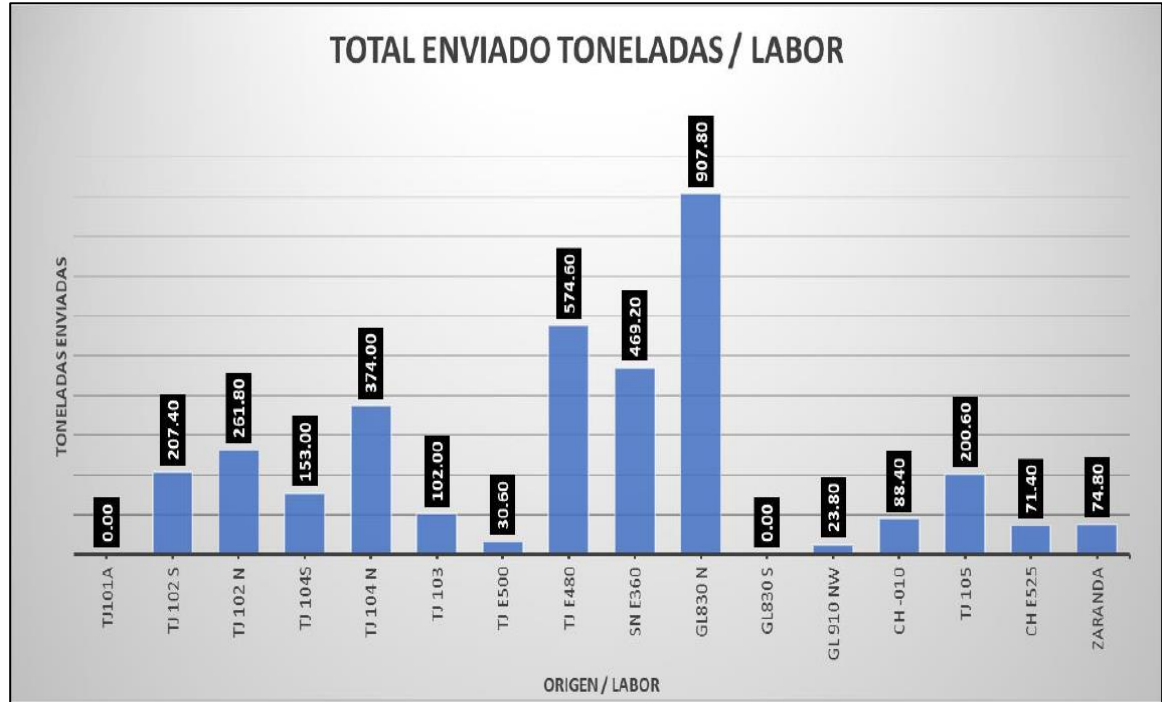
Fuente: Unidad minera

En la figura 9 se tiene un gráfico de barras donde se muestra el mineral enviado durante el mes de octubre 2024 según labores, siendo que la galería (labor de exploración)

ha aportado en mayor porcentaje durante el mes descrito, seguido de los tajos de mayor potencia y longitud respectivamente.

Figura 9

Mineral enviado por labor – octubre 2024



Fuente: Unidad minera

3.1.1.5 Estimación de recursos. El mes de octubre del 2024 se realizó la última estimación de recursos estrictamente en la zona 3 definiéndose entre tipo de recurso Inferido (25% de confiabilidad), Indicado (50% de Confiabilidad) y Medido (75% de Confiabilidad) basado en las poligonales de muestreo obtenidas en los clavos de cada veta, a esa fecha se logró estimar 15 100 toneladas de mineral de Oro con una ley promedio de 9.80 gr Au/TM y una potencia promedio de 0.99 para todo el yacimiento.

Tabla 9

Estimación de Recursos Octubre 2024 para Zona 3

GEOLOGICO				OPERATIVO		
Recursos ton		Au (Gr/ton)	Au (Oz/tc)	Au dil. (Gr/ton)	Au dil. (Oz/tc)	Ancho promedio (m)
30 de oct. 2024						
MEDIDO	2724.09	7.61	0.222	FALTA DEFINIR ESTANDARES DE MINADO		0.89
INDICADO	9278.47	10.83	0.316			1.24
INFERIDO	3124.44	0.98	0.029			0.45
TOTAL	15127.00	9.78	0.285			0.99
Oct-2024	15127.00	9.80	0.286			
Ago-2024	6059.00	8.08	0.236			
Dif. (total)	+9067.85	+1.72	+0.050			
				Au dil. (Gr/ton)	Au dil. (Oz/tc)	Recursos (ton)
Exploración	15812	980	MED.	7.50	0.219	2978.09
Mineral cubicado de galerías, chimeneas y subniveles			IND.	10.84	0.316	9667.47
			INF.	8.79	0.256	3166.44
				Au dil. (Gr/ton)	Au dil. (Oz/tc)	Recursos (ton)
Producción	-685	9.41	MED.	6.26	0.183	254.00
Mineral producido en tajos			IND.	10.97	0.320	389.00
			INF.	590	17.203	42.00

Fuente: Unidad minera

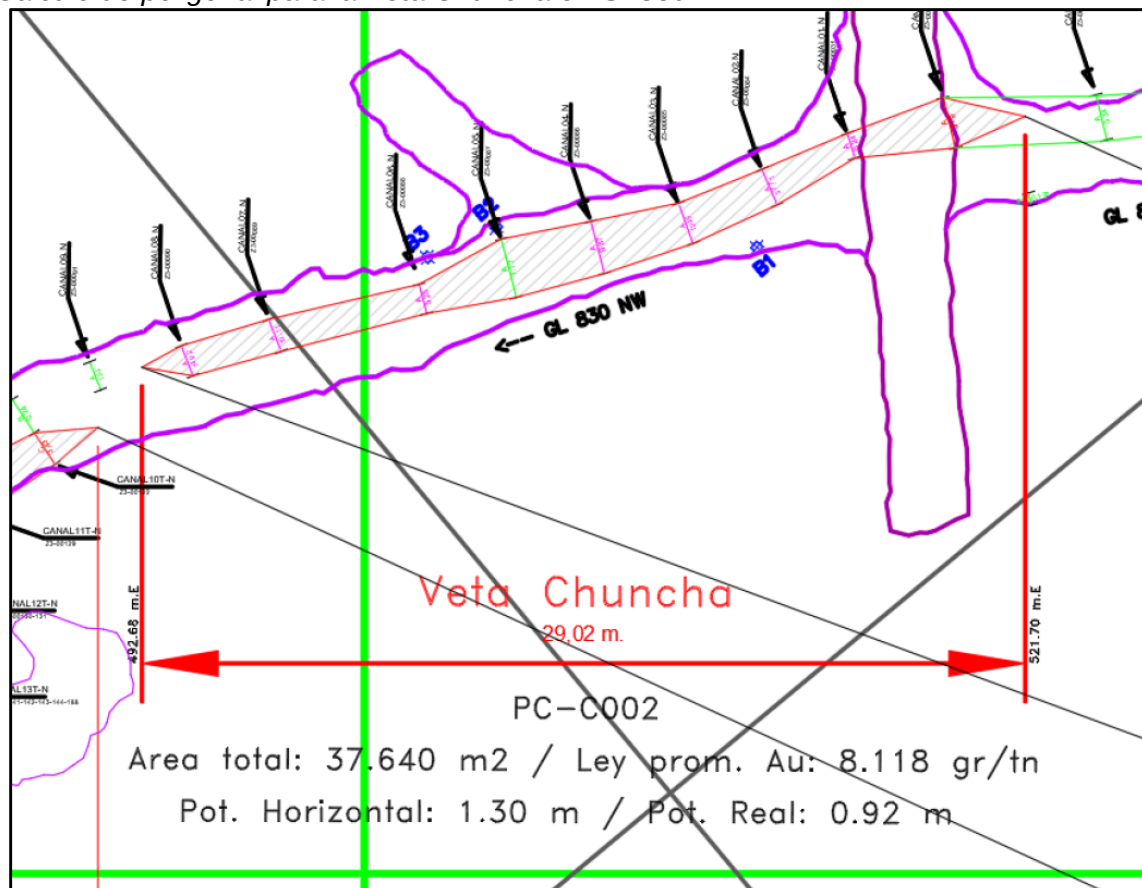
Los parámetros utilizados fueron el inverso de la distancia para las poligonales encontradas estableciendo así una continuidad de estructura para canales únicos o compositados que superen los 2 gr Au/TM. Hacia los extremos se utilizó el inverso de la distancia para el cálculo del radio de influencia entre una muestra positiva y una negativa; también un criterio similar para las muestras sin vecinos. Se tiene en consideración los siguientes parámetros horizontales.

- El mínimo # de muestras para generar una poligonal son 3 canales únicos o compositados
- La mínima longitud horizontal para una poligonal son 10 metros
- El cálculo para el radio de influencia es la semisuma de las distancias entre los canales vecinos

- El cálculo para el radio de influencia para dos vecinos positivo y negativo es la mitad de la distancia entre muestras y la forma que adopta el cierre de la poligonal es triangular donde el vértice pasa por el centro del canal. (Ver Figura 9.2)
- La distancia del canal que es plasmada en el plano de muestreo corresponde a la potencia horizontal, calculada en la base de datos a partir de la potencia real y el buzamiento.
- La automatización del proceso se logra en el Excel, el cálculo de la ley promedio debe considerar la ley del canal, la potencia total y la influencia de la muestra.
- La potencia real de la poligonal se calcula a partir de la longitud de la poligonal, el área y el ángulo de buzamiento.

Figura 10

Cálculo de poligonal para la Veta Chuncha en GL830



Fuente: Unidad minera

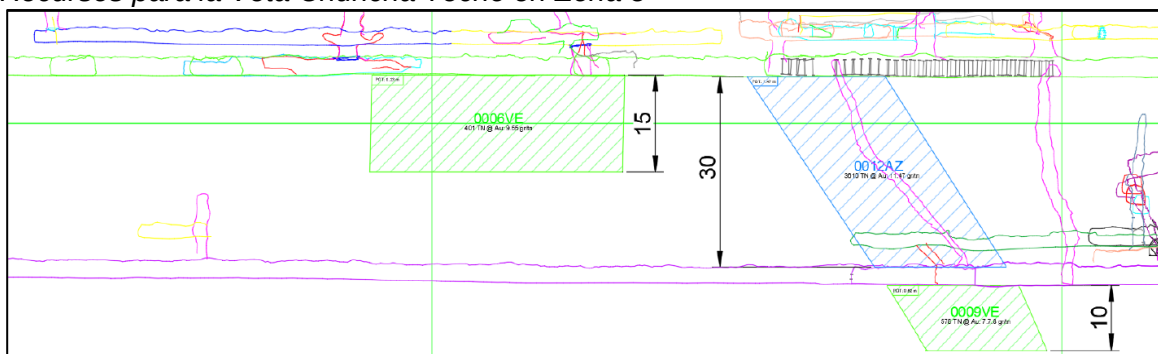
Al tener establecidos las poligonales se procede a establecer los parámetros verticales, para ello se utiliza el método de McKinstry donde la máxima influencia vertical

el $L/2$ y la mínima influencia vertical es $L/3$ cuando no se tiene certeza de la continuidad vertical de la veta. Si se tiene una poligonal vertical la influencia vertical estará dada por la longitud de esta.

- Para $L \geq 10$ metros entonces se infiere 5 metros en la vertical la cota final del recurso
- Para $L \geq 20$ metros entonces se infiere 10 metros en la vertical la cota final del recurso
- Para $L \geq 30$ metros entonces se infiere 15 metros en la vertical la cota final del recurso
- Para $L \geq 40$ metros entonces se infiere 20 metros en la vertical la cota final del recurso.
- Teniendo en cuenta que la separación entre galerías superior e inferior es menor a 30 metros y que cada poligonal genera una propia influencia. Cuando dos influencias entre poligonales convergen se considera un solo recurso mineral y así mismo se ha determinado el “Plunge” del Recurso mineral.
- Para el caso de recursos inferidos en cotas inferiores también se aplica la regla estipulada y al cierre del bloque que representará el recurso inferido se le aplica la regla de inverso de la distancia, eso quiere decir que al alejarse verticalmente de la poligonal, la potencia y ley disminuye con tendencia a 0 en el límite de la influencia. Si no se tiene claro el plunge del mineral con respecto a recursos superiores se proyectará un “plunge” vertical de 90° el cual se asume por falta de información.

Figura 11

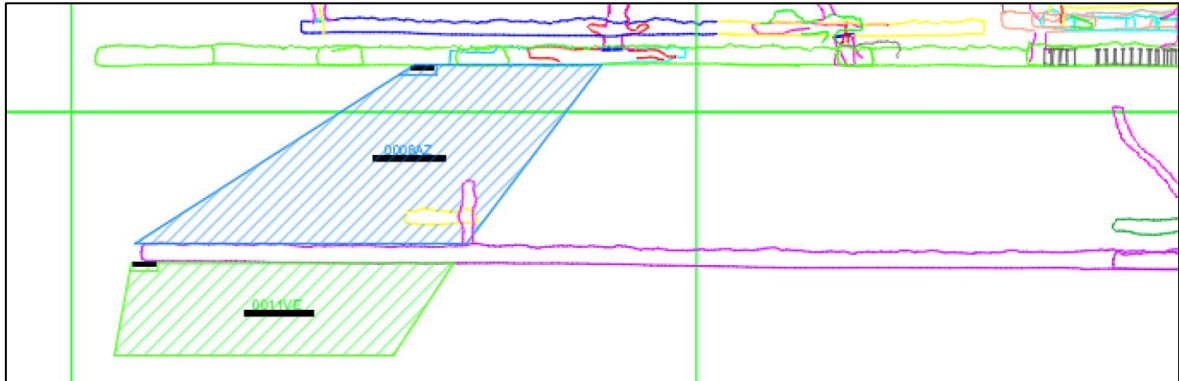
Recursos para la Veta Chuncha Techo en Zona 3



Fuente: Unidad minera

Figura 12

Recursos para la Veta Chuncha Piso en Zona 3



Fuente: Unidad minera

Figura 13

Recursos para la Veta Chuncha en Zona 3



Fuente: Unidad minera

3.1.2 Información geomecánica

Como parte fundamental de la metodología de Nicholas, la información geomecánica de la zona mineral, caja techo y caja piso del macizo rocoso, juega un papel importante.

Se estarán considerando el cálculo de:

- RQD (Rock Quality Designation).

$$RQD = 100 * e^{-0.1\lambda} * (0.1\lambda + 1) \quad (1)$$

- RMR (Rock Mass Rating)
- Factor de corrección para $RMR_{corregido} = RMR_{basico} - 12$, debido a que el buzamiento esta entre $45^\circ - 90^\circ$.

3.1.2.1 Mapeo geomecánico de la estructura.

Tabla 10

Calculo de RQD de la estructura

PARÁMETRO	S1
Numero de fracturas	7
Contadas en (m)	0.80
Espaciamiento medio (m)	X 0.11
Fracturas / metro	λ 8.8
Índice de Calidad de Roca	RQD (%) 78

Fuente: Elaboración propia

Tabla 11

Calculo de RMR de la estructura

PARÁMETROS	RANGO						VALOR
Resistencia a la compresión uniaxial (MPa)	>250 (15)	100-250 (12)		50-100 (7)	25-50 (4)	X <25(2) <5(1)	4
RQD (%)	90-100 (20)	75-90 (17)	X	50-75 (13)	25-50 (8)	<1(0) <25 (3)	13
Espaciamiento de discontinuidades (cm)	>2m (20)	X 0,6-2 m (15)		0.2-0.6m (10)	0.06-0.2m (8)	< 0.06m (5)	15
CONDICION DE DISCONTINUIDADES							
Persistencia	<1m long. (6)	1-3 m Long. (4)	X	3-10m (2)	10-20 m (1)	> 20 m (0)	2
Abertura	Cerrada (6)	<0.1mm aparte. (5)	X	0.1-1.0mm (4)	1 - 5 mm (1)	> 5 mm (0)	4
Rugosidad	Muy rugosa (6)	X Rugosa (5)		Lig.rugosa (3)	Lisa (1)	Espejo de falla (0)	5
Relleno	X Limpia (6)	Duro < 5mm (4)		Duro> 5mm (2)	Suave < 5 mm (1)	Suave > 5 mm (0)	6
Alteración	Sana (6)	X Liga. Intente. (5)		Mod.Intempe. (3)	Muy Intempe. (2)	Descompuesta (0)	5
Agua subterránea	X Seco (15)	Húmedo (10)		Mojado (7)	Goteo (4)	Flujo (0)	15
RMR							67
RMR Corregido							55

Fuente: Elaboración propia

3.1.2.2 Mapeo geomecánico de la caja piso.

Tabla 12

Calculo de RQD de la caja piso

PARÁMETRO		S1
Numero de fracturas		3
Contadas en (m)		1
Espaciamiento medio (m)	X	0.33
Fracturas / metro	λ	3.0
Índice de Calidad de Roca	RQD (%)	96

Fuente: Elaboración propia

Tabla 13

Calculo de RMR de la caja piso

PARÁMETROS				Rango			Valor	
Resistencia a la compresión uniaxial (MPa)	>250 (15)	X	100-250 (12)	50-100 (7)	25-50 (4)	<25(2) <5(1) <1(0)	12	
RQD (%)	X	90-100 (20)	75-90 (17)	50-75 (13)	25-50 (8)	<25 (3)	20	
Espaciamiento de discontinuidades (cm)	>2m (20)		0,6-2 m (15)	X	0.2-0.6m (10)	0.06-0.2m (8)	< 0.06m (5)	10
CONDICION DE DISCONTINUIDADES								
Persistencia	<1m long. (6)		1-3 m Long. (4)	X	3-10m (2)	10-20 m (1)	> 20 m (0)	2
Abertura	Cerrada (6)		<0.1mm aparte. (5)	X	0.1-1.0mm (4)	1 - 5 mm (1)	> 5 mm (0)	4
Rugosidad	Muy rugosa (6)	X	Rugosa (5)		Lig.rugosa (3)	Lisa (1)	Espejo de falla (0)	5
Relleno	Limpia (6)	X	Duro < 5mm (4)		Duro> 5mm (2)	Suave < 5 mm (1)	Suave > 5 mm (0)	4
Alteración	Sana (6)	X	Liga. Intente. (5)		Mod.Intempe. (3)	Muy Intempe. (2)	Descompuesta (0)	5
Agua subterránea	X	Seco (15)	Húmedo (10)		Mojado (7)	Goteo (4)	Flujo (0)	15
RMR							77	
RMR Corregido							65	

Fuente: Elaboración propia

3.1.2.3 Mapeo geomecánico de la caja techo.

Tabla 14

Calculo de RQD de la caja techo

PARÁMETRO		S1
Numero de fracturas		5
Contadas en (m)		0.60
Espaciamiento medio (m)	X	0.12
Fracturas / metro	λ	8.3
Índice de Calidad de Roca	RQD (%)	80

Fuente: Elaboración propia

Tabla 15

Calculo de RMR de la caja techo

PARÁMETROS				RANGO			VALOR
Resistencia a la compresión uniaxial (MPa)	>250 (15)	100-250 (12)	50-100 (7)	X	25-50 (4)	<25(2) <5(1) <1(0)	7
RQD (%)	X 90-100 (20)	75-90 (17)	50-75 (13)		25-50 (8)	<25 (3)	20
Espaciamiento de discontinuidades (cm)	>2m (20)	0,6-2 m (15)	0.2-0.6m (10)	X	0.06-0.2m (8)	< 0.06m (5)	8
CONDICION DE DISCONTINUIDADES							
Persistencia	X <1m long. (6)	1-3 m Long. (4)	3-10m (2)		10-20 m (1)	> 20 m (0)	6
Abertura	Cerrada (6)	<0.1mm aparte. (5)	X 0.1-1.0mm (4)		1 - 5 mm (1)	> 5 mm (0)	4
Rugosidad	Muy rugosa (6)	X Rugosa (5)	Lig.rugosa (3)		Lisa (1)	Espejo de falla (0)	5
Relleno	Limpia (6)	X Duro < 5mm (4)	Duro> 5mm (2)		Suave < 5 mm (1)	Suave > 5 mm (0)	4
Alteración	Sana (6)	X Liga. Intente. (5)	Mod.Intempe. (3)		Muy Intempe. (2)	Descompuesta (0)	5
Agua subterránea	X Seco (15)	Húmedo (10)	Mojado (7)		Goteo (4)	Flujo (0)	15
RMR							74
RMR Corregido							62

Fuente: Elaboración propia

3.2 Procesamiento de la información

3.2.1 Aplicación del método Nicholas

Después de evaluar la información geológica (geometría y leyes del yacimiento) y las condiciones geomecánicas de la zona mineral, caja techo y caja piso.

Procedemos a puntuar las características conforme lo mostrado en las tablas del 5 al 8. Además para poder tener valores más acordes a la realidad de la mina, se considerará unos factores de peso para poder ponderar los valores. Ver tabla 16.

Tabla 16

Factores de peso

FACTORES DE PESO	
Geometría yacimiento	1
Condiciones geomecánicas mineral	0.75
Condiciones geomecánicas caja techo	0.60
Condiciones geomecánicas caja piso	0.38

Fuente: Elaboración propia

En las siguientes tablas se mostrarán los valores numéricos para la geometría / leyes del yacimiento.

Tabla 17

Valores para la forma del yacimiento

FORMA DEL YACIMIENTO	TABULAR
Cielo abierto	2
Hundimiento de bloques	2
Tajeo por subniveles	2
Hundimiento por subniveles	4
Tajos largos	4
Cámaras y pilares	4
Cámaras almacén (Shrinkage)	2
Corte y relleno	4
Fajas ascendentes	3
Explotación con cuadros de madera	2

Fuente: Elaboración propia

Tabla 18*Valores para la potencia del yacimiento*

POTENCIA DEL YACIMIENTO	ESTRECHO
Cielo abierto	2
Hundimiento de bloques	-49
Tajeo por subniveles	1
Hundimiento por subniveles	-49
Tajos largos	4
Cámaras y pilares	4
Cámaras almacén (Shrinkage)	1
Corte y relleno	4
Fajas ascendentes	-49
Explotación con cuadros de madera	4

Fuente: Elaboración propia

Tabla 19*Valores para el buzamiento del yacimiento*

BUZAMIENTO	VERTICAL
Cielo abierto	4
Hundimiento de bloques	4
Tajeo por subniveles	4
Hundimiento por subniveles	4
Tajos largos	-49
Cámaras y pilares	0
Cámaras almacén (Shrinkage)	4
Corte y relleno	4
Fajas ascendentes	2
Explotación con cuadros de madera	3

Fuente: Elaboración propia

Tabla 20*Valores para la distribución de leyes del yacimiento*

DISTRIBUCIÓN DE LEYES	UNIFORME
Cielo abierto	3
Hundimiento de bloques	4
Tajeo por subniveles	3
Hundimiento por subniveles	4
Tajos largos	4
Cámaras y pilares	3
Cámaras almacén (Shrinkage)	3
Corte y relleno	3
Fajas ascendentes	4
Explotación con cuadros de madera	3

Fuente: Elaboración propia

En las siguientes tablas se mostrarán los valores numéricos para las características geomecánicas de la zona mineral.

Tabla 21

Valores para la resistencia de roca de la zona mineral

RESISTENCIA DE ROCA	BAJA
Cielo abierto	3
Hundimiento de bloques	4
Tajeo por subniveles	-49
Hundimiento por subniveles	0
Tajos largos	4
Cámaras y pilares	0
Cámaras almacén (Shrinkage)	1
Corte y relleno	3
Fajas ascendentes	2
Explotación con cuadros de madera	4

Fuente: Elaboración propia

Tabla 22

Valores para la espaciado entre fracturas de la zona mineral

ESPACIAMIENTO ENTRE FRACTURAS	ESPACIADO
Cielo abierto	4
Hundimiento de bloques	3
Tajeo por subniveles	1
Hundimiento por subniveles	4
Tajos largos	0
Cámaras y pilares	2
Cámaras almacén (Shrinkage)	3
Corte y relleno	2
Fajas ascendentes	2
Explotación con cuadros de madera	2

Fuente: Elaboración propia

Tabla 23*Valores para la resistencia de las discontinuidades de la zona mineral*

RESISTENCIA DE LAS DISCONTINUIDADES	MEDIA
Cielo abierto	3
Hundimiento de bloques	3
Tajeo por subniveles	2
Hundimiento por subniveles	2
Tajos largos	3
Cámaras y pilares	2
Cámaras almacén (Shrinkage)	2
Corte y relleno	3
Fajas ascendentes	2
Explotación con cuadros de madera	3

Fuente: Elaboración propia

En las siguientes tablas se mostrarán los valores numéricos para las características geomecánicas de la caja techo.

Tabla 24*Valores para la resistencia de roca de la caja techo*

RESISTENCIA DE ROCA	MEDIANA
Cielo abierto	4
Hundimiento de bloques	2
Tajeo por subniveles	3
Hundimiento por subniveles	2
Tajos largos	2
Cámaras y pilares	3
Cámaras almacén (Shrinkage)	2
Corte y relleno	2
Fajas ascendentes	2
Explotación con cuadros de madera	2

Fuente: Elaboración propia

Tabla 25*Valores para la espaciamiento entre fracturas de la caja techo*

ESPACIAMIENTO ENTRE FRACTURAS	ESPACIADA
Cielo abierto	4
Hundimiento de bloques	3
Tajeo por subniveles	1
Hundimiento por subniveles	3
Tajos largos	3
Cámaras y pilares	2
Cámaras almacén (Shrinkage)	3
Corte y relleno	2
Fajas ascendentes	3
Explotación con cuadros de madera	2

Fuente: Elaboración propia

Tabla 26*Valores para la resistencia de las discontinuidades de la caja techo*

RESISTENCIA DE LAS DISCONTINUIDADES	MEDIA
Cielo abierto	3
Hundimiento de bloques	2
Tajeo por subniveles	2
Hundimiento por subniveles	2
Tajos largos	2
Cámaras y pilares	2
Cámaras almacén (Shrinkage)	2
Corte y relleno	3
Fajas ascendentes	2
Explotación con cuadros de madera	3

Fuente: Elaboración propia

En las siguientes tablas se mostrarán los valores numéricos para las características geomecánicas de la caja piso.

Tabla 27*Valores para la resistencia de roca de la caja piso*

RESISTENCIA DE ROCA	MEDIANA
Cielo abierto	4
Hundimiento de bloques	3
Tajeo por subniveles	2
Hundimiento por subniveles	2
Tajos largos	3
Cámaras y pilares	2
Cámaras almacén (Shrinkage)	3
Corte y relleno	2
Fajas ascendentes	3
Explotación con cuadros de madera	2

Fuente: Elaboración propia

Tabla 28*Valores para la espaciamiento entre fracturas de la caja piso*

ESPACIAMIENTO ENTRE FRACTURAS	ESPACIADA
Cielo abierto	4
Hundimiento de bloques	3
Tajeo por subniveles	2
Hundimiento por subniveles	3
Tajos largos	4
Cámaras y pilares	3
Cámaras almacén (Shrinkage)	3
Corte y relleno	2
Fajas ascendentes	3
Explotación con cuadros de madera	2

Fuente: Elaboración propia

Tabla 29*Valores para la resistencia de las discontinuidades de la caja piso*

RESISTENCIA DE LAS DISCONTINUIDADES	MEDIA
Cielo abierto	3
Hundimiento de bloques	3
Tajeo por subniveles	1
Hundimiento por subniveles	2
Tajos largos	3
Cámaras y pilares	3
Cámaras almacén (Shrinkage)	2
Corte y relleno	4
Fajas ascendentes	2
Explotación con cuadros de madera	4

Fuente: Elaboración propia

Realizando la sumatoria y ponderando con los valores mostrados en la tabla 16, tenemos la siguiente tabla.

Tabla 30*Sumatoria de valores del método Nicholas*

MÉTODO	YACIMIENTO	MINERAL	CAJA TECHO	CAJA PISO	TOTAL
Cielo abierto	11	7.5	6.6	4.18	29.28
Hundimiento de bloques	-39	7.5	4.2	3.42	-23.88
Tajeo por subniveles	10	-34.5	3.6	1.9	-19.00
Hundimiento por subniveles	-37	4.5	4.2	2.66	-25.64
Tajos largos	-37	5.25	4.2	3.8	-23.75
Cámaras y pilares	11	3	4.2	3.04	21.24
Cámaras almacén (Shrinkage)	10	4.5	4.2	3.04	21.74
Corte y relleno	15	6	4.2	3.04	28.24
Fajas ascendentes	-40	4.5	4.2	3.04	-28.26
Explotación con cuadros de madera	12	6.75	4.2	3.04	25.99

Fuente: Elaboración propia

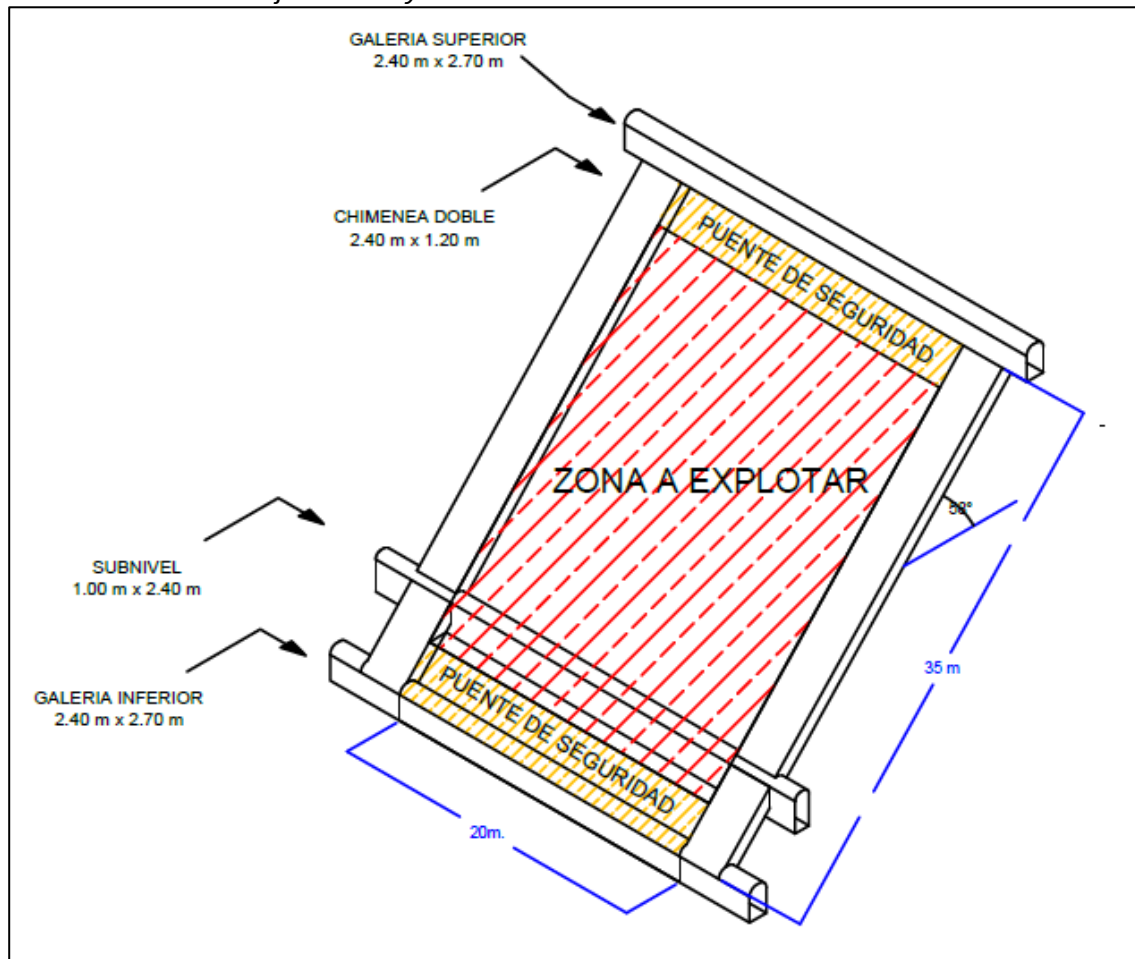
De la tabla anterior se concluye que los métodos de explotación con la mayor numeración con la de corte y relleno y cámaras almacén (Shrinkage).

3.2.2 Estándares de métodos de explotación

3.2.2.1 Método corte y relleno.

Figura 14

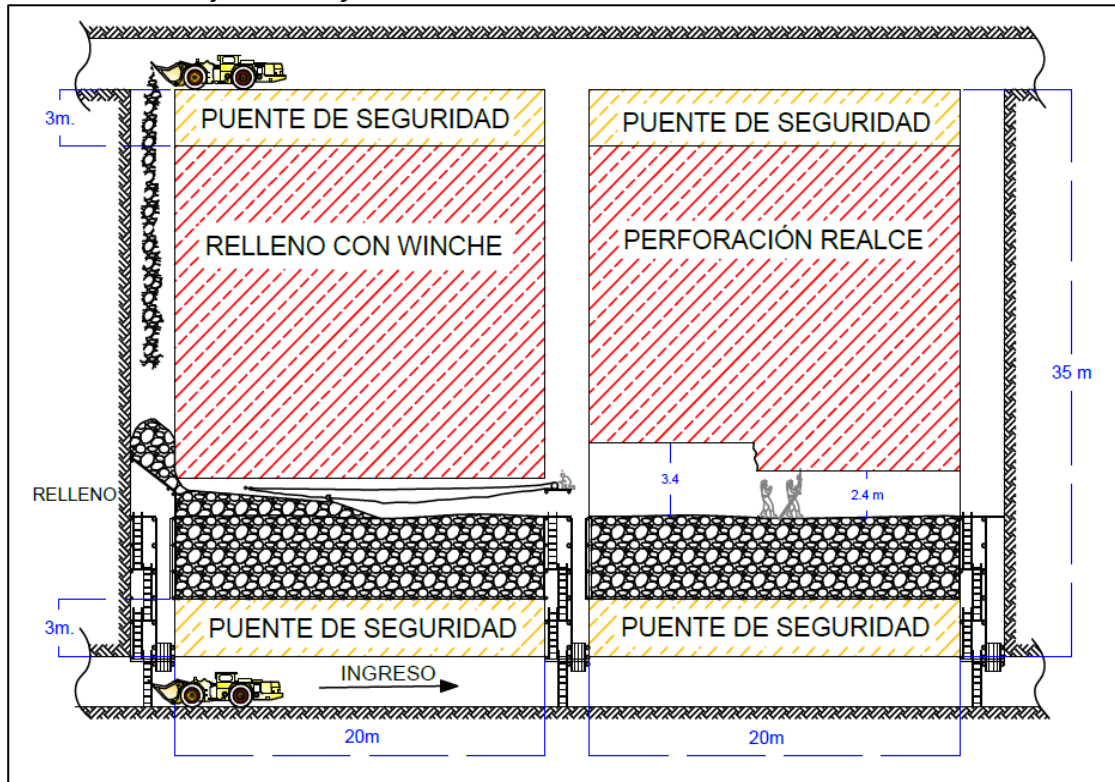
Vista isométrica del tajo – corte y relleno



Fuente: Elaboración propia

Figura 15

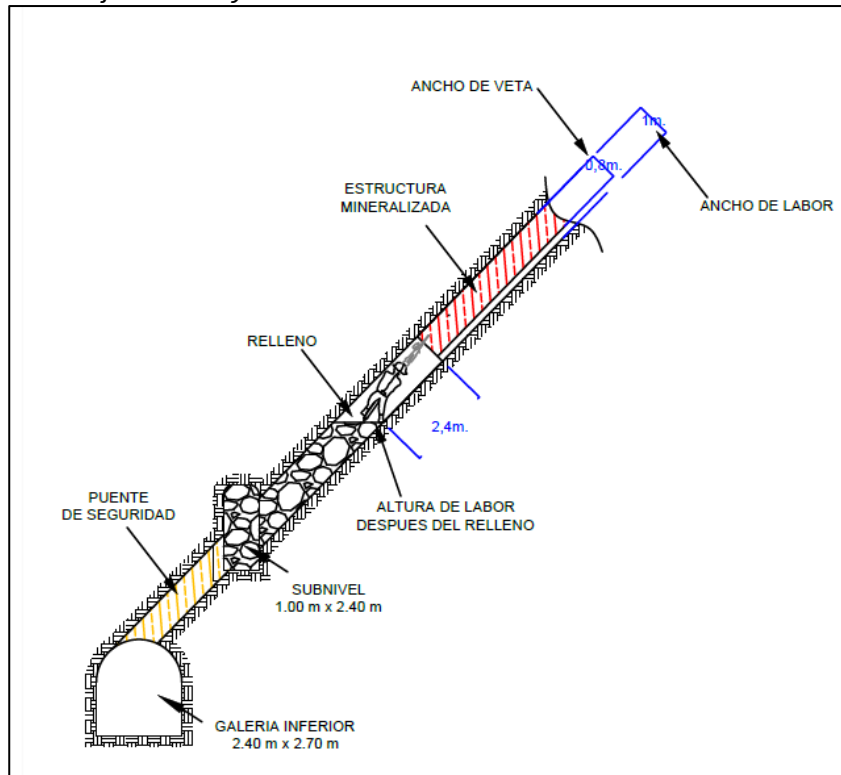
Vista frontal del tajo – corte y relleno



Fuente: Elaboración propia

Figura 16

Vista de perfil del tajo – corte y relleno



Fuente: Elaboración propia

Para el método corte y relleno se tienen las siguientes consideraciones para la secuencia de minado.

- Perforación y voladura de mineral con barrenos de 4 por que la veta no es uniforme el trabajo de madera consiste en colocar rajajos, habilitar forrado de buzón y camino cada vez que requiera.
- Pampillado de desmonte consiste en nivelar el piso con el desmonte detrítico para el Breasting de mineral se requiere colocar una lona para no contaminar el mineral disparado, así evitar la dilución lo máximo posible.
- La limpieza de mineral se realizará con winche de arrastre de motor de 10 hp.
- La preparación del bloque consiste en avanzar la galería hasta una zona que pase la ley de corte, luego se realiza una chimenea doble compartimiento de nivel a nivel, posteriormente se avanza el subnivel, a continuación se tiene que armar la tolva camino con madera, por último comienza la explotación en el bloque preparado.

Para visualizar la secuencia de explotación del método corte y relleno, se mostrará las actividades por guardia que se realizan durante un mes de trabajo, el detalle se visualiza en la tabla 31.

Tabla 31

Secuencia de minado para método corte y relleno

FECHA	GUARDIA	TAREAS	ACTIVIDAD
1/03/2025	1.0	2.0	Dique
1/03/2025	1.0	2.0	Dique
2/03/2025	1.0	2.0	Dique + relleno
2/03/2025	1.0	2.0	Relleno
3/03/2025	1.0	2.0	Relleno
3/03/2025	1.0	2.0	Relleno
4/03/2025	1.0	2.0	Relleno
4/03/2025	1.0	2.0	Relleno
5/03/2025	1.0	2.0	Pampilleo + PV Ch min
5/03/2025	0.5	1.0	Pampilleo + PV Ch min
5/03/2025	0.5	1.0	Ranfleo de tolva + PV min
6/03/2025	1.0	2.0	Ranfleo de tolva + PV min
6/03/2025	1.0	2.0	Lmin + puntal + PV min
7/03/2025	1.0	2.0	Lmin + PV min
7/03/2025	1.0	2.0	Lmin +PV min
8/03/2025	1.0	2.0	Lmin + PV min
8/03/2025	1.0	2.0	Lmin + Puntal + PV min

FECHA	GUARDIA	TAREAS	ACTIVIDAD
9/03/2025	1.0	2.0	Lmin + PV min
9/03/2025	1.0	2.0	Lmin + PV min
10/03/2025	1.0	2.0	L + puntal + PV min
10/03/2025	1.0	2.0	L + puntal + PV min
11/03/2025	1.0	2.0	Lmin
11/03/2025	1.0	2.0	Dique + L min
12/03/2025	1.0	2.0	Relleno + PV min + relleno
12/03/2025	1.0	2.0	Ranfla+Relleno
13/03/2025	1.0	2.0	Relleno
13/03/2025	1.0	2.0	Relleno
14/03/2025	1.0	2.0	Relleno
14/03/2025	1.0	2.0	Relleno
14/03/2025	1.0	2.0	Relleno
15/03/2025	1.0	2.0	Lmin + PV min
15/03/2025	1.0	2.0	Lmin + PV min
16/03/2025	1.0	2.0	Lmin + PV min
16/03/2025	1.0	2.0	Lmin + PV min
17/03/2025	0.5	1.0	Lmin + PV min
17/03/2025	0.5	1.0	Lmin + PV min
18/03/2025	1.0	2.0	Lmin + PV min
18/03/2025	1.0	2.0	Lmin + PV min
19/03/2025	1.0	2.0	Lmin + puntal + PV min
19/03/2025	1.0	2.0	Puntal + L min
20/03/2025	1.0	2.0	L min
20/03/2025	1.0	2.0	Lmin + PV min + Ranfleo
22/03/2025	1.0	2.0	Dique + relleno
22/03/2025	1.0	2.0	Relleno
23/03/2025	1.0	2.0	Dique + Relleno + PV min
23/03/2025	1.0	2.0	Relleno
24/03/2025	0.5	1.0	Relleno
24/03/2025	0.5	1.0	Relleno
24/03/2025	1.0	2.0	dique + V min + L min
25/03/2025	0.5	1.0	Pampilleo + PV Ch min
25/03/2025	0.5	1.0	Pampilleo + PV Ch min
25/03/2025	0.5	1.0	Ranfleo de tolva + PV min
25/03/2025	0.5	1.0	Ranfleo de tolva + PV min
26/03/2025	0.5	1.0	Lmin + puntal + PV min
26/03/2025	0.5	1.0	Lmin + PV min
26/03/2025	0.5	1.0	Lmin + PV min
27/03/2025	1.0	2.0	Lmin + Puntal+PV min
27/03/2025	1.0	2.0	Lmin + PV min
28/03/2025	1.0	2.0	Lmin + PV min
28/03/2025	1.0	2.0	L + puntal + PV min
29/03/2025	1.0	2.0	L + puntal + PV min
29/03/2025	1.0	2.0	Lmin
30/03/2025	0.5	1.0	L + puntal + PV min
31/03/2025	1.0	2.0	Lmin
31/03/2025	1.0	2.0	Lmin + PV min + Ranfleo

Fuente: Elaboración propia

De la tabla anterior se determina la cantidad de cortes que se realizan por mes y la cantidad de guardias que se requieren para lograr el objetivo. En este caso se realizan 3 cortes por mes con un promedio de 20 guardias por corte. El consumo de accesorios y rotura generada se muestran en la tabla 32.

Tabla 32

Consumo y rotura – corte y relleno

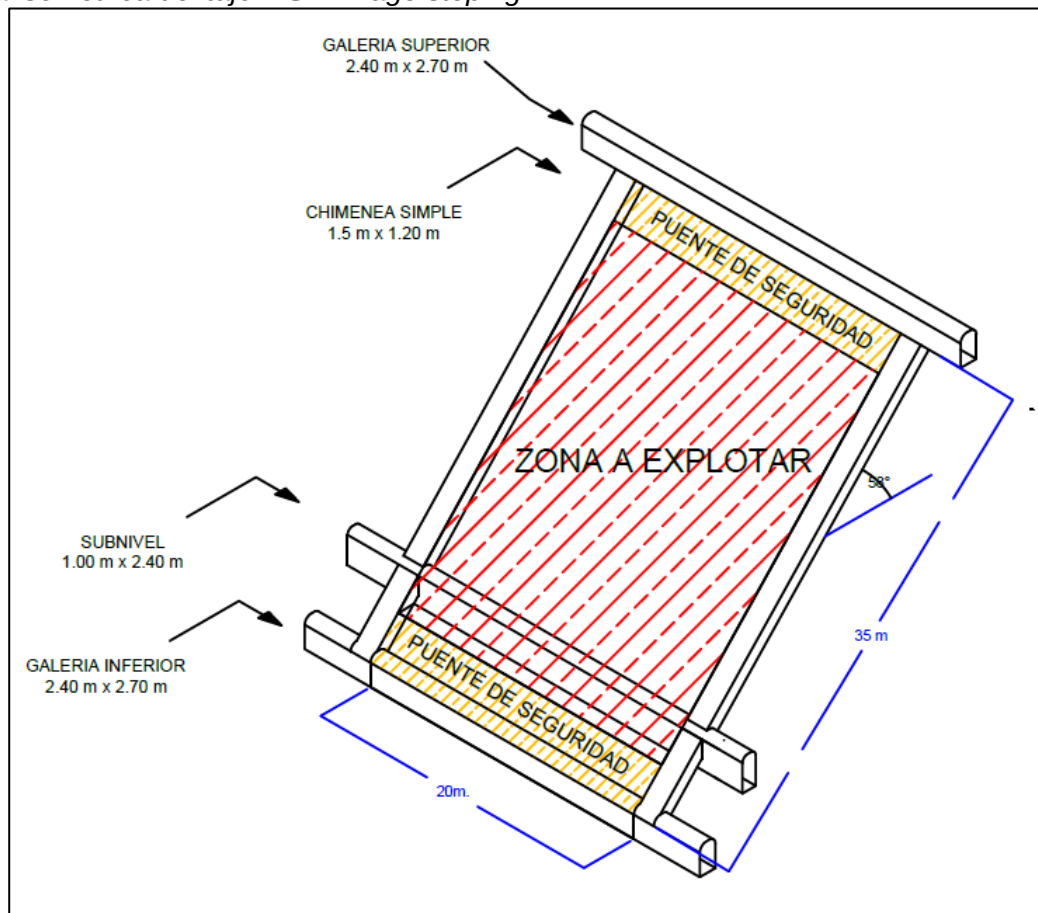
CONSUMOS	
Cartucho (Und)	492
Mecha lenta (m)	676.2
Fulminante (Und)	322
Carmex (Und)	166
Nitrato (Kg)	690
PRODUCCION	
Peso (Tn)	269.10

Fuente: Elaboración propia

3.2.2.2 Método Shrinkage stoping

Figura 17

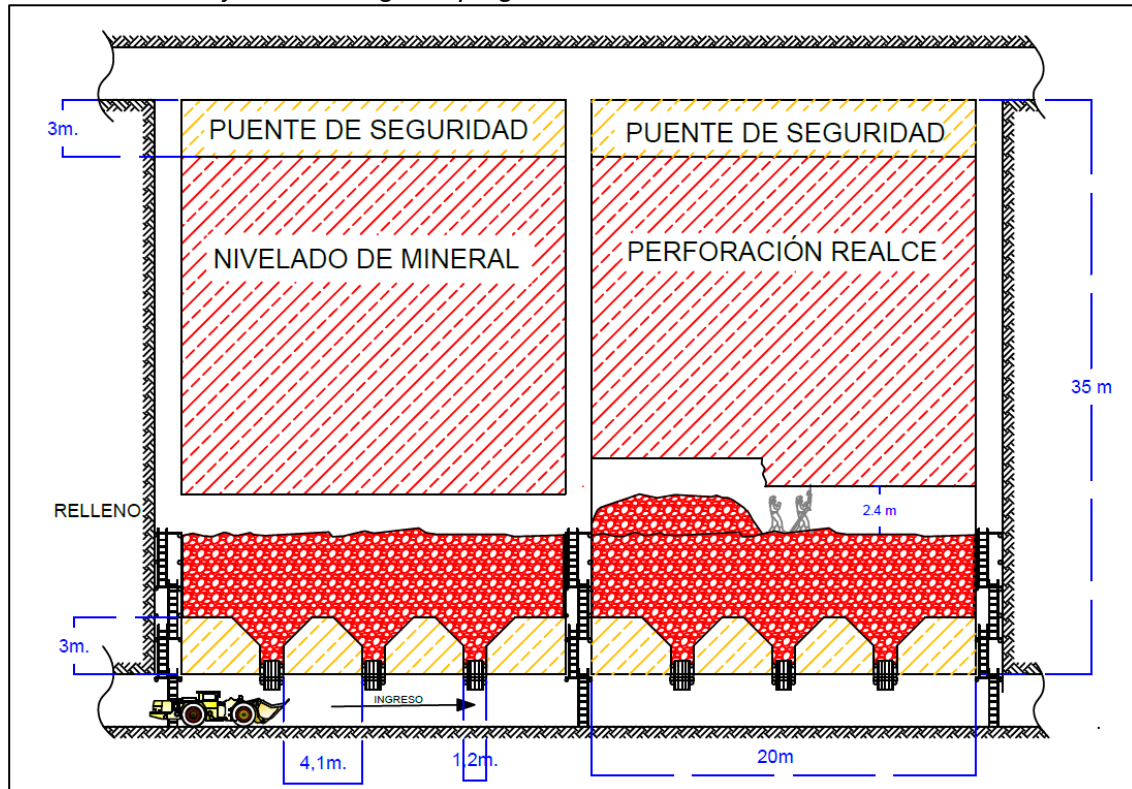
Vista isométrica del tajo – Shrinkage stoping



Fuente: Elaboración propia

Figura 18

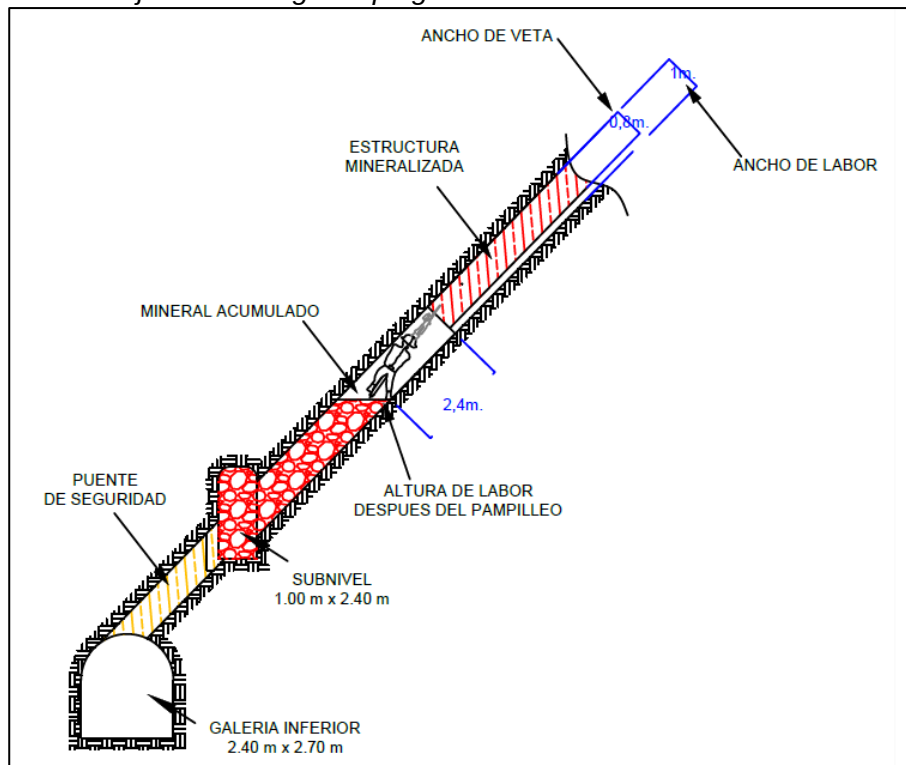
Vista frontal del tajo – Shrinkage stopping



Fuente: Elaboración propia

Figura 19

Vista de perfil del tajo – Shrinkage stopping



Fuente: Elaboración propia

Para el método Shrinkage stoping se tienen las siguientes consideraciones para la secuencia de minado.

- Perforación y voladura de mineral con barrenos de 4 pies.
- El trabajo de madera consiste en colocar rajajos para habilitar el camino.
- Pampillado de mineral consiste en sacar el excedente para dejar una altura de perforación de 2.4 m.
- La limpieza de mineral se realizará los scoop o dumper según disposición y distancia.
- La preparación del bloque consiste en avanzar la galería hasta una zona que pase la ley de corte, luego se realiza una chimenea simple de nivel a nivel, posteriormente se avanza el subnivel, a continuación se tiene que armar las tolvas intermedias y habilitar el camino.

Para visualizar la secuencia de explotación del método Shrinkage stoping, se mostrará las actividades por guardia que se realizan durante un mes de trabajo, el detalle se visualiza en la tabla 33.

Tabla 33

Secuencia de minado para método Shrinkage stoping

FECHA	GUARDIA	TAREAS	ACTIVIDAD
1/03/2025	1.0	2	Pic. Patilla +P. Piso
1/03/2025	1.0	2	Pic. Patilla +P. Dique
2/03/2025	1.0	2	Acon acceso
2/03/2025	1.0	2	Matoneo + Servicios
3/03/2025	1.0	2	Pampilleo
3/03/2025	1.0	2	Pampilleo
4/03/2025	1.0	2	Acum. + PV min
4/03/2025	1.0	2	Acum. + PV min
5/03/2025	1.0	2	Acond. Acceso + PV min
5/03/2025	0.5	1	PV min
5/03/2025	0.5	1	PV min
6/03/2025	1.0	2	Plataforma + PV min
6/03/2025	0.5	1	Pampilleo + PV min
6/03/2025	0.5	1	V min
7/03/2025	1.0	2	P. piso + P. dique + V min
7/03/2025	1.0	2	Enraj. + Pampilleo + Pic. patilla
8/03/2025	1.0	2	P. piso + P. dique
8/03/2025	1.0	2	Enraj + V+ P. Dique
9/03/2025	0.5	1	P. dique
9/03/2025	0.5	1	Enraj. + Pampilleo
9/03/2025	1.0	2	Pampilleo

FECHA	GUARDIA	TAREAS	ACTIVIDAD
10/03/2025	1.0	2	PV min
10/03/2025	0.5	1	PV min
10/03/2025	0.5	1	PV min
11/03/2025	1.0	2	PV min + Pic. Patilla + Acum.
11/03/2025	1.0	2	Dique + V + Hab. acceso
12/03/2025	0.5	1	PV min + L
12/03/2025	0.5	1	PV min + Matoneo
12/03/2025	1.0	1	Pic. Patilla + PV min
13/03/2025	1.0	1	Pic. Patilla + PV min
13/03/2025	1.0	2	Dique
14/03/2025	1.0	2	Pampilleo
14/03/2025	1.0	2	Pic. Patilla + Dique
15/03/2025	1.0	2	Dique + V min
15/03/2025	0.5	1	L + PV min
15/03/2025	0.5	1	Pampilleo + PV min
16/03/2025	0.5	1	Pampilleo
16/03/2025	0.5	1	Acumulación
16/03/2025	1.0	2	PV min
17/03/2025	1.0	2	L+PV
17/03/2025	1.0	2	L+PV min
18/03/2025	1.0	2	L+PV min
18/03/2025	1.0	2	PV min + L
19/03/2025	1.0	2	PV min + L
19/03/2025	1.0	2	PV min+
20/03/2025	1.0	2	Pic. patilla
20/03/2025	1.0	2	Dique + Enraj.
21/03/2025	1.0	2	Pampilleo
21/03/2025	1.0	2	Acond. acceso+ Pampilleo
22/03/2025	1.0	2	Reubic. inst. serv. + L
22/03/2025	1.0	2	PV min + L
23/03/2025	1.0	2	PV min + L
23/03/2025	1.0	2	PV min + L
24/03/2025	0.5	1	L+V min
24/03/2025	0.5	1	L+V min
24/03/2025	1.0	2	L+V min + L + Pampilleo
25/03/2025	0.5	1	L+PV min
25/03/2025	0.5	1	L+PV min
25/03/2025	1.0	2	L + Pampilleo + Acum.
26/03/2025	1.0	2	P. dique + V min
26/03/2025	1.0	2	Enraj. + Pampilleo + Pic. patilla
27/03/2025	1.0	2	P. dique
27/03/2025	1.0	2	Enraj + V
28/03/2025	0.5	1	Servicios aux.
28/03/2025	0.5	1	Enraj. + Pampilleo
28/03/2025	1.0	2	Pampilleo
29/03/2025	1.0	2	PV min
29/03/2025	0.5	1	PV min
29/03/2025	0.5	1	PV min
30/03/2025	1.0	2	PV min + Pic. Patilla + Acum.
30/03/2025	1.0	2	Dique + V + Hab. acceso
31/03/2025	0.5	1	PV min + L
31/03/2025	0.5	1	PV min + Matoneo
31/03/2025	1.0	1	Pic. Patilla + PV min

Fuente: Elaboración propia

De la tabla anterior se determina la cantidad de cortes que se realizan por mes y la cantidad de guardias que se requieren para lograr el objetivo. En este caso se realizan 5 cortes por mes con un promedio de 12 guardias por corte. El consumo de accesorios y rotura generada se muestran en la tabla 34.

Tabla 34

Consumo y rotura – Shrinkage stoping

CONSUMOS	
Cartucho (Und)	750
Mecha lenta (m)	1575
Fulminante (Und)	750
Carmex (Und)	1050
Nitrato (Kg)	750
ROTURA	
Peso (Tn)	450.10

Fuente: Elaboración propia

3.2.3 Sistema de ventilación

Para garantizar el correcto flujo de aire en toda la operación, se determino los siguientes estándares para determinar el cálculo de equipos.

3.2.3.1 Calculo de demanda de aire

Tabla 35

Calculo de demanda de aire

	DESCRIPCIÓN	CANTIDAD	PARAMETRO	CAUDAL CFM
Personal	10 parejas + 2 oper + 1 bodeguero + 1 supervisor	24	3 m ³ /min	2,543
Madera	10% de labores son con madera	100	0 m ³ /min	0
Temperatura	No se tiene labores con temperaturas mayor a 24 °C	0	30 m ³ /min	0
Equipo	Se tiene 2 equipos de 95 HP	190	3 m ³ /min	20,129
Q TOTAL				22,672
Q DISEÑO				26,073

Fuente: Elaboración propia

3.2.3.2 Balance ingreso – salida

Tabla 36

Balance ingreso – salida

ITEM	LABOR INGRESO	CAUDAL CFM
1	Ingreso de aire Rampa principal	26,707
2	Ingreso de aire por chimenea antigua	2,650
TOTAL		29,357
ITEM	LABOR SALIDA	CAUDAL CFM
3	Salida de aire por Gal 848 sur	1,850
4	Salida de aire Ch 715	2,116
5	Salida de aire Ch 1	4,320
6	Salida de aire Labor atigua Z	5,129
7	Salida de aire Gal 920 S	2,287
8	Salida de aire Rp 920	7,877
9	Salida de aire Gal 9230	3,043
TOTAL		26,622
DIFERENCIA		2,735
PORCENTAJE		9.3%

Fuente: Elaboración propia

Con lo anterior mostrado, se determina lo siguiente:

Ventilación principal:

La ventilación principal es de manera natural se tiene 2 puntos principales de ingreso que suman 29,357 CFM y cubre la necesidad por personal, temperatura, madera y equipos.

Se hizo el balance de ingreso y salida aire y se cumplió con tener una diferencia menor del 10%, como proyección de ventilación se tiene programado comunicar la Gal 830 al sur a unos 250 metros a superficie, esto nos permitirá seguir profundizando la rampa principal unos 3 niveles más de 25m de diferencia de cota cada uno.

Ventilación secundaria:

La ventilación secundaria consta en apoyar el circuito principal con ventiladores para poder dirección el flujo a labores importantes en ese sentido se cuenta con un ventilador de 20,000 CFM con motor de 40 HP que lleva aire limpio que ingresa por la

rampa e inyecta a la zona baja (Gal 830), para luego el aire viciado pueda salir por las 4 chimeneas que se tiene al sur de esta galería que comunican al nivel superior.

Ventilación auxiliar:

La ventilación auxiliar que utilizamos para llegar a las frentes de trabajo es de la siguiente manera:

- **Tajos:**

Se tiene comunicado 2 chimeneas a los costados del tajo a explotar lo que hace que se tenga constante flujo de aire para darle buenas condiciones a los trabajadores.

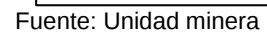
- **Labores ciegas:**

Para estas labores se coloca ventiladores de 10,000 CFM con mangas de 18" que llegan hasta los 15m del tope de la labor que se esta trabajando.

- **Chimeneas:**

Las chimeneas se tienen como estándar que una vez que llegue a los 5 m se debe instalar la tercera línea (Línea adicional de aire comprimido para que pueda tener flujo constante durante toda la jornada de trabajo.

Isométrico del sistema de ventilación



Capítulo IV. Análisis y discusión de resultados

4.1 Análisis de costos

4.1.1 Análisis de costos – corte y relleno

Para realizar el análisis de costos se considerarán los siguientes parámetros.

Tabla 37

Parámetros para cálculo de costos – corte y relleno

PARÁMETRO	CANTIDAD	UNIDAD
Longitud del block	20	m
Potencia de veta	0.8	m
Altura block, Menos 2 puentes de 3.0m	29	m
Peso especif. mineral	2.9	t/m ³
Peso especif. desmonte	2.7	t/m ³
Humedad 6%	0.94	
Efic. Perforación 90%	1.6	m
Longitud perforación	1.8	m
Malla perforación: 3: 3	0.37 x 0.40	m
Nº de taladros/corte	164	Tal
Efic. Disparo 90%	1.5	
Peso especif. Anfo	0.80	gr/cm ³
Costo /tarea Ayudante	55	US\$
Costo /tarea Maestro	67	US\$
Tonelaje mineral seco/ block	1346	tms
Tonelaje mineral húmedo/ block	1431	tmh
Tonelaje desmonte/block	469.8	tms
Numero de cortes/block	20	
Total taladros/block	3262	Tal
Tonelaje mineral diluido	1850.2	tm
Ratio Perforación	0.57	tn/tal
Peso explosivo utilizado	1.40	kg/tal
Numero de barrenos 2'/block	0	
Numero de barrenos 4'/block	5	
Numero de barrenos 6'/block	5	
Numero de brocas	49	
Ancho de desmonte	0.30	m
Vida útil Barreno	1600.00	pies/barreno
Vida útil broca	352	pies/broca

Fuente: Elaboración propia

También se considera que este método de explotación requiere 20 guardias para minar un corte, lo que equivale a una capacidad de 3 cortes por mes. Esto representa una producción mensual de 279.1 toneladas.

Para completar la extracción de un tajo se necesitan 20 cortes, por lo tanto, se estima un total de 397.8 guardias para minarlo en su totalidad, lo que equivale a un periodo de aproximadamente 6.6 meses.

En la siguiente tabla se muestran los costos de minado en US\$/tms.

Tabla 38

Calculo de costo de minado – corte y relleno

PERFORACION	Unid	Cant	Tarifa \$/.	Sub Total
Máquina perforadora	Pies	17337	\$0.098	\$1,699.07
Aceite de perforación	Gal	17	\$15.35	\$265.30
Barreno cónico de 4'	Und	5	\$76.27	\$413.23
Barreno cónico de 6'	Und	5	\$84.88	\$459.87
Broca 38mm	Und	25	\$22.88	\$563.47
Broca 36mm	Und	25	\$22.03	\$542.53
Maestro perforista	Tar	95	\$66.62	\$6,360.58
Ayudante perforista	Tar	95	\$55.14	\$5,263.93
Costo /tonelada			US\$/TMS	\$5.90
VOLADURA	Unid	Cant.	Tarifa \$/.	Sub Total
Fulminante N°6	Unid	3262	\$0.83	\$2,707.46
Anfo (nitrato de amonio)	Kg	4567	\$0.67	\$3,059.76
Cartucho dinamita	Unid	3262	\$0.35	\$1,141.70
Mecha blanca	m	6850	\$1.00	\$6,850.21
Maestro perforista	Tar	24	\$66.62	\$1,590.15
Ayudante perforista	Tar	24	\$55.14	\$1,315.98
Costo /tonelada			US\$/TMS	\$6.32
LIMPIEZA DE MINERAL	Unid	Cant.	Tarifa \$/.	Sub Total
Maestro perforista	Tar	119	\$66.62	\$7,950.73
Ayudante perforista	Tar	119	\$55.14	\$6,579.91
Puntales	Unid	80	\$4.50	\$360.00
Costo /tonelada			US\$/TMS	\$5.65
MADERA + RELLENO	Unid	Cant.	Tarifa \$/.	Sub Total
Maestro perforista	Tar	159	\$66.62	\$10,600.97
Ayudante perforista	Tar	159	\$55.14	\$8,773.22
Puntales 8"	Unid	60	\$10.20	\$608.64
Puntales 6"	Und	239	\$3.19	\$761.40
Escalera	Und	10	\$14.70	\$146.19
Tablas	Und	99	\$7.52	\$747.87
Costo /tonelada			US\$/TMS	\$8.21
COSTO DE SERVICIOS AUXILIARES	Unid	Cant	Tarifa \$/.	Sub Total
Comprensora de aire	Und	477.4	\$4.68	\$1,117.04
Combustible compresor	Gal	1670.8	\$4.21	\$3,517.44
Costo /tonelada			US\$/TMS	\$1.76
IMPLEMENTOS Y HERRAMIENTAS	Unid	Cant	Tarifa \$/.	Sub Total
Implementos de Seguridad, tareas: 580	Grupos	397.8	\$10.00	\$3,978.05
Herramientas	Grupos	397.8	\$7.00	\$2,784.64
Costo /tonelada			US\$/TMS	\$2.57
PREPARACION	Cantidad	Unid	Tarifa \$/.	Sub Total
1 Galería de 2.4 m X 2.7 m, total: 40m	60	m	\$466.79	\$28,007.40
1 Subnivel de 1.2 m. X 1.8 m, total: 20m	20	m	\$355.50	\$7,110.00
1 Ch. Simple. de 1.2 m X 1.2 m, total: 35m	35	m	\$352.80	\$12,348.00
1 Ch. Doble. de 1.2 m X 2.4 m, total: 35m	35	m	\$462.89	\$16,201.15
Costo /tonelada	150		US\$/TMS	\$24.15
GASTOS GENERALES	Cantidad	Unid	Tarifa \$/.	Sub Total
Alimentación	557		\$6.00	\$3,341.56
campamento	557		\$6.00	\$3,341.56
Supervisión	1		\$13,260.17	\$13,260.17
Servicios	1		\$2,150.30	\$2,150.30
Costo /tonelada	1114.85		US\$/TMS	\$8.38
COSTO DE MINADO			US\$/TMS	\$57.29

Fuente: Elaboración propia

4.1.2 Análisis de costos – Shrinkage stoping

Para realizar el análisis de costos se considerarán los siguientes parámetros.

Tabla 39

Parámetros para cálculo de costos – Shrinkage stoping

PARÁMETRO	CANTIDAD	UNIDAD
Longitud del block	20	m
Potencia de veta	0.8	m
Altura block, Menos 2 puentes de 3.0m	29	m
Peso especif. mineral	2.9	t/m3
Peso especif. desmonte	2.7	t/m3
Humedad 6%	0.94	
Efic. Perforación 90%	1.62	m
Longitud perforación	1.8	m
Malla perforación: 3: 3	0.4 x 0.4	m
Nº de taladros/corte	150	Tal
Efic. Disparo 90%	1.458	
Peso especif. Anfo	0.8	gr/cm3
Costo /tarea Ayudante	55	US\$
Costo /tarea Maestro	67	US\$
Tonelaje mineral seco/ block	1346	tms
Tonelaje mineral húmedo/ block	1431	tmh
Tonelaje desmonte/block	470	tms
Numero de cortes/block	20	
Total taladros/block	2984	Tal
Tonelaje mineral diluido	1850.20	tm
Ratio Perforación	0.62	tn/tal
Peso explosivo utilizado	1.40	kg/tal
Numero de barrenos 2"/block	0	
Numero de barrenos 4"/block	5	
Numero de barrenos 6"/block	5	
Numero de brocas	45	
Ancho de desmonte	0.3	m
Vida útil Barreno	1600	pies/barreno
Vida útil broca	352	pies/broca

Fuente: Elaboración propia

También se considera que este método de explotación requiere 12 guardias para minar un corte, lo que equivale a una capacidad de 5 cortes por mes. Esto representa una producción mensual de 465.1 toneladas.

Para completar la extracción de un tajo se necesitan 20 cortes, por lo tanto, se estima un total de 238.7 guardias para minarlo en su totalidad, lo que equivale a un periodo de aproximadamente 4.0 meses.

En la siguiente tabla se muestran los costos de minado en US\$/tms.

Tabla 40

Calculo de costo de minado – Shrinkage stoping

PERFORACION	Unid	Cant	Tarifa \$/.	Sub Total
Máquina perforadora	Pies	15857	\$0.098	\$1,554.02
Aceite de perforación	Gal	16	\$15.35	\$242.65
Barreno cónico de 4'	Und	5	\$76.27	\$377.95
Barreno cónico de 6'	Und	5	\$84.88	\$420.62
Broca 38mm	Und	23	\$22.88	\$515.37
Broca 36mm	Und	23	\$22.03	\$496.22
Maestro perforista	Tar	95	\$67.00	\$6,396.71
Ayudante perforista	Tar	95	\$55.00	\$5,251.03
Costo /tonelada			US\$/TMS	\$5.79
VOLADURA	Unid	Cant.	Tarifa \$/.	Sub Total
Fulminante N°6	Unid	2984	\$0.83	\$2,476.34
Anfo (nitrato de amonio)	Kg	4177	\$0.67	\$2,798.56
Cartucho dinamita	Unid	2984	\$0.35	\$1,044.24
Mecha blanca	m	6265	\$1.00	\$6,265.43
Maestro perforista	Tar	24	\$67.00	\$1,599.18
Ayudante perforista	Tar	24	\$55.00	\$1,312.76
Costo /tonelada			US\$/TMS	\$5.88
LIMPIEZA DE MINERAL	Unid	Cant.	Tarifa \$/.	Sub Total
Maestro perforista	Tar	0	\$67.00	\$-
Ayudante perforista	Tar	0	\$55.00	\$-
Puntales	Unid	80	\$4.50	\$360.00
Costo /tonelada			US\$/TMS	\$0.14
MADERA + RELLENO	Unid	Cant.	Tarifa \$/.	Sub Total
Maestro perforista	Tar	119	\$67.00	\$7,995.88
Ayudante perforista	Tar	119	\$55.00	\$6,563.79
Puntales 8"	Unid	40	\$10.20	\$408.00
Puntales 6"	Und	120	\$3.19	\$382.80
Escalera	Und	10	\$14.70	\$146.19
Tablas	Und	90	\$7.52	\$676.80
Costo /tonelada			US\$/TMS	\$6.13
COSTO DE SERVICIOS AUXILIARES	Unid	Cant	Tarifa \$/.	Sub Total
Comprensora de aire	Und	477.4	\$4.68	\$1,117.04
Combustible compresor	Gal	1670.8	\$4.21	\$3,517.44
Costo /tonelada			US\$/TMS	\$1.76
IMPLEMENTOS Y HERRAMIENTAS	Unid	Cant	Tarifa \$/.	Sub Total
Implementos de Seguridad, tareas: 580	Grupos	238.7	\$10.00	\$2,386.83
Herramientas	Grupos	238.7	\$7.00	\$1,670.78
Costo /tonelada			US\$/TMS	\$1.54
PREPARACION	Cantidad	Unid	Tarifa \$/.	Sub Total
1 Galería de 2.4 m X 2.7 m, total: 40m	50	m	\$466.79	\$23,339.50
1 Subnivel de 1.2 m. X 1.8 m, total: 20m	20	m	\$355.50	\$7,110.00
1 Ch. Simple. de 1.2 m X 1.2 m, total: 35m	35	m	\$352.80	\$12,348.00
1 Ch. Doble. de 1.2 m X 2.4 m, total: 35m	35	m	\$462.89	\$16,201.15
Costo /tonelada	140		US\$/TMS	\$22.38
GASTOS GENERALES	Cantidad	Unid	Tarifa \$/.	Sub Total
Alimentación	477		\$6.00	\$2,864.20
campamento	477		\$6.00	\$2,864.20
Supervisión	1		\$7,956.10	\$7,956.10
Servicios	1		\$1,290.18	\$1,290.18
Costo /tonelada	955.73		US\$/TMS	\$5.68
COSTO DE MINADO			US\$/TMS	\$49.15

Fuente: Elaboración propia

4.2 Validación de hipótesis

Para poder realizar la validación de hipótesis, empezamos planteando la hipótesis nula e hipótesis alternativa.

- H_0 : La correcta selección del método de explotación no permitirá tener una mejora operativa en la extracción de mineral.
- H_A : La correcta selección del método de explotación permitirá tener una mejora operativa en la extracción de mineral.

Debido a que la mejora operativa se observa en la reducción de costos de minado, la variable a analizar será la variación de costos del método Shrinkage versus Corte y relleno. Estos datos representan una muestra no paramétrica, por lo que la prueba estadística a utilizar será la prueba de signos de Wilcoxon, el cual analiza la variación entre dos muestras.

Tabla 41

Resumen de costos de minado para cada método

COSTOS	CORTE Y RELLENO	SHRINKAGE STOPING	VARIACION
Perforación	5.90	5.79	-0.12
Voladura	6.32	5.88	-0.44
Limpieza de mineral	5.65	0.14	-5.51
Madera + relleno	8.21	6.13	-2.07
Costo de servicios auxiliares	1.76	1.76	0.00
Implementos y herramientas	2.57	1.54	-1.03
Preparación	24.15	22.38	-1.77
Gastos generales	8.38	5.68	-2.70

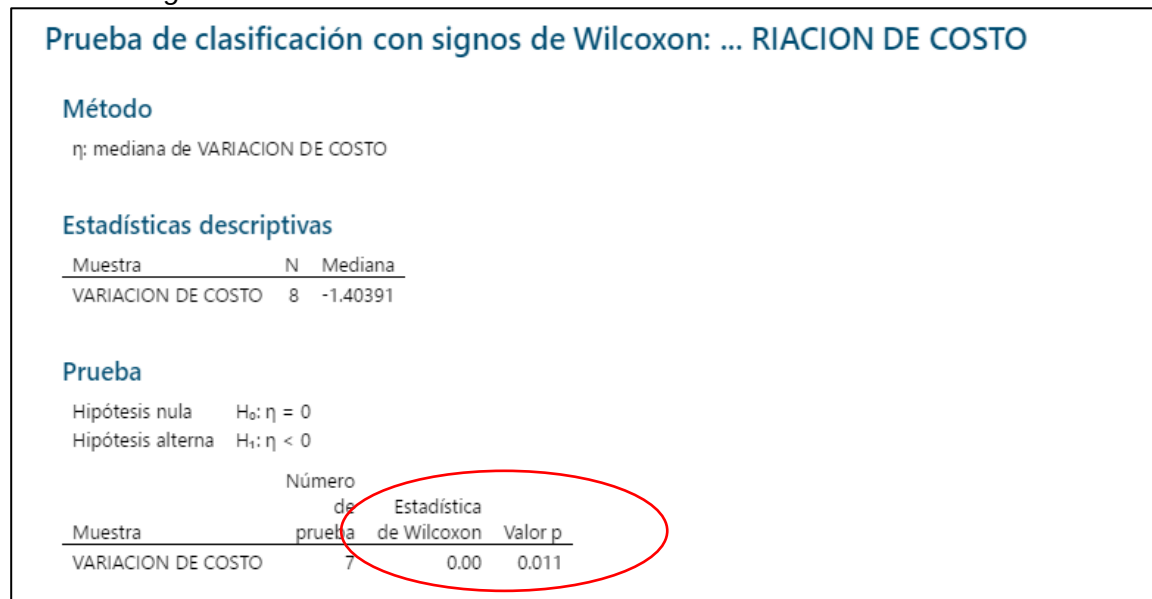
Fuente: Elaboración propia

Así mismo la data obtenida de los costos de minado se realizó en un total de 08 tajos explotados en las operaciones.

Para esta prueba se tendrá un nivel de confianza de 95% y la cantidad de datos será de $n = 8$ (variación de costos de minado en US\$/tms), en base a ello tenemos:

Figura 21

Prueba de signos de Wilcoxon



Fuente: Elaboración propia

En la figura anterior se observa un valor de p menor a 0.05, por lo que se rechaza la hipótesis nula y se acepta la hipótesis alternativa. Por lo que, La correcta selección del método de explotación permitirá tener una mejora operativa en la extracción de mineral.

Conclusiones

A partir de la aplicación del método numérico de Nicholas, se identificaron dos alternativas viables para la explotación del yacimiento: el método de corte y relleno y el método de shrinkage stoping, siendo este último el más favorable desde el punto de vista operativo (Tabla 30).

Del estudio geomecánico de la estructura se obtuvo en RMR corregido de la estructura es de 55 (Roca tipo III – regular), mientras que el RMR corregido de la caja techo y piso fue de 62 – 65, respectivamente -Roca tipo II – buena- (Tabla 11, 13 y 15).

El análisis comparativo demostró que el método shrinkage stoping ofrece mejoras significativas en eficiencia operativa, permitiendo una mayor cantidad de cortes mensuales, lo que se traduce en una optimización del ritmo de minado.

La capacidad operativa aumentó de 3 a 5 cortes por mes, lo que permitió reducir el tiempo necesario para explotar completamente un tajo, pasando de 6.6 meses a solo 4.0 meses.

Como consecuencia del incremento en la eficiencia operativa, la producción mensual se elevó considerablemente de 279.1 toneladas por mes a 465.1 toneladas por mes, representando un aumento del 66.7% (Tabla 37 y 39).

La optimización del proceso también generó una importante reducción en los costos unitarios de minado, disminuyendo de 57.29 US\$/tms a 49.15US\$/tms, lo que representa un ahorro del 14.2% por tonelada (Tabla 38 y 40).

En conjunto, el cambio de método de explotación hacia shrinkage stoping permite no solo mejorar los indicadores operativos y económicos, sino también incrementar la productividad general de la operación minera, consolidándose como una alternativa técnica y financieramente más eficiente frente al método de corte y relleno.

Recomendaciones

Implementar de manera progresiva el método Shrinkage Stopping en las zonas del yacimiento que cumplan con las condiciones geotécnicas requeridas, priorizando aquellas con buzamientos moderados a altos y leyes de mineral elevadas, para maximizar la recuperación y eficiencia.

Reforzar el control geomecánico en las áreas de aplicación del método Shrinkage, a fin de garantizar la estabilidad de los hastiales durante el tiempo que el mineral permanece almacenado en el interior del tajo.

Evaluar la posibilidad de replicar el cambio de método en otras zonas de la mina, siempre y cuando se justifique técnicamente mediante análisis geotécnicos, económicos y operativos similares al presente estudio.

Revisar y actualizar los estándares de minado y planificación, incorporando los nuevos parámetros de producción y costo generados por la implementación del método Shrinkage, para asegurar una adecuada programación de recursos y cumplimiento de metas de producción.

Referencias bibliográficas

- Ames, M. (2015) *Implementación del método Shrinkage dinámico mecanizado para optimizar explotación de tajeos* - Sociedad Minera Austria Duvaz S.A.C.
- Berthe, G. (2017). *Métodos de Explotación en Minería Subterránea*. Universidad Nacional de San Juan.
- Bieniawski, Z. T. (1989). *Engineering Rock Mass Classifications: A Complete Manual for Engineers and Geologists in Mining, Civil, and Petroleum Engineering*. Wiley-Interscience.
- Brady, B.H. y Brown, E.T. (2006). *Rock Mechanics for Underground Mining* (3rd ed.). Springer.
- Brand, L. y Haider, K. (2023). *Revisión del estado del arte del método de minado Sublevel Shrinkage (SLSh)*.
- Capcha, J. (2021) *Combinación de los métodos de explotación “cut and fill” y “shrinkage stoping” y su influencia en la productividad del tajeo 445 SW en la Mina Candelaria*.
- Congfei, L. (2013). *Estudio de viabilidad de la aplicación del método Shrinkage Stopping con relleno en una mina de uranio*.
- Espinoza, M. (2021) *Aplicación del método de explotación Shrinkage Stopping en veta Luz Elena - Mina Pasto Bueno*.
- Godoy, T. (2020) *Comparación técnico-económica de sistemas de perforación en el método Shrinkage aplicado a explotación de mina subterránea El Dorado*.
- Guadalupe, R. (2015) *Estudio técnico-económico del método Shrinkage Stopping aplicado a la explotación de la veta El Gallo, mina Campana de Oro, La Libertad*.
- Hartman, H.L. y Mutmanský, J.M. (2002). *Introductory Mining Engineering* (2nd ed.). Wiley.
- Hustrulid, W.A. y Bullock, R.L. (2001). *Underground Mining Methods: Engineering Fundamentals and International Case Studies*. Society for Mining, Metallurgy, and Exploration.

Instituto de Tecnología de Bandung (ITB) (2018) *Estudio de minería subterránea de vetas de oro estrechas utilizando el método Shrinkage Stopping en Gudang Handak, Indonesia.*

Morrison, R. D. (1976). *Mining Method Selection: A Numerical Approach. Mining Engineering.*

Nicholas, D. (1981) *Method Selection* – a numerical approach.

Singh, B. y Goel, R.K. (2011). *Rock Mass Classification: A Practical Approach in Civil Engineering.* Butterworth-Heinemann.

Anexos

	Pág.
Anexo 1: PETS de voladura en labores mineras.....	1
Anexo 2: PETS de limpieza de mineral con winche	3

Anexo 1: PETS de voladura en labores mineras

PETS DE VOLADURA EN LABORES MINERAS		
Área: Mina	Versión: 02	
Código: PETS-VUP-013	Página 1 de 2	

1. PERSONAL

1.1. Supervisor Jefe de Guardia

1.2. Perforista

1.3. Ayudante

2. EQUIPO DE PROTECCIÓN PERSONAL (EPP)

Cabeza	Cuerpo	Extremidades
1. Casco tipo minero 2. Barbiquejo 3. Lentes de seguridad 4. Respirador con filtro contra polvo y gases. 5. Tapones de oído y orejeras.	1. Ropa de trabajo con cintas reflectivas 2. Correa portalámparas. 3. Saco y pantalón de jebe (uso en presencia de agua).	1. Botas de jebe con punta de acero. 2. Guantes de cuero o neoprene

3. EQUIPO, HERRAMIENTAS y MATERIALES.

Equipo	Herramientas	Materiales
1. Lámpara minera.	1. Punzón de cobre, madera o PVC 2. Cucharilla 3. 02 juegos de barretillas 4. Pico 5. Lampa 6. Cuchillo 7. Encendedor 8. Atacadores de madera	1. Explosivos y accesorios. 2. Cargador de nitrato 3. Empalmes 4. Plataforma 5. Soga de 1" para línea de vida 6. Cinta aislante.

4. PROCEDIMIENTO

ANTES

1. Realizar orden y limpieza
2. El perforista y el ayudante deben contar con encendedor.
3. Realizar el desate de rocas.
4. En caso se requiera, proteger las instalaciones de agua, aire comprimido, mangas de ventilación y para proteger el cable eléctrico el personal de mantenimiento eléctrico desenergizará el cable
5. El supervisor responsable debe coordinar con las labores vecinas la secuencia de disparo respetando el horario establecido.
6. Trasladar la emulsión y los accesorios en mochilas y por separado a una distancia mínima de 10 m.
7. En la labor colocar los explosivos y accesorios separados a una distancia mínima de 3 m
8. Sopletear los taladros:
 - Empalmar la manguera de aire al cargador de nitrato
 - Usar obligatoriamente los lentes de seguridad
 - Introducir el tubo del cargador de nitrato al fondo del taladro
 - Abrir la válvula de aire, retirar el tubo lentamente desde el fondo del taladro, y una vez en la boca, cerrar la válvula de aire, tarea que se efectúa entre dos personas
9. En caso los taladros queden obstruidos, limpiarlos con cucharilla
10. Desatar la roca suelta

PETS DE VOLADURA EN LABORES MINERAS		
Área: Mina	Versión: 02	
Código: PETS-VUP-013	Página 2 de 2	

11. Preparar cebo (cartucho de emulsión con "armada") con punzón de madera, PVC o cobre. Asegurarse que el hueco donde alojara el fulminante coincida lo mas cerca posible con el eje longitudinal del cartucho.
12. Cargar los taladros colocando primero los cebos haciendo que el fulminante tenga vista hacia la columna del explosivo.
- 13.

DURANTE

1. El perforista traslada la máquina perforadora y ubica el pie de la barra de avance sobre un piso estable.
2. ***El Perforista abre la válvula de bloqueo de aire comprimido ubicada en el codo de ingreso de aire de la máquina Jack Leg.***
3. El ayudante coloca la barra de perforación de 2 o 4 pies a la máquina perforadora con su respectivo disco protector y broca descartable.
4. En caso de perforar con dos máquinas simultáneamente, se iniciará de acuerdo a la secuencia establecida en la malla.
 - 4.1. ***El líder de la labor realizara la perforación de los taladros del arranque y el ayudante brinda apoyo a los perforistas.***
 - 4.2. ***El líder de la labor continuara la perforación del centro hacia un hastial y el segundo perforista del lado opuesto hacia el centro de la labor. Conservando una distancia de 0.70m entre ambos perforistas.***
5. Iniciar el emboquillado de los taladros con rotación lenta utilizando barra de perforación de 2 o 4 pies, los mismos deben tener obligatoriamente el disco de jebe. *El ayudante debe agarrar la barra de perforación detrás de la broca, luego continua con las barras de mayor longitud.*
6. Durante la perforación, desatar las rocas cada 5 taladros. Para roca muy fracturada la frecuencia de desatado debe ser mayor.
7. Durante la perforación para abastecer aceite a la lubricadora, cerrar la válvula de aire.
8. En secciones con una altura mayor a dos (02) metros, es obligatorio usar plataformas para la perforación de corona y ayudas.

DESPUÉS

1. Retirar la barra de perforación de la máquina perforadora y cerrar las válvulas de agua y aire.
2. Desempatar y enrollar las mangueras respectivas, colocándolas en un lugar seguro y distante del disparo.
3. Lavar y colocar la capucha en la máquina perforadora.
4. Guardar las herramientas en los percheros o bodega
5. Aplicar Orden y limpieza en el lugar de trabajo después de concluida su tarea.

5. RESTRICCIONES

1. ***Está prohibido perforar en los "tacos" de taladros anteriormente disparados.***
2. En caso de que exista uno o más tiros cortados, se debe reportar al supervisor, bloquear (con cinta roja) y eliminar, de acuerdo al PETS de Voladura secundaria.
3. Si hay presencia de gases en la labor, salir inmediatamente y ventilar.
4. En caso de chispeo de roca, alejarse de la zona y evaluar las condiciones del área de trabajo para eliminarlas de acuerdo con el procedimiento establecido.
5. Si hay eventos de relajamiento de roca, retirarse a un lugar seguro y comunicar al supervisor.
6. ***Por ningún motivo los perforistas durante la perforación pueden cambiar de lado.***

Anexo 2: PETS de limpieza de mineral con winche

PETS DE LIMPIEZA DE MINERAL CON WINCHE		
Área: Mina	Versión: 02	
Código: PETS-VUP-016	Página 1 de 2	

1. PERSONAL

1.1. Perforista

1.2. Ayudante

2. EQUIPO DE PROTECCIÓN PERSONAL (EPP)

Cabeza	Cuerpo	Extremidades
1. Casco tipo minero	1. Ropa de trabajo con cintas reflectivas	1. Botas de jebe con punta de acero.
2. Barbiquejo	2. Correa portálamparas.	2. Guantes de cuero o neoprene
3. Lentes de seguridad	3. Saco y pantalón de jebe (uso en presencia de agua).	
4. Respirador con filtro contra polvo y gases.		
5. Tapones de oído y orejeras.		

3. EQUIPO, HERRAMIENTAS y MATERIALES.

Equipo	Herramientas	Materiales
1. Winche de arrastre.	1. Barras de perforación de 2, 4, 6 y 8 pies (según sección de labor).	1. Aceite grado 100.
2. Lámpara minera.	2. Comba de 6 libras.	2. Aceiteras.
	3. Cucharilla.	3. Cordel.
	4. 02 juegos de barretillas de 4, 6, 8, 10 y 12 pies (según sección de labor).	4. Guiadores de madera.
	5. Llave Stilson N° 14.	5. Pintura o spray.
	6. Arco de sierra	6. Brocas de perforación.
	7. Pico y lampa (palana).	7. Mangueras de jebe de 1 y de 1/2 pulgada de diámetro.
	8. Flexómetro	

4. PROCEDIMIENTO

Normas generales para la perforación

- Verificar la ventilación de la labor.
- Usar guiadores de madera permanentemente para conservar el paralelismo de los taladros.
- Verificar visualmente la salida del agua, barrer para evitar el atascamiento de la barra de perforación.
- La máquina perforadora Jack Leg es operado por el perforista mina.

ANTES

- Verificar EPP antes de ingresar.
- Verificar que herramientas y materiales están en buenas condiciones.
- Inspeccionar el área de trabajo y registrar en el formato de IPERC continuo.
- Desatar las rocas sueltas antes, durante y después de la perforación.
- Marcar la gradiente, punto de dirección y sección, según el tipo de labor.
- Marcar la malla de perforación, según tipo de roca.
- Verificar el nivel de aceite en la lubricadora, en caso lo requiera, abastecer.
- Abrir las válvulas respectivas para sopletar el detritus existente en las mangueras de agua y aire.
- Realizar el empatado de las mangueras de aire y agua a las máquinas perforadoras, verificar que las válvulas estén cerradas.

PETS DE LIMPIEZA DE MINERAL CON WINCHE		
Área: Mina	Versión: 02	
Código: PETS-VUP-016	Página 2 de 2	

10. Probar la máquina perforadora en vacío con rotación lenta, para ello el ayudante debe abrir las válvulas de aire y agua solo cuando el perforista mina le indique.
11. Armar la plataforma de perforación a 20 cm. del tope, según la sección de la labor.

DURANTE

1. El perforista traslada la máquina perforadora y ubica el pie de la barra de avance sobre un piso estable.
2. ***El Perforista abre la válvula de bloqueo de aire comprimido ubicada en el codo de ingreso de aire de la máquina Jack Leg.***
3. El ayudante coloca la barra de perforación de 2 o 4 pies a la máquina perforadora con su respectivo disco protector y broca descartable.
4. En caso de perforar con dos máquinas simultáneamente, se iniciará de acuerdo a la secuencia establecida en la malla.
 - 4.1. ***El líder de la labor realizara la perforación de los taladros del arranque y el ayudante brinda apoyo a los perforistas.***
 - 4.2. ***El líder de la labor continuara la perforación del centro hacia un hastial y el segundo perforista del lado opuesto hacia el centro de la labor. Conservando una distancia de 0.70m entre ambos perforistas.***
5. Iniciar el emboquillado de los taladros con rotación lenta utilizando barra de perforación de 2 o 4 pies, los mismos deben tener obligatoriamente el disco de jebe. *El ayudante debe agarrar la barra de perforación detrás de la broca, luego continua con las barras de mayor longitud.*
6. Durante la perforación, desatar las rocas cada 5 taladros. Para roca muy fracturada la frecuencia de desatado debe ser mayor.
7. Durante la perforación para abastecer aceite a la lubricadora, cerrar la válvula de aire.
8. En secciones con una altura mayor a dos (02) metros, es obligatorio usar plataformas para la perforación de corona y ayudas.

DESPUÉS

1. Retirar la barra de perforación de la máquina perforadora y cerrar las válvulas de agua y aire.
2. Desempatar y enrollar las mangueras respectivas, colocándolas en un lugar seguro y distante del disparo.
3. Lavar y colocar la capucha en la máquina perforadora.
4. Guardar las herramientas en los percheros o bodega
5. Aplicar Orden y limpieza en el lugar de trabajo después de concluida su tarea.

5. RESTRICCIONES

1. ***Está prohibido perforar en los "tacos" de taladros anteriormente disparados.***
2. En caso de que exista uno o más tiros cortados, se debe reportar al supervisor, bloquear (con cinta roja) y eliminar, de acuerdo al PETS de Voladura secundaria.
3. Si hay presencia de gases en la labor, salir inmediatamente y ventilar.
4. En caso de chispeo de roca, alejarse de la zona y evaluar las condiciones del área de trabajo para eliminarlas de acuerdo con el procedimiento establecido.
5. Si hay eventos de relajamiento de roca, retirarse a un lugar seguro y comunicar al supervisor.
6. ***Por ningún motivo los perforistas durante la perforación pueden cambiar de lado.***