

UNIVERSIDAD NACIONAL MICAELA BASTIDAS DE APURÍMAC
FACULTAD DE INGENIERÍA

ESCUELA ACADÉMICO PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



Tesis

Aplicación del método de explotación de corte y relleno ascendente con minado selectivo por circado para la optimización de la dilución en el tajeo de la veta Carmen en la unidad minera Antak'uychi, 2025

Presentado por:

Ronaldo Gonzales Subelete

Para optar el título de Ingeniero de Minas

Abancay, Perú

2025



UNIVERSIDAD NACIONAL MICAELA BASTIDAS DE APURÍMAC
FACULTAD DE INGENIERÍA
ESCUELA ACADÉMICO PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



TESIS

Aplicación del método de explotación de corte y relleno ascendente con minado selectivo por circado para la optimización de la dilución en el tajeo de la veta Carmen en la unidad minera Antak'uychi, 2025

Presentado por **Ronaldo Gonzales Subelete**, para optar el título de Ingeniero de Minas

Sustentado y aprobado el 17 de diciembre de 2025 ante el jurado evaluador:

Presidente:

Dr. Walquer Huacani Calsin

Primer miembro:

Dr. German Rafael Espinoza

Segundo miembro:

Mtro. Manuel Cuchillo Caytiro

Asesor:

Mtro. Edgar Crispín Huacac Farfán



"Año de la recuperación y consolidación de la economía peruana"

CONSTANCIA DE ORIGINALIDAD N° 301-2025

La Universidad Nacional Micaela Bastidas de Apurímac, a través de la Unidad de Investigación de la Facultad de Ingeniería declara que, la Tesis intitulada: **“Aplicación del método de explotación de corte y relleno ascendente con minado selectivo por circado para la optimización de la dilución en el tajeo de la veta Carmen en la unidad minera Antak'uychi, 2025”**, presentado por el Bach. **Ronaldo Gonzales Subelete**, para optar el Título de **Ingeniero de minas**; ha sido sometido a un mecanismo de evaluación y verificación de similitud; a través del Software Turnitin, siendo el índice de similitud **ACEPTABLE de (17%)** por lo que, cumple con los criterios de originalidad establecidos por la Universidad.

Abancay, 12 de diciembre del 2025

Atentamente



UNIVERSIDAD NACIONAL MICAELA BASTIDAS
FACULTAD DE INGENIERÍA
Dr. Hernaldo Rojas Enriquez
DIRECTOR DE LA UNIDAD DE INVESTIGACIÓN
FACULTAD DE INGENIERÍA

C. c.
Archivo
REG. N° 1006

Agradecimiento

Expreso un profundo agradecimiento a la Universidad Nacional Micaela Bastidas de Apurímac, especialmente a la Escuela Académico Profesional de Ingeniería de Minas, institución que me brindó no solo formación académica, sino también un espacio de crecimiento personal y profesional durante toda mi etapa universitaria. Agradezco de manera especial a cada docente que, con dedicación y compromiso, compartió su experiencia y conocimientos, orientando mi preparación para afrontar con responsabilidad, ética y rigor los retos del ejercicio profesional en un entorno laboral cada vez más exigente.



Dedicatoria

El presente trabajo está dedicado a mis padres y hermanos, cuyo acompañamiento constante, apoyo sincero y confianza ininterrumpida sostuvieron mi proceso de formación universitaria en los momentos de mayor exigencia personal y académica. Su presencia fue un pilar fundamental para mantener la motivación necesaria y culminar uno de los objetivos más significativos de mi desarrollo profesional.



Aplicación del método de explotación de corte y relleno ascendente con minado selectivo por circado para la optimización de la dilución en el tajeo de la veta Carmen en la unidad minera

Antak'uychi, 2025

Línea de investigación: Minería, procesamiento de minerales.

Esta publicación está bajo una Licencia Creative Commons



ÍNDICE

	Pág.
INTRODUCCIÓN	1
RESUMEN	3
ABSTRACT	4
CAPÍTULO I	5
PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA	5
1.1 Descripción del problema	5
1.2 Enunciado del problema	6
1.2.1 Problema general	6
1.2.2 Problema específico	6
1.3 Justificación de la investigación	6
1.3.1 Justificación académica	6
1.3.2 Justificación productiva	7
1.3.3 Justificación metodológica	7
1.3.4 Justificación social	7
1.4 Ubicación y accesibilidad	8
1.4.1 Ubicación	8
1.4.2 Accesibilidad	9
CAPÍTULO II	10
OBJETIVOS E HIPÓTESIS	10
2.1 Objetivos de la investigación	10
2.1.1 Objetivo general	10
2.1.2 Objetivo específico	10
2.2 Hipótesis de la investigación	10
2.2.1 Hipótesis general	10
2.2.2 Hipótesis específicas	10
2.3 Operacionalización de variables	11
CAPÍTULO III	12
MARCO TEÓRICO REFERENCIAL	12
3.1 Antecedentes de la investigación	12
3.1.1 Antecedentes internacionales	12
3.1.2 Antecedentes nacionales	14
3.1.3 Antecedentes locales	17



3.2	Aspectos generales	18
3.2.1	Características climáticas	18
3.2.2	Características geológicas	21
3.3	Marco teórico	26
3.3.1	Corte y relleno ascendente convencional	26
3.3.2	Ciclos de explotación	28
3.3.3	Corte y relleno descendente convencional	33
3.3.4	Método de explotación selectivo “circado”	33
3.3.5	Perforación	38
3.4	Marco conceptual	40
CAPÍTULO IV		43
METODOLOGÍA		43
5.1	Tipo y nivel de la investigación	43
5.2	Diseño de la investigación	43
5.2.1	Población	43
5.2.2	Muestra	43
5.3	Procedimiento	44
5.4	Técnicas e instrumentos	44
5.5	Estadística de la investigación	45
CAPÍTULO V		46
RESULTADOS Y DISCUSIÓN		46
6.1	Análisis de resultados	46
6.1.1	Diseño de malla de perforación y voladura de la malla anterior	46
6.1.2	Diseño de malla propuesto	52
6.1.3	Cálculo de número de taladros	59
6.1.4	Resumen de resultados del diseño de malla	60
6.2	Resultados de la dilución del mineral con el método de explotación de corte y relleno ascendente con minado selectivo por circado	61
6.2.1	Resultados de la dilución de mineral	61
6.3	Resultados del nuevo tonelaje con el método de explotación de corte y relleno ascendente con minado selectivo por circado	65
6.3.1	Determinación del nuevo tonelaje	65
6.4	Contrastación de hipótesis tipo descriptiva	73
6.4.1	Contrastación de hipótesis general	73
6.4.2	Contrastación de hipótesis específica (1)	74
6.4.3	Contrastación de hipótesis específica (2)	75
6.4.4	Contrastación de hipótesis específica (3)	75
6.5	Discusión	77
CAPÍTULO V I		79
		2



CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES	79
7.1 Conclusiones	79
7.2 Recomendaciones	79
REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICA	81
ANEXOS	83



ÍNDICE DE TABLAS

	Pág.
Tabla 1 — Coordenadas de la unidad minera Antak'uychi	8
Tabla 2 — Acceso a la unidad minera por la ruta 01	9
Tabla 3 — Acceso a la unidad minera por la ruta 02	9
Tabla 4 — Operacionalización de variables	11
Tabla 5 — Minerales que se encuentra en la unidad minera Antak'uychi	25
Tabla 6 — Número de taladros perforados	51
Tabla 7 — Especificaciones técnicas del emulnor 1000 1" x 8"	52
Tabla 8 — Características técnicas del emulnor 1000 1" x 8"	52
Tabla 9 — Especificaciones técnicas del emulnor 3000 1" x 8"	54
Tabla 10 — Características técnicas del emulnor 3000 1" x 8"	54
Tabla 11 — Cantidad de taladros a perforar (malla actual)	58
Tabla 12 — Relación de dureza de la roca con la distancia entre taladros	59
Tabla 13 — Coeficiente o factor de roca	59
Tabla 14 — Datos hallados de la muestra	61
Tabla 15 — Resultados de la diferencia de tonelaje y dilución de mineral	63
Tabla 16 — Características de explosivo semigelatina 65%	66
Tabla 17 — Características de explosivo emulnor 1000 1" x 8"	68
Tabla 18 — Características de explosivo emulnor 3000 1" x 8"	70
Tabla 19 — Matriz de consistencia	84



ÍNDICE DE FIGURAS

	Pág.
Figura 2 — Ubicación de la unidad minera Antak'uychi	8
Figura 3 — Accesibilidad a la unidad minera Antak'uychi	9
Figura 4 — Diagrama de temperaturas máximas y mínimas (2025)	18
Figura 5 — Precipitaciones del presente año hasta el mes de agosto	19
Figura 6 — Mapa hidrológico de ríos y lagos en la U.O Antak'uychi	20
Figura 7 — Geología regional	22
Figura 8 — Perforación convencional	29
Figura 9 — Limpieza y carguío de mineral	30
Figura 10 — Preparación de los tajeos y enmaderado de los chutes a rellenar	31
Figura 11 — Método corte y relleno ascendente convencional	32
Figura 12 — Método corte y relleno descendente convencional	33
Figura 13 — Acciones básicas en la perforación rotoperusión	40
Figura 14 — Dinamita 65%” de 7/8” x 7”	47
Figura 15 — Especificaciones técnicas de explosivo	48
Figura 16 — Características técnicas del fulminante simple n° 8	48
Figura 17 — Características de la mecha de seguridad	49
Figura 18 — Diseño de malla de perforación anterior	50
Figura 19 — Modelo de perforación Emulsión 1000 1”x 8”	53
Figura 20 — Modelo de perforación Emulsión 3000 1”x 8”	55
Figura 21 — Características técnicas del fulminante simple N° 8	55
Figura 22 — Características de la mecha de seguridad	56
Figura 23 — Diseño de malla de perforación actual	57
Figura 24 — Diferencia del porcentaje de la dilución entre la antigua malla y la nueva malla	64
Figura 25 — Tonelaje de sección vs veta con la nueva malla y la malla antigua	64
Figura 26 — Diferencia entre TN sección con TN veta	64
Figura 27 — Resumen del factor de carga por tipo de explosivos	70
Figura 28 — Factor de potencia por tipo de explosivos	71
Figura 29 — Comparación de factor de carga y factor de potencia	72

Figura 30 — Preparación para la perforación en la cortada principal	86
Figura 31 — Malla de perforación	86
Figura 32 — Ventilación en la cortada principal	87
Figura 33 — Preparación de sostenimiento con cuadros de madera	87
Figura 34 — Carguío y acarreo de mineral	88
Figura 35 — Bocamina	88
Figura 36 — Plano de ubicación de la unidad minera Antak´uychi	89
Figura 37 — Plano de hidrología de la unidad minera Antak´uychi	90
Figura 38 — Plano topográfico de la unidad minera Antak´uychi	91
Figura 39 — Plano geología regional de la unidad minera Antak´uychi	92
Figura 40 — Plano de avance tajo 060 NE	93
Figura 41 — Plano en planta y perfil del proyecto	94



INTRODUCCIÓN

La minería subterránea es una actividad económica clave a nivel mundial, esencial para el suministro de minerales estratégicos que impulsan el desarrollo industrial y tecnológico. A nivel internacional, las tendencias actuales apuntan hacia la optimización de métodos de explotación que mejoren la eficiencia y sostenibilidad del proceso minero, minimizando impactos ambientales y económicos. Entre estas técnicas, el método de corte y relleno ascendente con minado selectivo por circado ha ganado relevancia por su capacidad para maximizar la recuperación del mineral y reducir la dilución, aspectos fundamentales en la explotación de vetas angostas y depósitos de alta ley.

En este contexto, la presente investigación se enfoca en la aplicación del método de explotación de corte y relleno ascendente con minado selectivo por circado en la unidad minera Antak'uychi, específicamente en el tajeo de la veta Carmen, con el objetivo de evaluar su impacto en la optimización de la dilución del mineral. Este método es ampliamente utilizado en vetas angostas y de alta ley, ya que permite una mejor selectividad en la extracción y minimiza la contaminación con material estéril.

A nivel local, la unidad minera Antak'uychi se encuentra en una fase de consolidación de sus procesos operativos, donde la optimización de la dilución en la explotación de la veta Carmen se presenta como un desafío crucial para incrementar la eficiencia productiva y la recuperación del recurso mineral. La aplicación del método de corte y relleno ascendente con minado selectivo por circado en esta unidad minera responde a la necesidad de adaptar técnicas modernas a las condiciones específicas del yacimiento, asegurando una extracción más selectiva y un manejo más eficiente del material, lo cual es fundamental para sostener la competitividad y seguridad en la zona.

Este proyecto es importante porque analizará el método de explotación de corte y relleno ascendente con minado selectivo por circado, para la optimización de la dilución en el tajeo de la veta Carmen, en la unidad minera Antak'uychi.



El principal problema de esta investigación es: ¿Cómo la aplicación del método de explotación de corte y relleno ascendente con minado selectivo por circado optimizará de dilución en el tajeo de la veta Carmen unidad minera Antak'uychi, 2025?. Este proyecto de investigación analiza la aplicación de este método de explotación, con el objetivo de aplicar el método de explotación de corte y relleno ascendente con minado selectivo por circado para la optimización de la dilución en el tajeo de la Veta Carmen, contribuyendo así a la mejora operativa y económica de la unidad minera Antak'uychi.

La estructura de esta tesis consta de cinco capítulos. Se inicia con el planteamiento del problema y su justificación. A continuación, se establecen los objetivos y la hipótesis. El tercer capítulo desarrolla el marco teórico con las referencias bibliográficas. Posteriormente, se describe la metodología empleada para abordar el problema. Para finalizar, se presentan y discuten los resultados en relación con los objetivos planteados.



RESUMEN

El presente proyecto de tesis aborda la problemática de la alta dilución en el proceso de explotación minera en el tajeo de la Veta Carmen unidad minera Antak'uychi, el problema principal radica en la incorporación excesiva de material estéril durante la extracción, lo que afecta negativamente la eficiencia operativa y la recuperación del mineral valioso. El objetivo general de la investigación es aplicar el método de explotación de corte y relleno ascendente con minado selectivo por circado para optimizar la dilución en el tajeo mencionado; La investigación es de tipo descriptivo, enfocándose en la solución práctica del problema en un contexto real, y de diseño descriptivo, centrada en la caracterización y análisis de la influencia del método de explotación en la dilución y eficiencia operativa, sin modificar las variables del proceso. Los resultados muestran una mejora significativa en el diseño de la malla de perforación, reduciendo el número total de taladros de 15 a 14, con una distribución que favorece la voladura selectiva y controlada. La dilución se optimizó notablemente, disminuyendo del 76.68% en la malla antigua a un 15.69% con la nueva malla, reflejando un incremento sustancial en la recuperación del mineral valioso. Asimismo, aunque el consumo de explosivos aumentó, con un factor de carga de 0.366 kg/m³ y un factor de potencia de 0.243 kg/ton, este incremento está justificado por una mejor fragmentación y un avance más efectivo en la explotación. En conclusión, la aplicación del método de corte y relleno ascendente con minado selectivo por circado, junto con un diseño optimizado de malla y manejo controlado del consumo de explosivos, ha permitido optimizar la dilución y mejorar la eficiencia del proceso de voladura en el tajeo de la Veta Carmen. Estos resultados evidencian la viabilidad y efectividad del método en el contexto operativo estudiado, contribuyendo a una mayor recuperación del mineral y a una operación más eficiente y segura.

Palabras clave: *Corte y relleno ascendente, diseño de malla, dilución, minado selectivo, minería subterránea.*



ABSTRACT

This This thesis project addresses the issue of high dilution in the mining extraction process at the veta Carmen stope of the Antak'uychi Mining Unit. The main problem lies in the excessive incorporation of waste rock during extraction, which negatively affects operational efficiency and the recovery of valuable ore. The general objective of the research is to apply the ascending cut-and-fill mining method with selective perimeter stoping to optimize dilution in the aforementioned stope. The study is descriptive in nature, focusing on the practical solution of the problem within a real operational context, and follows a descriptive design centered on characterizing and analyzing the influence of the mining method on dilution and operational efficiency without altering process variables. The results show a significant improvement in the drilling pattern design, reducing the total number of blast holes from 15 to 14, with a distribution that favors selective and controlled blasting. Dilution was notably optimized, decreasing from 76.68% in the previous pattern to 15.69% with the new layout, reflecting a substantial increase in the recovery of valuable ore. Although explosive consumption increased—reaching a charge factor of 0.366 kg/m³ and a powder factor of 0.243 kg/ton—this rise is justified by better rock fragmentation and more effective extraction progress. In conclusion, the implementation of the ascending cut-and-fill method with selective perimeter stoping, combined with an optimized drilling pattern and controlled explosive consumption, has made it possible to reduce dilution and improve blasting efficiency in the veta Carmen stope. These results demonstrate the feasibility and effectiveness of the method in the studied operational context, contributing to higher ore recovery and a more efficient and safer mining operation.

Keywords: *Cut and fill, mesh design, dilution, selective mining, underground mining.*



CAPÍTULO I

PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

1.1 Descripción del problema

La dilución en el tajeo de la veta Carmen es un problema crítico que impacta la economía de la unidad minera Antak'uychi. Para solucionar este problema se plantea la aplicación rigurosa del minado selectivo mediante la técnica operativa del circado, la cual se enmarca dentro del método de explotación Corte y Relleno Ascendente.

A nivel internacional, la minería subterránea enfrenta el desafío constante de optimizar la extracción de minerales reduciendo la dilución, ya que esta afecta directamente la rentabilidad de las operaciones. En países con una fuerte industria minera, como Canadá, Australia y Chile, la implementación de métodos avanzados de explotación ha permitido mejorar la recuperación del mineral y reducir costos operativos. En particular, el método de explotación de corte y relleno ascendente con minado selectivo ha demostrado ser una alternativa eficiente en vetas angostas, al proporcionar un mayor control en la extracción y minimizar la incorporación de material estéril. Estudios recientes han evidenciado que la optimización en el diseño de la malla de perforación y voladura es clave para mejorar la fragmentación y reducir pérdidas en la explotación.

En el contexto nacional, la minería subterránea representa una de las principales actividades económicas del país, siendo un motor de desarrollo y generación de empleo. Sin embargo, muchas operaciones mineras aún presentan dificultades en la implementación de metodologías eficientes para el control de la dilución. En el Perú, la sobrecarga de material estéril en las operaciones subterráneas afecta la ley del mineral y eleva los costos en procesamiento y disposición de desechos. Empresas mineras han comenzado a adoptar técnicas de minado selectivo con resultados positivos en la reducción de la dilución, pero persisten desafíos en su aplicación a nivel operativo y técnico, especialmente en unidades con geometría compleja y vetas angostas.

En el ámbito local, la unidad minera Antak'uychi enfrenta dificultades en el control de la dilución dentro del tajeo de la veta Carmen, lo que afecta la eficiencia en la recuperación



del mineral. La falta de un diseño óptimo en la malla de perforación y voladura ha generado una mayor incorporación de material estéril, impactando negativamente en la productividad y rentabilidad de la operación. Ante esta situación, surge la necesidad de aplicar el método de explotación de corte y relleno ascendente con minado selectivo, con el fin de optimizar la dilución y mejorar los indicadores operativos.

La investigación se enfocará en evaluar el impacto de esta técnica del circado, determinando su efectividad en la reducción de la dilución y en la estimación del nuevo tonelaje extraído, lo que permitirá establecer criterios técnicos para su implementación en futuras operaciones dentro de la unidad minera.

1.2 Enunciado del problema

1.2.1 Problema general

¿Cómo influye la aplicación del método de explotación de corte y relleno ascendente con minado selectivo por circado en la dilución, en el tajeo de la veta Carmen unidad minera Antak'uychi, 2025?

1.2.2 Problema específico

- ¿Cómo se realiza el diseño de malla de perforación y voladura para el método de explotación de corte y relleno ascendente con minado selectivo por circado optimizará en el tajeo de la veta Carmen unidad minera Antak'uychi, 2025?
- ¿En qué medida la dilución de mineral se reduce con el método de explotación de corte y relleno ascendente con minado selectivo por circado en el tajeo de la veta Carmen unidad minera Antak'uychi, 2025?
- ¿Cómo se determina el nuevo tonelaje con el método de explotación de corte y relleno ascendente con minado selectivo por circado en el tajeo de la veta Carmen unidad minera Antak'uychi, 2025?

1.3 Justificación de la investigación

1.3.1 Justificación académica

Desde el punto de vista académico, esta investigación contribuirá al desarrollo del conocimiento en el campo de la minería subterránea, específicamente en la aplicación del método de explotación de corte y relleno ascendente con minado

selectivo. La optimización de la dilución es un tema de gran relevancia en la ingeniería de minas, ya que impacta directamente en la recuperación y rentabilidad de los yacimientos. Este estudio permitirá ampliar el marco teórico y metodológico sobre el diseño de malla de perforación y voladura, proporcionando información técnica que podrá ser utilizada en futuras investigaciones y en la formación de nuevos profesionales en el sector minero.

1.3.2 Justificación productiva

Desde una perspectiva productiva, la reducción de la dilución del mineral es un factor clave para mejorar la eficiencia operativa y económica en la unidad minera Antak'uychi. Al implementar un diseño adecuado de perforación y voladura, se espera minimizar la incorporación de material estéril, optimizando así los costos de procesamiento y aumentando la calidad del mineral extraído. La investigación busca generar un modelo técnico aplicable que pueda ser replicado en otras operaciones mineras con características similares, contribuyendo a la mejora continua de los procesos extractivos.

1.3.3 Justificación metodológica

En cuanto a la obtención del título profesional, esta investigación es un requisito fundamental para la culminación de la formación académica en ingeniería de minas. A través de este estudio, se desarrollarán habilidades analíticas, técnicas y metodológicas que permitirán consolidar los conocimientos adquiridos durante la carrera. Además, la realización de esta investigación fortalecerá las competencias del investigador en el diseño y evaluación de metodologías mineras eficientes, lo que facilitará su inserción en el ámbito laboral y su desempeño profesional en la industria minera.

1.3.4 Justificación social

Desde el enfoque social, esta investigación aporta al desarrollo sostenible de la actividad minera al optimizar el aprovechamiento del mineral y reducir el impacto ambiental derivado de la dilución. La reducción de material estéril en el procesamiento disminuye la generación de residuos y el consumo de insumos, contribuyendo a una minería más eficiente y responsable. Además, al mejorar la productividad de la unidad minera, se promueve la estabilidad laboral y económica



de los trabajadores y comunidades aledañas, fortaleciendo el desarrollo regional y la sostenibilidad del sector minero.

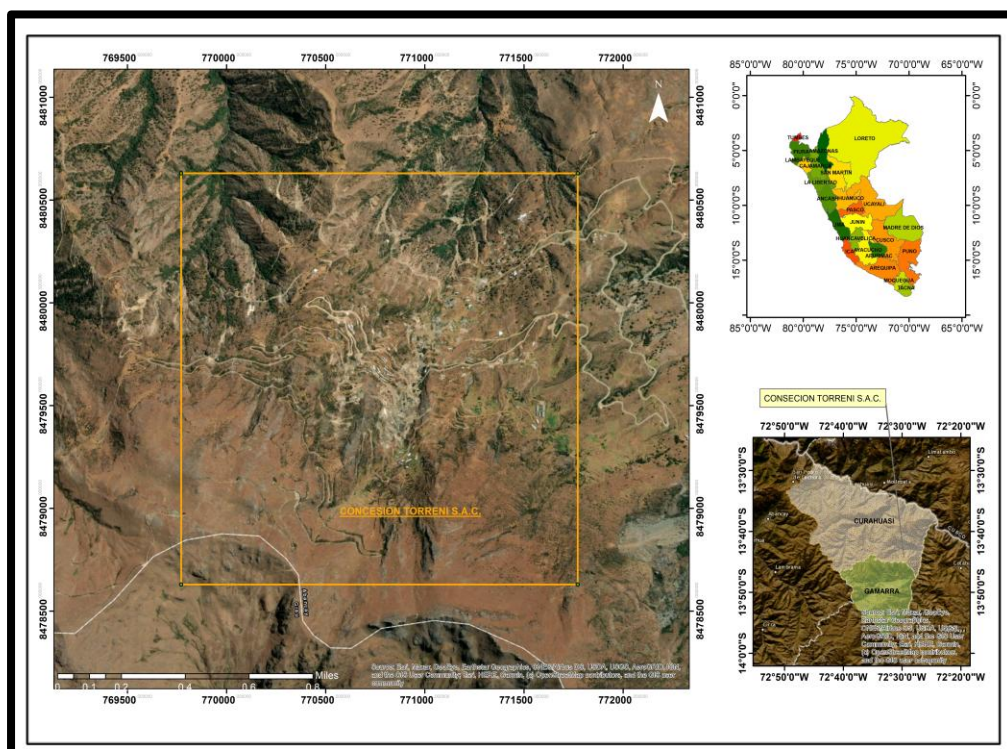
1.4 Ubicación y accesibilidad

1.4.1 Ubicación

La unidad minera ANTAK'UYCHI está localizada en el sector K'UYCHI, de la comunidad campesina de Vilcabamba, distrito de Curahuasi, Provincia de Abancay, departamento de Apurímac.

Tabla 1 — Coordenadas de la unidad minera Antak'uychi

Coordenadas geográficas	Coordenadas UTM	Cota	Datum
Longitud Oeste: 72° 29' 41.70''w	Este: 770903	3900	WGS 84
Latitud Sur: 13° 44' 28.42'' s	Norte: 8479485	3900	WGS84
FUENTE: Empresa minera Reydomin Ch. E.I.R.L, 2024			



FUENTE: Elaboración propia.

Figura 1 — Ubicación de la unidad minera Antak'uychi

1.4.2 Accesibilidad

Tabla 2 — Acceso a la unidad minera por la ruta 01

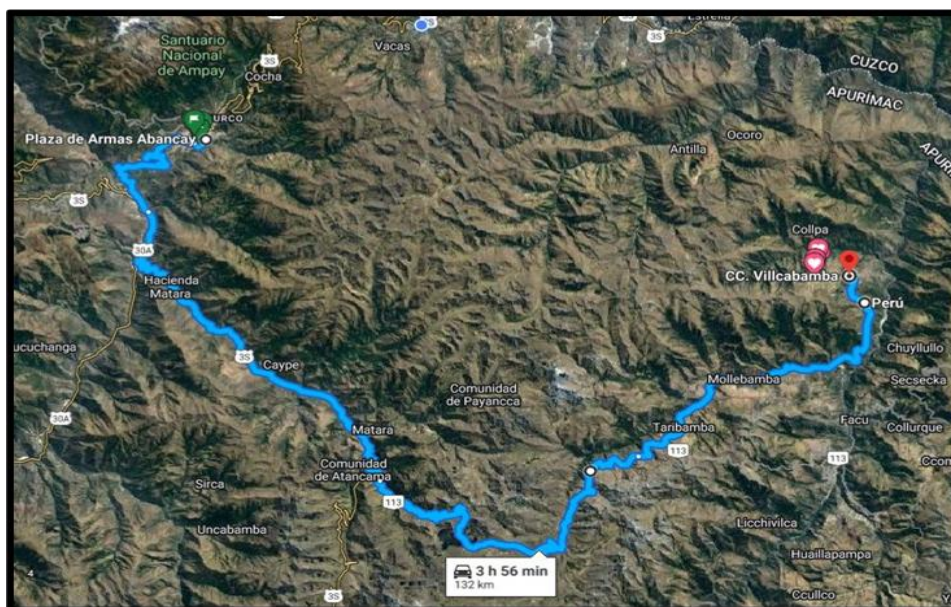
Ruta 1	Distancia	Tiempo	Descripción
Abancay - Lambrama	58 km	1 h 30 min	Carretera asfaltada
Lambrama desvió Palpacachi - Vilcabamba	70 km	2 h 15 min	Afirmada
Vilcabamba–U.M. Antak’uychi	15 km	35 min	Afirmada

FUENTE: Elaboración propia.

Tabla 3 — Acceso a la unidad minera por la ruta 02

Ruta 2	Distancia	Tiempo	Descripción
Abancay - Curahuasi	69 km	1 h 40 min	Carretera asfaltada
Curahuasi - Ccollpa	100 km	4 h 15 min	Afirmada
Ccollpa – Vilcabamba U.M Antak’uychi	40 km	1h 10 min	Afirmada

FUENTE: Elaboración propia.



FUENTE: Elaboración propia.

Figura 2 — Accesibilidad a la unidad minera Antak’uychi



CAPÍTULO II

OBJETIVOS E HIPÓTESIS

2.1 Objetivos de la investigación

2.1.1 Objetivo general

Aplicar el método de explotación de corte y relleno ascendente con minado selectivo por circado en la dilución en el tajeo de la veta Carmen unidad minera Antak'uychi, 2025.

2.1.2 Objetivo específico

- Realizar el diseño de malla de perforación y voladura para el método de explotación de corte y relleno ascendente con minado selectivo por circado para la optimización de la dilución en el tajeo de la veta Carmen unidad minera Antak'uychi, 2025.
- Reducir la dilución de mineral con el método de explotación de corte y relleno ascendente con minado selectivo por circado en el tajeo de la veta Carmen unidad minera Antak'uychi, 2025.
- Determinar el nuevo tonelaje con el método de explotación de corte y relleno ascendente con minado selectivo por circado en el tajeo de la veta Carmen unidad minera Antak'uychi, 2025.

2.2 Hipótesis de la investigación

2.2.1 Hipótesis general

La aplicación del método de explotación de corte y relleno ascendente con minado selectivo por circado reducirá significativamente la dilución en el tajeo de la veta Carmen unidad minera Antak'uychi, 2025.

2.2.2 Hipótesis específicas

- El diseño de malla de perforación y voladura para el método de explotación de corte y relleno ascendente con minado selectivo por circado optimizará



significativamente la dilución en el tajeo de la veta Carmen unidad minera Antak'uychi, 2025.

- La implementación del método de explotación de corte y relleno ascendente con minado selectivo por circado reducirá significativamente la dilución del mineral en el tajeo de la veta Carmen unidad minera Antak'uychi, 2025.
- La aplicación del método de explotación de corte y relleno ascendente con minado selectivo por circado permitirá incrementar significativamente el tonelaje extraído en el tajeo de la veta Carmen unidad minera Antak'uychi, 2025.

2.3 Operacionalización de variables

Tabla 4 — Operacionalización de variables

Variable	Dimensiones	Indicadores	Índice
Variable independiente Método de Explotación de Corte y Relleno Ascendente con minado selectivo por circado.	Condiciones geomecánicas	Índice de calidad de la Roca	RQD
	Diseño de mallas de perforación	Malla de perforación por frente	Número de taladros
	Voladura selectiva (circado)	Precisión en el carguío de explosivos	Cantidad de explosivos (kg)
Variable dependiente Optimización de la dilución.	Dilución operacional total	Porcentaje de dilución por corte	% Dilución
	Recuperación y calidad del mineral	Recuperación del mineral por corte	% Recuperación
	Incremento de tonelaje extraído en el tajeo.	Incremento del tonelaje extraído	TM TC



CAPÍTULO III

MARCO TEÓRICO REFERENCIAL

3.1 Antecedentes de la investigación

3.1.1 Antecedentes internacionales

a) El estudio de Adoko y Alipov (2020), presentado en el 54th U.S. Rock Mechanics/Geomechanics Symposium y publicado bajo el título “Influence of Stope Geometry on Sloughing and Dilution in Open Stope Mining”, analiza de manera detallada cómo la forma irregular de los taludes puede incrementar el desprendimiento de material y, por consiguiente, la dilución. Para ello, los autores elaboraron una base de datos completa que integraba información geotécnica y parámetros de diseño de una mina local en Kazajistán. Con base en esta información, clasificaron los rebajes en tres grupos según su grado de irregularidad geométrica: simple, semicompleja y compleja. En una primera etapa, realizaron modelaciones numéricas que evidenciaron que los rebajes con geometría compleja mostraban mayores niveles de desprendimiento y dilución, asociados a variaciones en el factor de resistencia y en los estados de tensión. Luego, aplicaron el Sistema de Ingeniería de Rocas (RES) para determinar el índice de dilución (DI) correspondiente a cada categoría. Los resultados reflejaron que el tipo de geometría influía de forma significativa en dicho índice.

Además, calcularon los números de estabilidad para todos los rebajes e incorporaron esta información en un gráfico comparativo. Tanto las gráficas del índice de dilución como las del número de estabilidad mostraron correlaciones consistentes entre las distintas categorías. Esto permitió concluir que el DI no solo cuantifica el efecto de la irregularidad geométrica de los taludes, sino que también constituye una herramienta útil para evaluar la dilución de manera más precisa.

b) Según Addellaw et al. (2020), en su artículo presentado en Geotechnical and Geological Engineering titulado “Factors influencing stope hanging wall stability and ore dilution in narrow-vein deposits”, el método de rebaje a cielo



abierto es ampliamente utilizado en muchas minas canadienses para la explotación de yacimientos delgados y tabulares. Este método se adopta como alternativa cuando la dilución del mineral —es decir, la mezcla indeseada con roca estéril— representa un problema y cuando las condiciones geomecánicas permiten trabajar con una roca lo suficientemente competente. La dilución y la inestabilidad de la pared colgante pueden incrementar de manera considerable los costos de operación, ya que reducen la ley del mineral y obligan a mover mayores volúmenes de material hacia la planta.

Entre los diversos factores que influyen en la dilución y en la estabilidad del rebaje, el estudio se centra en analizar los regímenes de tensión y la profundidad de socavamiento de la galería de acceso. Para ello, se empleó el criterio elastoplástico de Mohr-Coulomb y se realizaron modelaciones con el software RS2D. La estabilidad se evaluó considerando la profundidad de las zonas de relajación en el centro del rebaje, la extensión de las áreas de fluencia o fallo y los contornos de deformación.

Los resultados mostraron que la estabilidad de la pared colgante disminuye de forma significativa a medida que aumentan los regímenes de tensión in situ y la profundidad del socavamiento. Asimismo, se observó que tanto la profundidad de las zonas de relajación como la extensión de las áreas de fluencia crecen bajo estas mismas condiciones. Sin embargo, los autores señalan que la profundidad del socavamiento no influye directamente en el comportamiento de las deformaciones, ya que estas dependen principalmente de los cambios en la relación de tensiones in situ.

- c) Según Perez (2015), en su tesis presentada en la Universidad de Chile bajo el título “Dilución operacional en mina El Soldado”, uno de los desafíos más relevantes en la industria minera es estimar adecuadamente la dilución operativa, dado que esta repercute directamente en la rentabilidad y suele traducirse en ingresos menores a los previstos. La dilución se origina por múltiples causas, entre ellas las propiedades geológicas y geomecánicas del macizo rocoso, la selección del equipo de operación, la altura de los bancos en minería a cielo abierto y la inclinación del yacimiento, que condiciona el comportamiento del material tras la voladura. También influyen estructuras internas de la mina —



como fallas, cuñas o cavidades— además de la experiencia y habilidad del personal que opera la maquinaria.

El propósito central del estudio es identificar los factores que generan dilución en la mina El Soldado, cuantificar su incidencia y evaluar alternativas que permitan reducirla. Además, el autor busca comprender las dificultades propias de una operación a cielo abierto, donde son frecuentes situaciones como zonas con poco mineral, cuerpos mineralizados aislados, presencia de cuñas y problemas económicos previstos para los años siguientes.

La metodología utilizada incluye la presentación del problema, la revisión del desempeño operativo de la mina, el análisis bibliográfico, la identificación de los puntos críticos donde se produce dilución y una evaluación económica detallada. Entre los factores considerados destacan el modelo geológico, la delimitación de polígonos de extracción, los parámetros de tronadura, los métodos de carguío, la selectividad de los equipos, la presencia de caserones rellenos, los errores en el muestreo geológico y las condiciones de caminos y rampas, junto con las prácticas operacionales en general.

En cuanto a los resultados, para la dilución planificada (5%), la mayor contribución proviene de la definición de polígonos de extracción (40%) y del modelo geológico (60%). En la dilución operativa (5%), los principales aportantes corresponden a la tronadura (29%), el método de carguío (31%), la selectividad de equipos (10%), los caserones rellenos (9%), el muestreo geológico (11%), los caminos (3%) y las prácticas operativas (7%). El estudio concluye que, si la operación logra reducir la dilución total al 5%, sería posible obtener beneficios económicos del orden de 9,25 millones de dólares.

3.1.2 Antecedentes nacionales

- a) En su trabajo de tesis titulado “Mejoramiento del método de explotación de corte y relleno ascendente para incrementar la producción en Mina Julcani de la Compañía de Minas Buenaventura S.A.A.” tiene como resultados que, En la mina Cobriza 15 de Minera Invemin E.I.R.L., la explotación de las reservas minerales de vetas angostas auríferas se lleva a cabo utilizando el método de corte y relleno, específicamente con su variante circado, un enfoque que permite



una extracción más eficiente y controlada del mineral. La selección de este método se fundamenta en la ley de oro de 0.60 onzas por tonelada, lo que justifica la necesidad de minimizar la dilución y maximizar la recuperación del material valioso. Además, las condiciones geomecánicas del yacimiento, con un Rock Mass Rating (RMR) entre 41 y 60, clasifican la roca dentro de los tipos III A y III B, lo que indica una estabilidad moderada y la necesidad de un adecuado sostenimiento para garantizar la seguridad de la operación. La aplicación del método de circado no solo mejora la selectividad en la voladura, separando con mayor precisión el mineral del desmonte, sino que también contribuye a optimizar los costos operativos y reducir los riesgos geotécnicos asociados a la explotación de vetas angostas (Basurto, 2021).

- b) En su tesis titulada “Minado selectivo para explotar vetas angostas de oro en la Minera Marsa S.A. Pataz – Región la Libertad”, concluye que La implementación del método de explotación selectivo en la minera MARSa ha generado una reducción significativa en la dilución, pasando de un promedio del 75 % a solo un 8 % en la explotación de las vetas auríferas. Este resultado demuestra la efectividad del método selectivo en la optimización de la recuperación del mineral, al permitir una extracción más precisa, reduciendo la contaminación del material valioso con estéril y mejorando la rentabilidad del proceso. La disminución de la dilución no solo optimiza la calidad del mineral enviado a planta, sino que también reduce costos operativos al minimizar el procesamiento de material no rentable. Además, este enfoque contribuye a mejorar la seguridad en la operación, ya que permite un mejor control geotécnico de las labores mineras (Arteaga, 2021).
- c) En la tesis que titula “Explotación de vetas angostas con métodos de circado - corte y relleno ascendente para mejorar productividad - Unidad minera Virgen de Chapi 87 de Ica S.A.C. – 2019”, concluye que, la explotación de vetas angostas mediante el método de circado en corte y relleno ascendente ha demostrado ser una estrategia eficiente para mejorar la productividad en la unidad minera Virgen de Chapi 87 de Ica S.A.C. Este método permite una extracción selectiva del mineral, reduciendo la dilución y optimizando la recuperación del material valioso, lo que se traduce en un mayor rendimiento operativo y una mejor rentabilidad del proceso. Además, al tratarse de un enfoque que integra sostenimiento progresivo con relleno, se mejora la



estabilidad de las labores mineras, reduciendo los riesgos geotécnicos y garantizando condiciones de trabajo más seguras. La aplicación del método de circado también permite una mejor planificación de la perforación y voladura, optimizando el consumo de explosivos y minimizando el impacto ambiental.

Como resultado, la unidad minera Virgen de Chapi 87 ha logrado un incremento en su eficiencia productiva, asegurando una explotación sostenible y técnicamente viable de sus vetas angostas (Acosta, 2019).

- d) En su tesis concluye que los trabajos de preparación y desarrollo del tajeo 5141 – SN en la veta Escondida se llevarán a cabo en diversas etapas estratégicas para optimizar la extracción del mineral. En primer lugar, se trabajará en la galería principal del nivel 120, la cual tendrá un tramo de 50 metros con una sección de 2.1 x 2.2 metros. Para la delimitación de los bloques mineralizados, se ha diseñado una chimenea de doble compartimiento, ubicada en tres puntos clave: inicio, centro y final de cada bloque, con tramos de 60 metros que conectarán con la galería superior del nivel 60, cuya sección será de 2.60 x 1.0 metros. Posteriormente, se procederá con el subnivel en avance, dejando un puente de 3 metros y abarcando un tramo de 40 metros en ambas alas, con una sección de 1.80 x 1.0 metros. Durante la fase de explotación del tajeo 5141 – SN, se llevará a cabo la extracción del mineral en las alas sur y norte, utilizando un corte de 20 metros con una sección de 0.3 x 4 metros, aplicando el circado de mineral para mejorar la selectividad del proceso. La perforación se ejecutará con barras de 6 pies en todas las labores, asegurando una fragmentación óptima del material y garantizando una extracción eficiente y controlada (Arroyo y otros, 2023).
- e) En su tesis titulada “Aplicación del método de explotación corte y relleno ascendente semimecanizado para mejorar la productividad en la veta Ximena en los niveles 18 y 19 en la E.C.M. Gestión Minera Integral S. A. C. Compañía Minera Alpayana” concluye que con la aplicación del método de explotación de corte y relleno ascendente semimecanizado en la explotación de los tajeos de la zona Ximena ha generado una mejora significativa en la producción minera, evidenciando una optimización en la eficiencia operativa y en el rendimiento de la extracción. En comparación con el método convencional, que permitía una producción de 2,450 toneladas métricas por mes (TM/mes), la implementación del nuevo método ha logrado incrementar este volumen a 5,400 TM/mes, lo que



representa un aumento del 44 %. Este resultado demuestra que el uso de técnicas semimecanizadas en la minería subterránea no solo permite mejorar la productividad, sino que también optimiza los tiempos de operación, reduce la exposición de los trabajadores a riesgos asociados y favorece una mejor recuperación del mineral, haciendo que el proceso de explotación sea más eficiente y rentable (Matos, 2022).

- f) En su trabajo de tesis que titula “Estudio del Método de Circado para la Explotación de Vetas Angostas en la Mina Nueva Esperanza Nivel II – Algamarca” concluye en La descripción de las operaciones unitarias de perforación y voladura en el método de circado es un aspecto fundamental en la minería subterránea, especialmente en la explotación de vetas angostas, donde la precisión y el control en la fragmentación del material son esenciales para optimizar la recuperación del mineral y minimizar la dilución. La clave para llevar a cabo una voladura eficiente radica en la correcta adaptación del proceso al método de explotación seleccionado, para lo cual se ha utilizado la metodología de Nicholas, que permite evaluar las condiciones geotécnicas y operativas del yacimiento, asegurando un diseño adecuado de los taladros y la secuencia de detonación. En este sentido, la aplicación del método de circado ha sido determinante para establecer la distribución óptima de los taladros, permitiendo diferenciar con precisión el material estéril (desmonte) del mineral. Esta diferenciación es esencial, ya que posibilita una voladura selectiva, maximizando la recuperación del mineral y reduciendo la incorporación de material estéril en el proceso de beneficio. Por esta razón, el correcto desarrollo de la perforación y voladura en esta etapa se considera un factor crítico para la eficiencia y rentabilidad de la explotación minera en vetas de dimensiones reducidas (De la cruz y otros, 2020).

3.1.3 Antecedentes locales

Como antecedentes locales no se ha encontrado tesis relacionados a la dilución y el método de circado.



3.2 Aspectos generales

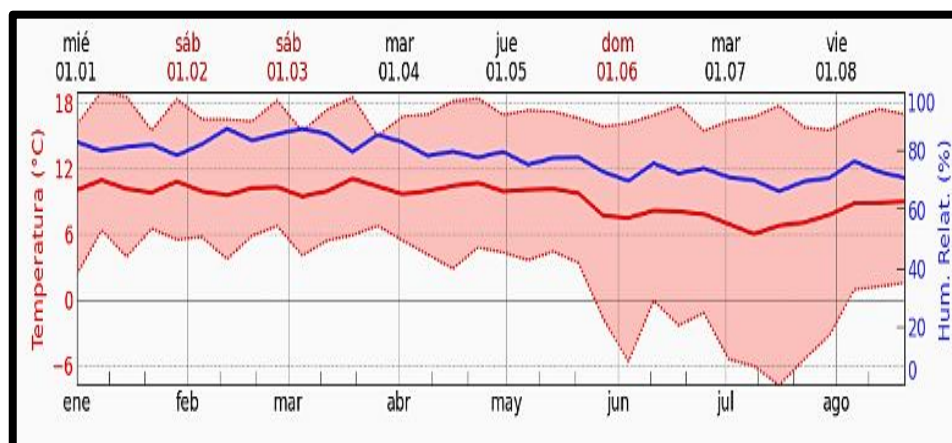
3.2.1 Características climáticas

- **Clima**

El clima de Curahuasi, cerca de Abancay, es un clima templado y cálido, con temperaturas medias anuales que rondan los 15-23.8 °C. Se caracteriza por tener una estación seca y despejada entre mayo y septiembre, y una estación nublada y más húmeda entre septiembre y mayo, con un máximo de lluvias en enero.

- **Temperatura**

El diagrama de temperaturas máximas y mínimas del distrito de Curahuasi permite observar, de manera directa, cuántos días de cada mes se registran valores térmicos elevados o bajos, ofreciendo una visión concreta del comportamiento del clima a lo largo del año y facilitando la comprensión de sus variaciones estacionales.



NOTA

Datos históricos simulados del clima y las condiciones meteorológicas en Curahuasi.

FUENTE: meteoblue, 2025

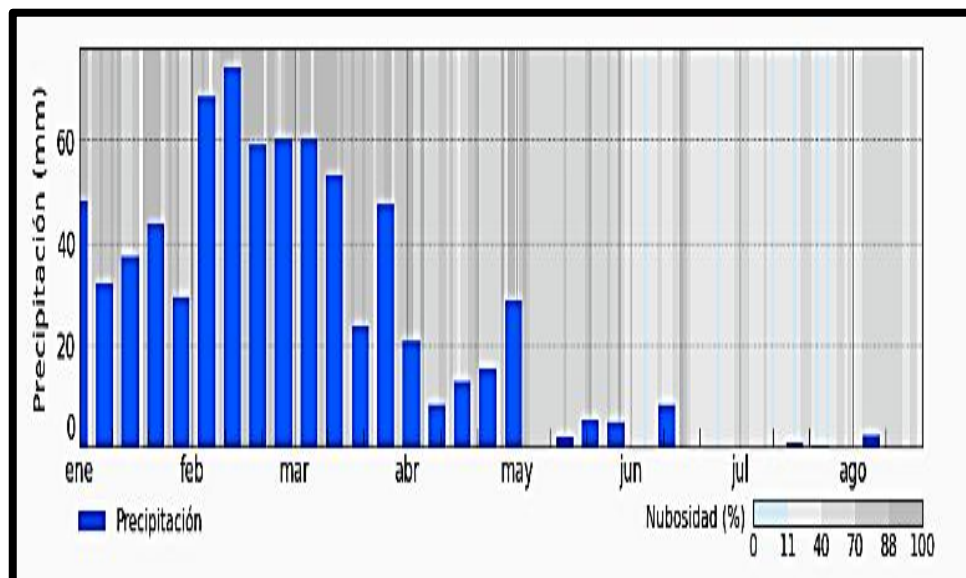
Figura 3 — Diagrama de temperaturas máximas y mínimas (2025)

- **Precipitaciones**

En relación con las precipitaciones, se observa que durante los meses de diciembre a abril se presentan lluvias intensas frecuentemente acompañadas de actividad eléctrica, periodo que coincide con la temporada invernal. Estas



condiciones climáticas se repiten cada año y caracterizan una etapa de mayor inestabilidad atmosférica en la región.



NOTA

Datos históricos simulados del clima y las condiciones meteorológicas en Curahuasi.

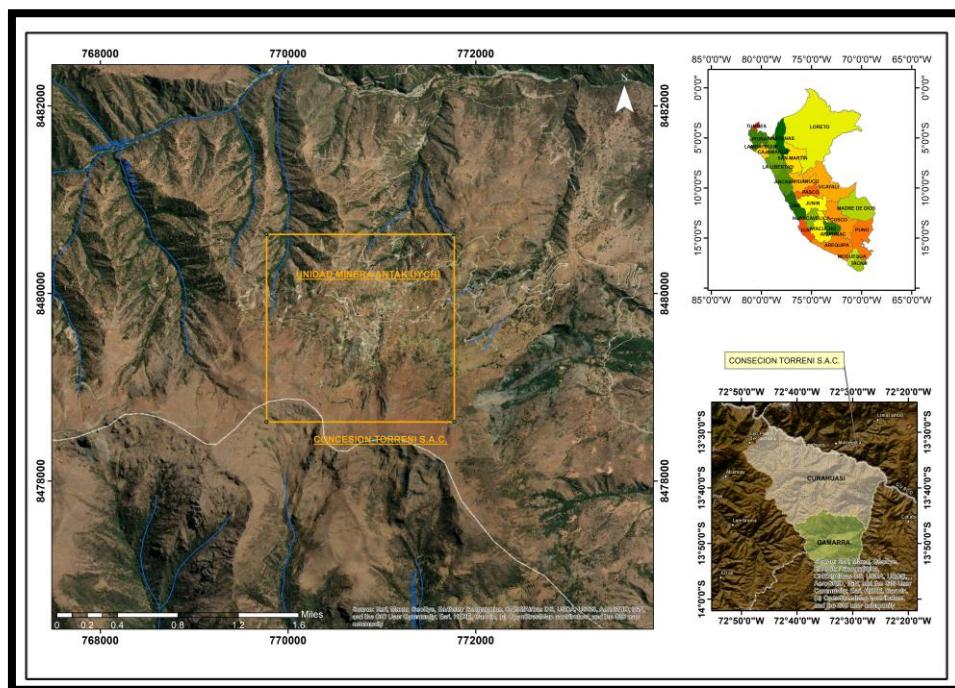
FUENTE: meteoblue, 2025

Figura 4 — Precipitaciones del presente año hasta el mes de agosto

- **Hídrico**

El recurso del agua es abundante por la zona, durante todo el año fluye en forma constante al río Vilca bamba y al río de Collpa, con variaciones de caudal de río en épocas de verano; el río principal es el río Vilcabamba, a este río desemboca el río Sarconta que está ubicado al lado de la comunidad Mollebamba y la comunidad de Utaparo, la unidad operativa cuenta con agua obtenida de manantiales ubicada en el sector Cuychi Parte Alta, perteneciente a la comunidad de Vilcabamba.





FUENTE: Elaboración propia.

Figura 5 — Mapa hidrológico de ríos y lagos en la U.O Antak'uychi

- **Flora**

La flora de esta región es característica de los Andes, abarcando distintos tipos de ecosistemas que comprenden desde la puna hasta zonas de arbustos. Predominan las combinaciones de gramíneas y vegetación herbácea. La vegetación nativa se compone en su mayor parte por gramíneas dispersas, denominadas "ichu", que crean vastas áreas de praderas en la puna, junto a algunos arbustos aislados como la chachacoma, retama entre otros.

- **Fauna**

En la región, se identifican tanto mamíferos silvestres como domésticos, destacándose especies como el zorro andino (*Lycalopex culpaeus*) y la viscacha, ambos con una distribución extensa en el área. Además, se encuentran otras especies de mamíferos y aves, como el venado y la perdiz, entre otras, que también contribuyen a la biodiversidad local.

3.2.2 Características geológicas

3.2.2.1 Geología regional

La Unidad Operativa “ANTAK’UYCHI” se localiza en batolito de Andahuaylas – Yauri donde se encuentran los yacimientos de pórfidos de Cu, Mo-Au (Antapacay, Cotabambas, Trapiche, Chancas, etc.), skarns de Cu (Tintaya, las Bambas, Corocohuayco, quechuas, etc.) y oro (Cochasayhuas, Virundo, Utuparo, etc.). Estos yacimientos se encuentran en rocas sedimentarias.

En este lugar, surgen rocas granodioríticas con un bajo grado de metamorfismo y dioritas de grano medio que invaden secuencias de areniscas grises y calizas, generando pequeños skarn con abundante granate y magnetita junto con calcopirita y puntos de bornita. Aparentemente, la mineralización continúa hacia el noreste, hacia las zonas más altas (Moroco, 2003).



3.2.2.2 Geología local

Dentro del área de influencia de la Unidad Operativa “ANTAK’UYCHI” se encuentran las siguientes unidades geológicas:

- a) **Formación labra (Js-la).** La formación de labra carece de contacto progresivo y se desvía de la formación gramadal. Está compuesto por areniscas grises y blanquecinas con limoarcillitas gris oscuras a negras entre ellas. Las areniscas tienen bancos de hasta un metro de largo y son de grano fino a grueso, con laminaciones oblicuas, curvas, planas y horizontales. El grosor de la unidad varía, puede alcanzar hasta 300 m hacia el sur y no pasa 100 m hacia el norte donde se adelgaza (Moroco, 2003).

- b) **Formación Hualhuani (Ki-hu).** En términos litológicos, se caracteriza por una alternancia monótona de areniscas cuarzosas blancas y grises de grano fino a medio, con estratificación cruzada. Forma bancos gruesos y medianos, a veces intercaladas con niveles delgados de limoarcillitas negras carbonosas. Descansa de manera coherente sobre la educación gramadal e infrayace de manera similar a la educación murco (Moroco, 2003).

- c) **Formación gramadal (Js-gr).** La formación gramadal está en línea con la formación labra y la formación huanuá. Contiene bancos de areniscas y calizas negras y grises y limoarcillitas laminadas de coloraciones negras, grises y verdes. Las areniscas son cuarzosas, de color gris a blanco, de grano fino a medio (Moroco, 2003).

- d) **Depósitos aluviales (Qh-al).** Los depósitos descritos corresponden a conos aluviales y algunas terrazas, los cuales se encuentran principalmente en las áreas cercanas a la desembocadura de las quebradas principales, en las zonas adyacentes a los valles fluviales. Estos depósitos están formados por bloques grandes de rocas y gravas, que tienen formas que varían entre subangulares y subredondeadas, y están rodeados por una mezcla de arena y limo (Moroco, 2003).



3.2.2.3 Geología estructural

En el área del cuadrángulo de Abancay (28-q), la mayoría de las estructuras geológicas se orientan en dirección este-oeste. En esta región se encuentran dos dispositivos paleogeográficos del Mesozoico, los cuales están separados por sistemas de fallas que siguen una dirección principalmente este-oeste y con orientación secundaria entre oeste-noroeste y este-sureste. En esta actualización geológica, se han identificado nuevas estructuras, especialmente fallas, que ayudan a explicar el comportamiento tectónico observado en la zona. A continuación, se realiza una descripción de las principales estructuras geológicas basadas en el mapa geológico actual (Moroco, 2003).

El área de estudio de acuerdo a las intensidades de deformación que presentan las unidades lito estratigráficas por efectos tectónicos, se encuentra en las siguientes zonas y fallas:

- **Falla Abancay - Curahuasi**

Esta estructura geológica se encuentra al norte del cuadrángulo de Abancay, atravesando las áreas I y II. Es una falla de tipo inverso que se extiende hacia el norte, con una dirección este-oeste hasta llegar a la zona de Sayhuite, y luego cambia a una dirección noroeste-sureste en el área de Abancay. Esta falla conecta la Formación Socosani con el Grupo Yura, al mismo tiempo que pone en contacto las formaciones Maras y Arcurquina. En la región de Sayhuite, la falla provoca que se repitan ciertas secuencias de la Formación Socosani (Moroco, 2003).

- **Pliegues**

En el cuadrángulo de Abancay, se ha identificado que los sistemas de pliegues siguen principalmente una dirección este-oeste, aunque también se observan, en menor medida, pliegues orientados de noreste a suroeste.

En el extremo sureste de la zona de estudio, se observa un sistema de pliegues cuya orientación predominante ha influido en las formaciones geológicas de Labra, Hualhuani, Murco y Arcurquina (Moroco, 2003).



3.2.2.4 Geología económica

En las cercanías de la Unidad Operativa "ANTAK'UYCHI", se presentan estructuras de sulfuro de cobre con presencia de vetas, vetillas y afloramiento de zonas mineralizadas conocidas como malaquita. Los yacimientos minerales son del tipo Skarn, en algunas formaciones geológicas, pueden desarrollarse depósitos de mineral que se extienden a lo largo de estructuras planas, como capas de roca, fisuras o fallas. Sin embargo, estos depósitos de mineralizados a menudo terminan de manera abrupta debido a la presencia de ciertas estructuras geológicas, lo que dificulta su distribución dentro de la zona de contacto. En la cordillera interandina, que está vinculada a rocas sedimentarias del Mesozoico, también se encuentran yacimientos de skarn, aunque de menor tamaño, que podrían ser aprovechados en actividades de minería a pequeña escala (Moroco, 2003).

3.2.2.5 Mineralización

En esta área se encuentran formaciones rocosas que incluyen diques de aplita y andesita, acompañados de fragmentos de otras rocas, conocidos como xenolitos. La asociación mineral predominante está compuesta principalmente por pirita y calcopirita, aunque también se encuentran minerales como bornita y calcosina. En la superficie de la roca, es posible observar carbonatos como malaquita y azurita. El mineral principal que se extrae es la calcopirita, con concentraciones de cobre que varían entre un 1% y un 4.5%, siendo el contenido promedio de cobre aproximadamente del 2.5%.

Tabla 5 — Minerales que se encuentra en la unidad minera Antak'uychi

Minerales de mena	Símbolo
Calcopirita	CuFeS
Bornita	Cu ₅ FeS ₄
Covelina	Cu+4Cu ₂ +2(S ₂)2S ₂
Calcosina	Cu ₂ S
Azurita	Cu ₃ (CO ₃) ₂ (OH) ₂
Minerales de ganga	

Calcita	CaCO ₃
Granate	X ₃ Y ₂ (SiO ₄) ₃
Cuarzo	SiO ₂
FUENTE: Unidad minera Antak'uychi, 2024	

3.3 Marco teórico

3.3.1 Corte y relleno ascendente convencional

El método de corte y relleno ascendente convencional se desarrolla a partir de la galería, dejando un puente de mineral, y avanzando en dirección ascendente. La limpieza del mineral fragmentado se realiza mediante winches eléctricos, los cuales transportan el material hasta las chimeneas, donde se efectúa el chuteo a través de tolvas. Este método consiste en la extracción del mineral mediante rebanadas horizontales, iniciando desde el fondo del tajeo previamente preparado para la explotación. Luego de la voladura, el mineral fragmentado se extrae en su totalidad, dejando un vacío que posteriormente se rellena con material no económico, permitiendo el soporte de las cajas del tajeo explotado. Dependiendo de las condiciones geotécnicas y operativas, el relleno puede ser hidráulico, el cual, en algunos casos, se mezcla con cemento para proporcionar una mayor resistencia y estabilidad, asegurando así un mejor soporte estructural en la mina (Ortiz y otros, 2016).

3.3.1.1 Condiciones de diseño

Para que un yacimiento pueda ser explotado mediante el método de corte y relleno ascendente, debe cumplir con ciertos requerimientos geotécnicos y operativos. En primer lugar, es fundamental que el buzamiento del yacimiento sea alto, lo que facilita la movilidad del mineral fragmentado y el relleno. Además, las cajas del yacimiento deben estar conformadas por rocas de competencia media o regular, asegurando la estabilidad estructural durante la explotación. Asimismo, el mineral debe ser económicamente rentable, es decir, su ley y volumen deben justificar la aplicación del método. Finalmente, se requiere que existan cantidades adecuadas de material de relleno, ya que este es un componente esencial para garantizar la seguridad y continuidad de las operaciones mineras (Acosta, 2019).

3.3.1.2 Labores de desarrollo

- Se debe desarrollar una galería de transporte que recorra toda la estructura mineralizada, sirviendo como el nivel principal de extracción y acceso.
- Es fundamental delimitar los tajeos mediante la ejecución de chimeneas de extracción o con camino, permitiendo el correcto flujo del material fragmentado y facilitando el acceso a los frentes de explotación.
- Los tajeos deben ubicarse a una altura que varía entre 5 a 12 metros sobre la galería de transporte, asegurando la eficiencia en la extracción del mineral y la estabilidad del macizo rocoso.

3.3.1.3 Labores de preparación

Las labores de preparación son fundamentales en la implementación del método de corte y relleno ascendente, ya que permiten acondicionar los tajeos antes de su explotación. Su objetivo principal es garantizar un acceso eficiente al mineral, optimizando los procesos de extracción y reduciendo los costos operacionales. Estas labores incluyen la construcción de galerías, chimeneas y subniveles, que facilitan la fragmentación y el transporte del mineral hacia los puntos de extracción. Además, una adecuada planificación en esta etapa contribuye a minimizar la dilución y maximizar la recuperación del mineral, asegurando así un mayor beneficio económico para la operación minera.

3.3.1.4 Galería de base

La galería de base desempeña un papel crucial en la explotación de vetas mediante el método de corte y relleno ascendente, ya que permite el acceso a la zona mineralizada y facilita el desarrollo de las operaciones mineras. Su ubicación debe ser cuidadosamente determinada, considerando factores como la geometría de la veta, las condiciones geomecánicas del macizo rocoso y la estabilidad de las cajas.



Dependiendo del espesor o potencia de la veta, la galería de base puede situarse directamente dentro de la estructura mineralizada o, en ciertos casos, fuera de ella, posicionándose en la caja de piso. La elección de su ubicación es fundamental, ya que una mala planificación puede dificultar el acceso al mineral, incrementar los costos operativos y comprometer la seguridad del personal y la estabilidad de la excavación.

3.3.1.5 Ore pass o echadero

El ore pass o echadero es una infraestructura esencial en la explotación subterránea, ya que permite el almacenamiento temporal del mineral fragmentado antes de su traslado a la superficie o a los niveles de acarreo. Para su correcto funcionamiento, es necesario construir tolvas que faciliten la acumulación y descarga controlada del material, optimizando así el proceso de extracción y transporte.

El diseño de los ores pass debe considerar la capacidad de almacenamiento, la estabilidad estructural y la facilidad de acceso para el carguío y evacuación del mineral. Además, su ubicación debe estar estratégicamente planificada para reducir los tiempos de traslado y minimizar costos operacionales. Una gestión eficiente de los ore pass contribuye significativamente a la continuidad del ciclo de producción y a la seguridad en la operación minera.

3.3.2 Ciclos de explotación

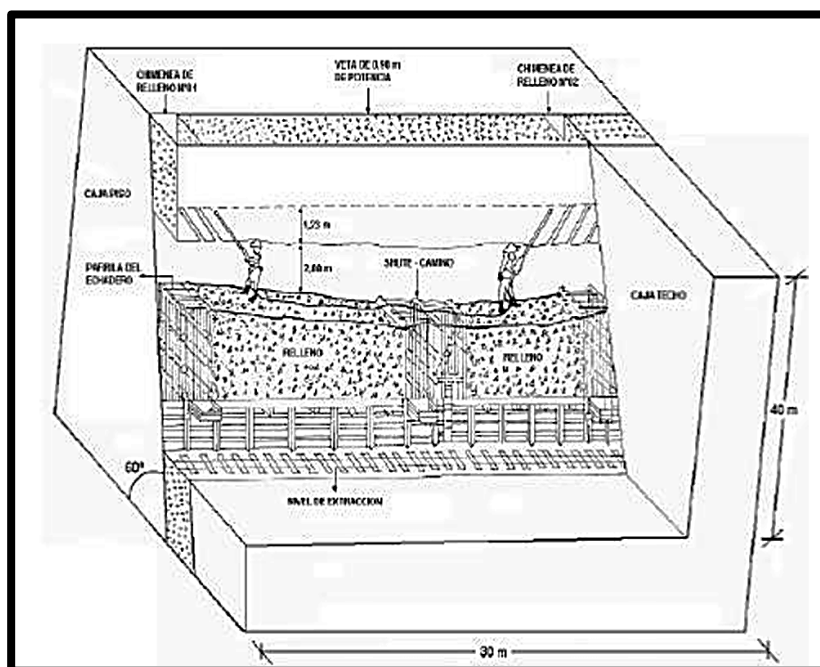
La explotación minera mediante el método de corte y relleno ascendente implica una serie de operaciones unitarias clave, como la perforación, voladura, acarreo, transporte y carguío del mineral, cuyo diseño y ejecución influyen directamente en la eficiencia y seguridad del proceso.

3.3.2.1 Perforación y voladura

La perforación puede realizarse en tres direcciones: horizontal, vertical e inclinada, cada una con sus ventajas y desventajas.



- **Perforación horizontal:** Permite un mejor rendimiento por metro barrenado y un uso eficiente de explosivos. Sin embargo, en tajeos estrechos, el operador dispone de un espacio limitado para trabajar.
- **Perforación vertical:** Aunque deja mayor espacio de trabajo al perforista y mejora la utilización del tiempo, requiere sub-drilling para superar el empotramiento, lo que reduce el rendimiento y aumenta el consumo de explosivos. Además, conforme se extrae el mineral, la altura del tajo aumenta (hasta 7.5 m en promedio), dificultando el control del techo, que puede volverse irregular y representar un peligro si no se emplean técnicas de voladura controlada.



FUENTE: Poma, 2023

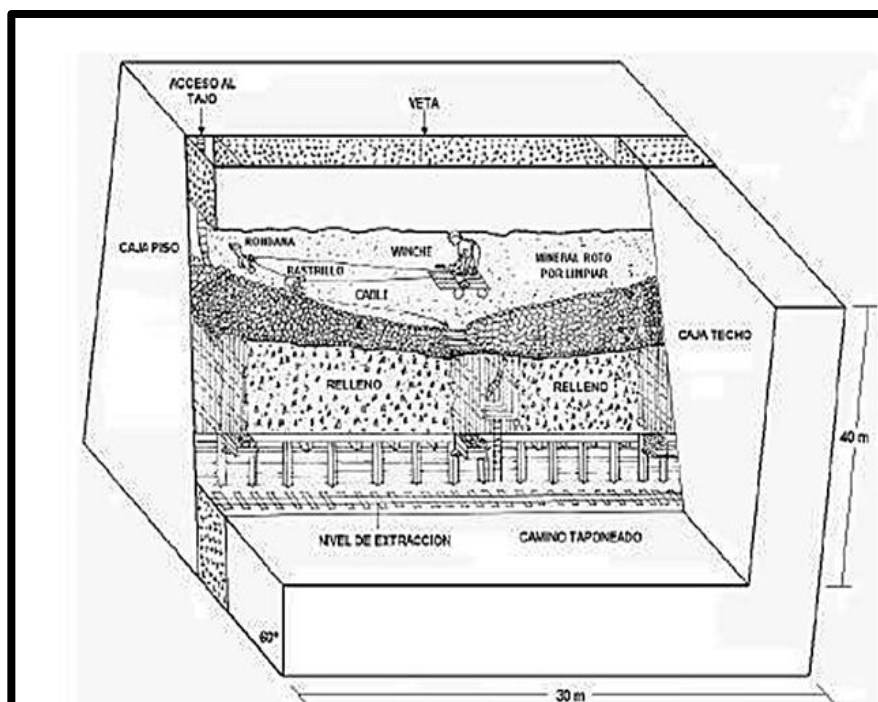
Figura 7 — Perforación convencional

3.3.2.2 Acarreo y transporte

El diseño y ubicación de los tajeos tienen una relación directa con la eficiencia en el acarreo y transporte del mineral. Para optimizar estos procesos, se deben considerar factores como la distancia de transporte y el rendimiento de los equipos utilizados. Un sistema de acarreo bien diseñado reduce costos operativos y mejora la productividad.

3.3.2.3 Carguío del mineral

Una vez fragmentado por la voladura, el mineral debe ser extraído completamente del tajeo. El carguío puede realizarse manual o mecánicamente mediante el uso de rastrillos o equipos especializados, dependiendo del nivel de mecanización de la mina. Un adecuado sistema de carguío garantiza la continuidad del proceso y minimiza pérdidas de material valioso.



FUENTE: Poma, 2023

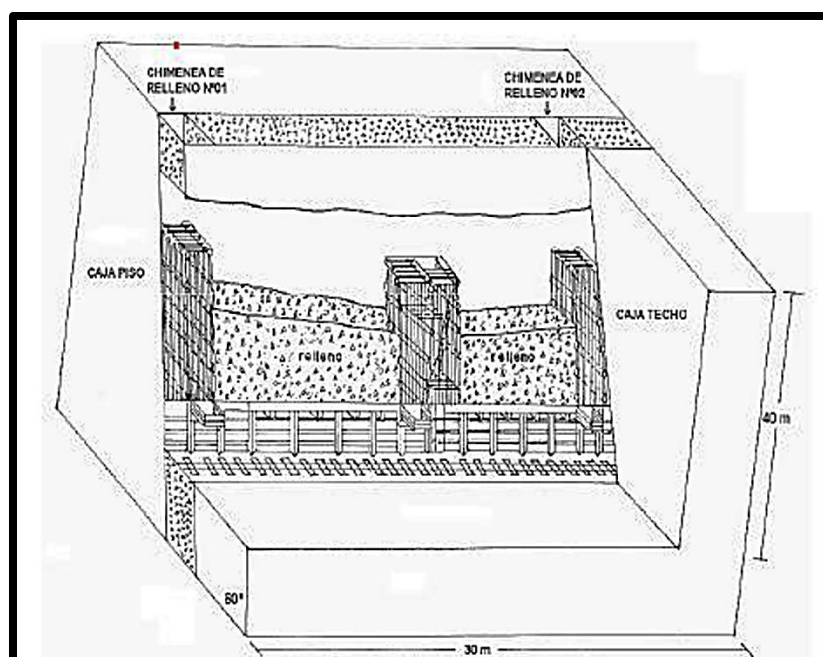
Figura 8 — Limpieza y carguío de mineral

3.3.2.4 Relleno

El proceso de relleno es una etapa fundamental en la explotación mediante el método de corte y relleno ascendente, ya que garantiza la estabilidad estructural de la mina y permite la continuidad del ciclo de producción. Una vez que se ha extraído la rebanada de mineral del tajeo, este queda vacío, por lo que es necesario relleno para proporcionar un piso firme para la siguiente fase de perforación y, al mismo tiempo, evitar el colapso de las cajas del tajeo. El tipo de relleno utilizado dependerá de las condiciones geomecánicas de la mina y los requerimientos operativos. Existen tres principales tipos de relleno:



- **Relleno hidráulico:** Mezcla de arena y agua con un agente aglomerante (como cemento), que proporciona mayor resistencia y cohesión, siendo ideal para zonas de alta deformabilidad.
- **Relleno hidroneumático:** Similar al relleno hidráulico, pero optimizado con aire a presión para mejorar su compactación y estabilidad, permitiendo un mejor soporte para las estructuras circundantes.
- **Relleno detrítico:** Compuesto por material de desmonte y residuos de mineral, utilizado en minas con condiciones menos exigentes de estabilidad.



FUENTE: Poma, 2023

Figura 9 — Preparación de los tajeos y enmaderado de los chutes a rellenar

3.3.2.5 Ventajas y desventajas del método por corte y relleno

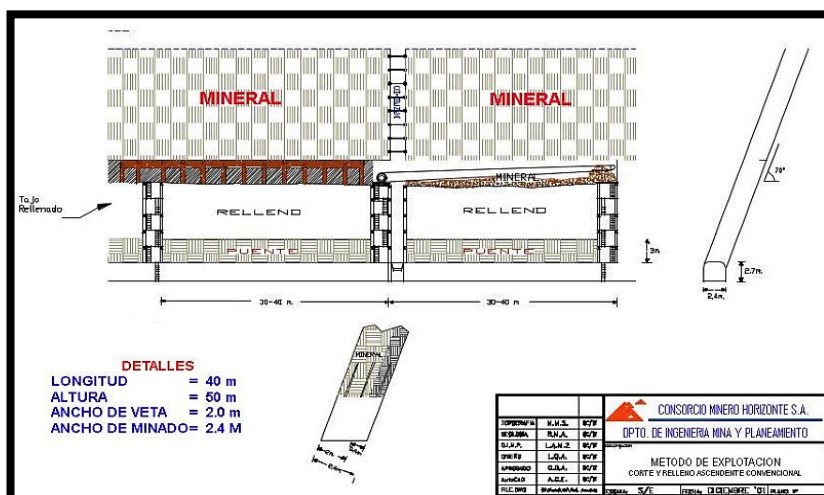
El método de corte y relleno ascendente es ampliamente utilizado en la minería subterránea debido a su eficacia en la explotación de vetas angostas y cuerpos mineralizados de alta ley. A continuación, se presentan sus principales ventajas y desventajas.

a) Ventajas

- Alta recuperación del mineral, alcanzando valores entre el 90 % y 96 %, lo que lo hace altamente eficiente.
- Método selectivo, permitiendo una explotación precisa del mineral con mínima dilución.
- Mayor seguridad operacional, ya que el relleno proporciona estabilidad a las cajas del tajeo y reduce el riesgo de derrumbes.
- Permite una alta mecanización, optimizando las labores de perforación, voladura, carguío y transporte.
- Adecuado para minerales en rocas de baja competencia, ya que el relleno ayuda a sostener las estructuras geológicas.

b) Desventajas

- Altos costos operativos, debido al uso de equipos especializados, materiales de relleno y mano de obra calificada.
- Dependencia del suministro de relleno, ya que sin este material la continuidad de la explotación puede verse afectada, retrasando las operaciones.



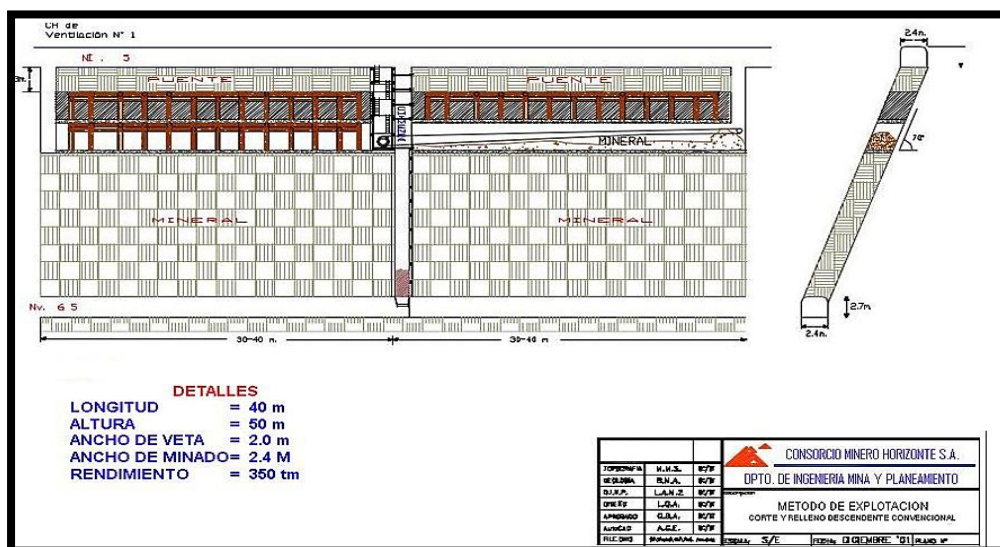
FUENTE: Ortiz y otros, 2016

Figura 10 — Método Corte y relleno ascendente convencional



3.3.3 Corte y relleno descendente convencional

La preparación del área se lleva a cabo mediante una chimenea en material estéril que se inicia desde una galería inferior. La extracción del mineral comienza con un primer corte en la parte superior, realizado en un subnivel, y luego se continúa de manera descendente. Una vez que se agota el corte, se coloca una losa de concreto como base, que se rellena con un material hidráulico. El siguiente corte se ejecuta utilizando la losa de concreto como techo. Para la limpieza, se emplean winches eléctricos que transportan el material hacia los buzones situados en la parte inferior (Ortiz, y otros, 2016).



FUENTE: Ortiz y otros, 2016

Figura 11 — Método Corte y relleno descendente convencional

3.3.4 Método de explotación selectivo “circado”

El método de explotación selectivo por circado es una técnica de minado empleada en depósitos mineralizados de vetas angostas (<0.30 cm) con alto contenido de mineral. Su aplicación se fundamenta en la necesidad de maximizar la recuperación del mineral minimizando la dilución, lo que lo hace ideal para yacimientos de alta ley y geometrías complejas (Arteaga, 2021).

a) Este método se desarrolla en dos etapas principales:

- **Extracción del mineral:** Se realiza una voladura controlada para separar el mineral de la roca estéril, asegurando la recuperación eficiente del material valioso.



- **Extracción del desmonte:** Dependiendo de la dureza y características geomecánicas del mineral y la roca circundante, esta etapa puede ejecutarse antes o después de la extracción del mineral.

b) El proceso de circado varía según la orientación y geometría de la veta:

- En vetas en mantos, la perforación y voladura se ejecutan bajo la caja piso para liberar el mineral.
- En vetas verticales, la extracción se realiza desde un lado adyacente, asegurando un minado preciso y controlado. Perforación circado en veta y caja en tajo.

3.3.4.1 Perforación circado en veta y caja en tajo

La perforación en circado se ejecuta teniendo en cuenta el buzamiento de la veta, lo que permite optimizar la fragmentación del mineral y minimizar la dilución. Para ello, se emplea una malla de perforación en zigzag o corte angular, la cual mejora la eficiencia en la extracción del material valioso. En este proceso, el burden y el espaciamiento de los taladros se determinan en función del tipo de terreno, asegurando una adecuada fragmentación sin comprometer la estabilidad de la labor minera. Asimismo, se procura que los taladros acumulados se ubiquen en la parte estéril o caja, lo que permite una separación más efectiva del mineral y un mejor control de la voladura (Arroyo y otros, 2023).

3.3.4.2 Voladura en circado de tajo

La voladura en circado de veta en tajo es un proceso clave para la extracción eficiente de mineral en vetas angostas, permitiendo minimizar la dilución y optimizar la recuperación. Para ello, se utilizan explosivos de baja potencia, como emulsión 1000 o 500, que se cargan directamente en la veta con el propósito de controlar el ancho de minado, el cual se mantiene en 0.30 metros para garantizar una adecuada selectividad del mineral. Posteriormente, en una segunda fase, se completa la voladura con la parte restante de la malla de perforación, utilizando emulsión encartuchada de potencia media, como emulsión 3000, lo que permite una fragmentación controlada del material sin afectar la calidad del



mineral extraído. El proceso de carguío del explosivo se lleva a cabo de manera manual, utilizando atacadores de madera para asegurar una adecuada compactación y distribución dentro de los taladros. Para la elaboración del cebo, se emplea un punzón de cobre, con el fin de evitar riesgos de ignición por chispas y garantizar la seguridad en la operación. Este método de voladura es fundamental en la minería selectiva, ya que permite extraer el mineral con alta precisión, reduciendo la contaminación con material estéril y mejorando la eficiencia del proceso de minado en vetas estrechas.

3.3.4.3 Ventilación

El sistema de ventilación consiste en una red de ventiladores y conductos que se encargan de suministrar aire fresco a los diferentes niveles de la mina, incluidos los niveles de transporte. Para garantizar un ambiente seguro, el aire contaminado dentro de la mina debe ser extraído mediante chimeneas de ventilación o accesos que lleguen hasta la superficie, asegurando así el bienestar de los trabajadores (Rojas 2022).

En la unidad minera 'ANTAK'UYCHI', se emplea tanto ventilación natural como ventilación mecánica, utilizando principalmente ventiladores eléctricos con una capacidad de 5,000 CFM y una potencia de 10 HP. Estos ventiladores están conectados a conductos de polietileno de 18 pulgadas de diámetro, a través de los cuales se suministra aire fresco y limpio a las áreas de trabajo y galerías de acceso. Este sistema también permite la evacuación del aire contaminado, eliminando gases, humos y polvo suspendido, lo que contribuye a prevenir accidentes relacionados con la acumulación de gases peligrosos.

El objetivo de la ventilación es proporcionar aire limpio en el área de trabajo, para ello se tiene un ventilador auxiliar que cumple la función de ventilar en áreas ciegas de las labores.

3.3.4.4 Drenaje de agua

El drenaje de la mina subterránea tiene como objetivo comprender los desafíos relacionados con la presencia de agua en los macizos rocosos.

Esto implica analizar los diferentes contextos en los que el agua juega un papel importante en las operaciones mineras y abordar de manera sistemática los problemas asociados al drenaje en una explotación minera (Poma, 2023).

3.3.4.5 Sostenimiento en las labores

En el método de minado de corte y relleno, el costo asociado al sostenimiento con madera suele ser elevado. Sin embargo, este tipo de sostenimiento desempeña un papel crucial en garantizar la seguridad de los trabajadores, ayudando a prevenir accidentes. Además, el uso de madera en el sostenimiento está en consonancia con las características geológicas de las rocas presentes en la empresa minera, lo que lo hace adecuado para las condiciones específicas del yacimiento (Huaranca, 2023).

3.3.4.6 Cálculo de tonelaje explotable

Para calcular el tonelaje explotable utilizando el método de corte y relleno ascendente con relleno detrítico, se considera un equipo de winche y rastra. Se están estableciendo bloques de 40 metros con un ancho de trabajo de 20 metros, y un mínimo de 0.30 metros de ancho para la explotación.

El corte se realiza con un patrón tipo circado, utilizando malla tipo zig-zag. Se estima que el tonelaje promedio por corte será de 44.40 toneladas métricas de mineral, lo que da como resultado una producción mensual promedio de 532.80 toneladas métricas. Esto lleva a un acumulado total de 6,393.60 toneladas para el año 2019 (POMA, 2023).

3.3.4.7 Cálculo de dilución

El método de minería por corte y relleno, en sus distintas variantes, se emplea principalmente para la extracción de vetas de oro debido a su alta selectividad. Este proceso permite una recuperación de mineral que varía entre el 90% y el 95%, con una dilución que se encuentra entre el 15% y el 20%.



El uso del método de circado mejora tanto la recuperación del mineral como la dilución, y su efectividad puede calcularse mediante las fórmulas correspondientes:

a) Cálculo de la dilución según Jang (2020), en función a los parámetros siguientes:

La siguiente expresión planteada es para el cálculo de la dilución de mineral,

$$Dilución = \frac{n(n-1)x^2}{\left(\frac{w}{2}\right) * sen\alpha}$$

donde

k	constante
w	potencia de veta
α	buzamiento veta

b) Cálculo de la dilución según Louwerse (2020), en función a los parámetros siguientes

Las siguientes expresiones planteadas son para el cálculo de la dilución de mineral

- Primera expresión de cálculo de la dilución del mineral.

$$Dilución = D(\%) \frac{\text{esteril toneladas}}{\text{mineral toneladas}}$$

- Segunda expresión de cálculo de la dilución del mineral.

$$Dilución = D(\%) \frac{\text{esteril toneladas}}{\text{mineral toneladas} + \text{esteril toneladas}}$$



- Tercera expresión de cálculo de la dilución del mineral.

$$\text{Dilución} = D(\%) \frac{(\text{altura labor} - \text{potencia veta}) * \text{densidad de mineral}}{P \text{ veta} * \text{densidad del desmonte} + (\text{altura labor} - \text{potencia veta}) * \text{densidad de mineral}}$$

3.3.5 Perforación

La perforación es el inicio de la preparación para una voladura. Consiste en crear agujeros cilíndricos, llamados taladros, dentro de la roca. Estos taladros son fundamentales, ya que albergarán los explosivos y los dispositivos que iniciarán la detonación (Arcos, 2008).

3.3.5.1 Principio de perforación

En la tesis titulada “Diseño de perforación y voladura para reducción de costos en el frente de la galería Progreso de la contrata minera Cavilquis–Corporación Minera Ananea S.A.” se explica que la rotura de la roca en minería subterránea se desarrolla esencialmente mediante dos procesos complementarios: la perforación y la voladura. En primer lugar, la perforación consiste en abrir orificios o barrenos en la roca utilizando equipos mecanizados, hidráulicos o térmicos, cuyo propósito principal es permitir la colocación de explosivos o facilitar la excavación de estructuras como túneles, galerías o pozos, garantizando la obtención de fragmentos de mineral con dimensiones adecuadas para su posterior manejo. En segundo lugar, la voladura tiene como objetivo aflojar y fragmentar grandes volúmenes de material mediante la liberación controlada de energía, principalmente de origen químico, para transformar la roca sólida en fragmentos aprovechables. Antes de abordar directamente el diseño de las voladuras, resulta fundamental comprender los fundamentos de la perforación, ya que de este proceso dependen las condiciones iniciales que determinan la eficiencia del rompimiento de la roca, existen diversos métodos de perforación que se clasifican según las características del equipo empleado, el tamaño del barreno, la forma de montaje del sistema y la fuente de energía utilizada. En la minería subterránea metálica predominan los métodos basados en el ataque mecánico a la roca, que operan principalmente bajo dos principios: la acción percusiva, donde la roca se fractura por impactos repetidos, y la acción rotativa, en la que el



corte se produce mediante el giro continuo de la herramienta. La combinación de ambos mecanismos da lugar a sistemas híbridos, como la roto-percusión, ampliamente utilizados por su eficiencia en distintos tipos de formaciones rocosas (Chipana, 2015).

3.3.5.2 Tipos de perforación

a) Perforación por percusión

El funcionamiento de la perforadora se basa en la acción del pistón, que al desplazarse hacia adelante impacta la barra de perforación y transmite su energía hasta la broca a través del conjunto de varillas. Este impacto genera una onda de choque que se propaga a gran velocidad, cuya forma y comportamiento dependen directamente del diseño del propio pistón. Cuando la onda alcanza la broca, una parte de la energía se convierte en trabajo efectivo al permitir la penetración en la roca, mientras que el resto se refleja de regreso por el varillaje. Este retorno de energía produce calor y contribuye al desgaste progresivo de las uniones roscadas del sistema. La evaluación de cuánta energía se aprovecha realmente es compleja, ya que intervienen múltiples factores, entre ellos el tipo de roca perforada, las dimensiones y geometría del pistón, las características de las varillas y el diseño de la broca. Por esta razón, ciertos equipos logran una transmisión de energía más eficiente que otros. En este tipo de sistemas, la potencia de percusión se reconoce como el aspecto más determinante en la velocidad con la que la broca logra avanzar dentro del material rocoso (Chipana, 2015).

b) Perforación por rotación

La perforación por rotación es un proceso que utiliza una broca para crear agujeros en la roca. Este método se basa en dos acciones principales de la broca (Chipana, 2015).

- **Empuje axial:** La broca es presionada contra la roca, ejerciendo una fuerza que la empuja hacia adentro.
- **Torque:** La broca gira, transmitiendo un movimiento rotatorio que permite cortar la roca.

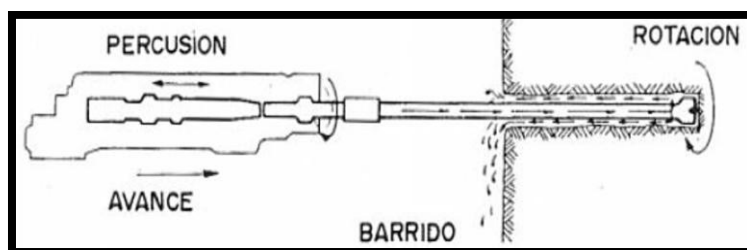


c) Perforación por rotopercusión

La perforación rotopercutiva es una técnica que combina la percusión (golpes repetitivos) y la rotación para crear agujeros en la roca. Este método es muy versátil y se utiliza en diversas aplicaciones, desde la construcción de túneles hasta la minería.

¿Cómo funciona?

- **Martillo en cabeza:** La rotopercusión y la rotación ocurren afuera del agujero y se transmiten a la broca a través de una varilla.
- **Martillo al fondo:** La rotopercusión del martillo se genera directamente sobre la broca, mientras que la rotación ocurre en la parte exterior del agujero.



FUENTE: López Jimeno Carlos Ramón, 2005

Figura 12 — Acciones básicas en la perforación rotopercusión

3.4 Marco conceptual

Este proyecto de investigación se ubica en los estudios enmarcados dentro la ingeniería de minas abarcando las siguientes materias:

a) Mallas de perforación

Es la disposición de los agujeros en una voladura. Esta distribución se basa en la relación entre el burden (distancia entre taladros paralelos), el espaciamiento (distancia entre filas de taladros) y la profundidad de cada agujero. Es decir, determina cómo se colocarán los explosivos para fragmentar la roca de manera eficiente (Chipana, 2015).



b) Perforación

La perforación es la primera fase en la voladura. Consiste en hacer agujeros en la roca donde se colocarán los explosivos y los dispositivos que iniciarán la detonación (Arcos, 2008).

c) Espaciamiento

El espaciamiento de taladros se refiere a la distancia que existe entre los agujeros perforados en una roca, donde se colocarán los explosivos siguiendo una determinada disposición (Chipana, 2015).

d) Burden

Es la distancia más corta entre el taladro y la cara libre de la roca. Esta medida, fundamental en una voladura, depende del tipo de roca, el explosivo y el diámetro del taladro (Morales, 2020).

e) Cara libre o taladro de alivio

Según Morales (2020), el taladro de alivio facilita la fragmentación de la roca al reflejar las ondas de choque de la explosión.

f) Paralelismo

El paralelismo en la perforación de taladros se refiere a la alineación recta de los taladros en una misma zona (Chipana, 2015).

g) Arranque

Los taladros de arranque son perforados y cargados antes que el resto para ser detonados inicialmente. Su función principal es generar una nueva cara libre en el frente de la excavación, facilitando la fragmentación de la roca en la siguiente voladura (Chipana, 2015).

h) Voladura

La voladura es la técnica de romper materiales duros como rocas o concreto utilizando explosivos (López, 2004).



i) Dilución de mineral

Se define como la mezcla no deseada de material estéril (roca de caja) o de baja ley con el mineral económico durante las operaciones de arranque y acarreo del mineral.

j) Minado selectivo

Extraer solo el material de valor económico, minimizando la mezcla con el estéril. Es la estrategia general para combatir la dilución.

k) Circado

Técnica operativa selectiva específica, definida como la operación de extraer mineral con precisión considerando los límites de la veta (techo, piso y frontón), recortando y separando el mineral de la roca de caja antes del disparo principal.

l) Control de leyes

Proceso que implica el muestreo, análisis y demarcación en el tajeo de los límites entre mineral y estéril. El circado es la ejecución física de este control.

m) Recuperación Mineral ("Mining Recovery")

Porcentaje del mineral in-situ que es efectivamente extraído. Existe una relación inversa con la dilución: a menor dilución, mayor es la ley y, generalmente, la recuperación económica se optimiza.

n) Optimización

En su contexto, no es solo "mejorar", sino el proceso sistemático de reducir la dilución no planificada mediante la aplicación estricta del circado, buscando el punto de equilibrio técnico-económico donde los beneficios de extraer mineral puro superen los costos de la operación selectiva.



CAPÍTULO IV

METODOLOGÍA

4.1 Tipo y nivel de la investigación

La presente investigación el nivel de investigación fue aplicativo, en este estudio se busca resolver problemas prácticos para encontrar soluciones concretas Hernández-Sampieri (2018). En este estudio se busca demostrar cómo la aplicación del método de corte y relleno ascendente con circado influye o impacta directamente en la dilución, es decir, explica causalmente el comportamiento de la variable dependiente (dilución); los estudios explicativos determinan causas y efectos entre variables, y permiten establecer el grado en que una variable modifica a otra.

4.2 Diseño de la investigación

El diseño de investigación fue no experimental, no se manipulan variables independientes para observar su efecto en variables dependientes (HERNÁNDEZ-SAMPIERI, 2018). Metodológicamente se sostiene en este estudio, donde la variable independiente corresponde a la aplicación del método de explotación de corte y relleno ascendente combinado con minado selectivo por circado, aplicado de manera planificada en el tajeo de la veta Carmen. Esta intervención modifica directamente la secuencia de minado, los controles operativos, las prácticas de selección de mineral y la geometría de explotación. La variable dependiente es el nivel de dilución operacional, medido a través de indicadores técnicos como leyes de mineral, tonelaje barrenado no útil y proporción de material estéril contenido en el mineral extraído.

4.2.1 Población

La población está compuesta por todos tajos y frentes que se explotan con el método de corte y relleno ascendente con minado selectivo por circado en la unidad minera Antak'uychi.

4.2.2 Muestra

La muestra se considera específicamente al tajeo de la veta Carmen de la unidad minera Antak'uychi.



4.3 Procedimiento

El procedimiento de la investigación seguirá estos pasos:

- a) **Revisión de literatura y recopilación de datos:** Se analizará la información existente sobre mallas de perforación y voladura, así como los datos operativos y de seguridad actuales de la Labor Virgen de Chapi.
- b) **Diagnóstico inicial:** Se evaluarán los parámetros actuales de perforación y voladura en la mina para identificar áreas de mejora.
- c) **Diseño de mallas optimizadas:** Se desarrollarán varias propuestas de mallas de perforación y voladura, utilizando simulaciones y modelos teóricos basados en las características geológicas y operativas de la mina.
- d) **Pruebas en campo:** Se implementarán y probarán las mallas diseñadas en secciones controladas de la mina para evaluar su desempeño.
- e) **Recolección y análisis de datos:** Se medirán variables clave como la fragmentación del material, consumo de explosivos, costos operativos y seguridad durante las pruebas de campo.
- f) **Comparación y selección:** Los resultados de las pruebas se analizarán estadísticamente para comparar los diseños y seleccionar la malla que mejor optimice los costos y mejore la seguridad.
- g) **Conclusiones y recomendaciones:** Se elaborarán las conclusiones finales y se proporcionarán recomendaciones para la implementación del diseño óptimo en la operación minera.

4.4 Técnicas e instrumentos

El material de investigación para este proyecto incluye:

- a) **Datos operativos actuales:** Información sobre el consumo de explosivos, tiempos de ciclo, costos operativos, y registros de seguridad de la Labor Virgen de Chapi.
- b) **Herramientas de perforación y voladura:** Equipos y maquinaria utilizados para realizar las perforaciones y voladuras en la mina.



- c) **Software de simulación:** Programas especializados para diseñar mallas de perforación y simular voladuras, evaluando su eficiencia y seguridad.
- d) **Instrumentos de medición:** Dispositivos para medir la fragmentación del material, vibraciones, y otros parámetros clave durante las pruebas de campo.
- e) **Literatura técnica:** Estudios previos, manuales y guías sobre perforación, voladura, y optimización de costos y seguridad en minería.

4.5 Estadística de la investigación

Para realizar el análisis de datos en la investigación, se emplearon la estadística descriptiva, permitiendo caracterizar la dilución del mineral, la eficiencia del diseño de la malla de perforación y voladura, así como otros parámetros operativos relevantes.

Se utilizó la estadística descriptiva y la hipótesis descriptiva para evaluar el impacto del método de explotación de corte y relleno ascendente con minado selectivo en la optimización de la dilución en el tajeo de la Veta Carmen, en la unidad minera Antak'uychi.



CAPÍTULO V

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

5.1 Análisis de resultados

En el presente apartado se compara el diseño de la malla de perforación utilizado anteriormente con el diseño actual implementado en el tajo. El diseño anterior presentaba ciertas limitaciones en cuanto a control de avance y aprovechamiento del mineral, lo que influía en la fragmentación y generaba una mayor dilución. En contraste, el diseño actual ha sido optimizado considerando las condiciones geomecánicas del macizo rocoso, la geometría del tajo y las características del mineral, permitiendo una disposición más eficiente de los taladros, mejor secuencia de disparo y uso adecuado del explosivo. Esta mejora busca incrementar la recuperación del mineral y reducir los costos operativos.

5.1.1 Diseño de malla de perforación y voladura de la malla anterior

El diseño de malla de perforación corresponde a una etapa inicial en la ejecución del tajo mediante el método de corte y relleno ascendente con circado convencional. Esta malla permite realizar una voladura secuencial y controlada, enfocada en la recuperación eficiente del mineral y el adecuado avance de la labor.

5.1.1.1 Explosivos a utilizados malla anterior

a) Dinamita 65%

El explosivo primario que se utiliza es la dinamita semi-gelatina de la empresa Famesa que gracias a su gran rendimiento, adaptabilidad y manipuleo seguro se emplean en esta compañía donde ha generado excelente confinamiento en frente, chimenea, pique y tajeo.

- Dinamita 65%” de 7/8” x 7”, 312 unidades / Caja, la caja pesa 25 Kg., con un peso de 0.080Kg/Cartucho.





FUENTE: Famesa, 2024

Figura 13 — Dinamita 65%” de 7/8” x 7”

Este material está diseñado para ser utilizado en diversos tipos de trabajos, como en explotaciones y desarrollos mineros, canteras, y taladros, tanto en ambientes secos como húmedos o inundados. Su aplicación es similar a la de las dinamitas tradicionales, pudiendo usarse como columna explosiva o como un "cebo" para iniciar otras explosiones con nitrocarbhidratos. Gracias a la alta calidad de los gases residuales y a la ausencia de nitroglicerina en su composición, se reduce el tiempo necesario para que el personal regrese a sus labores, lo que a su vez mejora los ciclos de trabajo sin comprometer la seguridad.

5.1.1.2 Fulminante N° 8

Este dispositivo forma parte del sistema tradicional de voladura. Consiste en un casquillo cilíndrico de aluminio cerrado en uno de sus extremos, que contiene dos tipos de carga: una primaria, que es un explosivo sensible a la chispa, y una secundaria, de alto poder explosivo. El Fulminante Simple N° 8 está diseñado para asegurar su funcionamiento adecuado, siempre que se sigan las recomendaciones para su correcta instalación en la mecha de seguridad. Es fundamental asegurar que el fijado esté bien realizado y que se mantenga la impermeabilidad en el área donde se realiza dicha instalación.



Características técnicas				
Especificaciones técnicas	Unidades	Semexsa 45	Semexsa 65	Semexsa 80
Densidad	g/cm ³	1.08 ± 3%	1.12 ± 3%	1.18 ± 3%
Velocidad de detonación*	m/s	3,800 ± 200	4,200 ± 200	4,500 ± 200
Presión de detonación	kbar	87	94	125
Energía**	KJ/kg	3,338	3,433	3,747
RWS**	%	89	92	99
RBS**	%	120	127	147
Volumen de gases	l/kg	1,016.	1,015	989
Resistencia al agua	Horas	Buena	Muy buena	Excelente
Categoría de humos	Categoría	1 era.	1 era.	1 era.

DIMENSIONES (DIAMETRO*LONGITUD)				
Producto	Pulg.	UN/Caja	Masa g/UN	
SEMEXSA 45	1 1/8	12	122	205
SEMEXSA 65	1 1/2	12	68	368
SEMEXSA 65	7/8	7	308	81
SEMEXSA 80	1 1/8	8	164	152

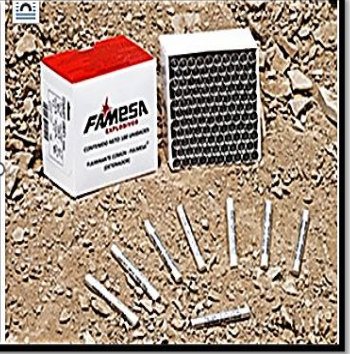
NOTA

La información ha sido tomada del Manual práctico de voladura (5ª edición) de EXSA.

FUENTE: EXSA, 2024

Figura 14 — Especificaciones técnicas de explosivo

CARACTERÍSTICAS TÉCNICAS:	
	FULMINANTE 8-45 mm AB
LONGITUD DEL FULMINANTE (mm)	45
DIÁMETRO DEL FULMINANTE (mm)	6,3
PRUEBA DE ESOPHO, DIÁMETRO DE PERFORACIÓN (mm)	Min. 9,0
VOLUMEN TRAUZEL (cm ³)	Min. 23
RESISTENCIA A LA HUMEDAD RELATIVA DEL 100% POR 24 HORAS	Detona
RESISTENCIA AL IMPACTO 2 kg/1m	No Detona
SENSIBILIDAD A LA CHISPA DE LA MECHA DE SEGURIDAD	Buena



NOTA

La información ha sido tomada del Manual práctico de voladura (5ª edición) de EXSA.

FUENTE: EXSA, 2024

Figura 15 — Características técnicas del fulminante simple n° 8

a) Mecha o guía de seguridad:

Llamado también mecha lenta, contiene dentro su envoltura pólvora negra recubierta por fibras de algodón, breá y forro plástico.



Características técnicas	
	Mecha de seguridad blanca
Color de recubrimiento plástico	Blanco
Núcleo de pólvora (g/m)	6,1 ± 0,7
Tiempo de combustión a.n.m. (s/m)	160 ± 10
Diámetro externo (mm)	5,2 ± 0,2
Impermeabilidad	Muy buena



NOTA

La información ha sido tomada del Manual práctico de voladura (5ª edición) de EXSA.

FUENTE: EXSA, 2024

Figura 16 — Características de la mecha de seguridad

5.1.1.3 Diseños generales del tajo (malla anterior)

La configuración del tajo presenta un ancho de 3.00 m y una altura total de 1.20 m, distribuida en una zona mineralizada de 0.30 m en la parte superior y una zona de desmonte de 0.90 m en la parte inferior. El acceso lateral al tajo se realiza a través de una chimenea de 1.20 m × 1.20 m.

En la zona mineralizada se dispone una fila de 5 taladros horizontales, numerados del 1 al 5, cuya secuencia garantiza una detonación escalonada que minimiza la dilución y favorece la recuperación del mineral. En la zona de desmonte, se distribuyen 10 taladros en una malla de 2 filas por 5 columnas, diseñada para fragmentar eficientemente el material estéril sin afectar la estabilidad de la labor.

El total de taladros empleados en este diseño es de 15. La secuencia de voladura considera retardos progresivos para optimizar la fragmentación, facilitar la evacuación de gases y proteger la estructura del tajo.

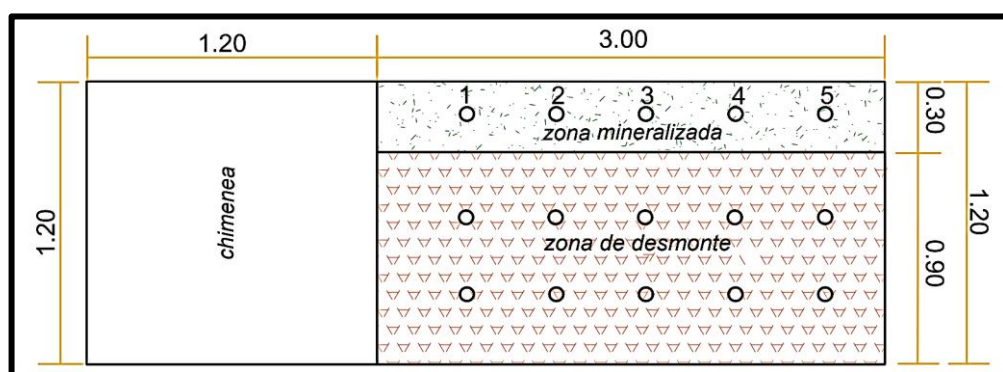
Para la carga de los taladros se utiliza Dinamita 65% de Famesa, de tipo semi-gelatina, por su alto rendimiento y bajo impacto ambiental. Cada cartucho de 7/8" x 7" tiene un peso de 0.080 kg, permitiendo una carga versátil, tanto como columna explosiva como cebador. El uso de esta



dinamita facilita la pronta reincorporación del personal gracias a la calidad de los gases residuales.

El sistema de iniciación está compuesto por fulminantes N.º 8 y mecha de seguridad, que permiten una voladura segura y confiable, siempre que se cumpla con un correcto acople e impermeabilización.

Este diseño representa una etapa clave en la planificación operativa del tajo, integrando parámetros técnicos que aseguran la eficiencia y la seguridad del proceso de perforación y voladura.



FUENTE: Reydomin Ch. E.I.R.L, 2024

Figura 17 — Diseño de malla de perforación anterior

La figura 17 representa una etapa del diseño de malla de perforación correspondiente a un tajo en minería subterránea, bajo el método de corte y relleno ascendente con circado convencional. Este diseño forma parte del avance secuencial en la explotación del mineral, siendo una continuación directa del diseño mostrado anteriormente.

a) Dimensiones generales del tajo:

- **Ancho del tajo:** 3.00 m.

- **Altura total del tajo:** 1.20 m.
 - Zona mineralizada: 0.30 m.
 - Zona de desmonte: 0.90 m.



- **Acceso lateral (chimenea):** 1.20 m × 1.20 m.

b) Zona mineralizada:

- Ubicada en la franja superior del tajo.
- Se observa una fila de **5 taladros alineados horizontalmente**, numerados del **1 al 5**.
- Esta numeración indica una **secuencia ordenada de avance por filas**, lo que permite una detonación progresiva y controlada.
- El diseño prioriza la recuperación del mineral con mínima dilución, preservando la calidad del material extraído.

c) Zona de desmonte:

- Se encuentra justo debajo de la zona mineralizada, con una altura de 0.90 m.
- Presenta una malla rectangular de taladros distribuidos en filas y columnas.
- Se identifican visualmente 2 filas × 5 columnas = 10 taladros en la zona de desmonte.
- Estos taladros están diseñados para fragmentar el material estéril, facilitando el avance del tajo sin comprometer la estructura circundante.

Tabla 6 — Número de taladros perforados

Zona	N.º de taladros
Zona mineralizada	5
Zona de desmonte	10
Total	15

FUENTE: Unidad minera Antak'uychi, 2024



d) Secuencia de explotación:

- La numeración del **1 al 5** representa una **detonación secuencial por filas** en la zona mineralizada.
- Esta técnica permite una **voladura escalonada y dirigida**, reduciendo el impacto estructural y asegurando un arranque controlado del mineral.
- La distribución ordenada también facilita la **sincronización de los tiempos de retardo** en la voladura para optimizar la fragmentación y la evacuación de gases.

5.1.2 Diseño de malla propuesto

5.1.2.1 Explosivos a utilizar (malla actual)

- a) **Emulnor 1000 1" x 8"**: Para la voladura de rocas blandas a intermedias.

Tabla 7 — Especificaciones técnicas del emulnor 1000 1" x 8"

Producto	Material de caja	Capacidad de caja (Pza.)	Peso neto (kg)	Peso bruto (kg)	Dimensiones exteriores (cm)
Emulnor 1000 1" x 8"	Cartón	230	25	26.9	46,6 x 36,2 x 28,2
FUENTE: Famesa, 2024					

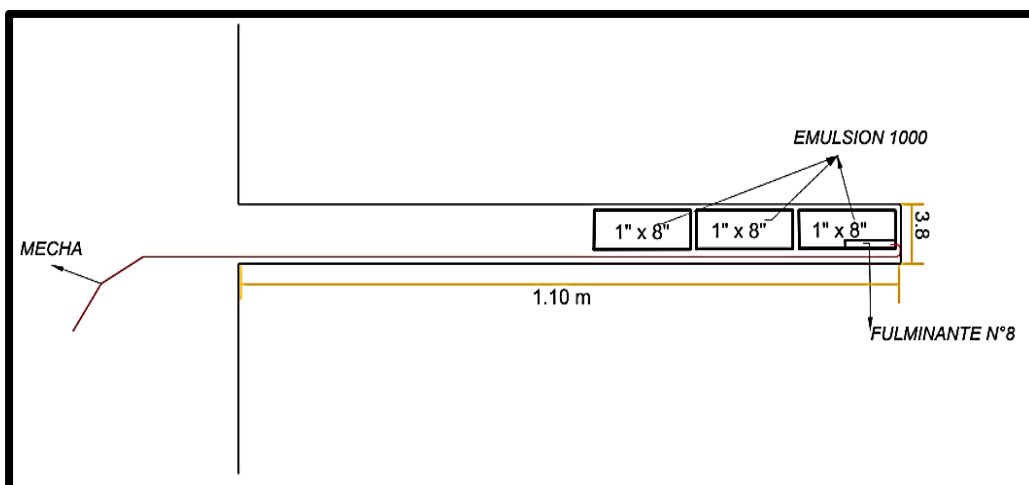
Tabla 8 — Características técnicas del emulnor 1000 1" x 8"

Parámetro	Valor típico
Tipo de explosivo	Emulsión encartuchada de baja sensibilidad
Dimensiones	1" x 8" (25.4 mm x 203 mm)
Peso por cartucho	108.7 gramos
Seguridad	Alta – Baja sensibilidad al impacto, fricción y calor
Empaque	Tubo plástico o film de polietileno resistente al agua



Densidad relativa (g/cm ³)	1,13 ± 0,1
Velocidad de detonación – Confinado (m/s)	5 800 ± 300
Velocidad de detonación – Sin confinar (m/s)	4 500 ± 300
Presión de detonación (Kbar)	95
Energía (Kcal/Kg)	785
Volumen normal de gases (L/Kg)	920
Potencia relativa en peso (PRE%)	87
Potencia relativa en volumen (PRV%)	120
Sensibilidad al fulminante	Baja – Requiere booster + fulminante N° 8 o superior
Resistencia al agua	Alta – No se degrada fácilmente en contacto con agua
Categoría de humos	Clase 1 – Baja generación de humos tóxicos (buena ventilación tras voladura)
FUENTE: Famesa, 2024	

b) **Emulnor 3000 1" x 8"**: Para la voladura de rocas intermedias a duras



FUENTE: Famesa, 2024

Figura 18 — Modelo de perforación Emulsión 1000 1" x 8"



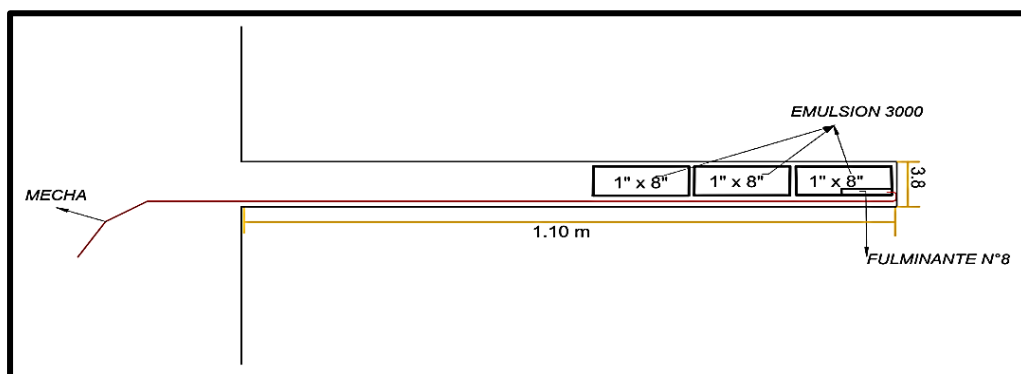
Tabla 9 — Especificaciones técnicas del emulnor 3000 1" x 8"

Producto	Material de caja	Capacidad de caja (Pza.)	Peso neto (kg)	Peso bruto (kg)	Dimensiones exteriores (cm)
Emulnor 3000 1" x 8"	Cartón	228	25	26.9	46,6 x 36,2 x 28,2
FUENTE: Famesa, 2024					

Tabla 10 — Características técnicas del emulnor 3000 1" x 8"

Característica	Valor típico
Tipo de explosivo	Emulsión encartuchada no sensibilizada
Dimensiones	1" x 8" (25.4 mm x 203 mm)
Peso por cartucho	109.6 gramos (varía según densidad)
Seguridad	Insensible al fuego, impacto y electricidad en condiciones normales
Empaque	Tubo plástico flexible o polietileno
Densidad relativa (g/cm ³)	1,14 ± 0,1
Velocidad de detonación – Confinado (m/s)	5 700 ± 300
Velocidad de detonación – Sin confinar (m/s)	4 400 ± 300
Presión de detonación (Kbar)	93
Energía (Kcal/Kg)	920
Volumen normal de gases (L/Kg)	880
Potencia relativa en peso (PRE%)	102
Potencia relativa en volumen (PRV%)	142
Sensibilidad al fulminante	Baja – Requiere fulminante No. 8 y booster
Resistencia al agua	Alta (excelente: totalmente resistente al agua)
Categoría de humos	Clase 1 – Baja generación de gases tóxicos
FUENTE: Famesa, 2024	





FUENTE: Famesa, 2024

Figura 19 — Modelo de perforación Emulsión 3000 1”x 8”

5.1.2.2 Fulminante N° 8:

Es un dispositivo clave en el sistema de voladura tradicional. Consiste en un casquillo cilíndrico de aluminio cerrado en uno de sus extremos, en cuyo interior se encuentran dos cargas: una primaria, que es un explosivo sensible a la chispa, y otra secundaria, de mayor potencia. El Fulminante Simple N° 8 garantiza un funcionamiento efectivo siempre y cuando se sigan las recomendaciones adecuadas, especialmente en cuanto a su fijación correcta a la mecha de seguridad. Es crucial asegurarse de que este fijado esté correctamente sellado y protegido contra la humedad, ya que esto influye directamente en su rendimiento.

CARACTERÍSTICAS TÉCNICAS:			
	UNIDAD	FULMINANTE COMÚN N° 6	FULMINANTE COMÚN N° 8
Longitud del fulminante	mm	45,0	45,0
Diámetro del fulminante	mm	6,3	6,3
Prueba de esopo, diámetro de perforación	mm	Min. 9,0	Min. 9,0
Volumen trauzl	cm ³	Min. 20,0	Min. 23,0
Resistencia a la humedad relativa del 100% por 24 horas	-	Detona	Detona
Resistencia al impacto 2kg/1m	-	No Detona	No detona
Sensibilidad a la chispa de la Mecha de Seguridad	-	Buena	Buena

Los valores expresados son resultados a condiciones normales (20°C y 1 atm).

FUENTE: Famesa, 2024

Figura 20 — Características técnicas del fulminante simple N° 8

5.1.2.3 Mecha o guía de seguridad

Se trata de una mecha lenta compuesta por un núcleo de pólvora negra, que está recubierto por fibras de algodón, breá y una capa de plástico. Este



diseño permite un encendido controlado y sostenido, adecuado para aplicaciones específicas donde se requiere una combustión gradual.

CARACTERÍSTICAS TÉCNICAS:		
	UNIDAD	MECHA DE SEGURIDAD BLANCA
Color de recubrimiento plástico	---	Blanco
Núcleo de pólvora	g/m	6,1 ± 0,7
Tiempo de combustión a.n.m.	s/m	160 ± 10
Diámetro externo	mm	5,2 ± 0,2
Impermeabilidad	---	Muy buena

a.n.m. = a nivel del mar
 Los valores expresados son resultados a condiciones normales (20°C y 1 atm).

FUENTE: Famesa, 2024

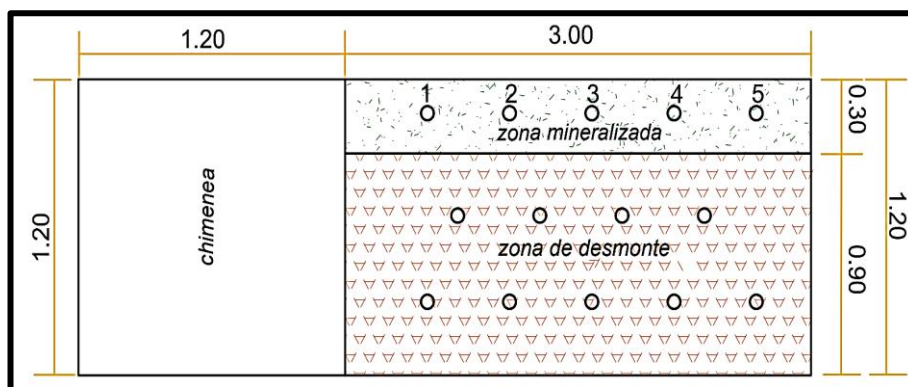
Figura 21 — Características de la mecha de seguridad

5.1.2.4 Diseños generales del tajo (malla actual)

En esta sección se detalla el diseño actual de malla de perforación aplicado en un tajo de minería subterránea bajo el método de corte y relleno ascendente. Se describe la disposición de los taladros, diferenciando claramente la zona mineralizada y la zona de desmonte, así como la secuencia de voladura que permite una explotación más controlada y eficiente del mineral.

El análisis considera tanto los aspectos geométricos del tajo como las propiedades geomecánicas del macizo rocoso, lo que permite aplicar un modelo matemático para determinar el número óptimo de taladros por frente. Además, se incluye la selección técnica de los explosivos empleados, sus características y adecuación al tipo de roca presente, garantizando una voladura eficiente y segura. Todo el planteamiento tiene como finalidad optimizar la fragmentación del material, minimizar la dilución y asegurar una recuperación selectiva del mineral.





FUENTE: Elaboración propia.

Figura 22 — Diseño de malla de perforación actual

La imagen representa el diseño de un tajo en minería subterránea bajo el método de corte y relleno ascendente, implementando una malla de perforación que permite una voladura controlada y selectiva. El tajo se encuentra dividido en dos secciones claramente diferenciadas.

a) Zona mineralizada

- **Ubicación:** Parte superior del tajo.
- **Dimensiones:** 3.00 m (largo) × 0.30 m (alto).
- **Cantidad de taladros:** 5 taladros.
- **Numeración:** Del 1 al 5.
- **Objetivo:** Voladura selectiva del mineral valioso.
- **Secuencia:** Esta zona se detona primero (siguiendo la numeración 1 → 5), para asegurar la recuperación del mineral antes de tocar zonas estériles.
- **Ventaja:** Minimiza la dilución y mejora la eficiencia de la recuperación.

b) **Zona de desmonte**

- **Ubicación:** Parte inferior del tajo.
- **Dimensiones:** 3.00 m (largo) × 0.90 m (alto).
- **Cantidad de taladros:** 9 taladros (dispuestos en forma de malla).
- **Objetivo:** Facilitar el avance del tajo, generar el volumen necesario para la explotación y permitir labores de relleno.
- **Secuencia:** Esta zona se realiza la voladura después de haber extraído completamente el mineral de la zona superior.
- **Material:** Principalmente estéril o desmonte, no considerado económicamente aprovechable.

Tabla 11 — Cantidad de taladros a perforar (malla actual)

Zona	N.º de taladros
Zona mineralizada	5
Zona de desmonte	9
Total	14
FUENTE: Famesa, 2024	

c) **Secuencia de avance:**

- Primero se perfora y voladura la zona mineralizada (taladros 1–5).
- Luego, se realiza la voladura en la zona de desmonte.
- Esta metodología permite:
 - Minimizar la dilución del mineral.
 - Optimizar el control de fragmentación.
 - Favorecer una recuperación más precisa del mineral valioso.



5.1.3 Cálculo de número de taladros

Para determinar el número de taladros se ha utilizado el modelo matemático por perímetros.

- **Área**

$$S = 3 \text{ m} * 1.20 \text{ m}$$

$$S = 3.6 \text{ m}^2$$

- **Perímetro**

$$P = 4 * \sqrt{S}$$

donde

P Circunferencia o perímetro de la sección (m)

S Sección de la galería (m²)

$$P = 4 * \sqrt{3.6}$$

$$P = 7.59 \text{ m}$$

Tabla 12 — Relación de dureza de la roca con la distancia entre taladros

Dureza de la roca	Distancia entre taladros (dt)
Tenaz	0.5 – 0.55
Intermedia	0.6 – 0.65
Friable	0.7 – 0.75

NOTA
La información ha sido tomada del Manual práctico de voladura (5ª edición) de EXSA.
FUENTE: EXSA, 2024

Tabla 13 — Coeficiente o factor de roca

Dureza de la roca	Coeficiente de la roca (c)
Tenaz	2
Intermedia	1.5
Friable	1



NOTA

La información ha sido tomada del Manual práctico de voladura (5ª edición) de EXSA.

FUENTE: EXSA, 2024

N.º taladros / frente

$$N^{\circ} \text{ taladros} = \left(\frac{p}{dt} \right) + (c * s)$$

donde

p	perímetro del área
dt	distancia de taladros (m)
c	coeficiencia de la roca
s	área de la sección (m ²)

$$N^{\circ} \text{ taladros} = \left(\frac{7.59}{0.75} \right) + (1 * 3.6)$$

$$N^{\circ} \text{ taladros} = 13.72$$

$$N^{\circ} \text{ taladros} = 14 \text{ taladros/frente}$$

5.1.4 Resumen de resultados del diseño de malla

El diseño de malla anterior contemplaba un total de 15 taladros distribuidos entre la zona mineralizada (5 taladros) y la zona de desmonte (10 taladros). Este diseño buscaba fragmentar tanto el mineral valioso como el material estéril, pero con una menor precisión en la voladura selectiva.

En contraste, el diseño de malla actual redujo el número total de taladros a 14 taladros, manteniendo 5 taladros en la zona mineralizada y disminuyendo a 9 taladros en la zona de desmonte. Esta modificación permitió una voladura más controlada y selectiva, optimizando la recuperación del mineral y minimizando la dilución.

Estos cambios en la cantidad y distribución de taladros reflejan una mejora en el diseño de malla que contribuye a una mayor eficiencia operativa y mejor aprovechamiento del recurso mineral.



5.2 Resultados de la dilución del mineral con el método de explotación de corte y relleno ascendente con minado selectivo por circado

5.2.1 Resultados de la dilución de mineral

En esta sección se compara el comportamiento del tonelaje extraído y la dilución generada entre la malla de perforación antigua y una nueva malla optimizada. A través de cálculos volumétricos y el uso de muestras representativas, se cuantifica el mineral recuperado y se determina el porcentaje de dilución en cada caso.

Los resultados muestran que la malla antigua presenta una alta dilución, debido a una menor selectividad en la voladura, lo cual reduce la eficiencia de recuperación del mineral. En contraste, la nueva malla permite una extracción más precisa de la veta, disminuyendo considerablemente la dilución. Esta mejora refleja un avance significativo en el diseño de la malla de perforación, favoreciendo una operación más rentable y con mayor aprovechamiento del recurso.

Hallamos el tonelaje inicial para compararlo con el tonelaje obtenido con la nueva malla:

$$TN = \text{altura de corte} \times \text{ancho de corte} \times \text{Avance efectivo} \times P. E$$

$$TN = 1.20m \times 3m \times 1.10m \times 2.8 \frac{TN}{m^3}$$

$$TN = 11.088TN$$

Al realizar la voladura con la malla antigua, el nuevo tonelaje es:

$$TN = 1.5m \times 3.40m \times 1.10m \times 2.8 \frac{TN}{m^3}$$

$$TN = 15.708TN$$

Hay un exceso de 4.62 TN a lo planeado.

Tabla 14 — Datos hallados de la muestra

Pot Veta (m)	Longitud veta (m)	Densidad veta (km/m ³)	Avance (m)	Tn Veta
0.3	3	3.7	1.1	3.663
FUENTE: Elaboración propia.				



Hallamos la dilución del mineral con ayuda de la muestra:

$$TN = \frac{TN \text{ Mineral}}{1 - \%Dil}$$

$$11.088 = \frac{3.663}{1 - \%Dil}$$

$$\%Dil = 67\%$$

Hallamos la dilución del mineral con ayuda de la muestra y de la malla antigua:

$$TN = \frac{TN \text{ Mineral}}{1 - \%Dil}$$

$$15.708 = \frac{3.663}{1 - \%Dil}$$

$$\%Dil = 76.68\%$$

Hallamos el tonelaje inicial para compararlo con el tonelaje obtenido con la nueva malla:

$$TN = \text{altura de corte} * \text{ancho de corte} * \text{Avance efectivo} * P. E$$

$$TN = 1.20m \times 3m \times 1.10m \times 2.8 \frac{TN}{m^3}$$

$$TN = 11.088TN$$

Al realizar la voladura con la nueva malla, el nuevo tonelaje es:

$$TN = 0.35m \times 3.05m \times 1.10m \times 3.7 \frac{TN}{m^3}$$

$$TN = 4.3447TN$$

Hay una reducción considerable de 6.744 TN a lo planeado porque es de manera selectiva minando primero del área mineralizada y de ahí el estéril.

Hallamos la dilución del mineral con ayuda de la muestra:

$$TN = \frac{TN \text{ Mineral}}{1 - \%Dil}$$

$$4.3447 = \frac{3.663}{1 - \%Dil}$$

$$\%Dil = 15.69\%$$



Tabla 15 —Resultados de la diferencia de tonelaje y dilución de mineral

	Ancho (m)	Largo (m)	Avance (m)	Densidad (km/m ³)	Tn Sección	Pot. veta (m)	Long. veta (m)	Densidad veta (km/m ³)	Avance_2 (m)	Tn. veta	Diferencia	% Dil.
Planeado	1.2	3	1.1	2.8	11.088	0.3	3	3.7	1.1	3.663		67
Malla antigua	1.5	3.4	1.1	2.8	15.708	0.3	3	3.7	1.1	3.663	12.045	76.68
Malla nueva	0.35	3.4	1.1	3.7	4.3447	0.3	3	3.7	1.1	3.663	0.6817	15.69

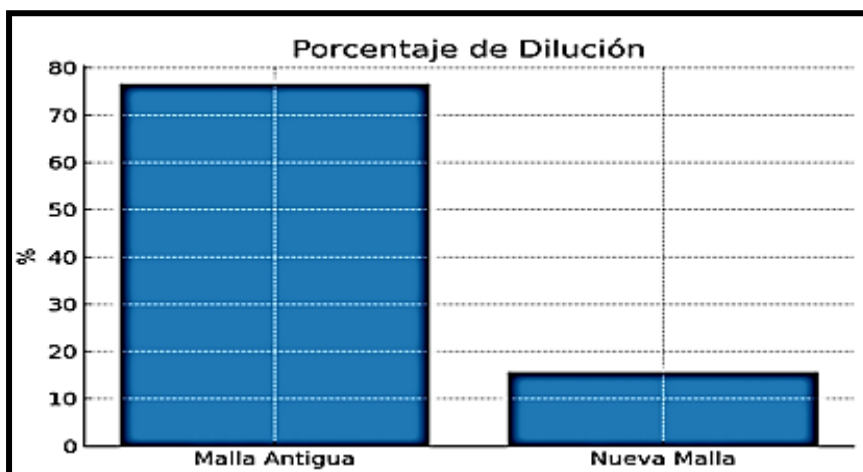
FUENTE: Elaboración propia.

En esta tabla se presenta una comparación entre los tonelajes y la dilución de la malla de perforación actual y la nueva malla, considerando diferentes secciones o condiciones. Utilizando la muestra, se calculó el tonelaje de la veta a partir de la potencia y longitud promedio de la veta en diversos disparos, lo que permitió determinar el grado de dilución.

Con la malla Antigua, se obtuvo un 76.68% de dilución. Esto significa que una porción significativa del material extraído no corresponde a la veta objetivo. En "TN sección" (15.708 t) es considerablemente mayor que el "TN veta" (3.663 t), resultando en una alta diferencia (12.045 t).

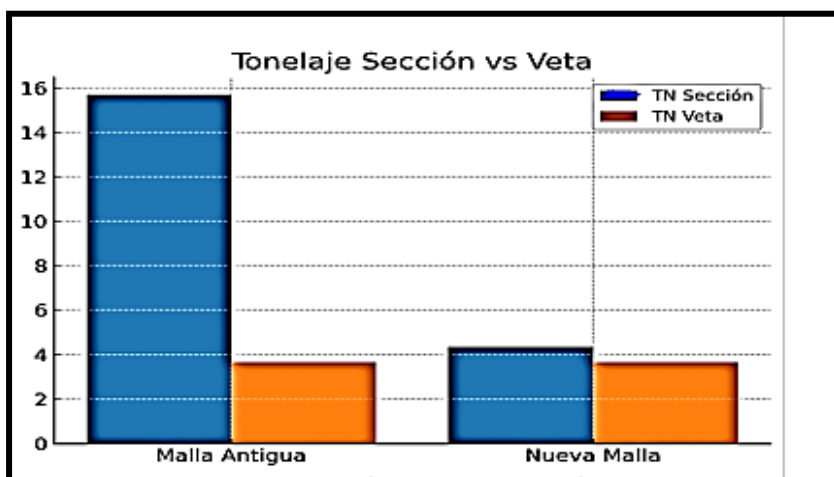
Con la nueva malla, se logró una dilución mucho menor, de 15.69%. Esto indica una mejora significativa en la selectividad de la extracción, donde una mayor proporción del material extraído corresponde a la veta. En "TN sección" (4.3447) está mucho más cerca del "TN veta" (3.663), resultando en una diferencia mucho menor (0.682).

En comparación, la nueva malla de perforación demuestra ser mucho más eficiente en la reducción de la dilución en esta situación específica, pasando de un 76.68% con la malla actual a un 15.69%. Esto sugiere una mejor optimización de los parámetros de perforación y voladura con la nueva malla, lo que podría traducirse en menores costos de procesamiento y una mayor recuperación del mineral valioso.



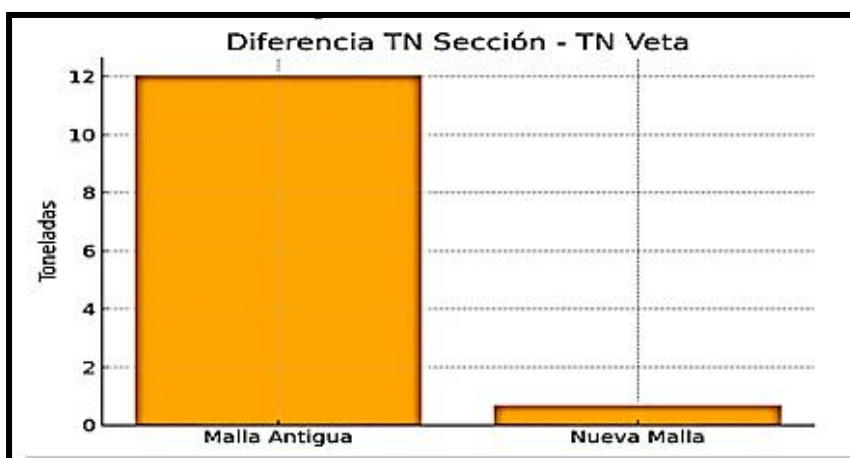
FUENTE: Elaboración propia.

Figura 23 — Diferencia del porcentaje de la dilución entre la antigua malla y la nueva malla



FUENTE: Elaboración propia.

Figura 24 — Tonelaje de sección vs veta con la nueva malla y la malla antigua



FUENTE: Elaboración propia.

Figura 25 — Diferencia entre TN sección con TN veta



En el diseño de malla anterior, la dilución alcanzó un nivel elevado del 76.68%, lo que indica que una gran parte del material extraído no correspondía al mineral valioso. Con la implementación de la nueva malla, la dilución se redujo significativamente a un 15.69%, mejorando notablemente la selectividad en la extracción y favoreciendo una mayor recuperación del mineral.

5.3 Resultados del nuevo tonelaje con el método de explotación de corte y relleno ascendente con minado selectivo por circado

5.3.1 Determinación del nuevo tonelaje

El presente análisis se centra en la evaluación y comparación de los factores de carga y potencia asociados a diferentes diseños de malla de perforación en minería subterránea. Estos factores son indicadores clave que permiten determinar la cantidad de explosivo requerida por unidad de volumen y por tonelada de material fragmentado, lo cual influye directamente en la eficiencia y costo operativo del proceso de voladura. Mediante el uso de datos operativos reales y modelos matemáticos validados, se busca establecer cómo la optimización del diseño de malla puede mejorar el rendimiento de la perforación y la fragmentación, contribuyendo así a una explotación más eficiente y rentable del recurso mineral.

5.3.1.1 Factor de carga anterior

- **Parámetros reales operativos**

Datos operativos:

- **Tipo de roca:** competente o buena
- **Equipos de perforación:** Jackleg
- **Diámetro de perforación:** 38 mm
- **Longitud de barreno:** 4 pies, 1.22 m
- **Longitud efectiva de perforación:** 1.16 m
- **Densidad de roca:** 2.80 TM/m³
- **Densidad de mineral:** 3.70 TM/m³
- **Factor de esponjamiento:** 1.35
- **Eficiencia de voladura:** 95%

- **Eficiencia de Perforación**

Modelo matemático de Roger Holmberg.



$$\text{eficiencia de perforacion} = \frac{\text{log. perf. efectiva}}{\text{long. perf. teorico}} * 100$$

$$\text{eficiencia de perforacion} = \frac{1.16\text{m}}{1.22\text{m}} * 100 = 95\%$$

- **Avance efectivo**

$$\text{Avance efectivo} = \text{long. barra} * \text{efic. perfo.} * \text{efic. voladura}$$

$$\text{Avance efectivo} = 1.22\text{m} * 95\% * 95\% = 1.10 \text{ m}$$

- **Volumen por disparo in situ**

$$\text{Vol. In situ} = \text{altura de corte} * \text{ancho de corte} * \text{Avance efectivo}$$

$$\text{Vol. In situ} = 1.5\text{m} * 3.4\text{m} * 1.10\text{m}$$

$$\text{Vol. In situ} = 5.61\text{m}^3$$

- **Volumen de roca disparada**

$$\text{Vol. Disparado} = \text{vol. in situ} * \text{factor de esponjamiento}$$

$$\text{Vol. Disparado} = 5.61\text{m}^3 * 1.35 = 7.574\text{m}^3$$

- **Tonelada de mineral por disparo**

$$\frac{tn}{disparo} = \text{altura de corte} * \text{ancho de corte} * \text{Avance efectivo} * \text{P. E}$$

$$\frac{tn}{disparo} = 1.5\text{m} * 3.4\text{m} * 1.10 \frac{m}{disparo} * 2.8 \frac{tn}{m^3}$$

$$\frac{tn}{disparo} = 15.708 \frac{TM}{disparo}$$

- **Factor de carga**

Tabla 16 — Características de explosivo semigelatina 65%

Peso por caja	25 kg
Cartuchos por caja	316 und
Peso por cartucho	0.079 kg/cartucho
N° de cartuchos usados	20
Total, kg por disparo	1.58 kg/disparo

FUENTE: Famesa, 2024

$$\text{Factor de carga} = \frac{\text{kg usados/disparo}}{\text{vol/ disparado (in situ)}}$$

$$\text{Factor de carga} = \frac{1.58 \text{ kg usados/disparo}}{5.61 \text{ m}^3 \text{ vol/ disparado (in situ)}}$$

$$\text{Factor de carga} = 0.282 \frac{\text{kg explosivo}}{\text{m}^3}$$

- **Factor de potencia**

$$\text{Factor de potencia} = \frac{\text{kg usados/disparo}}{\text{tn/ disparado}}$$

$$\text{Factor de potencia} = \frac{1.58 \text{ kg} \frac{\text{usados}}{\text{disparo}}}{15.708 \text{ tn/disparado}}$$

$$\text{Factor de potencia} = 0.101 \frac{\text{kg explosivo}}{\text{tn}}$$

5.3.1.2 Factor de carga actual

a) Emulnor 1000 1" x 8”:

- **Parámetros reales operativos**

Datos operativos

- **Tipo de roca:** competente o buena
- **Equipos de perforación:** Jackleg
- **Diámetro de perforación:** 38 mm
- **Longitud de barreno:** 4 pies, 1.22 m
- **Longitud efectiva de perforación:** 1.10 m
- **Densidad de roca:** 2.80 TM/m³
- **Densidad de mineral:** 3.70 TM/m³
- **Factor de esponjamiento:** 1.35
- **Eficiencia de voladura:** 95%

- **Eficiencia de perforación**

Modelo matemático de Roger Holmberg.

$$\text{eficiencia de perforacion} = \frac{\text{log. perf. efectiva}}{\text{long. perf. teorico}} * 100$$



$$\text{eficiencia de perforacion} = \frac{1.16\text{m}}{1.22\text{m}} * 100 = 95\%$$

- **Avance efectivo**

Avance efectivo = long. barra * efic. perfo.* efic. voladura

$$\text{Avance efectivo} = 1.22\text{m} * 95\% * 95\% = 1.10 \text{ m}$$

- **Volumen por disparo in situ**

Vol. In situ = altura de corte * ancho de corte * Avance efectivo

$$\text{Vol. In situ} = 1.25\text{m} * 3.05\text{m} * 1.10\text{m} = 4.194\text{m}^3$$

- **Volumen de roca disparada**

Vol. Disparado = vol. in situ * factor de esponjamiento

$$\text{Vol. Disparado} = 4.19\text{m}^3 * 1.35 = 5.657\text{m}^3$$

- **Tonelada de mineral por disparo**

$\frac{tn}{disparo}$ = altura de corte * ancho de corte * Avance efectivo * P. E

$$\frac{tn}{disparo} = 0.35\text{m} * 3.05\text{m} * 1.10 \frac{m}{disparo} * 3.70 \frac{tn}{m^3}$$

$$\frac{tn}{disparo} = 4.3447 \frac{TM}{disparo}$$

- **Factor de carga**

Tabla 17 — Características de explosivo emulnor 1000 1" x 8"

Peso por caja	25 kg
Cartuchos por caja	230 und
Peso por cartucho	0. 11kg/cartucho
N° de cartuchos usados	5
Total, kg por disparo	0.55 kg/disparo
FUENTE: Elaboración propia.	

$$\text{Factor de carga} = \frac{kg \text{ usados/disparo}}{vol/ disparo (in situ)}$$



$$\text{Factor de carga} = \frac{0.55 \text{ kg usados/disparo}}{4.194 \text{ vol/ disparo (in situ)}}$$

$$\text{Factor de carga} = 0.131 \frac{\text{kg explosivo}}{\text{m}^3}$$

b) Emulnor 3000 1" x 8"

- **Eficiencia de Perforación**

Modelo matemático de Roger Holmberg.

$$\text{eficiencia de perforacion} = \frac{\text{log. perf. efectiva}}{\text{long. perf. teorico}} * 100$$

$$\text{eficiencia de perforacion} = \frac{1.16\text{m}}{1.22\text{m}} * 100 = 95\%$$

- **Avance efectivo**

Avance efectivo = long. barra * efic. perfo.* efic. voladura

$$\text{Avance efectivo} = 1.22\text{m} * 95\% * 95\% = 1.10 \text{ m}$$

- **Volumen por disparo in situ**

Vol. In situ = altura de corte * ancho de corte * Avance efectivo

$$\text{Vol. In situ} = 1.25\text{m} * 3.05\text{m} * 1.10\text{m} = 4.194\text{m}^3$$

- **Volumen de roca disparada**

Vol. Disparado = vol. in situ * factor de esponjamiento

$$\text{Vol. Disparado} = 4.19\text{m}^3 * 1.35 = 5.662\text{m}^3$$

- **Tonelada de desmonte por disparo**

$$\frac{\text{tn}}{\text{disparo}} = \text{altura de corte} * \text{ancho de corte} * \text{Avance efectivo} * \text{P. E}$$

$$\frac{\text{tn}}{\text{disparo}} = 0.90\text{m} * 3.05\text{m} * 1.10 \frac{\text{m}}{\text{disparo}} * 2.80 \frac{\text{tn}}{\text{m}^3}$$

$$\frac{\text{tn}}{\text{disparo}} = 8.4546 \frac{\text{TM}}{\text{disparo}}$$



- **Factor de carga**

Tabla 18 — Características de explosivo emulnor 3000 1" x 8"

Peso por caja	25 kg
Cartuchos por caja	228 und
Peso por cartucho	0.1096 kg/cartucho
N° de cartuchos usados	9
Total, kg por disparo	0.986 kg/disparo
FUENTE: Elaboración propia.	

$$\text{Factor de carga} = \frac{\text{kg usados/disparo}}{\text{vol./disparo (in situ)}}$$

$$\text{Factor de carga} = \frac{0.986 \text{ kg usados/disparo}}{4.194 \text{ vol./disparo (in situ)}}$$

$$\text{Factor de carga} = 0.235 \frac{\text{kg explosivo}}{\text{m}^3}$$

TOTAL: FACTOR1 + FACTOR2

TOTAL: 0.131 + 0.235

TOTAL: 0.366 $\frac{\text{kg explosivo}}{\text{m}^3}$

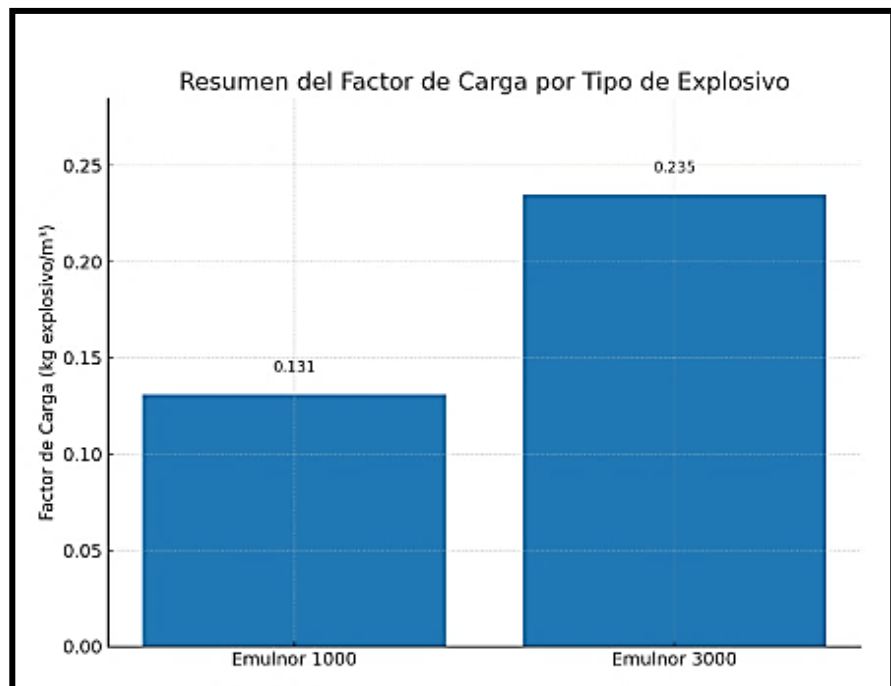


Figura 26 —Resumen del factor de carga por tipo de explosivos

- **Factor de potencia**

- **Emulnor 1000 1" x 8"**

$$\text{Factor potencia} = \frac{\text{kg usados}}{\text{tn/ disparado}}$$

$$\text{Factor potencia} = \frac{0.55 \text{ kg usados}}{4.3447 \text{ tn./disparado}}$$

$$\text{Factor potencia} = 0.1266 \frac{\text{kg explosivo}}{\text{tn}}$$

- **Emulnor 3000 1" x 8"**

$$\text{Factor potencia} = \frac{\text{kg usados}}{\text{tn./ disparado}}$$

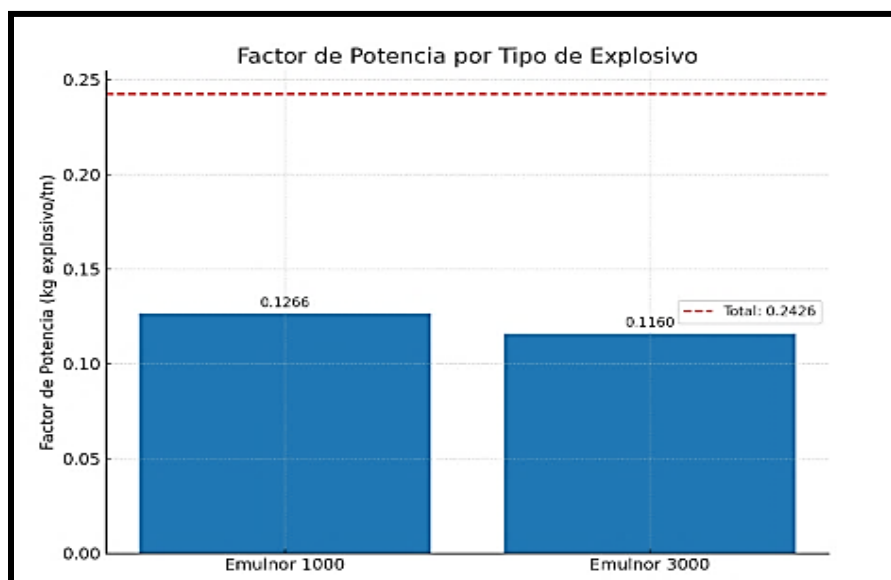
$$\text{Factor potencia} = \frac{0.986 \text{ kg usados}}{8.4546 \text{ tn./disparado}}$$

$$\text{Factor potencia} = 0.116 \frac{\text{kg explosivo}}{\text{tn}}$$

TOTAL: FACTORPOTENCIA1 + FACTORPOTENCIA2

TOTAL: 0.1266 + 0.116

TOTAL: 0.2426 $\frac{\text{kg explosivo}}{\text{tn}}$

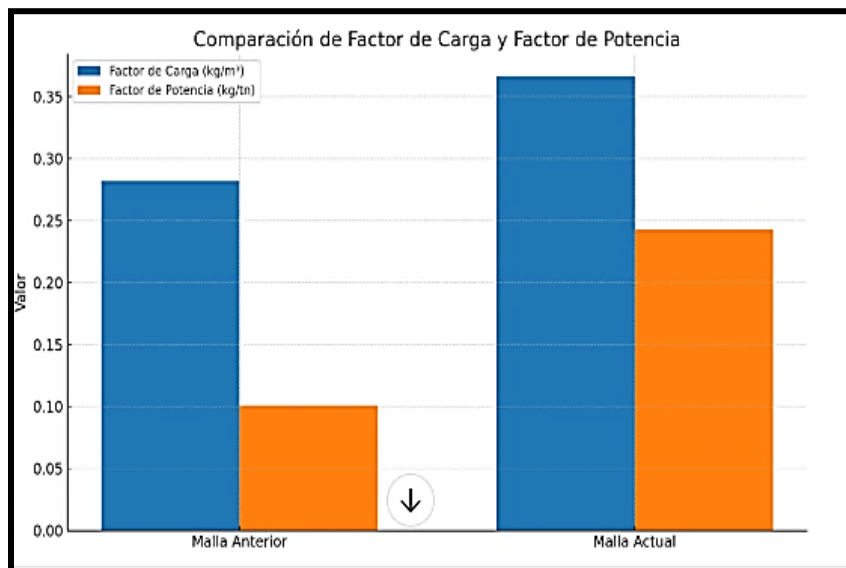


FUENTE: Elaboración propia.

Figura 27 — Factor de potencia por tipo de explosivos



En resumen, el factor de carga de la malla anterior es de $0.282 \frac{\text{kg explosivo}}{\text{m}^3}$ y su factor de potencia $0.101 \frac{\text{kg explosivo}}{\text{tn}}$, en el actual factor de carga $0.366 \frac{\text{kg explosivo}}{\text{m}^3}$ y su factor de potencia es $0.2426 \frac{\text{kg explosivo}}{\text{tn}}$.



FUENTE: Elaboración propia.

Figura 28 — Comparación de factor de carga y factor de potencia

5.3.1.3 Resumen de factores de carga y potencia en el diseño de malla

El análisis comparativo entre la malla antigua y la actual muestra que:

- **Factor de carga (kg explosivo/m³)**
 - En la malla anterior, el consumo de explosivo fue de **0.282 kg/m³**.
 - En la malla actual, este valor aumentó a **0.366 kg/m³**, reflejando un mayor uso de explosivos por volumen de roca fragmentada.
- **Factor de potencia (kg explosivo/tonelada)**
 - Para la malla antigua, el factor fue de **0.101 kg/tonelada**, indicando menor cantidad de explosivo por tonelada de mineral.

- En el diseño nuevo, el factor se incrementó a **0.243 kg/tonelada**, lo que sugiere un mayor consumo de explosivos para lograr una mejor fragmentación y avance efectivo.

Estos resultados indican que el nuevo diseño de malla utiliza un mayor volumen de explosivos para optimizar la fragmentación y el avance del frente de trabajo, lo que puede traducirse en una mejora en la eficiencia operativa y control más preciso del proceso de voladura.

5.4 Contrastación de hipótesis tipo descriptiva

5.4.1 Contrastación de hipótesis general

La aplicación del método de explotación de corte y relleno ascendente con minado selectivo por circado reducirá significativamente la dilución en el tajeo de la veta Carmen unidad minera Antak'uychi, 2025.

Los resultados muestran que la dilución operacional, calculada a partir de la relación entre el tonelaje de sección y el tonelaje de veta, se reduce de 76,68 % con la malla antigua a 15,69 % con la nueva malla diseñada bajo el enfoque de minado selectivo por circado.

Esta variación implica una disminución de más de 60 % en la dilución, lo que se traduce en una incorporación mucho menor de material estéril en el mineral extraído y, por tanto, en una mejora sustancial de la calidad del mineral enviado a planta.

Dado que la hipótesis general planteaba precisamente una reducción significativa de la dilución como efecto de la aplicación del método, y que los datos empíricos evidencian un cambio cuantitativamente importante y técnicamente relevante, se concluye que:

- **Conclusión de contrastación:**

A la luz de los resultados obtenidos, se acepta la hipótesis general, puesto que la aplicación del método de corte y relleno ascendente con minado selectivo por circado reduce de manera significativa la dilución en el tajeo de la veta Carmen.



5.4.2 Contrastación de hipótesis específica (1)

El diseño de malla de perforación y voladura para el método de explotación de corte y relleno ascendente con minado selectivo por circado optimizará significativamente la dilución en el tajeo de la veta Carmen unidad minera Antak'uychi, 2025.

El diseño de malla optimizado reduce el número total de taladros de 15 a 14, pero, sobre todo, reorganiza su distribución para concentrar la voladura en la zona mineralizada y limitar el avance sobre el desmontaje, lo que favorece una voladura más selectiva y controlada.

La comparación de la dilución asociada a cada diseño evidencia que:

Con la malla antigua se tiene un TN sección de 15.708 t y un TN veta de 3.663 t, lo que conlleva una dilución de 76.68 % y una diferencia de 12.045 t de material estéril.

Con la malla nueva el TN sección se reduce a 4.3447 t para un TN veta prácticamente constante de 3.663 t, de modo que la diferencia desciende a solo 0.6817 t y la dilución se sitúa en 15.69 %.

Desde el punto de vista operativo, esta reducción en la dilución implica que la mayor parte del tonelaje extraído corresponde efectivamente a la veta, lo que confirma que el cambio en el diseño de la malla es el factor clave en la mejora de la selectividad y el control del proceso de voladura.

- **Conclusión de contrastación:**

Con base en la disminución del porcentaje de dilución y en la reducción de la diferencia entre tonelaje de sección y tonelaje de veta observada tras la implementación del nuevo diseño de malla, se acepta la primera hipótesis específica: el diseño de malla de perforación y voladura optimizado contribuye de manera significativa a la reducción de la dilución en el tajeo de la veta Carmen.



5.4.3 Contrastación de hipótesis específica (2)

La implementación del método de explotación de corte y relleno ascendente con minado selectivo por circado reducirá significativamente la dilución del mineral en el tajeo de la veta Carmen unidad minera Antak'uychi, 2025.

Si bien el diseño de malla es un componente técnico fundamental, la hipótesis se refiere al conjunto del método (corte y relleno ascendente más minado selectivo por circado). Los resultados muestran que, al aplicar este método:

La dilución calculada con la malla antigua, que responde a un esquema de explotación menos selectivo, alcanza el 76.68 %, evidenciando una fuerte presencia de estéril en el material extraído.

Tras la implementación del minado selectivo por circado y el uso de la nueva malla, la dilución disminuye a 15.69 %, manteniendo un tonelaje de veta similar (3.663 t), pero reduciendo drásticamente la cantidad de material acompañante no mineralizado.

Además, en la discusión se señala que esta mejora en la dilución se relaciona con una mejor fragmentación y un avance más efectivo, aun cuando el factor de carga y el factor de potencia se incrementan, lo que se interpreta como un uso más eficiente de los explosivos para privilegiar la recuperación del mineral valioso.

- **Conclusión de contrastación:**

Dado que la implementación del método completo produce una reducción cuantitativa y operacionalmente relevante de la dilución, se acepta la segunda hipótesis específica: el método de corte y relleno ascendente con minado selectivo por circado reduce de forma significativa la dilución del mineral en el tajeo estudiado.

5.4.4 Contrastación de hipótesis específica (3)

La aplicación del método de explotación de corte y relleno ascendente con minado selectivo por circado permitirá incrementar significativamente el tonelaje extraído en el tajeo de la veta Carmen unidad minera Antak'uychi, 2025.



En este caso, el indicador considerado es el tonelaje extraído por sección (TN sección) comparado con el tonelaje de veta (TN veta). Los cálculos presentados muestran que:

El tonelaje planeado de sección es $(15.708 - 4.62)$ t es de 11.088 t, para un TN veta de 3.663 t.

Con la malla antigua, el TN sección se incrementa a 15.708 t, manteniéndose el TN veta en 3.663 t, lo que supone un exceso de 4.62 t respecto al planeado, asociado principalmente a material estéril.

Con la malla nueva y el minado selectivo, el TN sección se reduce a 4.3447 t, es decir, 6.744 t menos que lo planeado, mientras que el TN veta se mantiene prácticamente invariable (3.663 t).

Estos resultados indican que el método aplicado no incrementa el tonelaje total de sección, sino que lo reduce significativamente para eliminar material estéril y concentrarse en la veta. El efecto principal es, por tanto, cualitativo (mejor ley y menor dilución), más que un aumento cuantitativo del tonelaje global extraído.

Desde el punto de vista de la contrastación, la hipótesis específica 3 se formula en términos de “incrementar significativamente el tonelaje extraído”. Sin embargo, el comportamiento observado en los datos muestra una disminución del tonelaje total de sección y el mantenimiento del tonelaje de veta, lo que contradice la dirección planteada en la hipótesis.

- **Conclusión de contrastación:**

Con base en los valores de tonelaje obtenidos, se concluye que no se acepta la tercera hipótesis específica tal como fue formulada. Más bien, la aplicación del método reduce el tonelaje total de sección, al eliminar material estéril, y mantiene el tonelaje de veta, lo que implica un aumento en la eficiencia y calidad de la producción, pero no un incremento significativo del tonelaje global extraído. Se sugiere reformular esta hipótesis para que haga referencia explícita al incremento del tonelaje útil (de veta) y/o a la mejora en la recuperación del mineral, más que al tonelaje total.



5.5 Discusión

En la tesis de Matos (2022), se reporta un aumento del 44 % en la producción minera tras la aplicación del método de corte y relleno ascendente semimecanizado, destacando una mejora en la eficiencia operativa y reducción de riesgos laborales. En nuestro estudio, aunque no se mide la producción total en términos de volumen, se evidencia una mejora significativa en la eficiencia mediante la optimización del diseño de malla y un control más preciso en la voladura, lo que se traduce en una mejor recuperación del mineral valioso y reducción de la dilución. La diferencia principal radica en que Matos aborda un enfoque semimecanizado que permite mayores volúmenes de extracción, mientras que nuestro enfoque se centra en la precisión y selectividad de la voladura para mejorar la calidad del mineral extraído.

De la Cruz et al. (2020), enfatizan la importancia del diseño adecuado de la perforación y voladura para maximizar la recuperación y minimizar la dilución en vetas angostas, aplicando el método de circado para diferenciar claramente mineral y estéril. Este planteamiento coincide con nuestros resultados, donde el rediseño de la malla redujo el número total de taladros y permitió una voladura más controlada y selectiva, disminuyendo la dilución del mineral considerablemente. La variación entre ambos estudios puede deberse a las condiciones geológicas y geomecánicas particulares de cada yacimiento, así como a las especificaciones técnicas aplicadas en el diseño de la malla.

Arteaga (2021), reportó una reducción significativa de la dilución en vetas auríferas, pasando de un 75 % a solo un 8 %, lo cual supera la reducción del 76.68 % al 15.69 % obtenida en nuestro estudio. Esta diferencia podría explicarse por distintas condiciones operativas y características geológicas que facilitan la separación entre mineral y estéril, así como por el grado de implementación del método selectivo en cada mina. Sin embargo, ambos estudios coinciden en que el minado selectivo es clave para optimizar la recuperación y reducir costos asociados al procesamiento de material estéril.

Los trabajos de Basurto (2021) y Acosta (2019) destacan que el método de circado mejora la selectividad en vetas angostas, reduce la dilución y contribuye a la seguridad geotécnica de las labores mineras. Nuestros resultados refuerzan esta conclusión al demostrar que el diseño optimizado de malla junto con la aplicación del circado reduce la dilución y favorece un avance más efectivo y seguro en la explotación. Las diferencias en los niveles de eficiencia y resultados pueden estar relacionadas con las condiciones específicas de cada



yacimiento y la tecnología utilizada, pero la tendencia general muestra que el método es efectivo para mejorar la operación en vetas angostas.

Arroyo et al. (2023), presentan una planificación estratégica detallada del desarrollo del tajeo con circado, que incluye diseño de galerías y chimeneas para asegurar una extracción eficiente y controlada. Esta perspectiva complementa nuestro estudio, que se enfoca en la optimización de la malla de perforación y voladura para mejorar la fragmentación y selectividad. La diferencia radica en que mientras Arroyo aborda aspectos de infraestructura y etapas de desarrollo, nuestro trabajo se concentra en la etapa de voladura, lo que refleja distintas fases, pero complementarias en el proceso minero.



CAPÍTULO VI

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

6.1 Conclusiones

- La aplicación del Método de Explotación de Corte y Relleno Ascendente con minado selectivo por circado en el tajeo de la Veta Carmen, unidad minera Antak'uychi, ha permitido optimizar la dilución y mejorar la eficiencia del proceso de voladura. La implementación de un diseño de malla actualizado, junto con un manejo controlado del consumo de explosivos, ha contribuido a una mayor recuperación del mineral valioso y a un avance más efectivo en la explotación minera, demostrando la viabilidad y efectividad del método en el contexto operativo estudiado.
- El rediseño de la malla de perforación redujo el número total de taladros de 15 a 14, mejorando la precisión y selectividad en la voladura, especialmente en la diferenciación entre zonas mineralizadas y de desmonte.
- La dilución del mineral se optimizó notablemente, disminuyendo del 76.68% en la malla antigua a un 15.69% con la nueva malla, lo que refleja un significativo mejoramiento en la recuperación del mineral valioso.
- Aunque el consumo de explosivos aumentó en la nueva malla (factor de carga de 0.366 kg/m³ y factor de potencia de 0.243 kg/ton), este incremento está asociado a una mejor fragmentación y mayor avance efectivo, justificando la inversión para lograr una operación más eficiente y controlada.

6.2 Recomendaciones

- Se recomienda continuar con la aplicación del Método de Corte y Relleno Ascendente con minado selectivo por circado, asegurando un control riguroso en los procesos de perforación y voladura para mantener la optimización de la dilución y la eficiencia en la recuperación del mineral valioso. Es fundamental capacitar continuamente al personal operativo para fortalecer sus conocimientos en el manejo de parámetros técnicos y promover la implementación de sistemas de monitoreo que permitan ajustes



oportunos durante las operaciones, adaptándose a las condiciones específicas del yacimiento.

- Respecto al diseño de malla, es importante mantener la distribución optimizada de 14 taladros, garantizando una adecuada separación entre las zonas mineralizadas y de desmonte para mejorar la precisión y selectividad de la voladura. Se recomienda realizar revisiones periódicas del diseño de malla en función de los resultados operativos y las condiciones del tajo, de modo que se puedan realizar ajustes que potencien la eficiencia y reduzcan los costos asociados a la perforación y voladura.
- En cuanto a la reducción significativa de la dilución, se sugiere consolidar la implementación del nuevo diseño de malla como procedimiento estándar en la unidad minera Antak'uychi, incorporando indicadores de dilución dentro de los sistemas de control de calidad de la operación minera. Además, es conveniente desarrollar estudios adicionales que permitan evaluar el impacto económico de esta reducción en la rentabilidad del proyecto, fortaleciendo así la toma de decisiones estratégicas.
- Finalmente, considerando el aumento en el consumo de explosivos con el nuevo diseño, es recomendable planificar y justificar este incremento en los presupuestos operativos, destacando los beneficios en la fragmentación y avance efectivo. Asimismo, se sugiere explorar alternativas y mejoras en los tipos de explosivos y técnicas de voladura que optimicen el consumo energético sin comprometer la calidad del proceso. Para ello, es indispensable establecer un sistema de control y seguimiento del uso de explosivos que garantice un manejo eficiente, seguro y responsable en la operación minera.

REFERENCIA BIBLIOGRÁFICA

- ACOSTA, MENDOZA Ruben Noel. 2019.** *Explotación de vetas angostas con métodos de circado - corte y relleno ascendente para mejorar productividad - Unidad minera Virgen de Chapi 87 de Ica S.A.C. - 2019.* Universidad Nacional del Centro del Perú, Huancayo : 2019.
- ADDELLAW ET AL. 2020.** Factors influencing stope hanging wall stability and ore dilution in narrow-vein deposits. 2020.
- ADOKO Y ALIPOV. 2020.** Influence of Stope Geometry on Sloughing and Dilution in Open Stope Mining. 2020.
- ARCOS, VALVERDE Daniel. 2008.** *Perforación, voladura y ventilacion en mineria subterranea.* Ayacucho : s.n., 2008.
- ARROYO, POMA Yesica Janeth y ASTO, RAMOS Yimi. 2023.** *Aplicación del método de minado corte y relleno ascendente en la veta escondida, Minera Vicus S.A.C.* Universidad Continental, Huancayo : 2023.
- ARTEAGA, ESPINOZA Jhosmell George. 2021.** *Minado selectivo para explotar vetas angostas de oro en la Minera Marsa S.A. Pataz – Región la Libertad.* Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión, Cerro de Pasco : 2021.
- BASURTO, LAPA Mauricio Rafael. 2021.** *Explotación de vetas auríferas angostas mediante OCF – Circado en mina Cobriza 15 de Minera Invemin E.I.R.L.* Universidad Nacional Del Centro Del Perú, Huancayo : 2021.
- CHIPANA, TITO Rudy Milton. 2015.** “*Diseño de perforación y voladura para reducción de costos en el frente de la galería progreso de la Contrata Minera Cavilquis-Corporación Minera Ananea S.A*”. Puno : s.n., 2015.
- DE LA CRUZ, ASALDE Katherine Vanessa y VALDIVIA, CASTILLO Nahomi Antoinette. 2020.** *Estudio del Método de Circado para la Explotación de Vetangostas en la Mina Nueva Esperanza Nivel II – Algamarca.* Universidad Cesar Vallejo, Chiclayo : 2020.
- HERNÁNDEZ-SAMPIERI, R. & MENDOZA, C. 2018.** Metodología de la investigación. Las rutas cuantitativa, cualitativa y mixta., Ciudad de México, México: : Editorial Mc Graw Hill Education, Año de edición: 2018, ISBN: 978-1-4562-6096-5, 714 p., 2018.
- HUARANCCA, Renato Paul Ortega. 2023.** *Aplicación del método de circado en las labores de desarrollo para reducir la dilución de mineral, Unidad minera Vicus.* Huancayo : s.n., 2023.
- LÓPEZ, JIMENO Carlos. 2004.** *Manual de Perforacion y Voladura de Rocas.* Madrid : Instituto tecnológico Geominero de España, 2004.
- MATOS, ROJAS Ken. 2022.** *Aplicación del método de explotación corte y relleno ascendente semimecanizado para mejorar la productividad en la veta Ximena en los niveles 18 y 19 en la*



E.C.M. Gestión Minera Integral S. A. C. Compañía Minera Alpayana. Universidad Continental, Huancayo : 2022.

MORALES, GARCIA Alisson Katuska. 2020. *Diseño de malla de perforación y voladura para optimizar el avance en la rampa negativa 940 de Sociedad Minera Austria Duvaz S. A. C. Huancayo : s.n., 2020.*

MOROCO, Rene. 2003. *MEMORIA DESCRIPTIVA DE LA REVISIÓN Y ACTUALIZACIÓN CUADRÁNGULO DE ABANCAY (28-q).* Lima : s.n., 2003.

ORTIZ, BASAURI Jose Luis y SIGUENZA, RODRIGUEZ Alex Cirilo. 2016. *“Propuesta Del Método Corte Y Relleno Mecanizado Para Incrementar La Producción En Mina “Lourdes”, Uea Parcoy, Consorcio Minero Horizonte S.A. 2016”.* Universidad Privada del Norte, Cajamarca : 2016.

PEREZ. 2015. *Dilución operacional en mina El Soldado.* UNIVERSIDAD DE CHILE : s.n., 2015.

POMA, ARROYO Yesica Janeth. 2023. *repositorio.continental.edu.pe. repositorio.continental.edu.pe. [En línea] 2023. https://repositorio.continental.edu.pe/bitstream/20.500.12394/12583/3/IV_FIN_110_TE_Matos_Rojas_2022.pdf.*

ROJAS, MATOS Ken. 2022. *Aplicación del método de explotación corte y relleno ascendente semimecanizado para mejorar la productividad en la veta Ximena.* Huancayo : s.n., 2022.



ANEXOS



Anexo A

Tabla 19 — Matriz de consistencia

" Aplicación del método de explotación de corte y relleno ascendente con minado selectivo por circado para la optimización de la dilución en el tajeo de la veta Carmen, en la unidad minera Antak'uychi, 2025"				
Problema	Objetivos	Hipótesis	Variables	Dimensión
<p>Problema general</p> <p>¿Cómo la Aplicación del método de explotación de corte y relleno ascendente con minado selectivo por circado optimizará la dilución en el tajeo de la Veta Carmen, en la unidad minera Antak'uychi, 2025?</p>	<p>Objetivo general</p> <p>Aplicar el Método de Explotación de Corte y Relleno Ascendente con minado selectivo por circado para la optimización de la dilución en el Tajeo de la Veta Carmen, en la unidad minera Antak'uychi, 2025.</p>	<p>Hipótesis general</p> <p>La aplicación del Método de Explotación de Corte y Relleno Ascendente con minado selectivo por circado permitirá aumentar la producción en el tajeo de la Veta Carmen en la unidad minera Antak'uychi, 2025.</p>	<p>Variable independiente</p> <p>Método de Explotación de Corte y Relleno Ascendente con minado selectivo por circado.</p>	<ul style="list-style-type: none"> • Recomendación geomecánica. • Cantidad de taladros perforados. • Cantidad total de explosivo.
<p>Problemas específicos</p> <ul style="list-style-type: none"> • ¿Cómo se realiza el diseño de malla de perforación y voladura para el Método de Explotación de Corte y Relleno Ascendente con minado selectivo por circado en el Tajeo de la Veta Carmen, en la unidad minera Antak'uychi, 2025? • ¿En qué medida se reducirá la dilución de mineral con el Método de Explotación de Corte y Relleno Ascendente con minado selectivo por circado en el Tajeo de la Veta 	<p>Objetivos específicos</p> <ul style="list-style-type: none"> • Realizar el diseño de malla de perforación y voladura para el Método de Explotación de Corte y Relleno Ascendente con minado selectivo por circado en el Tajeo de la Veta Carmen, en la unidad minera Antak'uychi, 2025. • Reducir la dilución de mineral con el Método de Explotación de Corte y Relleno Ascendente con minado selectivo por circado en el Tajeo de la Veta 	<p>Hipótesis específicos</p> <ul style="list-style-type: none"> • Para el Método de Explotación de Corte y Relleno Ascendente con minado selectivo por circado se realizará el diseño de malla de perforación y voladura en el tajeo de la Veta Carmen en la unidad minera Antak'uychi, 2025. • La implementación del Método de Explotación de Corte y Relleno Ascendente con minado selectivo por circado contribuirá a reducir la dilución del mineral en el 	<p>Variable dependiente</p> <p>Optimización de la dilución.</p>	<ul style="list-style-type: none"> • Diseño de malla de perforación y voladura en el tajeo. • Dilución del mineral en el tajeo. • Incremento de tonelaje extraído en el tajeo.

<p>Carmen, en la unidad minera Antak'uychi, 2025?</p> <ul style="list-style-type: none">• ¿Cómo se determinará el nuevo tonelaje con el Método de Explotación de Corte y Relleno Ascendente con minado selectivo por circado en el Tajeo de la Veta Carmen, en la unidad minera Antak'uychi, 2025?	<p>Carmen, en la unidad minera Antak'uychi, 2025.</p> <ul style="list-style-type: none">• Determinar el nuevo tonelaje con el Método de Explotación de Corte y Relleno Ascendente con minado selectivo por circado en el Tajeo de la Veta Carmen, en la unidad minera Antak'uychi, 2025.	<p>tajeo de la Veta Carmen en la unidad minera Antak'uychi, 2025.</p> <ul style="list-style-type: none">• La aplicación del Método de Explotación de Corte y Relleno Ascendente con minado selectivo por circado permitirá incrementar el tonelaje extraído en el Tajeo de la Veta Carmen en la unidad minera Antak'uychi, 2025.		
------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------	--------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------	------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------	--	--

Anexo B
Panel fotográfico



Figura 29 — preparación para la perforación en la cortada principal



Figura 30 — Malla de perforación



Figura 31 — Ventilación en la cortada principal



Figura 32 — Preparación de sostenimiento con cuadros de madera



Figura 33 — Carguío y acarreo de mineral



Figura 34 — Bocamina

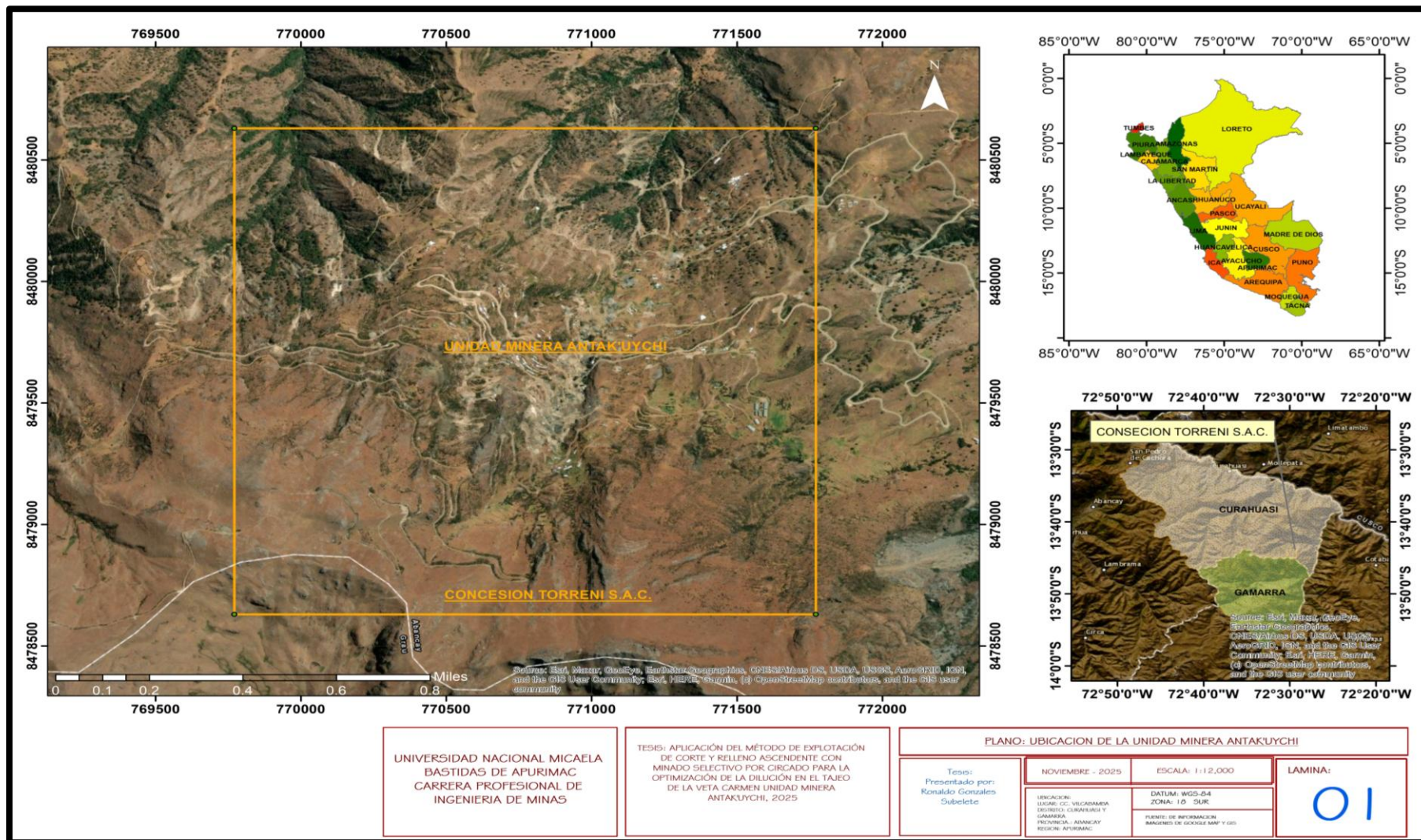


Figura 35 — Plano de ubicación de la unidad minera Antak'uychi

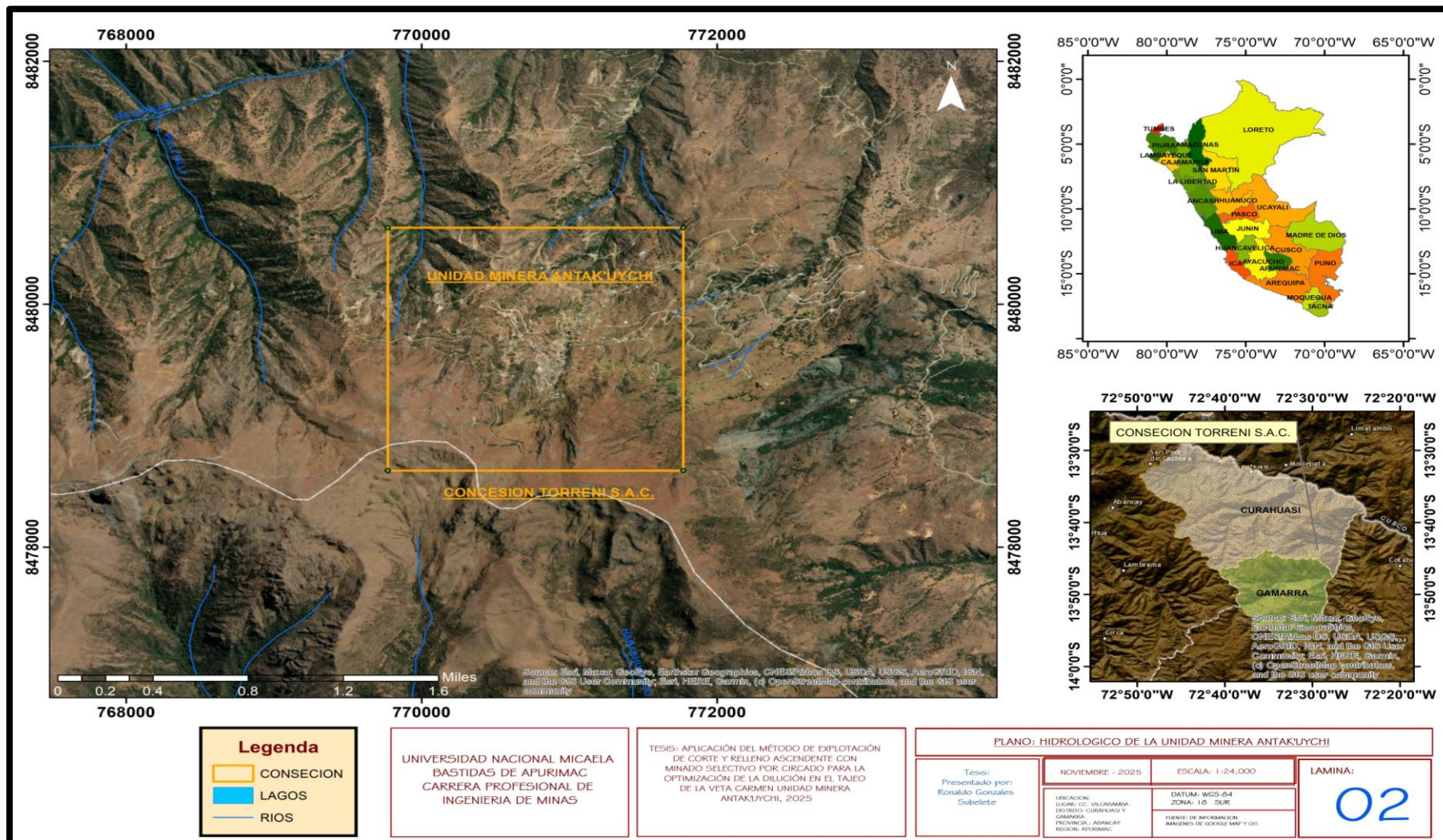


Figura 36 — Plano de hidrología de la unidad minera Antak'uychi

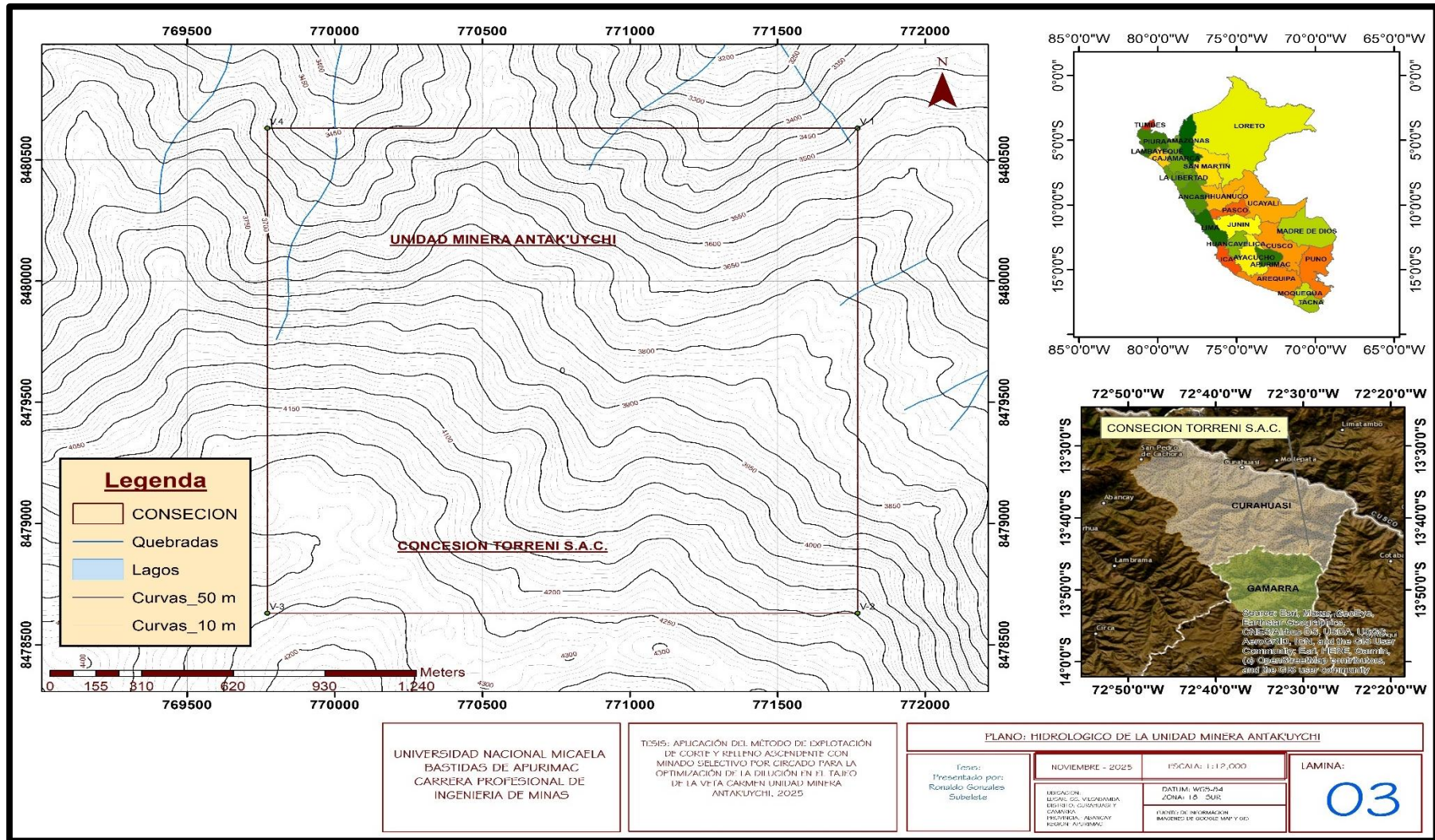


Figura 37 — Plano topográfico de la unidad minera Antak'uychi

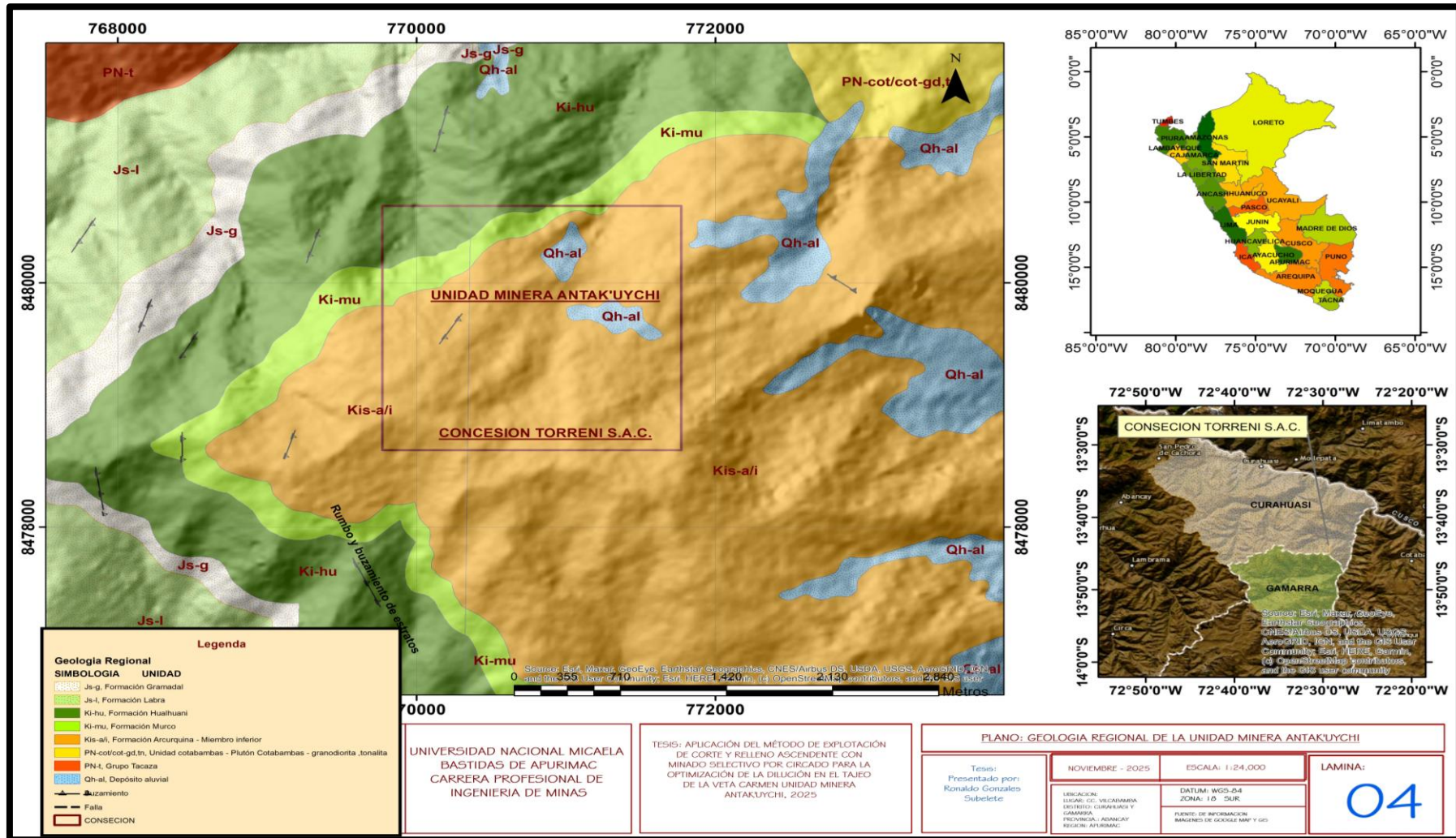


Figura 38 — Plano geología regional de la unidad minera Antak'uychi

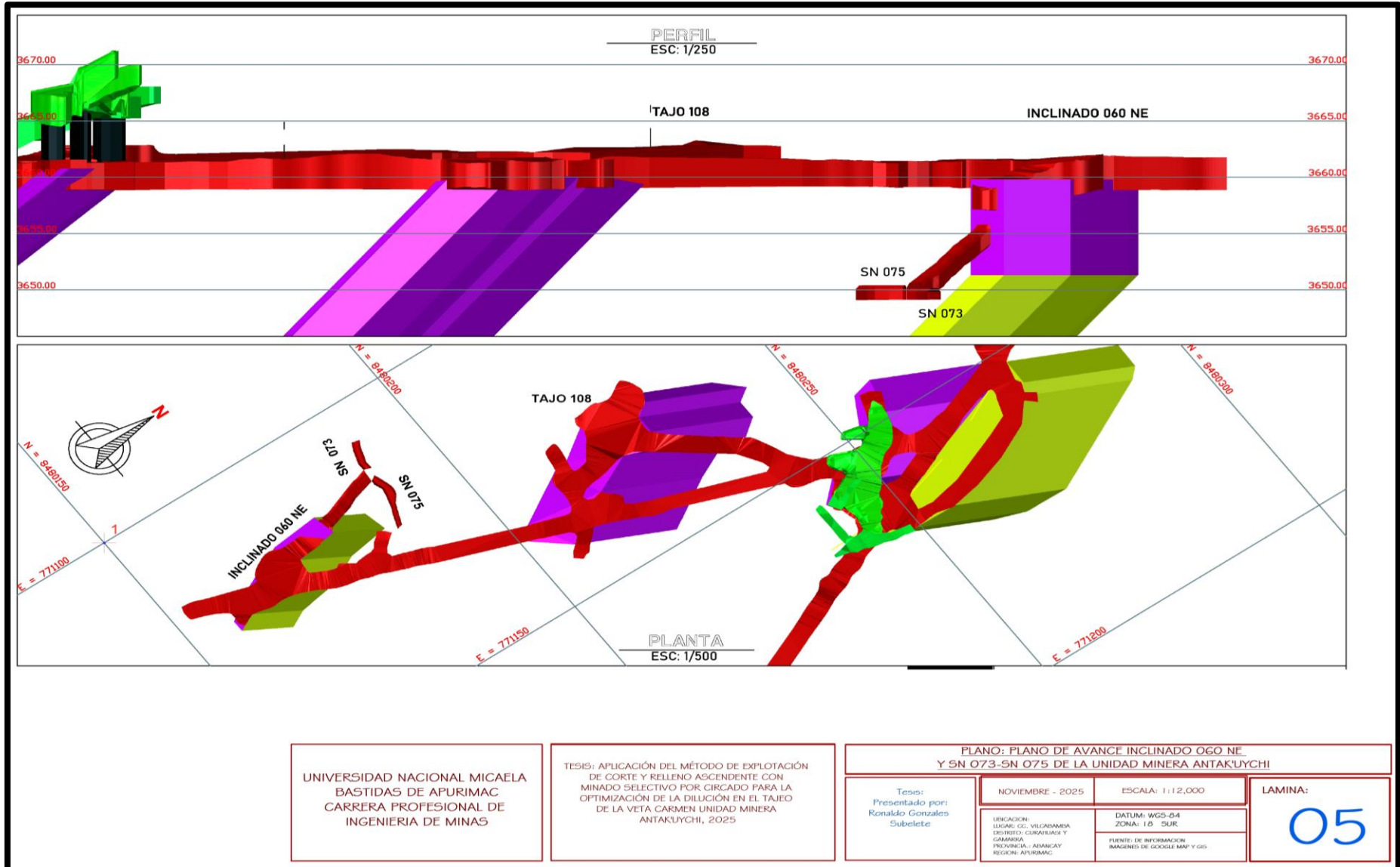


Figura 39 — Plano de avance tajo 060 NE

