

Universidad Nacional de Ingeniería
Facultad de Ingeniería Geológica Minera y Metalúrgica



TESIS

**Evaluación geomecánica y económica para la determinación del
método de minado de una compañía minera subterránea
mediante análisis de Trade-off**

Para obtener el título profesional de Ingeniero de Minas

Elaborado por

Emanuel Piero Poma Huaman

 [0009-0001-5095-4684](https://orcid.org/0009-0001-5095-4684)

Asesor

M.Sc. Jose Antonio Corimanya Mauricio

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

LIMA – PERÚ

2025

Citar/How to cite	Poma Huaman [1]
Referencia/Reference	[1] E. Poma Huaman, " <i>Evaluación geomecánica y económica para la determinación del método de minado de una compañía minera subterránea mediante análisis de Trade-off</i> " [Tesis de pregrado]. Lima (Perú): Universidad Nacional de Ingeniería, 2025.
Estilo/Style: IEEE (2020)	

Citar/How to cite	(Poma, 2025)
Referencia/Reference	Poma, E. (2025). <i>Evaluación geomecánica y económica para la determinación del método de minado de una compañía minera subterránea mediante análisis de Trade-off</i> . [Tesis de pregrado, Universidad Nacional de Ingeniería]. Repositorio institucional Cybertesis UNI.
Estilo/Style: APA (7ma ed.)	

Dedicatoria

A mis padres Sonia y Javier, que me brindaron su apoyo incondicional, me inculcaron valores y confiaron en mi persona en todo momento. A mi hermana por su motivación y llegar a ser un ejemplo para ella.

Agradecimientos

El principal agradecimiento es a Dios, quien me ha guiado y motivado durante el arduo camino.

A mis padres, por su amor y apoyo incondicional en todo momento y por inculcarme desde pequeño la importancia del conocimiento, el esfuerzo y la humildad.

Resumen

La presente investigación tiene como finalidad determinar el método de explotación subterránea más adecuado para un yacimiento polimetálico mediante un análisis de Trade-off que integre criterios geomecánicos y económicos. Para ello, se evaluaron los métodos de minado Sublevel Caving (SLC) y Sublevel Stopping (SLS), aplicando el método de selección de Nicholas (1981) para analizar la compatibilidad entre las condiciones geológicas del macizo rocoso y los requerimientos técnicos de cada método. Adicionalmente, se realizó un análisis económico comparativo a través de indicadores como el Valor Actual Neto (VAN) y el Net Smelter Return (NSR).

Los resultados geomecánicos mostraron que el método SLS presenta limitaciones técnicas considerables debido a los altos esfuerzos in-situ y la baja calidad del macizo rocoso, factores que comprometen la estabilidad estructural y descartan su implementación. En contraste, el método SLC resultó ser geomecánicamente viable, al adaptarse mejor al comportamiento del terreno mediante un proceso de hundimiento progresivo. Desde el enfoque económico, el método SLC alcanzó el mayor rendimiento con un VAN de 108.2 millones de USD, superando al SLS (97.9 MUSD) y a una alternativa combinada (104.6 MUSD), bajo un plan de producción de 2,375 tpd durante 24 meses.

Aunque el SLS permitiría iniciar la explotación en zonas de mayor NSR, su alto costo operativo (50 % superior al SLC) reduce su rentabilidad global. Por su parte, el método combinado no representa una mejora significativa frente al SLC puro, debido a su mayor complejidad operativa. En conjunto, el estudio concluye que el Sublevel Caving constituye la alternativa más adecuada tanto desde el punto de vista técnico como económico, permitiendo continuar con el diseño del proyecto bajo una estrategia eficiente, segura y sostenible.

Palabras clave — Sublevel Caving, Sublevel Stopping, análisis de Trade-off, VAN, NSR, selección de métodos.

Abstract

His research aims to determine the most appropriate underground mining method for a polymetallic deposit through a Trade-off analysis that integrates geomechanical and economic criteria. For this purpose, the mining methods Sublevel Caving (SLC) and Sublevel Stoping (SLS) were evaluated, applying the Nicholas (1981) selection method to analyze the compatibility between the geological conditions of the rock mass and the technical requirements of each method. In addition, a comparative economic analysis was conducted using indicators such as Net Present Value (NPV) and Net Smelter Return (NSR).

The geomechanical results showed that the SLS method presents significant technical limitations due to high in-situ stresses and poor rock mass quality, factors that compromise structural stability and lead to its dismissal. In contrast, the SLC method proved to be geomechanically viable, as it better adapts to ground behavior through a progressive caving process. From an economic perspective, SLC achieved the highest performance, with an NPV of 108.2 million USD, surpassing SLS (97.9 MUSD) and the combined alternative (104.6 MUSD), under a production plan of 2,375 tpd over 24 months.

Although SLS would allow early extraction from higher NSR zones, its operating cost—50% higher than SLC— significantly reduces its overall profitability. Meanwhile, the combined method does not provide substantial advantages over pure SLC, given its increased operational complexity. In conclusion, the study finds that Sublevel Caving is the most suitable alternative, both technically and economically, allowing the project to proceed under an efficient, safe, and sustainable development strategy.

Keywords — Sublevel Caving, Sublevel Stoping, Trade-off analysis, NPV, NSR, mining method selection.

Tabla de Contenido

	Pág.
Resumen	v
Abstract	vi
Introducción	xiii
Capítulo I. Parte introductoria del trabajo	1
1.1 Descripción del problema de investigación.....	1
1.2 Objetivo.....	2
1.2.1 Objetivo general	2
1.2.2 Objetivos específicos	2
1.3 Hipótesis	2
1.3.1 Hipótesis general	2
1.3.2 Hipótesis específicas.....	2
1.4 Operacionalización de variables.....	3
1.4.1 Variable independiente (V.I).....	3
1.4.2 Variable dependiente (V.D)	3
1.5 Antecedentes referenciales	5
1.5.1 Antecedentes internacionales	5
1.5.2 Antecedentes nacionales	6
Capítulo II. Marcos teórico y conceptual.....	10
2.1 Marco teórico	10
2.1.1 Métodos de minado subterráneo.....	10
2.1.2 Geomecánica minera aplicada	13
2.1.3 Evaluación económica de minado.....	15
2.1.4 Método de minado Sublevel Caving	16
2.2 Marco conceptual.....	20
2.2.1 Trade-Off.....	20
2.2.2 Sublevel Caving	20

2.2.3	Sublevel Stopping	20
2.2.4	Geomecánica	20
2.2.5	NSR (Net Smelter Return).....	20
2.2.6	VAN (Valor Actual Neto).....	20
2.2.7	Dilución	20
2.2.8	Recuperación	20
2.2.9	RMR (Rock Mass Rating).....	21
2.2.10	Envolvente económica	21
Capítulo III. Desarrollo del trabajo de investigación		22
3.1	Unidad de estudio	22
3.1.1	Ubicación y accesibilidad	22
3.1.2	Exploración histórica	23
3.1.3	Producción histórica	24
3.1.4	Procesamiento de mineral histórico.....	27
3.1.5	Costos operativos e inversiones históricas.....	28
3.2	Marco geológico y mineralización.....	29
3.2.1	Geología regional.....	29
3.2.2	Geología local	32
3.2.3	Geología estructural.....	34
3.2.4	Mineralización	37
3.2.5	Tipo de deposito.....	37
3.3	Trade off de métodos de minado.....	38
3.3.1	Antecedentes	39
3.3.2	Cálculo de NSR.....	45
3.3.3	Evaluación estratégico – geomecánica	49
Capítulo IV. Análisis e interpretación de resultados		59
4.1	Análisis económico	59
4.1.1	Sublevel Caving	60

4.1.2 Sublevel Stopping	62
4.1.3 Método combinado.....	64
4.2 Valor Actual Neto	66
4.3 Validacion de hipotesis.....	668
Conclusiones	70
Recomendaciones	71
Referencias bibliográficas	72
Anexos	75

Lista de Tablas

	Pág.
Tabla 1 : Matriz de consistencia.....	4
Tabla 2 : Avance de sondajes diamantinos por años	24
Tabla 3 : Estructuras de la mina, considerando los niveles de explotación	25
Tabla 4 : Estructuras de la mina con métodos de minado.....	26
Tabla 5 : Producción por años y leyes históricas	27
Tabla 6 : Procesamiento de mineral.....	27
Tabla 7 : Tratamiento de mineral, gastos y costo por áreas	28
Tabla 8 : Inversiones por áreas.....	29
Tabla 9 : Resumen parámetros ensayo de roca.....	41
Tabla 10: Reporte de recursos por cuerpo mineralizado	43
Tabla 11: Reporte de recursos por categoría de recurso	44
Tabla 12: Estadísticas de leyes	45
Tabla 13: Valor punto por metal.....	46
Tabla 14: Estadísticas NSR	46
Tabla 15: Puntuación forma y ancho del yacimiento	50
Tabla 16: Puntuación orientación y distribución de leyes del yacimiento	50
Tabla 17: Parámetros para caracterizar geometría del yacimiento.....	51
Tabla 18: Puntuación características geomecánicas de la roca mineralizada del yacimiento..	52
Tabla 19: Parámetros para caracterizar la competencia de la roca intacta	52
Tabla 20: Parámetros para caracterizar el espaciamiento entre fracturas.....	53
Tabla 21: Parámetros para caracterizar la resistencia de las estructuras.....	53
Tabla 22: Puntuación características geomecánicas de la roca techo del yacimiento	54
Tabla 23: Puntuación características geomecánicas de la roca caja del yacimiento	54
Tabla 24: Cálculo parámetro A	55
Tabla 25: Cálculo parámetro B	56
Tabla 26: Cálculo parámetro C	57

Tabla 27: Cálculo parámetro D	58
Tabla 28: Ranking métodos de minado.....	58
Tabla 29: Detalle de costos por método.....	59
Tabla 30: Parámetros para evaluación económica	60
Tabla 31: Tonelaje por nivel SLC	61
Tabla 32: Tonelaje por nivel SLS	63
Tabla 33: Tonelaje por nivel método combinado.....	65
Tabla 34: VAN y TIR por método de minado.....	66

Lista de Figuras

	Pág.
Figura 1 : Mapa de ubicación del proyecto minero	22
Figura 2 : Plano de derecho de servidumbre del proyecto minero.....	23
Figura 3 : Plano regional.....	32
Figura 4 : Geología local.....	34
Figura 5 : Esquema estructural	36
Figura 6 : Modelo geológico de los depósitos epitermales	38
Figura 7 : Topografía de superficie	39
Figura 8 : Vista isométrica de cuerpos mineralizados	42
Figura 9 : Vista en planta de cuerpos mineralizados	43
Figura 10: Vista isométrica de recursos por categoría	44
Figura 11: Vista isométrica de NSR	47
Figura 12: NSR por coordenada Este	47
Figura 13: NSR por coordenada Norte.....	48
Figura 14: NSR por coordenada Z	48
Figura 15: Curva tonelaje – NSR	49
Figura 16: Dirección de minado por SLC	60
Figura 17: Plan de producción preliminar por SLC, no operativizado	62
Figura 18: Dirección de minado por SLS.....	62
Figura 19: Plan de producción preliminar por SLS, no operativizado	64
Figura 20: Dirección de minado por método combinado	64
Figura 21: Plan de producción preliminar por método combinado	66
Figura 22: Sensibilidad de VAN de SLC.....	68

Introducción

La minería subterránea moderna exige decisiones fundamentadas que integren tanto criterios técnicos como económicos, especialmente al momento de seleccionar el método de explotación más adecuado para un yacimiento con características geológicas y operativas complejas. La elección incorrecta de un método de minado puede derivar en serias consecuencias, como inestabilidad del macizo rocoso, costos operativos elevados, pérdidas de mineral valioso y un bajo rendimiento económico del proyecto. Frente a este contexto, se hace necesario aplicar herramientas de evaluación que permitan realizar comparaciones técnicas y financieras entre las alternativas disponibles, tales como el análisis de Trade-off.

El trabajo está estructurado en cuatro capítulos principales, organizados de manera lógica y progresiva para garantizar una comprensión clara del problema, del enfoque metodológico y del análisis de resultados:

Capítulo I corresponde a la parte introductoria, en donde se desarrolla la descripción del problema de investigación, se plantean los objetivos general y específicos, se formulan la hipótesis general y específicas, y se definen las variables que intervienen en el estudio (independiente y dependiente). También se presenta un análisis de antecedentes referenciales, tanto nacionales como internacionales, que fundamentan el enfoque del trabajo.

Capítulo II aborda el marco teórico y conceptual, donde se revisan los principales temas relacionados con la investigación. Se exploran los fundamentos de los métodos de minado subterráneo, los principios de geomecánica minera aplicada, la evaluación económica de proyectos mineros, y se describe en detalle el método Sublevel Caving. Esta sección se complementa con el marco conceptual, donde se definen los términos clave utilizados a lo largo del estudio.

Capítulo III desarrolla el cuerpo central del trabajo de investigación. Se inicia con la caracterización de la unidad de estudio, que incluye ubicación, accesibilidad, historia de

exploración, producción y procesamiento, así como una revisión de costos históricos. A continuación, se expone el marco geológico del yacimiento, abarcando la geología regional, local, estructural, la mineralización y el tipo de depósito. Finalmente, se ejecuta el análisis Trade-off entre métodos de minado, detallando los antecedentes, la estimación del NSR y la evaluación estratégica basada en criterios geomecánicos.

Capítulo IV presenta el análisis y discusión de resultados, donde se comparan las proyecciones económicas de los tres escenarios evaluados: Sublevel Caving, Sublevel Stopping y un método combinado. Se profundiza en el cálculo del Valor Actual Neto (VAN) para cada alternativa, lo que permite tomar una decisión informada respecto al método más eficiente y sostenible para la explotación del yacimiento.

La investigación concluye con las conclusiones derivadas de los análisis técnicos y económicos, una serie de recomendaciones prácticas orientadas al diseño del proyecto y la operación minera, y la bibliografía utilizada, que respalda el desarrollo de cada etapa del estudio.

Capítulo I. Parte introductoria del trabajo

1.1 Descripción del problema de investigación

La minería subterránea en terrenos andinos presenta desafíos significativos tanto en términos geotécnicos como económicos, especialmente cuando se trata de yacimientos polimetálicos con características geológicas complejas. En este contexto, una compañía minera ubicada en la cordillera de los Andes, en la región de Ayacucho – Perú, se encuentra actualmente en fase de evaluación para definir el método de explotación subterránea más adecuado para la extracción de sus recursos minerales, compuestos principalmente por zinc (Zn), plomo (Pb), plata (Ag), oro (Au) y cobre (Cu).

Hasta el momento, la operación minera ha considerado la aplicación de métodos convencionales como Sublevel Stopping (SLS), Cut and Fill y Room and Pillar, los cuales son comúnmente utilizados en yacimientos de geometría y continuidad moderada. Sin embargo, recientes estudios geológicos y nuevas interpretaciones geotécnicas del depósito han puesto en evidencia condiciones estructurales y económicas que podrían hacer más favorable la adopción de métodos alternativos. Ante esta situación, mantener la selección inicial sin un análisis técnico integral podría conllevar riesgos importantes, tales como inestabilidad estructural, aumento de costos operativos, disminución en la recuperación del mineral útil e incluso una reducción significativa en la vida útil del proyecto.

Frente a este escenario, se vuelve imperativo realizar una evaluación comparativa de tipo Trade-off que integre tanto parámetros geomecánicos como económicos, y que permita analizar de manera objetiva las ventajas y desventajas de los métodos actuales frente a otros métodos potenciales, tales como Block Caving, Panel Caving, o incluso variantes de métodos masivos de explotación. Esta evaluación debe considerar factores clave como la estabilidad de excavaciones, la dilución, la productividad, el impacto ambiental, los costos de desarrollo y operación, así como la recuperación económica del proyecto.

Dado que la selección del método de minado representa una decisión estratégica que define gran parte del diseño, la planificación y la rentabilidad del proyecto, es crucial responder a las siguientes interrogantes:

¿En qué medida la incertidumbre en la selección de método de minado impacta negativamente en la viabilidad técnico-económica del proyecto minero?

¿En qué medida las condiciones geométricas y geomecánicas del cuerpo mineralizado impacta en la selección de método de minado adecuado?

¿En qué medida la selección de método de minado impacta de manera negativa en la rentabilidad del proyecto minero?

1.2 Objetivo

1.2.1 Objetivo general

Evaluar geomecánica y económicamente los métodos de minado Sublevel Caving y Sublevel Stopping para determinar la alternativa más adecuada para el yacimiento polimetálico minero mediante un análisis de Trade-off.

1.2.2 Objetivos específicos

- Aplicar el método de selección de Nicholas (1981) para comparar los métodos en base a criterios geomecánicos.
- Realizar un análisis económico comparativo entre métodos de minado utilizando indicadores como el VAN y el NSR.

1.3 Hipótesis

1.3.1 Hipótesis general

La aplicación de un análisis de Trade-off entre los métodos Sublevel Caving y Sublevel Stopping permitirá determinar una opción de minado más viable para el yacimiento minero, considerando condiciones geomecánicas y económicas.

1.3.2 Hipótesis específicas

- El método de Nicholas permitirá identificar restricciones geomecánicas que descartan ciertos métodos de explotación.

- El análisis económico comparativo permitirá determinar el método de minado que genere mayor rentabilidad al proyecto.

1.4 Operacionalización de variables

1.4.1 *Variable independiente (V.I)*

- X1: Método de minado.
 - Características del yacimiento

1.4.2 *Variable dependiente (V.D)*

- Y1: Viabilidad técnico-económica.
 - NSR.
 - Recuperación.
 - Dilución.
- Y2: Adecuación del método.
 - Puntaje Nicholas.
 - Esfuerzo.
- Y3: Rentabilidad del método.
 - VAN.
 - Tasa de descuento.

Tabla 1

Matriz de consistencia

PROBLEMA	OBJETIVOS	HIPOTESIS	VARIABLE	INDICADORES
<p><u>Problema general</u></p> <p>¿En qué medida la incertidumbre en la selección de método de minado impacta negativamente en la viabilidad técnico-económica del proyecto minero?</p>	<p><u>Objetivo general</u></p> <p>Evaluar geomecánica y económicamente los métodos de minado Sublevel Caving y Sublevel Stoping para determinar la alternativa más adecuada para el yacimiento polimetálico minero mediante un análisis de Trade-off.</p>	<p><u>Hipótesis general</u></p> <p>La aplicación de un análisis de Trade-off entre los métodos Sublevel Caving y Sublevel Stoping permitirá determinar una opción de minado más viable para el yacimiento minero, considerando condiciones geomecánicas y económicas.</p>	<p>Y1: Dependiente / Efecto</p> <p>Viabilidad técnico-económica.</p>	<p>NSR (27.5 – 547.9 USD/t).</p> <p>Recuperación (81%).</p> <p>Dilución (20%).</p>
<p><u>Problema específico 1</u></p> <p>¿En qué medida las condiciones geométricas y geomecánicas del cuerpo mineralizado impacta en la selección de método de minado adecuado?</p>	<p><u>Objetivo específico 1</u></p> <p>Aplicar el método de selección de Nicholas (1981) para comparar los métodos en base a criterios geomecánicos.</p>	<p><u>Hipótesis específica 1</u></p> <p>El método de Nicholas permitirá identificar restricciones geomecánicas que descartan ciertos métodos de explotación.</p>	<p>X1: Independiente / Causa</p> <p>Método de minado.</p>	<p>Y2: Dependiente / Efecto</p> <p>Adecuación del método</p> <p>Puntaje Nicholas (20).</p> <p>Esfuerzo (72.2 – 92.5 MPa).</p>
<p><u>Problema específico 2</u></p> <p>¿En qué medida la selección de método de minado impacta de manera negativa en la rentabilidad del proyecto minero?</p>	<p><u>Objetivo específico 2</u></p> <p>Realizar un análisis económico comparativo entre métodos de minado utilizando indicadores como el VAN y el NSR.</p>	<p><u>Hipótesis específica 2</u></p> <p>El análisis económico comparativo permitirá determinar el método de minado que genere mayor rentabilidad al proyecto.</p>	<p>Y3: Dependiente / Efecto</p> <p>Rentabilidad del método</p>	<p>VAN (108.2 MUSD).</p> <p>Tasa de descuento (11.6%).</p>

Fuente: Elaboración propia

1.5 Antecedentes referenciales

1.5.1 Antecedentes internacionales

Shekhar et al. (2018). Draw control strategies in sublevel caving mines. Esta investigación se desarrolló en las minas Malmberget y Kiirunavaara (ambas operadas por LKAB en Suecia), con el objetivo de estudiar y optimizar las estrategias de control de extracción (draw control) dentro del contexto del método Sublevel Caving. El estudio responde a la necesidad de mejorar la eficiencia de recuperación del mineral y reducir la dilución al mínimo posible, mediante una administración adecuada de los puntos de extracción (drawpoints). La metodología consistió en un enfoque mixto que incluyó revisión documental, entrevistas con operadores y supervisores, análisis de datos de producción (peso, volumen, leyes de mineral) y estudios comparativos entre diferentes técnicas de control. Se identificaron los enfoques actuales usados por LKAB, que incluyen control por tonelaje, control por ley, y métodos híbridos. Se desarrollaron modelos de mejora y pautas operativas como la implementación de sensores de peso y uso de controladores automáticos de extracción. Los resultados mostraron que las minas que aplican criterios mixtos (ley + tonelaje) logran mejores índices de recuperación y menor dilución. El estudio concluye que un sistema de control flexible, adaptado a la geología local y a las condiciones operativas, puede incrementar significativamente la rentabilidad y sostenibilidad del Sublevel Caving.

Sjöberg et al. (2017). Deep sublevel cave mining and surface influence. Este trabajo analiza la relación entre minado profundo por Sublevel Caving y los efectos que este puede generar en la superficie, con especial énfasis en la mina Kiirunavaara en Suecia. El objetivo fue evaluar cómo el aumento de la profundidad del minado influye en la propagación de deformaciones, subsidencia y potenciales colapsos en superficie. La metodología se basó en el uso de modelado numérico 3D con el software FLAC3D e Itasca, calibrado con datos reales de instrumentación geotécnica de campo y modelos conceptuales desarrollados en la Universidad Tecnológica de Luleå. El análisis incluyó simulaciones con diferentes propiedades del macizo rocoso, tasas de producción, geometría de los bloques de

extracción y evolución temporal del hundimiento. Los resultados evidenciaron que el hundimiento se vuelve más extenso e impredecible a mayor profundidad, afectando zonas que no estaban inicialmente contempladas en el diseño. El estudio concluye que el control de hundimiento en Sublevel Caving profundo requiere de monitoreo continuo, adaptación de los parámetros de perforación y voladura, y ajustes constantes en los modelos predictivos de subsidencia. Este estudio es especialmente útil para anticipar riesgos de infraestructura urbana cercana a zonas mineras profundas.

Xia et al. (2024). Ground collapse and caving mechanisms in strata overlying sublevel caving mines: a case study. Este estudio se centra en la mina de hierro Chengchao, ubicada en China, donde se ha aplicado el método de Sublevel Caving a gran profundidad. El objetivo principal fue investigar los mecanismos de colapso del terreno y el comportamiento del hundimiento de estratos superiores mediante una combinación de observaciones de campo, monitoreo geotécnico, análisis estructural y modelamiento de la secuencia de hundimiento. Para ello, se recopilaron datos de deformaciones y fracturamientos del techo rocoso, así como imágenes del proceso progresivo de hundimiento. La metodología incluyó el uso de sensores sísmicos, mapeo estructural subterráneo y análisis de grietas superficiales, permitiendo caracterizar el colapso como un fenómeno progresivo controlado por “pipe caving” (hundimiento en chimenea). Los resultados mostraron que el hundimiento no se propaga de manera uniforme, sino que sigue trayectorias estructurales preferentes, lo que puede generar zonas localizadas de alta inestabilidad. El estudio concluye que es posible detener o ralentizar el colapso si se controla el ritmo de avance del frente de minado, y que la estabilidad general puede mejorarse mediante una planificación dinámica del hundimiento.

1.5.2 Antecedentes nacionales

Carhuamaca, J. (2018). Método de minado Sub Level Caving (SLC) para mejorar recuperación de mineral – Mina Azulcocha. El objetivo principal de esta tesis fue determinar cómo la implementación del método Sublevel Caving puede mejorar la recuperación de mineral en la Mina Azulcocha, situada en una zona de condiciones geomecánicas variables

y con mineralización masiva. La metodología consistió en realizar un análisis comparativo entre las condiciones actuales de explotación y un escenario propuesto con SLC, evaluando parámetros como el ángulo de talud, recuperación, dilución, secuenciamiento y sostenimiento. Se utilizó información histórica de producción, ensayos geomecánicos y modelamiento empírico de flujo gravitacional. Los resultados mostraron que la aplicación del método SLC permitiría mejorar la recuperación en más del 80 %, disminuir la dilución por debajo del 20 %, reducir los costos operativos y aumentar la eficiencia del sistema de carguío, además de permitir una operación más segura al eliminar cámaras abiertas prolongadas.

Quiroz, C. L. (2020). Aplicación de minado por Sublevel Caving en mina al sur del Perú. Esta tesis se centró en la aplicación del método Sublevel Caving para optimizar la recuperación de mineral y controlar la dilución en los niveles inferiores de una mina polimetálica ubicada en el sur del Perú. El estudio propuso implementar un sistema de hundimiento controlado, aplicando una metodología basada en mediciones de recuperación efectiva, ley de alimentación y tonelaje extraído desde los drawpoints. Se realizó una evaluación antes y después de la aplicación del método, midiendo los resultados mediante análisis de rendimiento operativo, estabilidad geomecánica y control de leyes. Se emplearon herramientas como modelamiento 3D, ensayos de laboratorio para clasificación del macizo rocoso y análisis de leyes metalúrgicas. Los resultados demostraron que el SLC logró una recuperación del 100 %, una dilución controlada del 20.1 % y permitió una operación continua con menores costos unitarios, comparado con métodos convencionales previamente usados en la mina.

Rendon, G. R. (2020). Evaluación técnico-económica del método de explotación Sublevel Caving para su mecanización, tajo Esperanza nivel 1020 – Unidad Minera Yauricocha. La tesis tuvo como objetivo evaluar la viabilidad técnica y económica de mecanizar la explotación por Sublevel Caving en el tajo Esperanza, específicamente en el nivel 1020 de la unidad minera Yauricocha. Se propuso como alternativa una explotación más eficiente mediante el uso de equipos mecanizados para perforación, carguío y

transporte, analizando su impacto sobre la productividad, costos y seguridad. La metodología incluyó análisis de perfiles geomecánicos, simulaciones de diseño de cámaras y galerías, cálculos de VAN y estimaciones de NSR, además de una comparación con métodos semi-mecanizados existentes. Los resultados mostraron que la mecanización del SLC aumentaría la tasa de producción, reduciría el costo por tonelada operada, generaría un VAN positivo para el periodo proyectado y mejoraría la seguridad laboral al reducir la exposición del personal. Esta propuesta se perfila como una alternativa sostenible para zonas con cuerpos masivos y condiciones favorables para hundimiento.

Cabello, J. M. (2018). Optimización del método de minado Sub Level Caving en la Unidad de Acumulación Yauricocha – Sociedad Minera Corona S.A. Esta investigación se orientó a la optimización operativa del método Sublevel Caving aplicado en el tajo 6950 de la Unidad Yauricocha, con el fin de mejorar la productividad y reducir los costos operacionales. El estudio consideró parámetros como el diseño de mallas de perforación, el secuenciamiento de extracción, la fragmentación y el sostenimiento. Se aplicó una metodología basada en análisis empírico de desempeño histórico y modelamiento operativo. Se evaluaron indicadores como productividad por jornada (t/tarea), costo por tonelada extraída y dilución promedio, en un entorno de minería mecanizada. Los resultados mostraron mejoras del 14 % en productividad (de 35 a 40 t/tarea), reducción de costos en un 9 % (de \$38.70/t a \$35.53/t) y un incremento del 5 % en recuperación del mineral, con una reducción efectiva de la dilución al aplicar técnicas de perforación y voladura más controladas.

Sapallanay, P. R. (2022). Mejoramiento del Sub Level Caving en una unidad minera. El objetivo de esta tesis fue optimizar el método Sublevel Caving en una unidad minera nacional mediante la mejora de la geometría de extracción, el diseño de ventanas y el secuenciamiento de los puntos de hundimiento. Para ello, se realizaron simulaciones y análisis comparativos entre la situación actual y escenarios de mejora, considerando recuperación, dilución, productividad y costos. Se aplicó una metodología descriptiva-aplicativa utilizando software de simulación de flujo de mineral, datos

operativos reales y modelado tridimensional de cuerpos mineralizados. El estudio encontró que con ajustes en el diseño de los drawpoints y la secuencia de avance se lograba mejorar la recuperación hasta en un 10 %, con diluciones reducidas a 15 %, y un costo operativo estimado entre \$18 y \$26 por tonelada. Se concluyó que la implementación de un modelo de control más estricto y adaptado a la geología del depósito mejora considerablemente el rendimiento general del método.

Capítulo II. Marcos teórico y conceptual

2.1 Marco teórico

2.1.1 *Métodos de minado subterráneo*

La minería subterránea comprende el conjunto de técnicas que permiten la extracción de minerales localizados bajo la superficie terrestre mediante excavaciones subterráneas controladas, como rampas, galerías, cámaras o subniveles. Su elección frente a la minería a cielo abierto se justifica cuando el mineral se encuentra a gran profundidad, cuando la cobertura estéril es extensa, o por razones medioambientales, sociales o legales que impiden la alteración de la superficie (Fengyu & Kuangdi, 2022). A diferencia de los métodos superficiales, la minería subterránea permite una mayor selectividad, menor remoción de material estéril, menor huella ambiental directa, pero requiere una inversión más elevada por tonelada extraída y una planificación más compleja en términos de seguridad y sostenimiento (MDPI, 2023). Las modernas tecnologías de perforación, modelado geológico 3D, ventilación inteligente y monitoreo geotécnico han contribuido a la viabilidad técnica y económica de proyectos subterráneos en contextos antes inexplorables (Campbell et al., 2022).

2.1.1.1 Criterios para la selección del método. La selección del método de explotación subterránea es una de las decisiones más críticas en la planificación de un proyecto minero. Según Nicholas (1981), esta decisión debe basarse en una evaluación multicriterio que incluya variables geológicas, geotécnicas, económicas y operacionales.

Criterios geológicos y geotécnicos:

Incluyen la forma, buzamiento, potencia, continuidad y orientación del yacimiento, así como la calidad del macizo rocoso. Sistemas de clasificación como el RMR (Rock Mass Rating) o el índice Q de Barton ayudan a determinar la competencia del terreno y, por tanto, su aptitud para ciertos métodos (Laubscher, 1990).

Criterios económicos:

Consideran la ley del mineral, su valor comercial, los costos de desarrollo y operación, así como el valor actual neto (VAN) del proyecto. La relación entre capital inicial (CAPEX) y gastos operativos (OPEX) influye en la sostenibilidad del método propuesto.

Criterios operacionales:

Incluyen la posibilidad de mecanización, accesibilidad, ventilación, manejo de agua, control de dilución y recuperación, así como las restricciones ambientales o sociales del entorno.

Una adecuada combinación de estos factores permite seleccionar el método que maximice la recuperación del mineral con el menor costo y riesgo técnico posible.

2.1.1.2 Clasificación general de métodos subterráneos.**Método de cámara y pilar (Room and Pillar)**

Este método consiste en la excavación de cámaras o módulos regulares dejando pilares de mineral sin extraer para sostener el techo. Es ampliamente utilizado en yacimientos horizontales o con baja inclinación, como los de sal, carbón y algunos minerales industriales. Permite una buena mecanización y control operativo, pero presenta una baja recuperación (60–75 %), ya que los pilares no suelen extraerse completamente. Aunque históricamente se ha considerado uno de los métodos más seguros, también puede generar subsidencia si se retiran los pilares sin planificación adecuada (Fengyu & Kuangdi, 2022).

Métodos de hundimiento (Caving Methods)

Incluyen Block Caving, Panel Caving y Sublevel Caving. Están diseñados para yacimientos masivos, con buena continuidad y buzamiento alto, y aprovechan la fragmentación natural o inducida del mineral y la roca estéril suprayacente para generar hundimiento por gravedad. Son métodos de alta productividad y bajo costo unitario (por tonelada), ideales para grandes operaciones, pero presentan retos como dilución significativa, subsidencia de superficie y mayor complejidad en control geotécnico.

Requieren planificación detallada del hundimiento y monitoreo continuo de desplazamientos (Campbell, 2022; Mining3, 2022).

Método de corte y relleno (Cut and Fill)

Consiste en la extracción selectiva del mineral por bancos horizontales sucesivos, rellenando el vacío con relaves o materiales cementados, que permiten la estabilidad para extraer el siguiente banco. Es ideal para cuerpos mineralizados de geometría irregular, buzamiento variable y roca de baja competencia. A pesar de su alta recuperación y adaptabilidad, presenta alta complejidad operativa, bajo rendimiento diario y costos operativos elevados. Es preferido en yacimientos de alta ley donde la selectividad es clave (MDPI, 2023).

Método de taladros largos (Long Hole Stopping / Sublevel Stopping)

Se basa en perforaciones de gran longitud desde subniveles previamente desarrollados, seguidas de voladura y recuperación desde niveles inferiores. Es apropiado para cuerpos regulares, con roca competente y espesores intermedios. Tiene alta productividad, buena recuperación (hasta 90 %) y es fácilmente mecanizable. Sin embargo, exige un diseño y ejecución muy controlados de la voladura y sostenimiento, y se ve afectado negativamente por condiciones geológicas impredecibles (Campbell et al., 2023).

2.1.1.3 Parámetros técnicos comunes en minado subterráneo. Los indicadores técnico-económicos son esenciales para evaluar y comparar métodos de explotación. Entre los más destacados se encuentran:

Dilución (%):

Se refiere al material no mineralizado que es extraído junto con el mineral. Una dilución elevada disminuye la ley de cabeza y puede hacer inviable el procesamiento. En métodos como Sublevel Caving, la dilución puede superar el 20–30 % si no se controla adecuadamente (Campbell, 2022).

Recuperación (%):

Representa el porcentaje del mineral útil que puede extraerse en condiciones reales de operación. Métodos selectivos como Cut and Fill pueden alcanzar 95–100 %, mientras que métodos masivos como SLC logran recuperaciones de 80–90 % dependiendo del control de extracción (Fengyu & Kuangdi, 2022).

Costo operativo (USD/t):

Corresponde al gasto por tonelada extraída, incluyendo perforación, voladura, carguío, sostenimiento, ventilación y transporte. Los métodos con alta mecanización y baja selectividad tienden a tener menores costos por tonelada.

Productividad (t/hombre/día o t/máquina/día):

Mide la eficiencia operativa en función del método y nivel de mecanización. Métodos como Sublevel Stopping pueden alcanzar hasta 400–600 t/máquina/día en condiciones óptimas (Campbell, 2023).

Desarrollo horizontal (m):

Se refiere a los metros lineales de accesos y subniveles requeridos antes del inicio de la explotación. Métodos como Cut and Fill requieren más desarrollo por tonelada extraída que métodos de hundimiento.

Estos parámetros permiten construir modelos económicos, determinar la viabilidad del proyecto y seleccionar el método que mejor se ajusta a los objetivos de recuperación, rentabilidad y seguridad.

2.1.2 Geomecánica minera aplicada

La geomecánica minera es una disciplina fundamental dentro de la ingeniería de minas, especialmente en proyectos de explotación subterránea, ya que proporciona criterios técnicos para evaluar la estabilidad del macizo rocoso frente a excavaciones inducidas. Su correcta aplicación permite prevenir colapsos, controlar la dilución, optimizar el diseño de sostenimiento y seleccionar adecuadamente el método de minado (Brady & Brown, 2006).

Resistencia a la compresión uniaxial (UCS)

La UCS (siglas en inglés de Uniaxial Compressive Strength) es una de las propiedades más representativas del comportamiento mecánico de la roca intacta. Se define como la máxima tensión axial que una muestra de roca cilíndrica puede soportar sin fallar bajo carga uniaxial. Valores bajos de UCS (<15 MPa) indican una roca débil, poco competente, propensa a la deformación plástica o al colapso local durante la excavación (Hoek & Brown, 1997). En contextos subterráneos, este parámetro se usa como base para clasificaciones geomecánicas como el sistema RMR o el índice Q.

Esfuerzos In-situ (σ_v , σ_H , σ_h)

Los esfuerzos naturales presentes en el macizo rocoso (vertical σ_v , máximo horizontal σ_H y mínimo horizontal σ_h) condicionan la estabilidad de las labores mineras y su orientación. Estos esfuerzos pueden ser estimados mediante métodos empíricos, modelos analíticos o mediciones directas con celdas de presión. En yacimientos ubicados en zonas de alta actividad tectónica, como los Andes peruanos, la teoría de Sheorey (1994) sobre esfuerzos regionales puede ser inaplicable, ya que asume condiciones isotrópicas y tectónicamente estables. En el caso de la mina Catalina Huanca, por ejemplo, se descartó dicha teoría debido a la complejidad geodinámica del entorno.

Espaciamiento y tipo de fracturas

El espaciamiento, orientación y relleno de las fracturas son aspectos clave para determinar la estabilidad del macizo, la dirección preferencial de rotura y la fragmentación del mineral. Las fracturas cercanas (<20 cm) generan bloques más pequeños, lo que incrementa la dilución y disminuye la efectividad de métodos selectivos como Sublevel Stopping. Según reportes geomecánicos, un espaciamiento de 6–20 cm en estructuras principales puede comprometer la recuperación y favorecer la selección de métodos de hundimiento, como Sublevel Caving, por su mayor tolerancia a macizos fragmentados (Palmström & Broch, 2006).

2.1.3 Evaluación económica de minado

La evaluación económica de proyectos mineros es una herramienta clave para determinar si un proyecto es rentable, viable y competitivo dentro del mercado. Al tratarse de operaciones intensivas en capital y sujetas a fluctuaciones del mercado de metales, el análisis económico debe incorporar el valor del dinero en el tiempo, los ingresos reales por tonelada procesada y los costos efectivos. Dos de los indicadores más utilizados en minería son el Valor Actual Neto (VAN) y el Net Smelter Return (NSR), los cuales permiten tomar decisiones estratégicas de inversión, planificación y selección del método de explotación (Estrada, 2013; Park & Matos, 2014).

2.1.3.1 Valor Actual Neto (VAN). El VAN representa la suma de los flujos netos de caja descontados al valor presente, menos la inversión inicial. Este valor cuantifica cuánto valor económico genera el proyecto sobre el capital invertido. Se expresa mediante la siguiente fórmula:

$$VAN = \sum_{t=0}^n \frac{F_t}{(1+r)^t} - C_0 \quad (1)$$

Donde:

- VAN = Valor Actual Neto (USD)
- F_t = Flujo neto de caja en el periodo t (USD)
- r = Tasa de descuento o costo de oportunidad del capital (%)
- t = Periodo de evaluación (años)
- n = Número total de periodos evaluados
- C_0 = Inversión inicial del proyecto (USD)

Un VAN mayor que cero indica que el proyecto es económicamente viable, mientras que un VAN igual o menor a cero sugiere que no se generará valor adicional para el inversionista. Este indicador permite además realizar análisis de sensibilidad frente a cambios en leyes, precios de metales, costos operativos y tasas de recuperación (Runge, 1998).

2.1.3.2 Net Smelter Return (NSR). El NSR o Retorno Neto de Fundición es un indicador que refleja los ingresos netos obtenidos por tonelada de mineral vendible, luego de descontar los costos asociados al transporte, tratamiento, refinación y penalidades comerciales. Es útil para evaluar la rentabilidad por tonelada, estimar la ley de corte y comparar métodos de explotación.

$$NSR = \sum_{i=1}^n (P_i * G_i * R_i * F_i) - C_{T+R} \quad (2)$$

Donde:

- NSR = Retorno neto de fundición (USD/t)
- P_i = Precio de venta del metal i (USD/g o USD/t)
- G_i = Ley del metal i en el mineral (g/t o %)
- R_i = Recuperación metalúrgica del metal i (%)
- F_i = Factor de pago del metal i (porcentaje reconocido por la fundición)
- C_{T+R} = Costos de tratamiento y refinación (USD/t)

Este indicador es especialmente relevante en minería polimetálica, donde el valor total de una tonelada depende de múltiples metales recuperables. El NSR permite calcular la ley de corte económica y sirve como criterio para definir si un bloque es marginal o rentable bajo condiciones operativas reales (CIM, 2019).

2.1.4 Método de minado Sublevel Caving

El método Sublevel Caving (SLC) es una técnica de explotación subterránea masiva que forma parte de los métodos de hundimiento por gravedad, junto con el Block Caving y el Panel Caving. Su principio fundamental consiste en fragmentar el mineral a través de voladura desde subniveles horizontales previamente desarrollados y permitir que el mineral colapse hacia los puntos de extracción por acción de la gravedad, junto con el hundimiento progresivo del material de techo. Es un método altamente mecanizable, con altas tasas de producción, ideal para yacimientos de gran volumen y ley moderada, donde métodos más selectivos resultarían económicamente inviables (Chitombo et al., 2015; Campbell, 2022).

El SLC permite una operación continua y sostenida, con ciclos de producción definidos por la perforación, voladura, hundimiento controlado y extracción secuencial del mineral. Su simplicidad operativa y adaptabilidad geológica lo han convertido en una alternativa rentable en contextos donde el Block Caving aún no es viable o se requiere una fase de transición entre métodos convencionales y masivos (Laubscher, 2000).

2.1.4.1 Principio de funcionamiento y secuencia operativa. El método se basa en dividir el cuerpo mineralizado verticalmente en paneles o bloques delimitados por subniveles horizontales, espaciados generalmente entre 15 a 25 metros verticales, según la resistencia de la roca y la geometría del yacimiento. En cada subnivel se desarrollan galerías paralelas (drift) desde donde se perfora el mineral hacia arriba (up-hole) o hacia abajo (down-hole), dependiendo del diseño operativo.

La secuencia típica del SLC comprende:

- **Desarrollo de accesos y subniveles:**

Mediante rampas, galerías y niveles de perforación.

- **Perforación y voladura controlada:**

Se fragmenta el mineral desde cada subnivel, utilizando taladros largos cargados con explosivo.

- **Extracción por drawpoints:**

El mineral fragmentado es removido por equipos LHD y transportado a través de sistemas mecanizados.

- **Colapso progresivo del techo:**

A medida que el mineral se retira, el material estéril de la parte superior se derrumba, rellenando parcialmente el vacío creado.

Este proceso genera un flujo gravitacional mixto de mineral y roca, que debe ser gestionado cuidadosamente para minimizar la dilución y maximizar la recuperación (Kvapil, 1992).

2.1.4.2 Requisitos geotécnicos y condiciones de aplicación. La aplicación exitosa del SLC depende de un conjunto de condiciones geológicas, geotécnicas y estructurales que deben ser analizadas previamente mediante estudios detallados. Entre los requisitos más relevantes se encuentran:

- **Competencia del macizo rocoso:**

El terreno debe tener una resistencia a la compresión uniaxial (UCS) moderada, entre 50–150 MPa, lo cual permite la estabilidad de los subniveles durante la operación, pero también favorece el colapso del mineral cuando se inicia el hundimiento (Hoek & Brown, 1997).

- **Fracturamiento natural:**

El espaciado de fracturas debe ser suficientemente cercano (10–50 cm) para facilitar el colapso del material, pero sin comprometer la estabilidad de los accesos. En cuerpos intensamente fracturados, la fragmentación se produce sin necesidad de voladura secundaria.

- **Buzamiento $\geq 45^\circ$:**

Un ángulo elevado favorece el flujo natural del material hacia los drawpoints, reduciendo el riesgo de bloqueos (hang-ups).

- **Continuidad geológica:**

El cuerpo mineral debe tener buena continuidad lateral y vertical, permitiendo la proyección de paneles uniformes y sostenidos a lo largo del tiempo.

- **Condiciones de ventilación y acceso mecanizado:**

Indispensables para operar maquinaria pesada, controlar gases de voladura y asegurar condiciones de seguridad en los subniveles.

Sistemas como RMR, Q, GSI o el MRMR (Mine Rock Mass Rating) son comúnmente utilizados para clasificar el macizo y definir los parámetros de diseño, sostenimiento y espaciamiento de subniveles (Laubscher, 1994; Barton & Grimstad, 1999).

2.1.4.3 Diseño operativo y control de hundimiento. El diseño del SLC requiere precisión en la geometría de los subniveles, diseño de taladros y secuencia de extracción. Algunos parámetros clave incluyen:

- Altura del subnivel: entre 15 y 25 m, dependiendo de la competencia del macizo.
- Longitud y espaciamiento de galerías: puede variar de 10 a 20 m entre drifts.
- Tamaño y distribución de drawpoints: deben diseñarse para evitar zonas muertas o sobreextracción local.
- Secuencia de avance: debe seguir una lógica unidireccional y continua para evitar bloqueos.

El control de hundimiento es uno de los aspectos más sensibles del método. Una extracción prematura o tardía puede generar dilución temprana, colapso prematuro o pérdida de mineral. Por ello, se utilizan modelos predictivos y simulaciones como REBOP, PCBC y modelos de flujo por gravedad para planificar el draw control (Chitombo et al., 2015; Campbell et al., 2022).

2.1.4.4 Ventajas y limitaciones del SLC.

Ventajas:

- Alta productividad (más de 10,000 t/día por frente).
- Mecanización total del proceso.
- Costos unitarios bajos (USD 18–30/t).
- Buena adaptación a cuerpos polimetálicos de baja a media ley.
- Reducción de cámaras abiertas y riesgos por sostenimiento prolongado.

Limitaciones:

- Alta dilución si no se controla el hundimiento.
- Subsistencia superficial que puede afectar infraestructura cercana.
- Requiere condiciones geomecánicas específicas.
- Dependencia del diseño de extracción y modelado predictivo.

Aunque el SLC no permite la selectividad de métodos como Cut and Fill o Room and Pillar, su bajo costo por tonelada y capacidad para operar a gran escala lo posicionan

como uno de los métodos más competitivos para depósitos masivos a mediana profundidad.

2.2 Marco conceptual

2.2.1 Trade-Off

Comparación técnica y económica entre alternativas para elegir la opción más eficiente considerando múltiples criterios (costos, recuperación, dilución, etc.).

2.2.2 Sublevel Caving

Método de minado masivo donde el mineral se fragmenta por voladura y se extrae por gravedad, mientras el techo colapsa progresivamente.

2.2.3 Sublevel Stopping

Método de perforación y voladura desde subniveles, usado en cuerpos regulares y roca competente, con alta recuperación y mecanización.

2.2.4 Geomecánica

Estudio del comportamiento de rocas ante esfuerzos, esencial para evaluar estabilidad, diseñar sostenimiento y clasificar macizos rocosos.

2.2.5 NSR (Net Smelter Return)

Ingreso neto por tonelada después de descontar transporte, tratamiento y penalidades; clave para definir ley de corte y rentabilidad.

2.2.6 VAN (Valor Actual Neto)

Indicador que mide la rentabilidad de un proyecto considerando el valor presente de ingresos y egresos; $VAN > 0$ indica viabilidad.

2.2.7 Dilución

Porcentaje de material estéril mezclado con mineral útil durante la extracción, que reduce la ley de cabeza y el valor del mineral.

2.2.8 Recuperación

Proporción del mineral útil que se logra extraer respecto al total presente en el yacimiento.

2.2.9 RMR (Rock Mass Rating)

Sistema que clasifica la calidad del macizo rocoso para fines de diseño minero, según parámetros estructurales y resistencia.

2.2.10 Envolvente económica

Límite técnico-económico que define las condiciones mínimas bajo las cuales un proyecto o método minero es viable.

Capítulo III. Desarrollo del trabajo de investigación

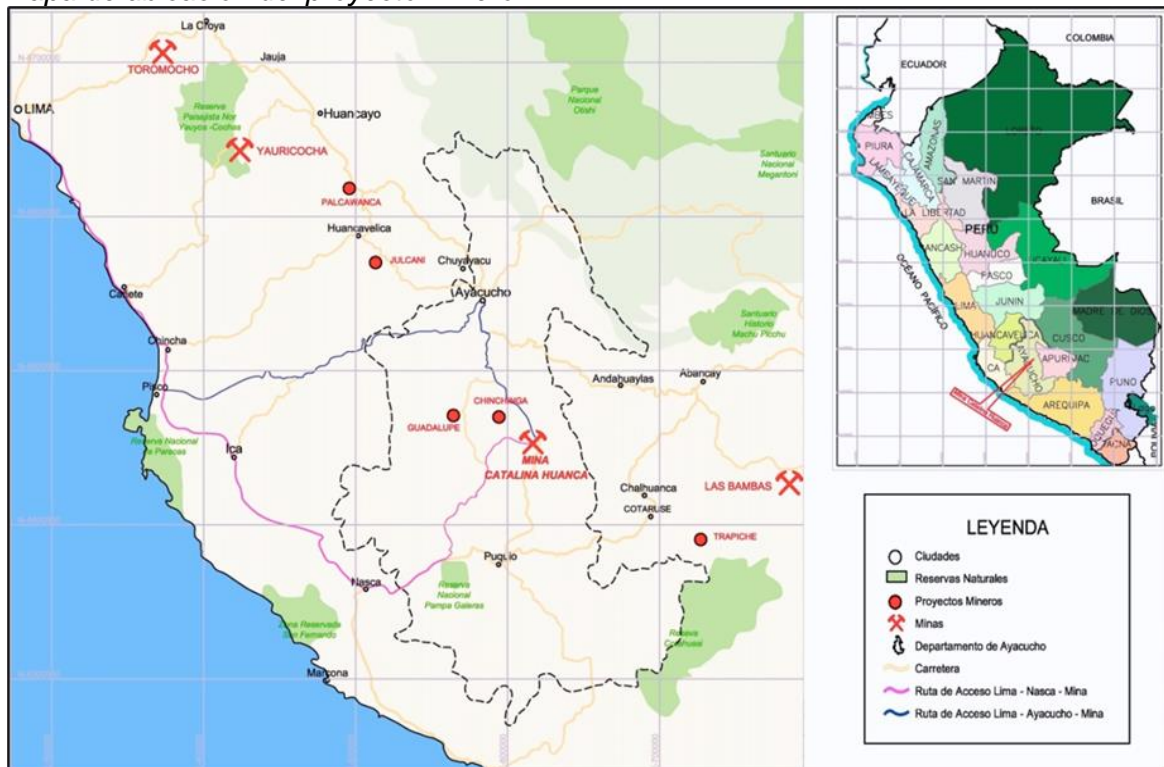
3.1 Unidad de estudio

3.1.1 Ubicación y accesibilidad

El proyecto minero en cuestión se ubica en las estribaciones orientales de la Cordillera Occidental de los Andes del Centro del Perú. Políticamente pertenece al Distrito de Canaria, Provincia de Víctor Fajardo, Departamento de Ayacucho, a una altitud de 3,500 msnm. Sus coordenadas UTM son en longitud 615,200 E y latitud 8, 454,200 N.

Figura 1

Mapa de ubicación del proyecto minero



Fuente: Proyecto minero

Además, cuenta con 26 concesiones mineras en total 12,853 ha. incluida una de Planta de Beneficio por 35 ha; 11 concesiones con 6,173 ha pertenecientes a la UEA.

Accesibilidad

Se tiene dos rutas de acceso a la unidad minera, la primera y más usada es partiendo de Lima-Nazca-Pampa Galeras-mina, alcanzando una longitud de 715 km y la segunda es desde Lima-Pisco-Ayacucho-Cangallo-mina, con una longitud de 1,022 km.

También hace uso de una red de vías públicas, a las cuales les realiza mantenimiento periódico, las carreteras cuentan con las medidas de seguridad exigidas por las normas peruanas. Estas vías tienen como superficie de rodadura afirmado compactado, posee una cuneta lateral sin revestir para controlar el agua pluvial, ancho promedio 4.60 m, la longitud de las vías y accesos es de 16.3 km.

Figura 2

Plano de derecho de servidumbre del proyecto minero



Fuente: Proyecto minero

3.1.2 Exploración histórica

Se han realizado desde el año 2006 a febrero del 2015 el total de 1,235 sondajes que acumula 198,007 m., de los cuales 130,857 m. corresponden a sondajes de exploración y 67,150 m. a sondajes infill u operativos.

Estos sondajes han permitido reconocer las diferentes estructuras mineralizadas del yacimiento: Amanda, Lucero, Piedad, Vilma, Nancy, Principal explorada desde el año 2006 la fecha, las estructuras Rocio y Rajo exploradas el año 2006, Keyko explorada durante los años 2007 al 2011. Mariela, Doña María, Doña María Piso con trabajos de exploración desde el año 2010 al 2016, Falla Hornocal Oeste, Luz y Veta Sur del año 2010

al 2012, Sallyacucho el año 2010. Doña Cata, explorada el año 2011; Ushcujata el año 2012. Melissa explorada desde el año 2013 al 2016 y Gloria desde el 2015 al 2016.

Tabla 2

Avance de sondajes diamantinos por años

AÑO	EXPLORACIÓN		OPERACIÓN		TOTAL	
	N° DDH	metros	N° DDH	metros	N° DDH	metros
2006	33	7,609	76	13,724	109	21,333
2007	21	4,585	32	6,231	53	10,816
2008	47	10,612	12	1,608	59	12,220
2009	87	16,290	19	1,968	106	18,258
2010	118	25,205	30	3,042	148	28,247
2011	82	14,218	52	4,297	134	18,515
2012	58	14,439	76	6,923	134	21,363
2013	64	9,198	85	6,072	149	15,270
2014	60	18,323	80	7,416	140	25,739
2015	57	10,377	146	15,870	203	26,246
Gran Total	627	130,857	608	67,150	1,235	198,007

Fuente: Proyecto minero

3.1.3 Producción histórica

La producción de mina con el transcurso de los años ha venido incrementándose, actualmente se tiene la autorización para producir 2,160 tpd, las toneladas extraídas de las diferentes estructuras mineralizadas de la mina tienen una producción registrada desde el año 2007 hasta 2015 y asciende a 4,248 kt con 1.82 %Pb, 8.41 %Zn, 1.23 oz Ag/t, 0.15 %Cu y 0.39 g Au/t.

Tabla 3*Estructuras de la mina, considerando los niveles de explotación*

ESTRUCTURA	NOMBRE DE ESTRUCTURA	NIVEL BASE	NIVEL SUPERIOR	
Veta	Piedad	2800	3189	
	Principal	2850	3189	
	Vilma	2900	3160	
	Amanda 3 Techo	2800	3189	
	Luz	3000	3050	
Cuerpo	Nancy	3090	3140	
	Lucero	2850	3090	
	Amanda 3 Techo	3000	3050	
	Mariela	2950	3000	
	Mariela 1	2900	3000	
	Mariela 2	2950	3000	
	Mariela 3	2950	3000	
	Mariela 4	2950	3000	
	Mariela 5	2900	3000	
	Silvia	2800	2900	
	Melissa	2700	2800	
	Doña Maria	2900	3000	
	Doña Maria Piso	2800	2900	
	Gloria	2600	2700	
	Norma 441	3090	3189	
	Norma 245	2950	3050	
	Manto	Amanda	3050	3189
		Amanda 1	3189	3420
		Amanda 2	3050	3189
		Amanda 3	2950	3000
Amanda 5		2950	3000	
Amanda 6		3050	3189	
Amanda 3 Techo		3000	3050	
Stockwork	Keiko	3240	3500	

Fuente: Proyecto minero

Para la explotación de mineral se ha aplicado diferentes métodos; los equipos utilizados en las operaciones en el transcurso de los años se han ido mecanizando, se iniciaron con equipos scoops de 2 yds, actualmente se tiene scoops de 4 y 6 yds. Se ha dejado de realizar el sostenimiento manualmente, ahora se cuenta con equipos de sostenimiento mecanizado, así como equipos para el lanzamiento de shotcrete y para la extracción del mineral se viene utilizando volquetes de 50 t de capacidad de carga.

Tabla 4

Estructuras de la mina con métodos de minado

ESTRUCTURA	NOMBRE DE ESTRUCTURA	TIPO DE MINADO
Veta		Corte y Relleno
	Piedad	Sub Level Stoping
		Shrinkage
	Principal	Corte y Relleno
Cuerpo	Vilma	Corte y Relleno
	Amanda 3 Techo	Corte y Relleno
	Luz	Corte y Relleno
	Nancy	Cámaras y Pilares
	Lucero	Cámaras y Pilares
		Corte y Relleno
	Amanda 3 Techo	Cámaras y Pilares
		Corte y Relleno
	Mariela	Cámaras y Pilares
	Mariela 1	Cámaras y Pilares
	Mariela 2	Cámaras y Pilares
	Mariela 3	Cámaras y Pilares
	Mariela 4	Cámaras y Pilares
	Mariela 5	Cámaras y Pilares
	Silvia	Cámaras y Pilares
	Melissa	Cámaras y Pilares
	Doña María	Cámaras y Pilares
Manto	Doña María Piso	Cámaras y Pilares
	Gloria	Cámaras y Pilares
	Norma 441	Cámaras y Pilares
	Norma 245	Cámaras y Pilares
	Amanda	Corte y Relleno
	Amanda 1	Corte y Relleno
	Amanda 2	Corte y Relleno
	Amanda 3	Corte y Relleno
		Cámaras y Pilares
	Amanda 5	Corte y Relleno
	Amanda 5	Corte y Relleno
Stockwork	Amanda 3 Techo	Cámaras y Pilares
		Corte y Relleno
	Keiko	Cámaras y Pilares

Fuente: Proyecto minero

Tabla 5: Producción por años y leyes históricas*Producción por años y leyes históricas*

AÑO	PRODUCCIÓN t	LEYES DE PRODUCCIÓN				
		% Pb	% Zn	Oz Ag/t	% Cu	g Au/t
2009	361,174	2.09	8.69	2.3	0.3	1.17
2010	368,227	2.01	7.91	1.54	0.26	0.52
2011	328,830	1.73	8.08	1.42	0.16	0.43
2012	572,310	1.82	8.62	1.21	0.13	0.32
2013	612,874	1.66	8.45	1.02	0.14	0.42
2014	650,836	1.91	9.03	0.98	0.11	0.17
2015	688,565	1.7	7.93	0.9	0.07	0.11

Fuente: Proyecto minero

3.1.4 Procesamiento de mineral histórico

La planta concentradora “San Jerónimo”, es operada por la compañía, desde Abril del 2005. La planta concentradora de sulfuros metálicos realiza un procesamiento convencional de concentración con las etapas clásicas de chancado, molienda flotación, espesado, filtrado de concentrado y una etapa especial de filtración de relaves. La planta concentradora San Jerónimo desde el 2005 a la fecha ha pasado por ampliaciones desde 350 tmsd, 1,000 tmsd, 1,500 tmsd, 1,900 tmsd y actualmente de 2,160 tmsd, como producto se obtienen concentrados de Plomo, Zinc y Cobre.

Tabla 6*Procesamiento de mineral*

PRODUCCIÓN DE CONCENTRADOS	2010	2011	2012	2013	2014	2015	2016
	Mineral DMT/m	368.569	328.862	571.714	610.175	654.126	689.129
Zinc TM	46.596	41.104	70.705	78.825	86.492	88.581	87.399
Plomo TM	9.181	6.894	12.183	14.490	17.604	16.251	12.635
Cobre TM	1.183	689	708	720	206	000	57

Fuente: Proyecto minero

3.1.5 Costos operativos e inversiones históricas

3.1.5.1 Costo operativo – Opex. El año 2011 es atípico porque se tuvo 4 meses paralizada la planta debido al huayco ocurrido a fines de enero, este año el tratamiento es menor y el costo es alto. El tratamiento de mineral entre el 2010 y 2016 se ha incrementado en 352 kt y el costo en el mismo periodo ha descendido de 87.54 a 75.46 \$/t.

Tabla 7

Tratamiento de mineral, gastos y costo por áreas

		2010	2011	2012	2013	2014	2015	2016
Tratamiento		368,568	328,717	571,714	610,175	654,126	689,129	721,014
Areas	UM	2010	2011	2012	2013	2014	2015	2016
Geology Cost	k\$	5,209	3,302	3,380	2,426	2,162	3,103	2,157
Mine Cost + transport to plant	k\$	10,142	12,069	15,862	16,406	18,544	21,815	21,395
Treatment Plant Cost	k\$	4,176	5,493	8,088	6,468	7,160	6,933	7,609
Filtering Plant & Tailings Disposal	k\$	5,523	8,271	9,756	9,786	10,558	10,447	11,238
Operations Management	k\$	3,219	3,702	5,309	6,249	6,872	6,630	6,195
Direct Cost	k\$	28,269	32,837	42,395	41,336	45,297	48,928	48,594
Administrative expenses	k\$	2,492	2,595	4,272	4,703	5,675	4,704	3,934
Diverse Equipment	k\$	490	427	752	624	408	310	183
Community Agreements	k\$	1,015	1,117	2,074	2,222	2,171	1,645	1,695
Indirect Cost	k\$	3,998	4,139	7,097	7,549	8,254	6,659	5,811
Total	k\$	32,266	36,976	49,492	48,884	53,550	55,587	54,405
Areas	UM	2010	2011	2012	2013	2014	2015	2016
Geology Cost	\$/t	14.1	10	5.9	4	3.3	4.5	3
Mine Cost + transport to plant	\$/t	27.5	36.7	27.7	26.9	28.3	31.7	29.7
Treatment Plant Cost	\$/t	11.3	16.7	14.1	10.6	10.9	10.1	10.6
Filtering Plant & Tailings Disposal	\$/t	15	25.2	17.1	16	16.1	15.2	15.6
Short Term Investments	\$/t	0	0	0	0	0	0	0
Operations Management	\$/t	8.7	11.3	9.3	10.2	10.5	9.6	8.6
Direct Cost	\$/t	76.7	99.9	74.2	67.7	69.2	71	67.4
Administrative expenses	\$/t	6.8	7.9	7.5	7.7	8.7	6.8	5.5
Diverse Equipment	\$/t	1.3	1.3	1.3	1	0.6	0.5	0.3
Community Agreements	\$/t	2.8	3.4	3.6	3.6	3.3	2.4	2.4
Indirect Cost	\$/t	10.8	12.6	12.4	12.4	12.6	9.7	8.1
Cash Cost per ton	\$/t	87.54	112.49	86.57	80.12	81.87	80.66	75.46

Fuente: Proyecto minero

3.1.5.2 Costo de inversión Capex. Los montos de inversión entre el 2010 y 2016 han variado teniendo la mayor inversión el 2011 y desde allí bajando hasta los 8,191 k\$ invertidos el 2016, destinados en proyectos de expansión y eficiencia operativa.

La inversión fue destinada para mejoras en los circuitos de flotación, preparación del vaso y canales de coronación de la relavera Amanda 2, ampliación de la relavera Ramahuayco, ampliación de la capacidad de energía eléctrica a 60 kv, implementación de los programas de seguridad, inversiones en exploraciones con la ejecución del túnel sur y en equipos de mina, y estudios hidrogeológicos.

Tabla 8

Inversiones por áreas

PROYECTOS	UM	2010	2011	2012	2013	2014	2015	2016
Exploration	k\$	-59	-3	88	673	1,564	0	506
Mine Development	k\$	499	1,232	3,258	2,502	2,093	1,400	1,672
Mining Equipment	k\$	409	1,355	120	2,517	183	1,056	0
Plant - Expansion Capital	k\$	0	2,557	6,441	661	349	54	759
Plant - Sustaining Capital	k\$	4,536	20,178	7,399	2,066	5,460	6,620	5,254
Infrastructure	k\$	0	-86	0	680	1,067	-44	0
IT	k\$	28	45	5	0	144	14	0
Administrative	k\$	-4	0	0	39	0	0	0
Communities	k\$	0	0	1	0	0	0	0
Others (to be specified)	k\$	0	-3	0	45	0	0	0
Total	k\$	5,409	25,274	17,313	9,184	10,860	9,100	8,191

Fuente: Proyecto minero

3.2 Marco geológico y mineralización

3.2.1 Geología regional

El yacimiento minero se localiza en la zona centro-sur del Perú, dentro de la Subprovincia Polimetálica de la Faja Cordillera del Sur. La columna litoestratigráfica de la región comprende unidades desde el Pérmico al Cretácico superior, con intercalación de cuerpos intrusivos. Las unidades más antiguas corresponden al Grupo Mitu, seguido de

las calizas del Grupo Pucará, la Formación Socosani, el Grupo Yura, las formaciones Murco y Arcurquina, así como intrusivos paleozoicos y mesozoicos, incluyendo el Batolito Andino y cuerpos dioríticos con mineralización tipo skarn.

3.2.1.1 Grupo Mitu (Pérmico). Representa depósitos continentales rojos, compuestos por limoarcillitas, areniscas y conglomerados en ambientes de llanura de inundación. Los conglomerados basales contienen clastos graníticos y granodioríticos en matriz arcósica. Esta unidad aflora en Hualla y Querobamba como una franja delgada bajo el Grupo Pucará, mostrando litología variable con predominancia de conglomerados hacia la base.

3.2.1.2 Grupo Pucará (Triásico). Constituido por tres formaciones principales:

▪ **Chambará:**

Calizas micríticas gris azulinas, masivas, con venillas de calcita.

▪ **Aramachay:**

Limoarcillitas y calizas en capas delgadas, con nódulos calcáreos y estructuras plegadas.

▪ **Condorsinga:**

Calizas estratificadas con calcita, sobre la unidad Aramachay.

Los afloramientos del Grupo Pucará muestran una posición discordante sobre el Grupo Mitu y son a su vez sobreyacidos discordantemente por el Grupo Yura. Son ampliamente visibles en zonas cercanas a Morcolla, Silacaha y Catalina Huanca.

3.2.1.3 Formación Socosani (Jurásico). Formada por calizas macizas, limolitas calcáreas, calizas dolomíticas y arenosas en estratos medios a gruesos, con abundantes venillas de calcita. Tiene un espesor estimado de 350 m y muestra adelgazamiento lateral. Su edad va del Toarciano superior al Bajociano superior, y se correlaciona con la Formación Río Grande de Nasca.

3.2.1.4 Grupo Yura (Jurásico). Amplia secuencia sedimentaria compuesta por areniscas, lutitas y calizas, subdividida en cinco miembros: Puente, Cachíos, Labra, Gramadal y Hualhuani. En la zona, se presentan como estructuras anticlinales y sinclinales

con drenaje subparalelo, y evidencia de fuerte erosión. Se estima una edad que va desde el Caloviano inferior hasta el Neocomiano inferior. En conjunto con Socosani y Arcurquina, representa una fase sedimentaria continua posterior a la depositación del Grupo Pucará.

3.2.1.5 Formación Murco (Cretácico). Unidad bien expuesta en cerros como Huasichara y Salquia, afectada por fallas inversas. Compuesta por limoarcillitas, arcillitas y areniscas finas rojizas, con laminaciones por óxidos de hierro. Sobrepone a la Formación Hualhuani y es subyacente a la Arcurquina. Su edad corresponde al Barremiano–Aptiano.

3.2.1.6 Formación Arcurquina (Cretácico). Ubicada en el sector NE del cuadrángulo de Santa Ana. Está conformada por calizas gris oscuras, en capas delgadas a gruesas con intercalaciones arcillosas y venillas de calcita. Posee nódulos marrones en niveles inferiores y se caracteriza por estructuras plegadas disarmónicas. Se le asigna una edad del Albiano–Cenomaniano inferior.

3.2.1.7 Rocas Ígneas.

- **Complejo Querobamba (Paleozoico):**

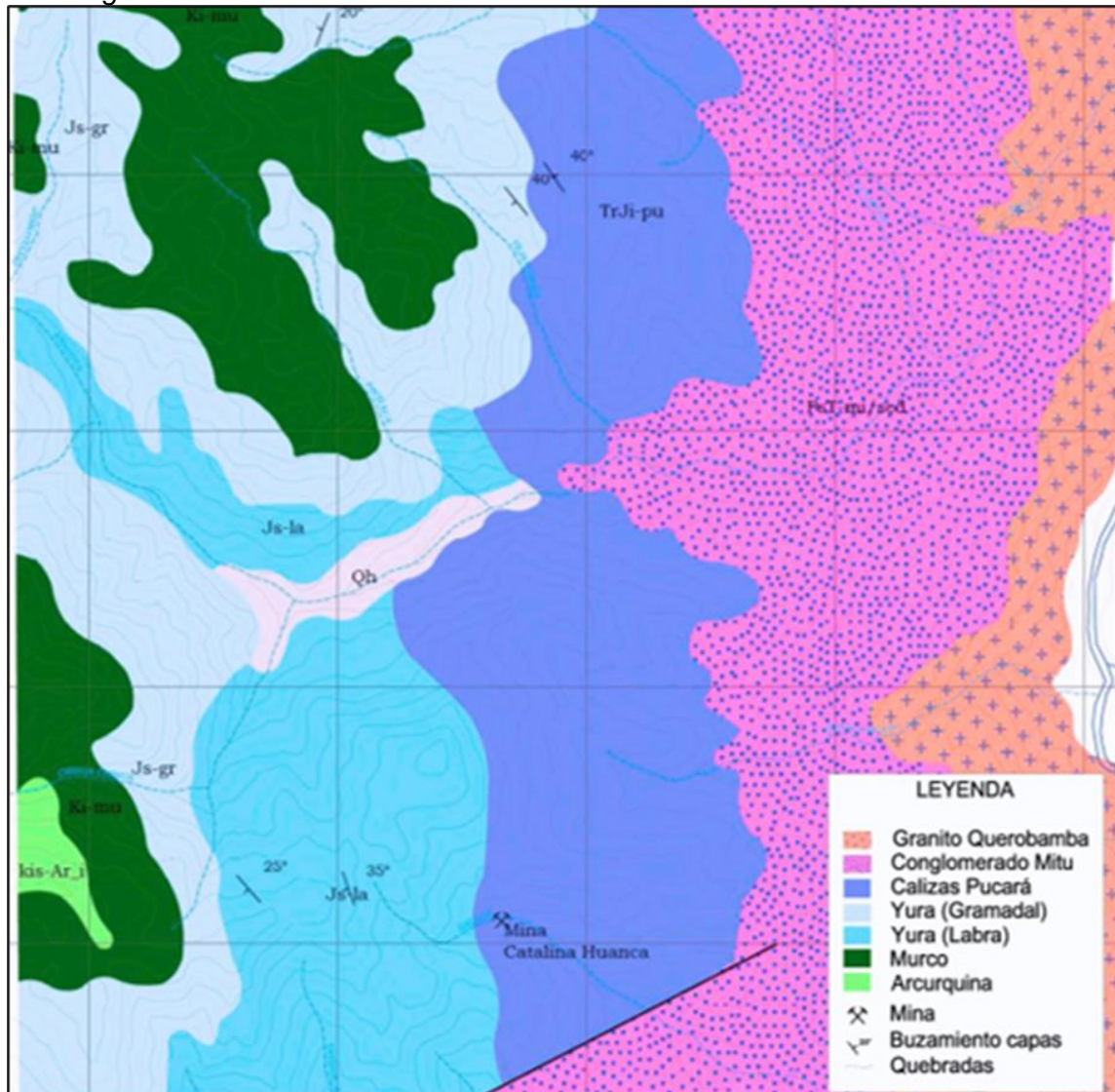
Cuerpo plutónico de gran extensión (hasta 40 km de largo), compuesto por facies graníticas, monzograníticas y gneisificadas. Controla estructuras regionales y actúa como base para las unidades sedimentarias.

- **Rocas intrusivas (Mioceno):**

Pequeños plutones de diorita con evidencias de alteración skarn en contacto con el Grupo Yura (ej. prospecto Chinchinga). En Catalina Huanca, el pórfido riolítico está directamente relacionado con la mineralización económica, emplazado entre las unidades Pucará y Mitu.

Figura 3

Plano regional



Fuente: Proyecto minero

3.2.2 Geología local

El yacimiento se ubica en las laderas de los cerros Hatun Orcco y Monteruyocc, en un entorno topográfico accidentado dominado por la quebrada Sacllani (rumbo S60°E), que expone de forma natural la columna estratigráfica local representativa del yacimiento.

3.2.2.1 Complejo Querobamba (Pre-Mitu). Afloramientos de granitos gnéissicos cerca del río Mishca (2,400 msnm), con estructuras de foliación N30–35°W y buzamiento vertical. Se observan vetas de cuarzo blanco y limonitas, junto con evidencia de trabajos antiguos, lo que sugiere potencial mineralógico en estructuras secundarias.

3.2.2.2 Conglomerado del Grupo Mitu (Pérmico Superior). Desde los 2,800 msnm, se desarrollan capas de conglomerados silíceos y calcáreos con clastos variados (cuarcitas, areniscas, volcánicos) en matriz rojiza.

Estos niveles incluyen facies fértiles con contenido mineral económico en zonas como las mencionadas Doña María, Silvia y Melissa, constituyéndose en un importante metalotecto asociado a eventos volcánicos y control estructural (rumbo N10°W, buzamiento 30°SW).

3.2.2.3 Calizas del Grupo Pucará (Triásico). Afloran desde los 3,450 msnm hasta la cima del cerro Hatun Orcco.

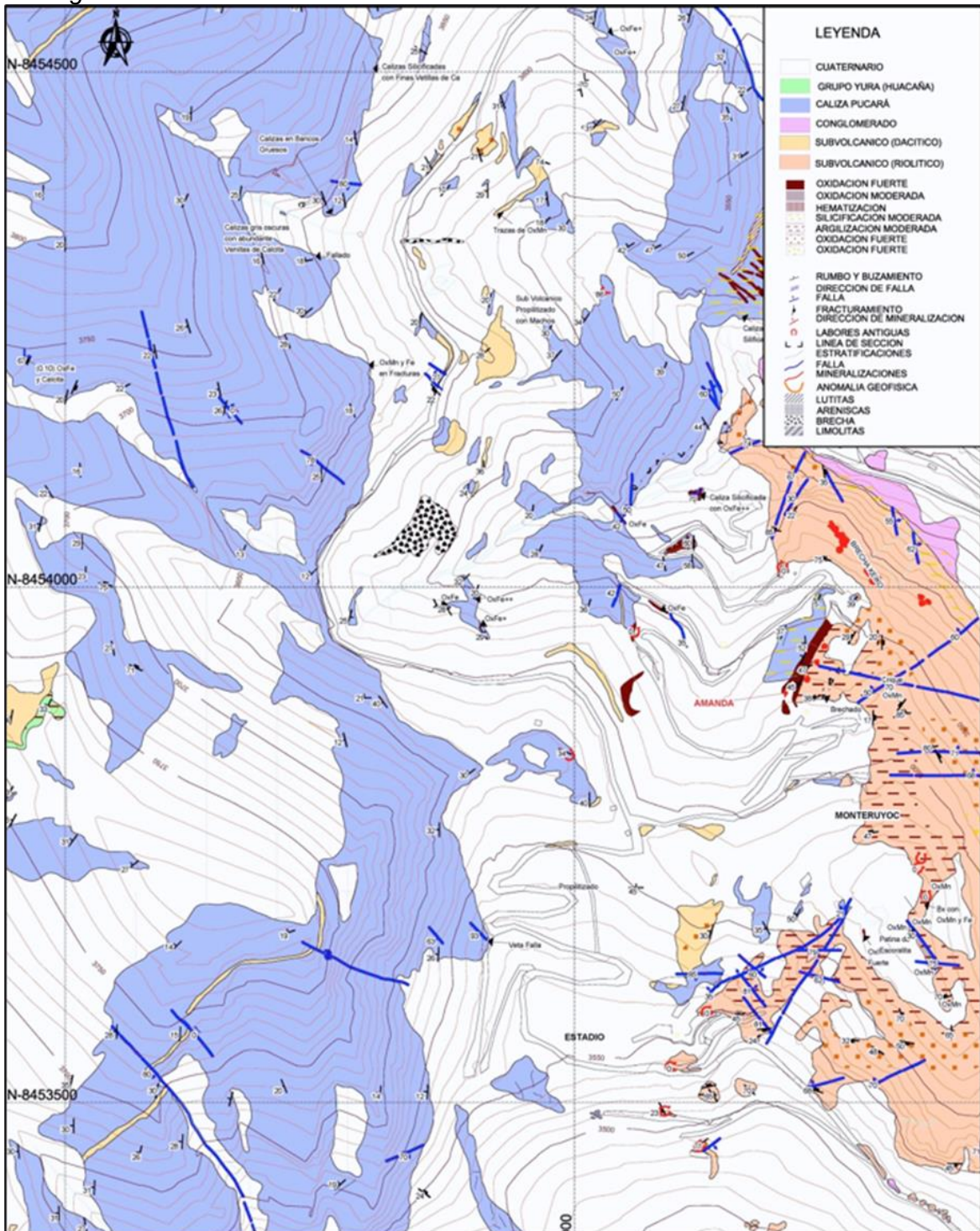
Son estratos de calizas micríticas intercaladas con brechas, tufo y sills andesíticos. Conforman un corredor estructural entre los sobreescurrecimientos este y oeste, en el que destacan las formaciones Condorsinga (150 m), Aramachay (100 m) y Chambará (500 m). Esta unidad, orientada N20°E/27°NW, se asocia a mineralización en contacto con diques andesíticos y dacíticos, formando un importante objetivo de exploración en una franja de aproximadamente 1.6 km de longitud.

3.2.2.4 Rocas Ígneas. En el cerro Monteruyoc aflora un stock subvolcánico riolítico, en el contacto caliza–conglomerado, considerado probable fuente de soluciones mineralizantes y responsable de la alteración hidrotermal propilitizada.

También se identifican diques riodacíticos y andesíticos insertados en las calizas del Grupo Pucará. Los contactos intrusivos presentan rumbos N24°E (caliza-subvolcánico) y N35°E (conglomerado-intrusivo), con buzamientos al NW entre 29° y 73°.

Figura 4

Geología local



Fuente: Proyecto minero

3.2.3 Geología estructural

La mineralización está fuertemente controlada por una estructura compresiva general Oeste–Este (σ_1), que generó y reactivó fallas transcurrentes de alto ángulo y fallas

de bajo ángulo, permitiendo el ascenso de fluidos mineralizantes y la inyección de cuerpos subvolcánicos.

3.2.3.1 Fallas de alto ángulo (verticales o subverticales). Son estructuras principales de orientación NE–SO a EO, como la Veta Principal, Piedad, Vilma y Lucero, que sirvieron como conductos para fluidos hidrotermales. Estas fallas también permitieron el emplazamiento de diques y sills subvolcánicos ácidos, y su reactivación favoreció la inyección de soluciones mineralizantes a través de contactos con las rocas del Grupo Mitu y Pucará.

3.2.3.2 Fallas de bajo ángulo. Estas estructuras asociadas al mismo esfuerzo compresivo generaron sobreescurrecimientos, rampas estructurales, dúplex y sigmoides, principalmente en las calizas del Grupo Pucará. Su movimiento provocó zonas de dilatación que facilitaron la mineralización en forma estratigráfica (paralela a capas) y estructural (a lo largo de superficies de debilidad). En el Grupo Mitu, las fallas de bajo ángulo favorecieron la mineralización en facies calcáreo-arenosas no conglomerádicas.

3.2.3.3 Mineralización estructural.

- En el Grupo Pucará, la mineralización se concentra en capas estratigráficamente favorables y a lo largo de estructuras de bajo ángulo.
- En el Grupo Mitu, las fallas verticales atraviesan conglomerados, pero la mineralización se asocia principalmente a facies más finas entre estructuras.

3.2.3.4 Estructuras regionales clave.

- **Cola de caballo y sistema flat-ramp:**
Pliegues, fallas-veta de buzamiento pronunciado e inversas de bajo ángulo, típicas de secuencias calizas y lutíticas, controlan cuerpos mineralizados tipo reemplazo y vetillas.
- **Fallas sinestrales NE (Vetas Principal y Amanda 3 Techo):**
Delimitan el corredor mineralizado principal de rumbo NE.

- **Sobreescurrecimientos Chumbilla y Sayhuacucho:**

Asociados a zonas de cizalla en calizas Pucar; controlan cuerpos mineralizados como Nancy, Chumbilla, etc.

- **Stock cuarzo monzontico (este) y dique diortico (oeste):**

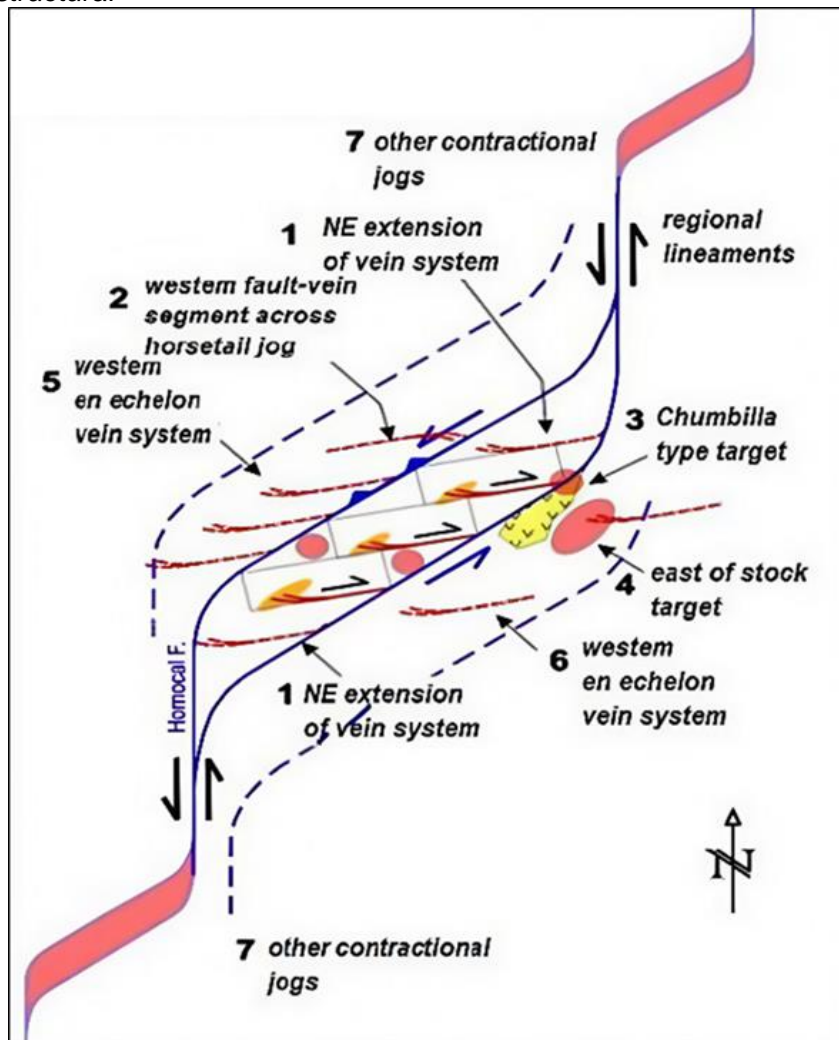
Se emplazan aprovechando zonas de debilidad estructural.

- **Falla Hornocal:**

Estructura mayor de >1 km, con brechas calcreas y matriz subvolcnica; su influencia mineralizante hacia el oeste an est en evaluacin.

Figura 5

Esquema estructural



Fuente: Proyecto minero

3.2.4 Mineralización

La mineralización metálica está directamente asociada al ciclo orogénico andino, que favoreció el emplazamiento de sistemas polimetálicos de Cu, Zn, Pb y Ag, en relación con actividad intrusiva y control estructural. Se identifican cuatro tipos principales de mineralización, definidos por su morfología y litología hospedante:

3.2.4.1 Vetas Falla. Incluyen estructuras como Principal, Lucero, Piedad, Rocío, Vilma y Amanda 3 Techo, caracterizadas por fracturas rellenas de mineral con anchos de centímetros hasta 5 m. Contienen galena argentífera, esfalerita y calcopirita, y como gangas: pirita, cuarzo, fluorita, rodocrosita y carbonatos. Se encuentran comúnmente en zonas de cizalla verticales o de alto ángulo.

3.2.4.2 Mantos. Desarrollados en calizas del Grupo Pucará, como en el cuerpo Amanda 5, asociados a diques volcánicos dacíticos y andesíticos. Presentan esfalerita y galena como minerales económicos, y como ganga: pirita, rodocrosita, rodonita, calcita, ankerita y siderita. Estos mantos muestran rasgos de reemplazamiento estratiforme.

3.2.4.3 Cuerpos. Localizados en conglomerados calcáreos y silíceos del Grupo Mitu, o en el contacto caliza–conglomerado, incluyendo cuerpos como Doña María, Marielas, Melissa, Nancy y Luceros. La mineralización está compuesta por esfalerita y galena, con gangas de pirita, calcita, fluorita, rodocrosita y hematita especular, además de alteración propilítica retrógrada y posibles señales de skarn en profundidad.

3.2.4.4 Tipo Stockwork (Keyko). Ubicado en el stock riolítico intrusivo, con fracturamiento intenso relleno de galena, esfalerita y calcopirita (en trazas). Gangas incluyen pirita, hematita y minerales de manganeso, especialmente cerca de superficie.

3.2.5 Tipo de depósito

El yacimiento corresponde a un sistema hidrotermal epitermal polimetálico, con mineralización de tipo:

- Vetas de relleno en fisuras
- Stockwork (vetilleo difuso)
- Reemplazamiento estratiforme, generando mantos y cuerpos irregulares

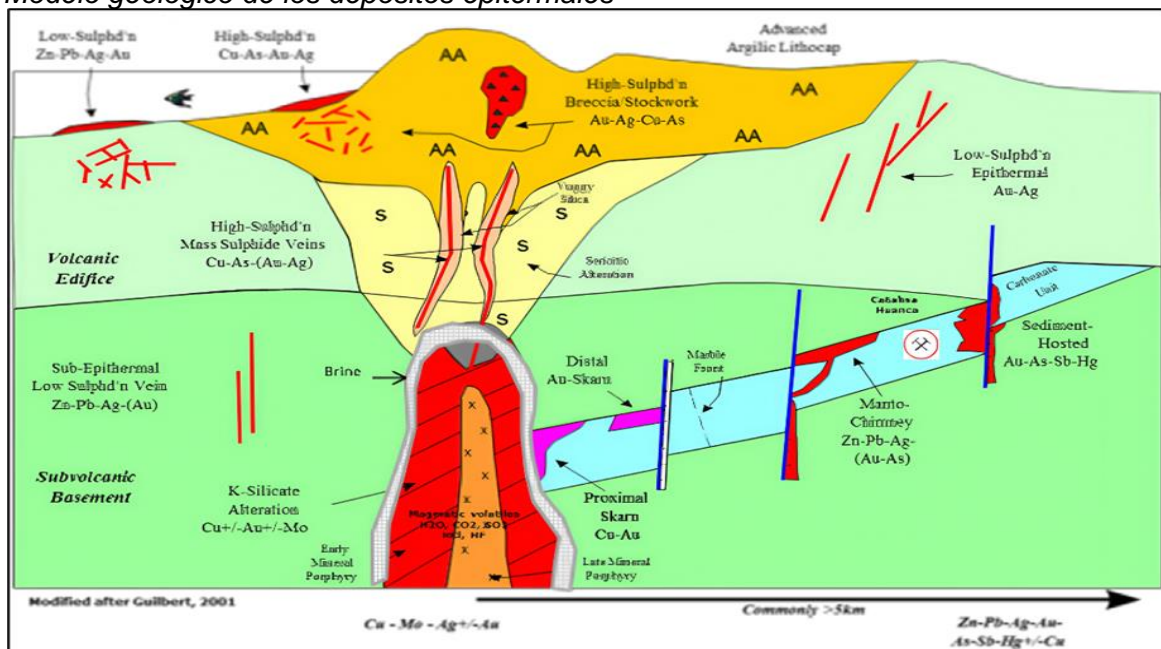
En niveles profundos, se ha identificado mineralogía característica de ambientes skarn y metamorfismo de contacto ($T > 400\text{ }^{\circ}\text{C}$), con presencia de granate, ilvita, diópsido y pyroxmangita, producto del reemplazo de carbonatos.

La Falla Principal (rumbo $N55^{\circ}\text{E}$, buzamiento 83°SE) controla el sistema de vetas, que forman un gran cimoide estructural: se concentran en una sola en el extremo NE, y se ramifican en colas de caballo hacia el SW, hasta el contacto con las calizas del Grupo Pucará (rumbo $N10^{\circ}\text{E}$, buzamiento 30°NW), que forma parte de un corredor estructural activo.

En el contacto entre el stock cuarzo monzonítico y las calizas Pucará, se desarrollan fallas medianas que actúan como conductos de mineralización tipo stockwork, con fuerte desarrollo de vetilleo hidrotermal.

Figura 6

Modelo geológico de los depósitos epitermales



Fuente: Proyecto minero

3.3 Trade off de métodos de minado

El objetivo es evaluar los métodos de minado a través de un análisis estratégico, geomecánico y económico para determinar el método de minado a implementar en el proyecto minero, comparando los métodos subterráneos Sublevel Stopping y Sublevel Caving.

Para el análisis del cuerpo a explotar por métodos subterráneos, se consideran los siguientes aspectos:

- **Características del depósito:**

Incluye el modelo de bloques, ensayos de roca, estimación de esfuerzos y la topografía del sector

- **Económicos:**

El dato de entrada es el valor punto de los cinco metales contenidos en el modelo; plomo, zinc, plata, oro y cobre.

- **Seguridad:**

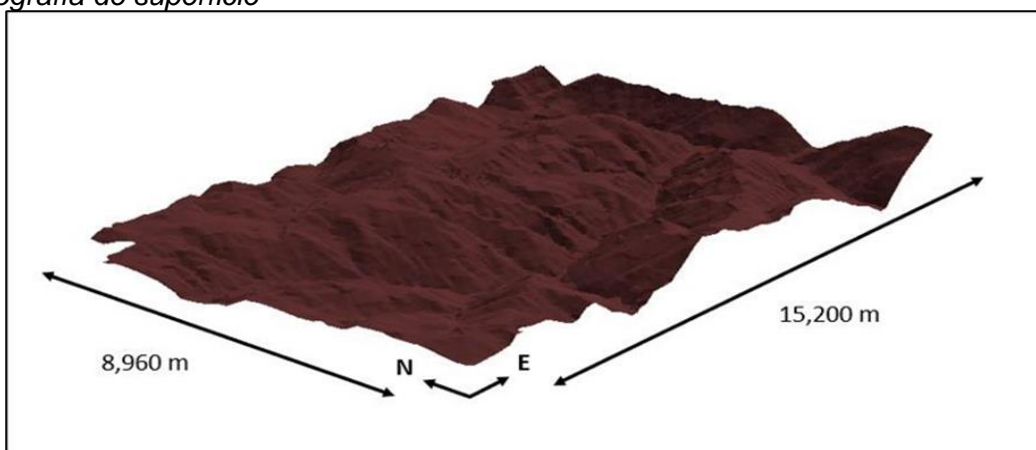
Este aspecto considera las características geomecánicas de la roca que componen el depósito.

3.3.1 Antecedentes

3.3.1.1 Topografía. La topografía disponible fue procesada en el software AutoCAD para realizar los análisis, y se muestra en la Figura 7. Su extensión es de 15,200 m a lo largo de la coordenada Este y de 8,960 m en la coordenada Norte aproximadamente. El punto más alto de la topografía se encuentra alrededor de la cota 4,400, mientras que la zona más baja está cerca de la cota 2,300. El cuerpo mineralizado de interés se encuentra a una profundidad entorno a los 900 m, cuya superficie está alrededor de los 4,200 msnm.

Figura 7

Topografía de superficie



Fuente: Elaboración propia

3.3.1.2 Ensayos de roca. De acuerdo con la información proporcionada, se han realizado 4 campañas de ensayos de roca:

▪ **Universidad Católica del Perú (2018):**

Se muestrean 4 tipos de roca (conglomerado, arenisca, subvolcánico y caliza). Se realizan ensayos de compresión simple, de propiedades elásticas, compresión triaxial.

▪ **GEOMEC (2019):**

Se muestrean 5 tipos de roca (conglomerado-PA, conglomerado- S, conglomerado-SA, mineral en arenisca, arenisca). Se realizan ensayos de propiedades físicas (6), resistencia a la compresión uniaxial (5), resistencia a la compresión triaxial (4), propiedades elásticas (5), tracción indirecta (4), corte directo (3) y carga puntual (6).

▪ **Universidad Católica del Perú (2020):**

Se realizan ensayos de propiedades físicas (10), ensayos compresión triaxial (6), propiedades elásticas (2). Este reporte no incluye a qué tipo de roca representa cada muestra.

▪ **GEOMEC (2021):**

Se muestrean 3 tipos de roca (conglomerado, mineral en arenisca y arenisca). Se realizan ensayos de resistencia a la compresión uniaxial (3), constantes elásticas (3), resistencia al corte directo (3).

De estos ensayos se realizó un resumen de resultados, el que se muestra en la siguiente tabla.

Tabla 9*Resumen parámetros ensayo de roca*

Tipo de roca	N° de pruebas	UCS [MPa]	Módulo de Young [Gpa]	Cohesión [Mpa]	Ángulo de fricción [°]	Resistencia a la tracción [Mpa]	Peso específico [Kn/m³]
Arenisca	5	72 ± 20	11.2 ± 2.5	0.17 ± 0.03	37 ± 3	6.3	26.1
Conglomerado	9	90 ± 31	13.2 ± 6.1	0.16 ± 0.01	45 ± 12	8.4	26.5
Mineral en arenisca	4	92 ± 5	19.5 ± 5.8	0.09	31	13.1	24.7
Subvolcanico	1	117	7.8	0.13	60	-	-
Caliza	1	72	-	-	45	6.24	28.1

Fuente: Elaboración propia

3.3.1.3 Esfuerzos in-situ. El estado de esfuerzos es estimado, no medido. Se recurrió a correlaciones con valores absolutos obtenidos en ensayos in situ para estudios similares en Perú. Los esfuerzos son del tipo tectónico, por ende, no es posible aplicar los criterios de Sheorey (1994).

El esfuerzo vertical es el esfuerzo principal intermedio (σ_2) y se estima como:

$$\sigma_v = \sigma_2 = H * \rho \quad (3)$$

Donde:

H = profundidad [m]

ρ = densidad [kg/m³]

El esfuerzo principal mayor está en la dirección E-W y se estima de la siguiente forma:

$$\sigma_1 = \sigma_{H1} = K_1 \sigma_v \quad (4)$$

Donde:

K_1 = $ah-b$

a, b depende del módulo de Young

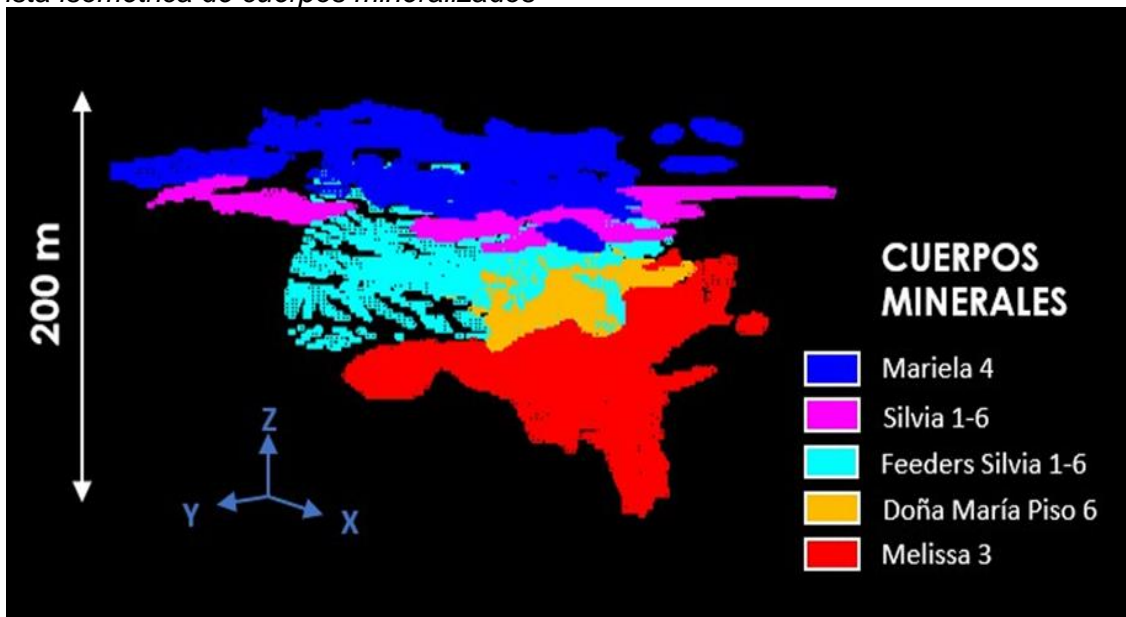
El esfuerzo principal menor está en la dirección N-S y se estima misma forma del esfuerzo principal.

3.3.1.4 Modelo de recursos. El modelo de recursos minerales fue proporcionado por geología mina. Este modelo de recursos corresponde a un modelo regularizado en orientación norte-sur y de bloques de tamaño 2 m x 2 m x 2 m. El modelo que comprende los cuerpos mineralizados de interés (Melisa 3, Doña María Piso 6 y Mariela 4) se extiende por 340 m en su coordenada Este y 280 m en su coordenada Norte, aproximadamente, con 200 m de altura.

En la Figura 8 y Figura 9 se pueden observar los tres cuerpos mineralizados mencionados anteriormente, además de Silvia y Feeders Silvia que se encuentran dentro del volumen en estudio.

Figura 8

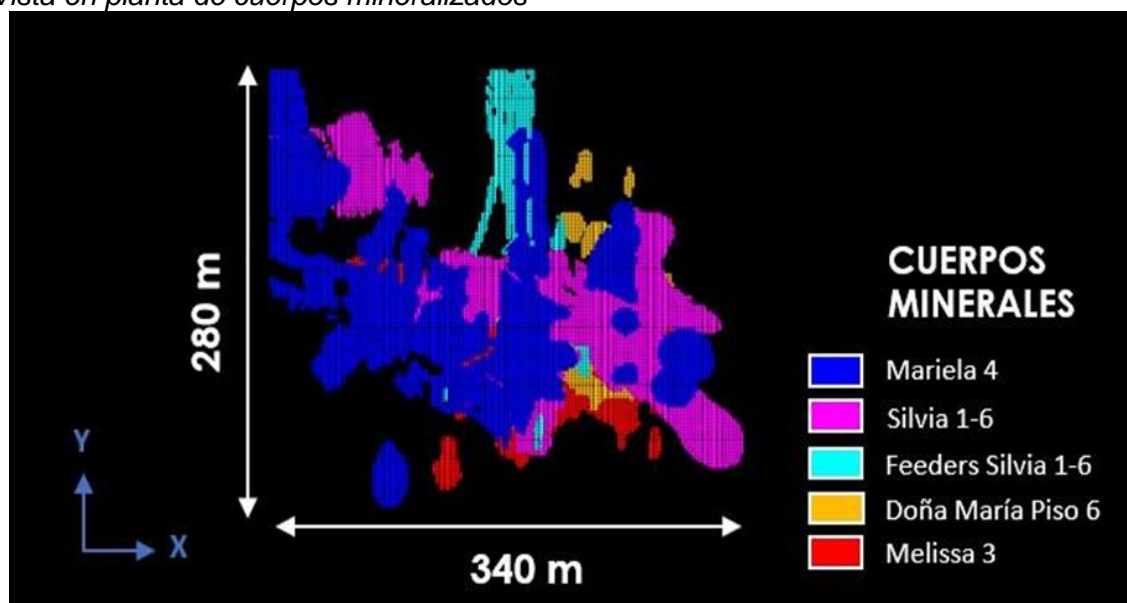
Vista isométrica de cuerpos mineralizados



Fuente: Elaboración propia

Figura 9

Vista en planta de cuerpos mineralizados



Fuente: Elaboración propia

En la Tabla 10 se encuentra el reporte de tonelaje y leyes de metales contenidos en estos cuerpos, destacando que Melissa 3 y Mariela 4 son los de mayor presencia con más de 400,000 toneladas cada uno, además de contener las leyes más altas de los cuerpos en estudio.

Tabla 10

Reporte de recursos por cuerpo mineralizado

CUERPO	TONELAJE (T)	DENSIDAD (T/M3)	PB (%)	ZN (%)	AG (OZ/T)	CU (%)	AU (G/T)
Melissa 3	448,019	3.03	2.57	11.78	1.33	0.06	0.46
DMP6	152,634	2.93	1.28	7.55	0.82	0.05	0.31
Mariela 4	415,492	3.10	3.16	11.12	1.15	0.08	0.25
Silvia 1-6	214,471	3.02	2.06	11.29	1.15	0.08	0.34
Feeders Silvia 1-6	79,254	2.95	0.73	9.15	1.24	0.13	0.25

Fuente: Elaboración propia

Por otra parte, en la Tabla 11 se muestra el reporte de recursos contenidos en el depósito en sus categorías de recurso medido, indicado, inferido y no categorizado. Se destaca que más del 90% de los recursos son de categoría medido e indicado (35.5% y 58.1% respectivamente). Sólo un 6.3% son inferidos y el 0.1% están sin categoría asignada por no cumplir con los criterios de categorización.

Tabla 11

Reporte de recursos por categoría de recurso

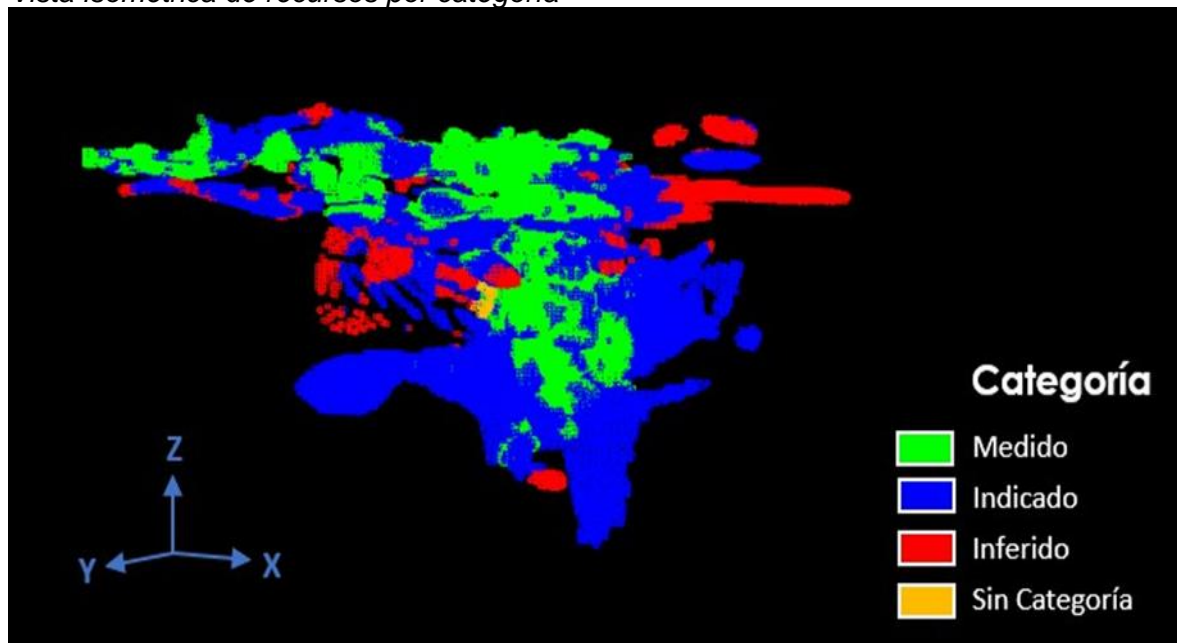
CATEGORÍA	TONELAJE (T)	DENSIDAD (T/M3)	PB (%)	ZN (%)	AG (OZ/T)	CU (%)	AU (G/T)
Medido	465,411	3.06	2.59	10.84	1.13	0.07	0.30
Indicado	761,278	3.02	2.34	10.87	1.20	0.07	0.37
Inferido	82,317	3.00	2.15	10.55	1.29	0.08	0.32
Sin categoría	864	3.00	1.44	4.20	1.43	0.06	0.39

Fuente: Elaboración propia

En la Figura 10 se tiene una vista isométrica del modelo de recursos con sus bloques identificados para las cuatro categorías.

Figura 10

Vista isométrica de recursos por categoría



Fuente: Elaboración propia

En la Tabla 12 se encuentran las estadísticas de las leyes de los cinco metales presentes en el modelo sin ningún tipo de categorización. El yacimiento presenta mayoritariamente minerales de zinc y plomo, con presencia de plata y oro. También hay escasa presencia de cobre.

Tabla 12*Estadísticas de leyes*

	Pb (%)	Zn (%)	Ag (oz/t)	Cu (%)	Au (g/t)
Promedio	2.38	10.75	1.17	0.07	0.34
Desviación Estándar	1.27	4.05	0.46	0.04	0.21
Mínimo	0.06	0.00	0.12	0.01	0.01
Q1	1.37	7.61	0.82	0.05	0.18
Q2	2.31	10.89	1.15	0.06	0.30
Q3	3.28	13.20	1.48	0.09	0.47
Máximo	7.79	34.93	3.66	0.66	1.81

Fuente: Elaboración propia

3.3.2 Cálculo de NSR

Debido a que el yacimiento es de tipo polimetálico, la valorización de los recursos debe incluir los contenidos de los cinco metales presentes en el modelo de bloques: Zn, Pb, Ag, Au y Cu. Para esto existen dos alternativas: la primera opción es obtener una ley equivalente referida al elemento principal (Zn) y a partir de esta determinar una ley de corte que defina le envolvente económica; la segunda opción es utilizar el concepto de Net Smelter Return o NSR (ingreso neto antes de fundición por sus siglas en inglés), que considera parámetros técnicos y económicos de cada metal como el precio de venta, recuperación metalúrgica, costos por tratamiento y venta, entre otros. Para efectos de este proyecto, se decidió utilizar el NSR para la valorización de recursos ya que permite un cálculo más detallado comparado con la alternativa de la ley equivalente.

La envolvente económica se determina considerando todos los bloques del modelo de recurso cuyo NSR sea superior a un NSR de corte. Así, las unidades a minar cumplen con el criterio de que sus ingresos son mayores o iguales a la suma de su costo de minado y costo de procesamiento, de esta forma genera un beneficio económico, como se indica en la siguiente ecuación:

$$\text{NSR}_{\text{corte}}(\text{USD}/\text{t}) = \text{Costo de minado} (\text{USD}/\text{t}) + \text{Costo de procesamiento} (\text{USD}/\text{t})$$

Para calcular el NSR de cada bloque se utiliza un parámetro denominado Valor Punto (VP), el que expresa el valor del metal (en este caso en USD) por cada 1% de ley contenida de Zn, Pb y Cu, 1 Oz/t de Ag, o bien, 1 g/t de Au. La fórmula para calcular el NSR en función de los cinco metales presentes se indica en la siguiente ecuación.

$$\text{NSR (USD/t)} = \sum (\text{Ley metal en Concentrado} * \text{VP metal en Concentrado})$$

– Costos de tratamiento y refinación

En la Tabla 13 se muestran los Valores de Punto (VP) empleados para el cálculo del NSR del modelo de bloques mediante el que se determinó la envolvente económica de los métodos de minado. De esta forma se obtuvo un NSR promedio de 192.2 (USD/t).

Tabla 13

Valor punto por metal

METAL	Zn (USD/%/t)	Pb (USD/%/t)	Ag (USD/Oz/t)	Au (USD/g/t)	Cu (USD/%/t)
Valor Punto	14.59	8.81	8.87	11.60	0.00

Fuente: Elaboración propia

Las estadísticas completas del NSR calculado se encuentran en la Tabla 14.

Tabla 14

Estadísticas NSR

	NSR (USD/t)
Promedio	192.2
Desviación Estándar	67.3
Mínimo	27.5
Q1	137.7
Q2	196.6
Q3	235.6
Máximo	547.9

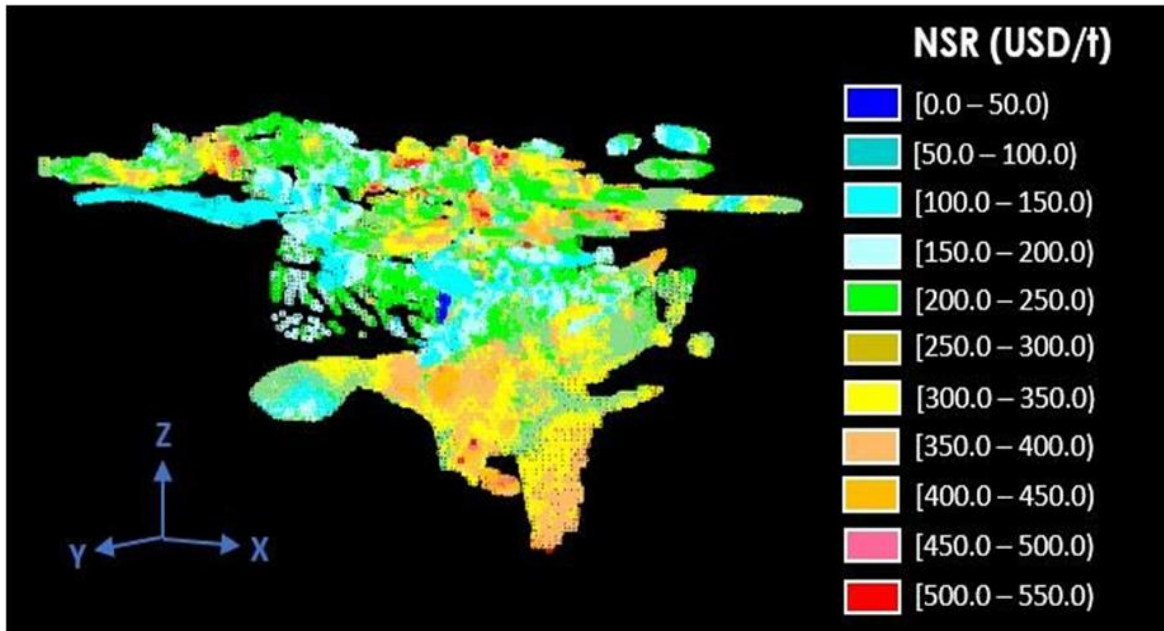
Fuente: Elaboración propia

La Figura 11 muestra una vista del modelo de recursos caracterizado por el NSR de los bloques. En la parte superior se encuentran los bloques de mayor valor, por sobre los 450 (USD/t), pero estos se ubican de manera aislada, identificándose por los pequeños

sectores en rojo. En la zona media-inferior se observa un comportamiento más homogéneo de los bloques con valores en su mayoría entre los 250 y 400 (USD/t) aproximadamente.

Figura 11

Vista isométrica de NSR

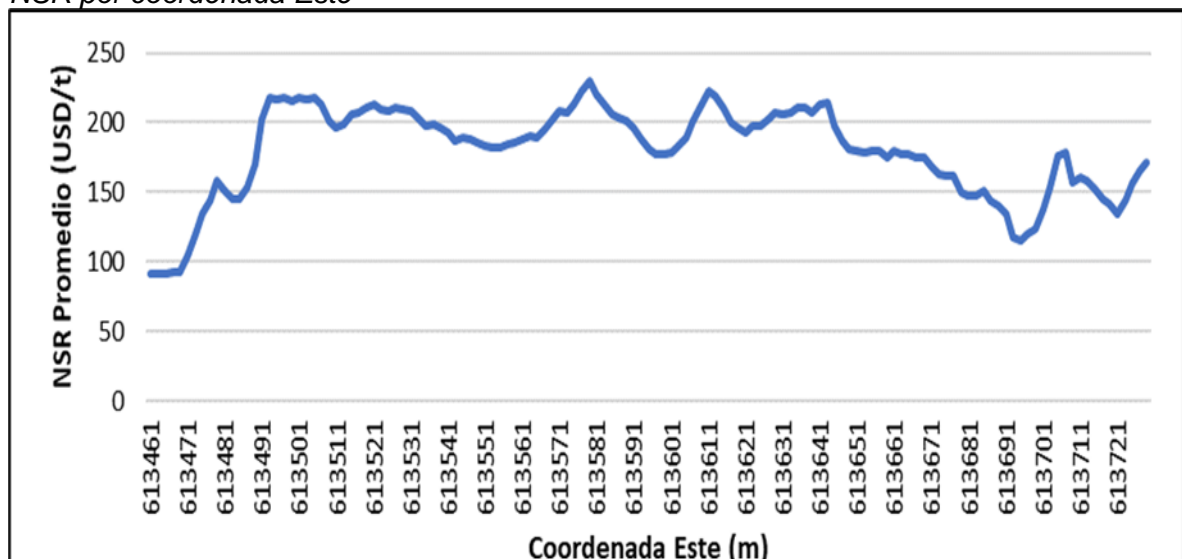


Fuente: Elaboración propia

La Figura 12, Figura 13 y Figura 14 muestran gráficos con el comportamiento del NSR a lo largo de las coordenadas Este, Norte y Z respectivamente. En la Figura 14 se puede notar que la tendencia indica que, a mayor profundidad, existe mayor valor de NSR.

Figura 12

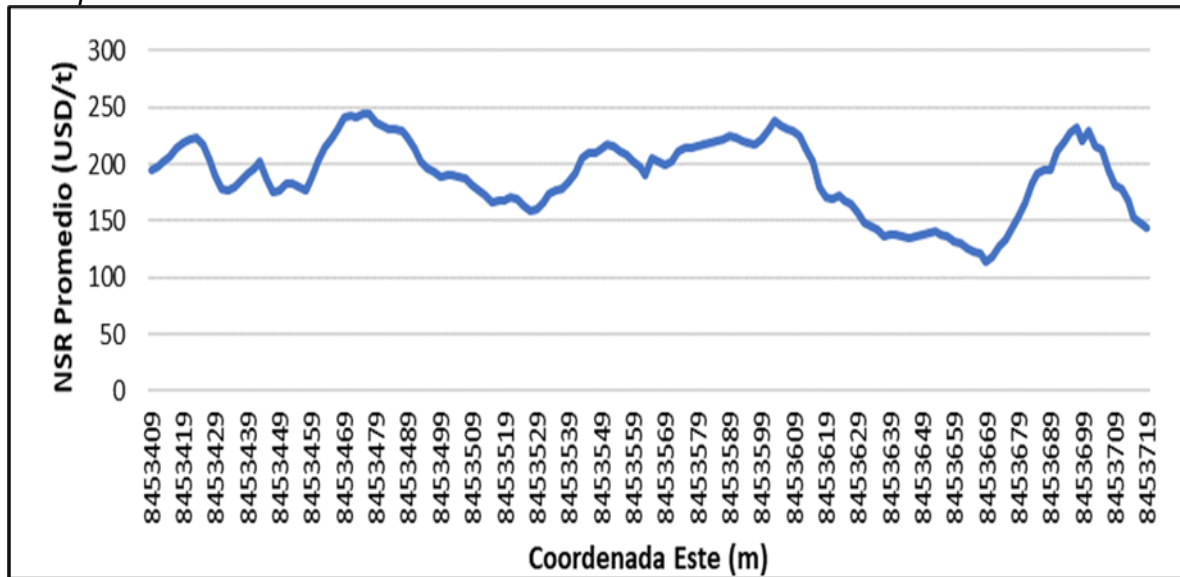
NSR por coordenada Este



Fuente: Elaboración propia

Figura 13

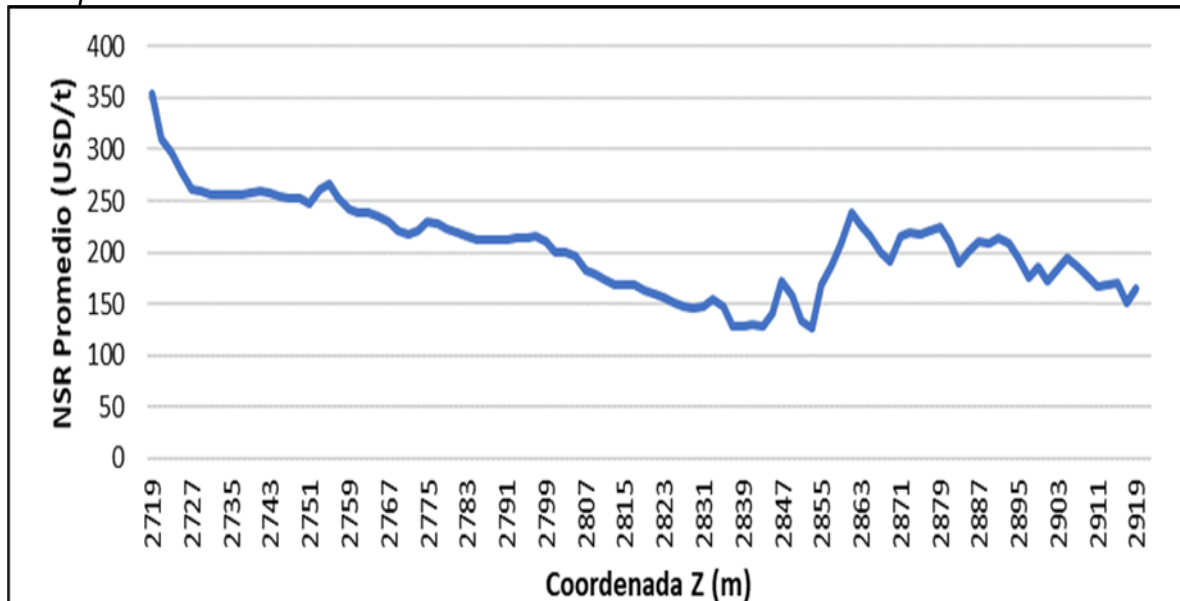
NSR por coordenada Norte



Fuente: Elaboración propia

Figura 14

NSR por coordenada Z

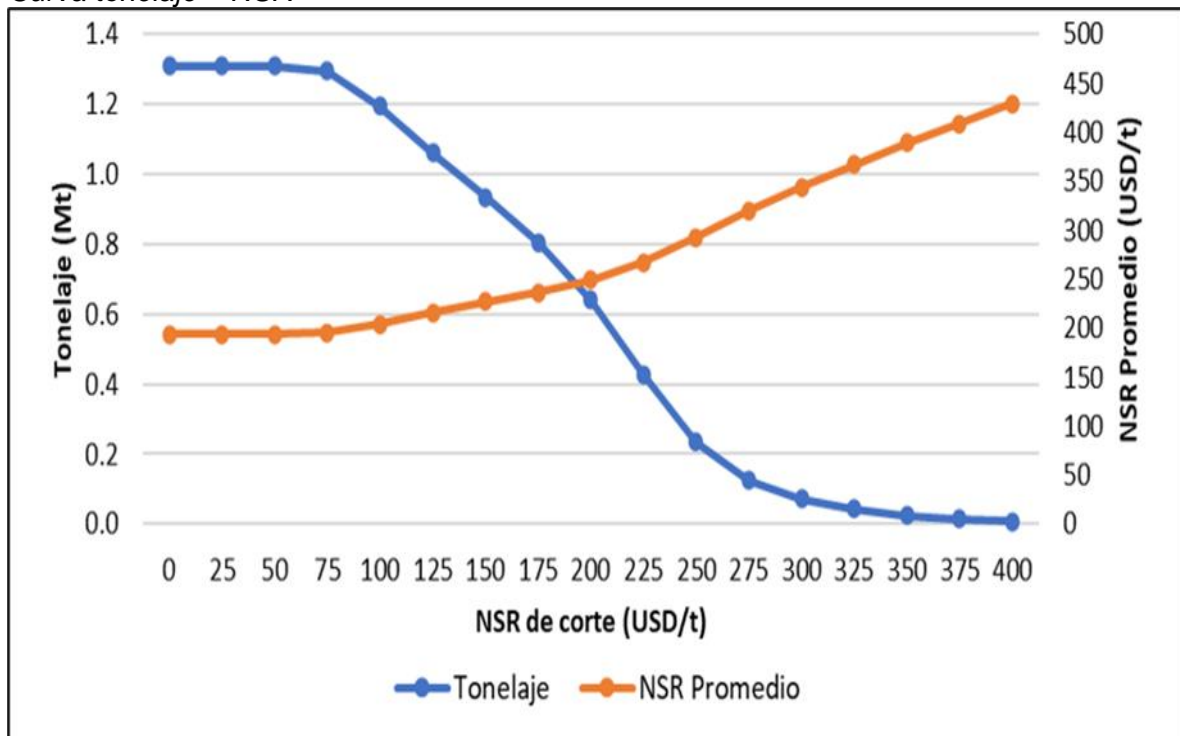


Fuente: Elaboración propia

Finalmente, en la Figura 15 se muestra la curva tonelaje – NSR del yacimiento, desde la que se puede obtener el tonelaje disponible en el cuerpo mineralizado que está valorizado por sobre un NSR de corte y el valor medio para este parámetro, lo que da forma a la envolvente económica.

Figura 15

Curva tonelaje – NSR



Fuente: Elaboración propia

3.3.3 Evaluación estratégico – geomecánica

Para comparar de manera geomecánica la aplicabilidad de los métodos de minado se utiliza el método de Nicholas (1981), el cual compara los métodos a través de la forma del yacimiento, distribución de leyes y características geomecánicas del yacimiento.

Con esto Nicholas (1981) plantea un ranking con siguiente ecuación:

$$\text{Ranking} = A + 0.75 * B + 0.6 * C + 0.38 * D$$

Estos factores son:

Factor A:

Suma de distintas características del yacimiento. Forma, potencia, manto y distribución de leyes. En la Tabla 15 y Tabla 16 se muestran la puntuación de las características geométrica del yacimiento.

Tabla 15*Puntuación forma y ancho del yacimiento*

Yacimiento	Forma general de yacimiento			Ancho del yacimiento			
	Masivo	Tabular	Irregular	Angosto	Intermedio	Ancho	Muy ancho
Método de explotación							
Block Caving	4	2	0	-49	0	2	4
Sublevel Stopping	2	2	1	1	2	4	3
Sublevel Caving	3	4	1	-49	0	4	3
Longwall Mining	-49	4	-49	4	0	-49	-49
Room and Pillar	0	4	2	4	2	-49	-49
Shrinkage Stopping	2	2	1	1	1	2	4
Cut and Fill	0	4	2	4	4	0	0

Fuente: Elaboración propia

Tabla 16*Puntuación orientación y distribución de leyes del yacimiento*

YACIMIENTO	ORIENTACIÓN			DISTRIBUCIÓN DE LEYES		
	Horizontal	Intermedio	Vertical	Uniforme	Gradacional	Errático
Método de explotación						
Block Caving	3	2	4	4	2	0
Sublevel Stopping	2	1	4	3	3	1
Sublevel Caving	1	1	4	4	2	0
Longwall Mining	4	0	-49	4	2	0
Room and Pillar	4	1	0	3	3	3
Shrinkage Stopping	2	1	4	3	2	1
Cut and Fill	0	3	4	3	3	3

Fuente: Elaboración propia

En la Tabla 17 se muestra los parámetros para caracterizar la geometría del yacimiento.

Tabla 17*Parámetros para caracterizar geometría del yacimiento*

FACTOR A		
GEOMETRÍA DEL YACIMIENTO	DESCRIPCIÓN	
Masivo	Yacimiento masivo	
Inferido	Dos dimensiones mayores a su potencia	
Irregular	Yacimiento irregular	
POTENCIA	MÍNIMO	MÁXIMO
Angosto	0 m	10 m
Intermedio	10 m	30 m
Ancho	30 m	100 m
Muy ancho	100 m	10000 m
MANTEO	MÍNIMO	MÁXIMO
Horizontal	0°	10°
Intermedio	20°	55°
Vertical	55°	90°
DISTRIBUCIÓN DE LEYES		
Uniforme		
Gradacional		
Diseminado		

Fuente: Elaboración propia

Factor B:

Suma de características relacionadas a la competencia de la roca mineralizada, espaciamiento y tipo de relleno de fracturas. En la Tabla 18 se muestra la puntuación que el método le da a las características geomecánicas de la roca mineralizada del yacimiento.

Tabla 18*Puntuación características geomecánicas de la roca mineralizada del yacimiento*

YACIMIENTO	COMPETENCIA ROCA INTACTA			ESPACIAMIENTO FRACTURAS				RESISTENCIA ESTRUCTURAS		
	Baja	Mediana	Alta	Muy cercanas	Poco espaciada	Espaciadas	Muy espaciada	Baja	Mediana	Alta
Block Caving	4	1	1	4	4	3	0	4	3	0
Sublevel Stopping	-49	3	4	0	0	1	4	0	2	4
Sublevel Caving	0	3	3	0	2	4	4	0	2	2
Longwall Mining	4	1	0	4	4	0	0	4	3	0
Room and Pillar	0	3	4	0	1	2	4	0	2	4
Shrinkage Stopping	1	3	4	0	1	3	4	0	2	4
Cut and Fill	3	2	2	3	3	2	2	3	3	2

Fuente: Elaboración propia

En la Tabla 19 se muestra los parámetros para caracterizar la competencia de la roca intacta que relaciona la resistencia a la compresión uniaxial (UCS) con el esfuerzo vertical (σ_v).

Tabla 19*Parámetros para caracterizar la competencia de la roca intacta*

FACTOR B		
Características geomecánicas Roca Intacta (UCS/ σ_v)	Mínimo	Máximo
Baja	0	8
Mediana	8	15
Alta	15	10000

Fuente: Elaboración propia

En la Tabla 20 se muestran la forma de caracterizar el espaciamiento entre estructuras.

Tabla 20*Parámetros para caracterizar el espaciamiento entre fracturas*

FACTOR B		
Espaciamiento estructuras (f/m)	Mínimo	Máximo
Muy cercanas	16	10000
Poco espaciadas	10	16
Espaciadas	3	10
Muy espaciadas	0	3

Fuente: Elaboración propia

En la Tabla 21 se muestra los parámetros para caracterizar la resistencia de las estructuras.

Tabla 21*Parámetros para caracterizar la resistencia de las estructuras*

FACTOR B	
Resistencia estructuras	Descripción
Baja	Sin relleno
Media	Sin relleno/rugosas
Alta	Relleno más competente que roca intacta

Fuente: Elaboración propia

Factor C:

Suma de características relacionadas a la competencia de la roca colgante, espaciamiento y tipo de relleno de fracturas. En la Tabla 22 se muestra la puntuación que el método le da a las características geomecánicas de la roca techo del yacimiento.

Tabla 22*Puntuación características geomecánicas de la roca techo del yacimiento*

YACIMIENTO	COMPETENCIA ROCA INTACTA			ESPACIAMIENTO FRACTURAS				RESISTENCIA ESTRUCTURAS		
	Baja	Mediana	Alta	Muy cercanas	Poco espaciadas	Espaciadas	Muy espaciadas	Baja	Mediana	Alta
Block Caving	2	2	1	3	4	3	0	4	2	0
Sublevel Stopping	-49	3	4	-49	0	1	4	0	2	4
Sublevel Caving	3	2	1	3	4	3	1	4	2	0
Longwall Mining	4	2	0	4	4	3	0	4	2	0
Room and Pillar	0	3	4	0	1	2	4	0	2	4
Shrinkage Stopping	4	2	1	4	4	3	0	0	2	0
Cut and Fill	3	2	2	3	3	2	2	4	3	2

Fuente: Elaboración propia

Para cada uno de estos parámetros se utilizan las Tabla 19, Tabla 20 y Tabla 21.

Factor D:

Suma de características relacionadas a la competencia de la roca piso, espaciamiento y tipo de relleno de fracturas. En la Tabla 23 se muestra la puntuación que el método le da a las características geomecánicas de la roca caja del yacimiento.

Tabla 23*Puntuación características geomecánicas de la roca caja del yacimiento*

YACIMIENTO	COMPETENCIA ROCA INTACTA			ESPACIAMIENTO FRACTURAS				RESISTENCIA ESTRUCTURAS		
	Baja	Mediana	Alta	Muy cercanas	Poco espaciadas	Espaciadas	Muy espaciadas	Baja	Mediana	Alta
Block Caving	2	3	3	1	3	3	3	1	3	3
Sublevel Stopping	0	2	4	0	0	2	4	0	1	4
Sublevel Caving	0	2	4	0	1	3	3	0	2	4
Longwall Mining	2	3	3	1	2	4	3	1	3	3
Room and Pillar	0	2	4	0	1	3	3	0	3	3
Shrinkage Stopping	2	3	3	2	3	3	2	2	2	3
Cut and Fill	4	2	2	4	4	2	2	4	4	2

Fuente: Elaboración propia

Para cada uno de estos parámetros se utilizan las Tabla 19, Tabla 20 y Tabla 21.

3.3.3.1 Cálculo parámetro A. Se analizan las características geométricas de los cuerpos mineralizados. La forma del yacimiento es irregular como se muestra en la Figura 11.

El ancho del yacimiento es de 280 m (Figura 10), lo que implica que el yacimiento es muy ancho como se muestra en la Tabla 17.

La orientación se estimó como vertical y la distribución de leyes como gradacional, con esto se tiene el siguiente cálculo del parámetro A por método de minado, como se muestra en la Tabla 24.

Tabla 24

Cálculo parámetro A

Método de explotación	YACIMIENTO		FORMA A		TOTAL
	Forma	Ancho	Orientación	Distribución de leyes	
Block Caving	3	2	4	2	11
Sublevel Stopping	2	1	4	3	10
Sublevel Caving	1	1	4	2	10
Longwall Mining	4	0	-49	2	-43
Room and Pillar	4	1	0	3	8
Shrinkage Stopping	2	1	4	2	9
Cut and Fill	0	3	4	3	10

Fuente: Elaboración propia

3.3.3.2 Calculo parámetro B. Los parámetros de roca mineralizada se estiman de la siguiente forma:

Para estimar el parámetro de la competencia de la roca intacta, se calcula el esfuerzo vertical como:

$$\sigma_v = \text{densidad mineral en arenisca} \left(\frac{\text{kg}}{\text{m}^3} \right) * \text{profundidad mineralizada (m)}$$

$$\sigma_v = 0.0265 \left(\frac{\text{kg}}{\text{m}^3} \right) * 950(\text{m}) = 25 \text{ (MPa)}$$

Y el UCS de mineral en arenisca (DCR, 2019) es de 92 (Mpa), por ende, la relación entre el UCS y el esfuerzo vertical es de:

$$\frac{UCS}{\sigma_v} = \frac{95}{25} = 3.7$$

Por tanto, la competencia de la roca intacta es baja.

Las fracturas en Doña Maria Piso se presentan cada 6-20 cm (DCR, 2019), por ende, el espaciamiento entre fracturas es poco espaciada, como se muestra en la Tabla 20.

La resistencia de las estructuras se estima como media de acuerdo con la Tabla 21. En la Tabla 25 se muestra el cálculo del parámetro B.

Tabla 25

Cálculo parámetro B

YACIMIENTO	FORMA B			TOTAL
	Método de explotación	Competencia roca intacta, baja	Espaciamiento fracturas, poco espaciadas	
Block Caving	4	4	3	11
Sublevel Stopping	-49	0	2	-47
Sublevel Caving	0	2	2	4
Longwall Mining	4	4	3	11
Room and Pillar	0	1	2	3
Shrinkage Stopping	1	1	2	4
Cut and Fill	3	3	3	9

Fuente: Elaboración propia

3.3.3.3 Cálculo parámetro C. Los parámetros de roca mineralizada se estiman de la siguiente forma:

Para estimar el parámetro de la competencia de la roca intacta, se calcula el esfuerzo vertical como:

$$\sigma_v = \text{densidad conglomerado} \left(\frac{\text{kg}}{\text{m}^3} \right) * \text{profundidad media roca techo (m)}$$

$$\sigma_v = 0.025 \left(\frac{\text{kg}}{\text{m}^3} \right) * 450(\text{m}) = 11.3 \text{ (MPa)}$$

Y el UCS del conglomerado (DCR, 2019) es de 89.5 [Mpa], por ende, la relación entre el UCS y el esfuerzo vertical es de:

$$\frac{UCS}{\sigma_v} = \frac{89.5}{11.3} = 7.9$$

Por tanto, la competencia de la roca intacta es baja.

Se toma los mismos datos de espaciamiento entre fracturas que la roca mineralizada. La resistencia de las estructuras se estima como media de acuerdo con la tabla 21. En la Tabla 26 se muestra el cálculo del parámetro C.

Tabla 26

Cálculo parámetro C

YACIMIENTO	FORMA B			TOTAL
	Método de explotación	Competencia roca intacta, baja	Espaciamiento fracturas, poco espaciadas	
Block Caving	4	4	2	10
Sublevel Stopping	-49	0	2	-47
Sublevel Caving	3	4	2	9
Longwall Mining	4	4	2	10
Room and Pillar	0	1	2	3
Shrinkage Stopping	4	4	2	10
Cut and Fill	3	3	3	9

Fuente: Elaboración propia

3.3.3.4 Cálculo parámetro D. Los parámetros de roca mineralizada se estiman de la siguiente forma:

Para estimar el parámetro de la competencia de la roca intacta, se calcula el esfuerzo vertical como:

$$\sigma_v = \text{densidad arenisca} \left(\frac{\text{kg}}{\text{m}^3} \right) * \text{profundidad media roca piso (m)}$$

$$\sigma_v = 0.026 \left(\frac{\text{kg}}{\text{m}^3} \right) * 1150(\text{m}) = 29.9 \text{ (MPa)}$$

Y el UCS de la arenisca (DCR, 2019) es de 72.2 [Mpa], por ende, la relación entre el UCS y el esfuerzo vertical es de:

$$\frac{UCS}{\sigma_v} = \frac{72.2}{29.9} = 2.4$$

Por tanto, la competencia de la roca intacta es baja.

Se toma los mismos datos de espaciamiento entre fracturas que la roca mineralizada. La resistencia de las estructuras se estima como media de acuerdo con la tabla 21. En la Tabla 27 se muestra el cálculo del parámetro D.

Tabla 27

Cálculo parámetro D

YACIMIENTO	FORMA B			TOTAL	
	Método de explotación	Competencia roca intacta, baja	Espaciamiento fracturas, poco espaciadas		Resistencia estructuras, media
Block Caving		2	3	3	8
Sublevel Stopping		0	0	1	1
Sublevel Caving		0	1	2	3
Longwall Mining		2	2	3	7
Room and Pillar		0	1	3	4
Shrinkage Stopping		2	3	2	7
Cut and Fill		4	4	4	12

Fuente: Elaboración propia

3.3.3.5 Comparación métodos de minado utilizando el método de Nicholas.

En la Tabla 28 se muestra el resumen de los parámetros antes calculados, se calcula el total para comparar los métodos de minado.

Tabla 28

Ranking métodos de minado

YACIMIENTO	RESUMEN					COMENTARIO
	Método de explotación	Forma A	Forma B	Forma C	Forma D	
Block Caving	11	11	10	8	28	Descartado por la geometría irregular del cuerpo mineralizado, incrementando la dilución.
Sublevel Stopping	10	-47	-47	1	-53	Descartado por método de Nicholas
Sublevel Caving	10	4	9	3	20	Posible método de minado
Longwall Mining	-43	11	10	7	-26	Descartado por método de Nicholas
Room and Pillar	8	3	3	4	14	-
Shrinkage Stopping	9	4	10	7	21	-
Cut and Fill	10	9	9	12	26	Descartado por alto costo operacional del método.

Fuente: Elaboración propia.

Capítulo IV. Análisis e interpretación de resultados

4.1 Análisis económico

Sumado al análisis geomecánico, se realiza un análisis estratégico-económico para comparar los métodos de Sublevel Caving y Sublevel Stopping.

Se compararon estos 2 métodos, pues por un lado el Sublevel Stopping es una de los métodos actualmente ocupado por mina y por otro lado, el Sublevel Caving es un método que dadas las características del yacimiento es propicio de implementar, tal como se muestra en el capítulo anterior.

Para determinar la envolvente económica y realizar el análisis se utilizaron los costos indicados en la Tabla 29 para Sublevel Stopping y Sublevel Caving. Y están asociados al concepto de NSR de corte explicado anteriormente.

Tabla 29

Detalle de costos por método

	SLS (USD/t)	SLC (USD/t)
Extracción	10.8	4.3
Ventilación	1.9	1.9
Acarreo	2.5	2.5
Transporte	2.3	2.3
Relleno	7.0	0.0
Sostenimiento	1.0	0.3
Bombeo	2.7	2.7
Mano de obra	3.0	2.0
Suministros	2.0	1.2
Energía	2.0	2.0
Mantenimiento	1.6	1.6
Desarrollo	4.0	3.0
Preparación	6.0	3.0
Transporte mina-planta	2.4	2.4
Planta concentradora	5.0	5.0
Depósito de relaves	1.8	1.8
G&A	4.0	4.0
Total	60.0	40.0

Fuente: Elaboración propia

De manera preliminar y sólo con fines comparativos entre ambos métodos, se establecieron 10 niveles a lo largo del modelo de bloques con 20 metros de altura cada uno, abarcando la totalidad la zona de interés dentro del yacimiento. Además, se consideraron los parámetros de la Tabla 30.

Tabla 30

Parámetros para evaluación económica

PARÁMETRO	VALOR
Ritmo (tpd)	2,375
Días/año	360
Tonelaje anual (t)	855,000
Tasa de descuento	11.6%

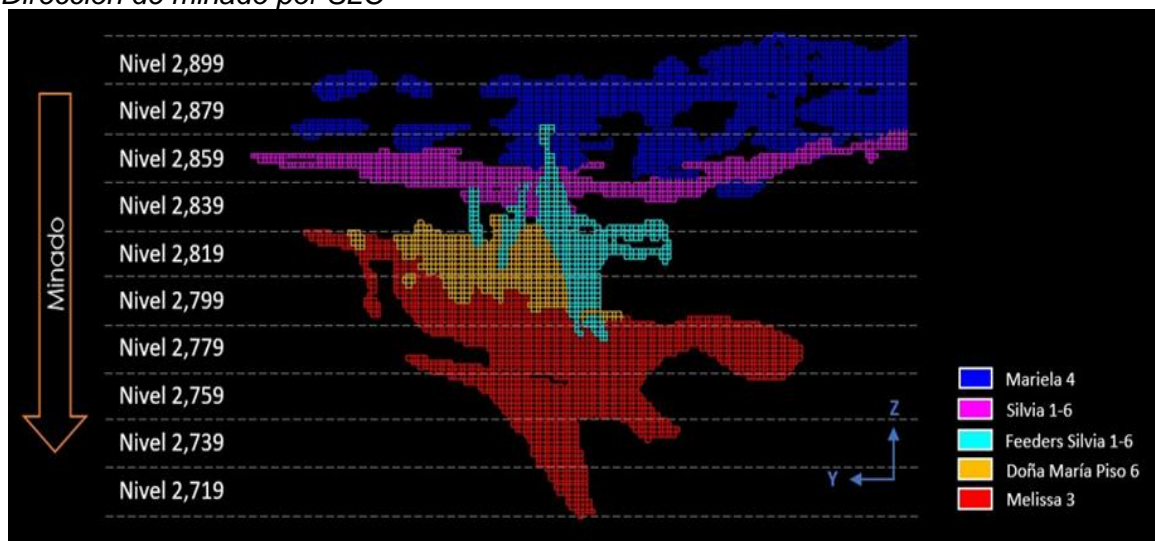
Fuente: Elaboración propia

4.1.1 Sublevel Caving

Al tratarse de un método de hundimiento, el Sublevel Caving comienza minando por el nivel más superficial del cuerpo a minar y se avanza de manera descendente, como se muestra en la Figura 16. Esto se realiza de esta forma debido a que el hundimiento se propaga hacia la superficie, por lo que por razones de seguridad no se podría habilitar un nivel por encima de una zona que ya se comenzó a hundir.

Figura 16

Dirección de minado por SLC



Fuente: Elaboración propia

En la Tabla 31 se resume el tonelaje extraído por cada nivel, considerando que, por las características del método, tanto la recuperación de recursos como la dilución, van en aumento a medida que se va descendiendo en los niveles, teniendo en promedio una recuperación de 81% y una dilución de 20%. Estos valores se encuentran dentro de un rango de operación para el método tanto por referencias bibliográficas.

Tabla 31

Tonelaje por nivel SLC

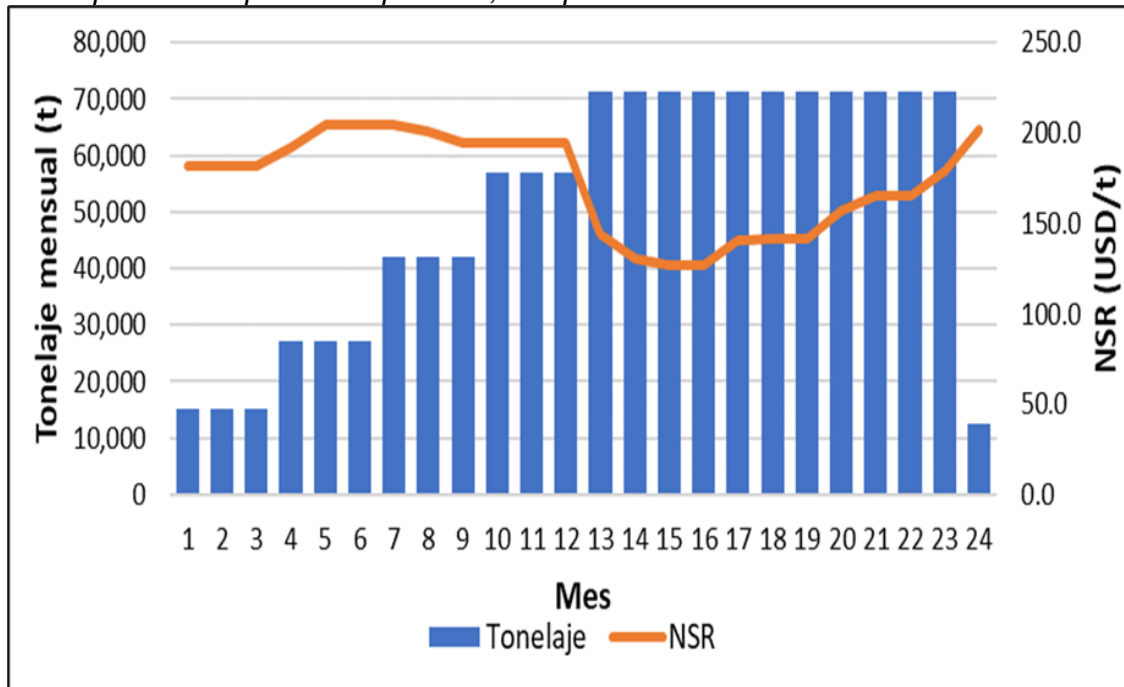
Nivel (m)	Tonelaje del Modelo (t)	Recuperación	Tonelaje Recuperado (t)	Dilución	Tonelaje Dilución (t)	Tonelaje Total (t)	NSR (USD/t)
2899	86,454	70%	60,518	0%	0	60,518	181.9
2879	189,715	70%	132,800	0%	0	132,800	204.5
2859	290,849	75%	218,136	10%	21,814	239,950	194.3
2839	101,856	80%	81,485	15%	12,223	93,708	135.9
2819	180,993	85%	153,844	20%	30,769	184,613	126.7
2799	213,087	85%	181,124	30%	54,337	235,461	141.2
2779	175,518	85%	149,190	30%	44,757	193,947	165.3
2759	48,989	85%	41,640	30%	12,492	54,132	176.4
2739	15,381	85%	13,074	30%	3,922	16,996	198.0
2719	6,477	85%	5,505	30%	1,652	7,157	204.1
Total	1,309,319	81%	1,037,318	20%	181,965	1,219,283	164.5

Fuente: Elaboración propia

Con la información de la Tabla 31 se generó una estimación del plan de producción (no operativizado), en el cual se consideró un ramp-up de 12 meses hasta alcanzar la capacidad máxima de producción de 2,375 (tpd) que corresponde a la capacidad de tratamiento de la planta, equivalente a 71,250 toneladas mensuales. La extracción de los recursos contenidos en la envolvente económica del Sublevel Caving demora 24 meses, cuyo NSR promedio mensual se encuentra entre los 125 y 200 (USD/t) aproximadamente y que se puede observar en la Figura 17.

Figura 17

Plan de producción preliminar por SLC, no operativizado



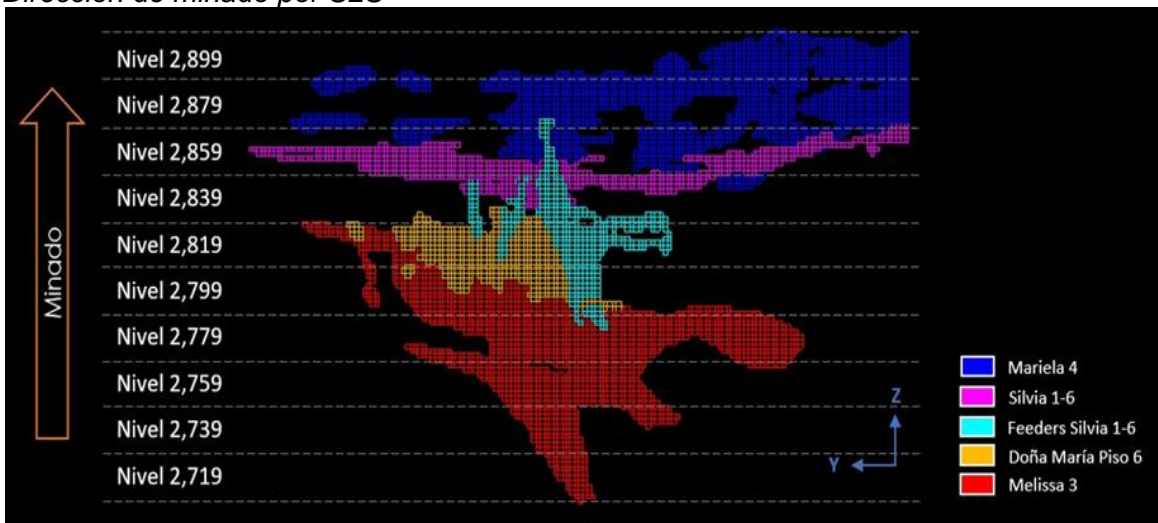
Fuente: Elaboración propia

4.1.2 Sublevel Stopping

Se consideró una extracción de manera ascendente comenzando por el nivel de mayor profundidad, como se indica en la Figura 18, con la finalidad de extraer al comienzo los niveles que tienen mayor NSR.

Figura 18

Dirección de minado por SLS



Fuente: Elaboración propia

En la Tabla 32 se resume el tonelaje extraído por cada nivel, en donde a diferencia del SLC, la recuperación y la dilución se mantienen para todos los niveles, utilizando un estimado de 85% de recuperación y 10% de dilución.

Tabla 32

Tonelaje por nivel SLS

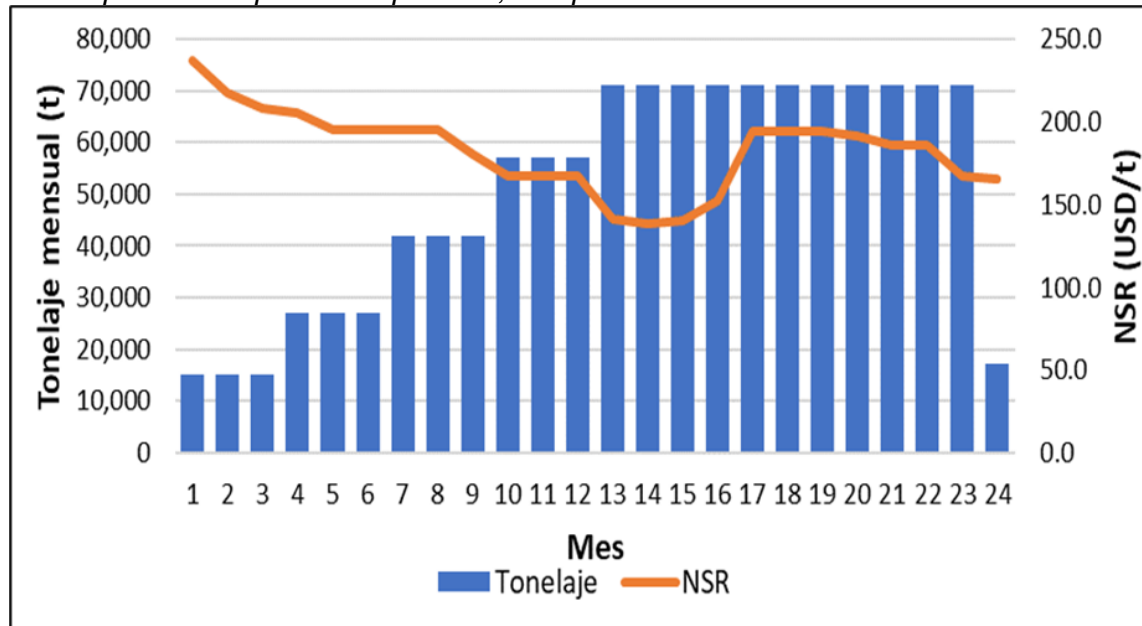
Nivel (m)	Tonelaje del Modelo (t)	Recuperación	Tonelaje Recuperado (t)	Dilución	Tonelaje Dilución (t)	Tonelaje Total (t)	NSR (USD/t)
2899	86,454	85%	73,486	10%	7,349	80,834	165.4
2879	189,648	85%	161,201	10%	16,120	177,321	186.0
2859	290,849	85%	247,221	10%	24,722	271,943	194.3
2839	101,835	85%	86,560	10%	8,656	95,216	142.1
2819	180,969	85%	153,824	10%	15,382	169,206	138.2
2799	213,087	85%	181,124	10%	18,112	199,237	166.9
2779	175,518	85%	149,190	10%	14,919	164,109	195.4
2759	48,989	85%	41,640	10%	4,164	45,804	208.5
2739	15,381	85%	13,074	10%	1,307	14,382	234.1
2719	6,477	85%	5,505	10%	551	6,056	241.2
Total	1,309,207	85%	1,112,826	10%	111,283	1,224,109	176.3

Fuente: Elaboración propia

El plan de producción (no operativizado) de la Figura 18 comprende 24 meses de extracción, con el mismo ramp-up utilizado en el sublevel caving hasta alcanzar las 2,375 (tpd). Tal como se esperaba, el NSR es más alto al comiendo del plan con valores sobre los 200 (USD/t).

Figura 19

Plan de producción preliminar por SLS, no operativizado



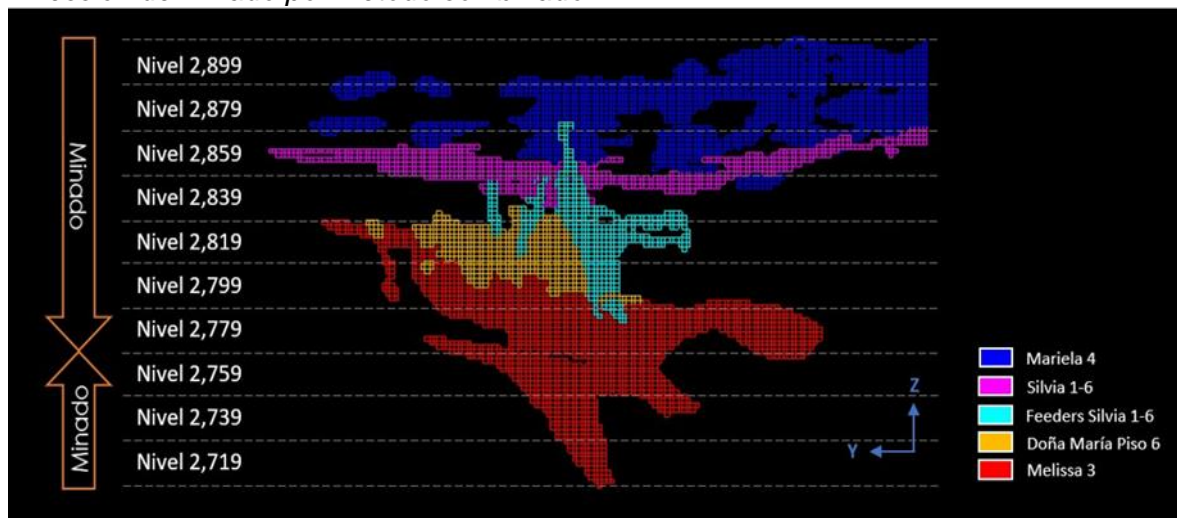
Fuente: Elaboración propia

4.1.3 Método combinado

Adicionalmente, se analizó un método de minado combinando Sublevel Caving con Sublevel Stopping. Se consideró iniciar la extracción por SLC desde el nivel 2,899 de manera descendente hasta el nivel 2,779, y los tres niveles inferiores extraerlos por SLS de manera de disminuir la dilución en estos bloques y aprovechar mejor la geometría del cuerpo mineralizado, como se observa en la Figura 20.

Figura 20

Dirección de minado por método combinado



Fuente: Elaboración propia

El detalle del tonelaje extraído por nivel se muestra en la Tabla 33, donde se evidencia que los niveles 2,759, 2,739 y 2,719 tienen un 10% de dilución, a diferencia de la extracción por SLC que consideraba un 30%.

Tabla 33

Tonelaje por nivel método combinado

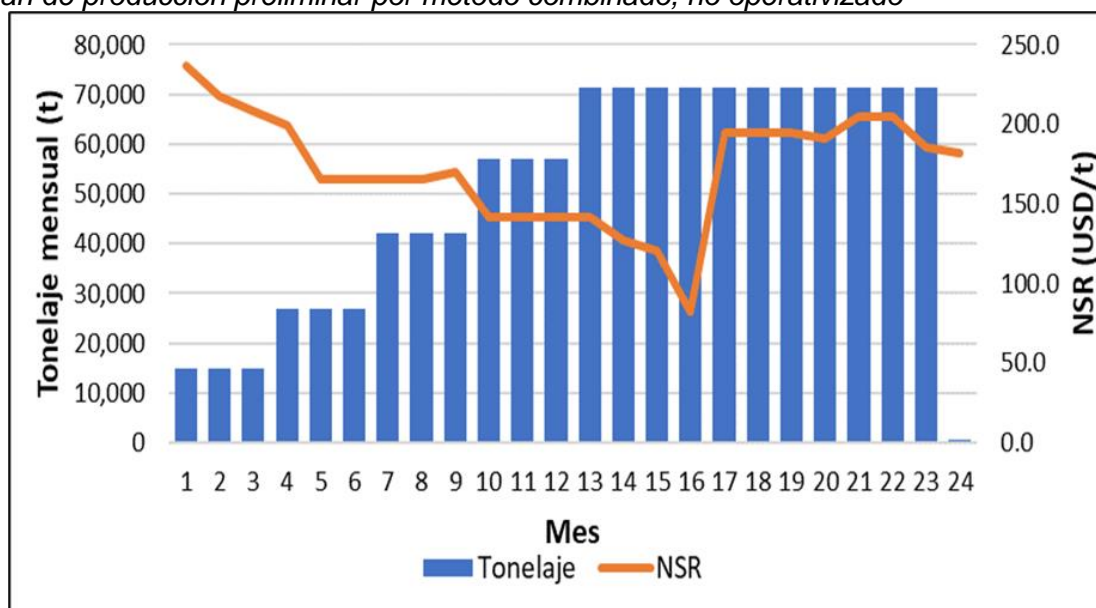
Nivel (m)	Tonelaje del Modelo (t)	Recuperación	Tonelaje Recuperado (t)	Dilución	Tonelaje Dilución (t)	Tonelaje Total (t)	NSR (USD/t)
2899	86,454	70%	60,518	0%	0	60,518	181.9
2879	189,715	70%	132,800	0%	0	132,800	204.5
2859	290,849	75%	218,136	10%	21,814	239,950	194.3
2839	101,856	80%	81,485	15%	12,223	93,708	135.9
2819	180,993	85%	153,844	20%	30,769	184,613	126.7
2799	213,087	85%	181,124	30%	54,337	235,461	141.2
2779	175,518	85%	149,190	30%	44,757	193,947	165.3
2759	48,989	85%	41,640	10%	4,164	45,804	208.5
2739	15,381	85%	13,074	10%	1,307	14,382	234.1
2719	6,477	85%	5,505	10%	551	6,056	241.2
Total	1,309,319	81%	1,037,318	14%	169,921	1,207,239	166.2

Fuente: Elaboración propia

El plan de producción (no operativizado) del método combinado que se muestra en la Figura 21 contempla 24 meses de extracción, al igual que el SLC y SLS por separado, pero en este caso el último mes tiene una extracción de solo 489 toneladas que significan menos de un día de operación.

Figura 21

Plan de producción preliminar por método combinado, no operativizado



Fuente: Elaboración propia

4.2 Valor Actual Neto

Para obtener un valor actual neto de los métodos propuestos se estimó una inversión de 10 (MUSD) para cada uno considerando que se necesitan desarrollos de infraestructura y equipos para acceder a los niveles de la mina, lo que se indica en la Tabla 34 como un beneficio negativo en el primer periodo.

Los siguientes dos periodos son los de extracción, utilizando por un lado el NSR para calcular los ingresos correspondientes, y por otro lado, el costo estimado e indicado al principio de este capítulo de 40 (USD/t) para SLC y 60 (USD/t) para SLS.

Tabla 34

VAN y TIR por método de minado

Periodo (Año)	SLS		SLC		COMBINADO	
	Tonelaje (t)	Beneficio (MUSD)	Tonelaje (t)	Beneficio (MUSD)	Tonelaje (t)	Beneficio (MUSD)
1	-	-10.0	-	-10.0	-	-10.0
2	423,000	53.2	423,000	74.3	423,000	65.9
3	801,109	89.1	796,283	80.0	788,136	85.7
VAN	97.9 (MUSD)		108.2 (MUSD)		104.6 (MUSD)	
TIR	566%		738%		670%	

Fuente: Elaboración propia

Se observa que con SLS se calculó el valor actual neto más bajo, con 97.9 (MUSD), mientras que el SLC obtuvo el mejor resultado económico con 108.2 (MUSD), considerando valores referenciales de dilución y costos y un plan no operativizado.

Si bien el tonelaje a extraer con ambos métodos es similar, y recordando que el SLC es un método descendente y el SLS un método ascendente, se debe tener presente que los valores más altos de NSR se encuentran en la parte inferior del modelo. Ante este escenario, se podría pensar en que el SLS tiene una ventaja económica porque extrae primero los niveles inferiores que están mejor valorizados (ver Tabla 32). Sin embargo, el SLS también tiene un costo 50% más alto que SLC, lo que da como resultado que en el año 2 de la Tabla 34, que es el primer año de producción, el SLC tenga un beneficio mayor, que marca la diferencia en el VAN obtenido por ambos métodos.

Por otro lado, el método combinado obtuvo un valor actual neto de 104.6 (MUSD), un valor intermedio entre los dos métodos por separado.

Con respecto al cálculo del TIR:

- Los tres escenarios muestran Tasas Internas de Retorno extraordinariamente altas, lo que indica que los flujos de caja proyectados son muy superiores a la inversión inicial en un periodo relativamente corto.
- El SLC presenta la TIR más elevada, lo que sugiere un mayor retorno relativo sobre la inversión inicial, aunque el combinado mantiene un rendimiento muy competitivo gracias a la diversificación y estabilidad operativa.
- El SLS sigue siendo altamente atractivo financieramente, con un retorno varias veces superior a lo que se considera un proyecto minero altamente rentable.

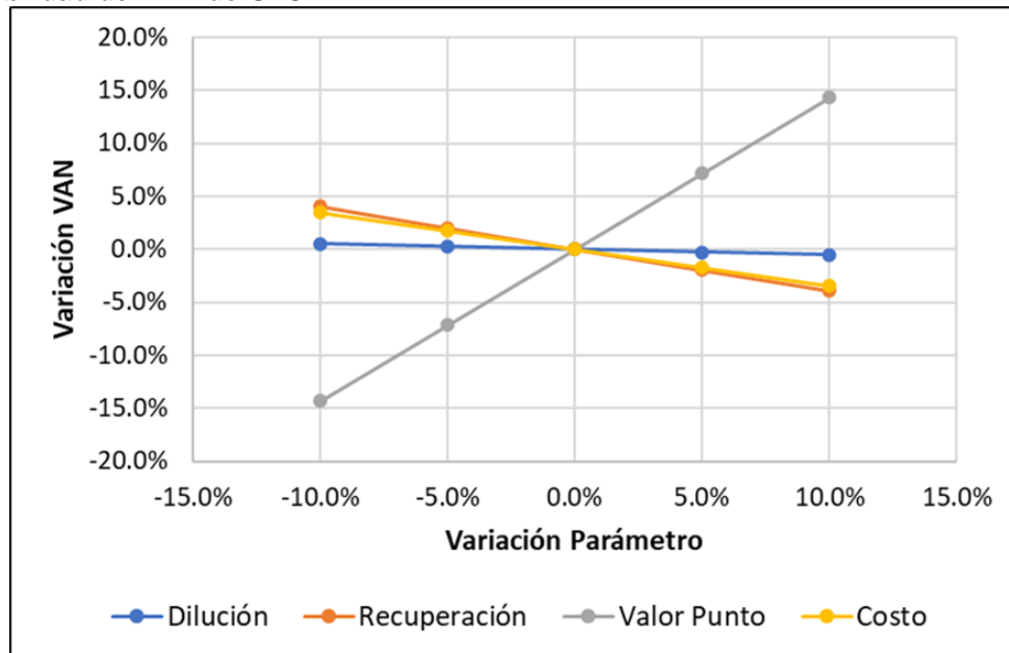
Finalmente, se hizo un análisis de sensibilidad del VAN para el SLC, modificando la recuperación, dilución, costo y valor punto. Tal como se muestra en la Figura 22, la variable que tiene más incidencia en la evaluación económica es el valor punto, donde una variación de +- 10% genera un cambio en el VAN de un +-15% respectivamente.

El costo y la recuperación minera tienen resultados similares entre sí en una relación inversa con el VAN; un aumento de estos valores en un 10% genera una

disminución del VAN en un 5% aproximadamente. Por último, en el marco de este análisis, la dilución tiene un efecto casi imperceptible sobre la evaluación económica.

Figura 22

Sensibilidad de VAN de SLC



Fuente: Elaboración propia.

4.3 Validación de hipótesis

Para poder validar la hipótesis empezamos primero planteando la hipótesis nula y alterna, para este estudio tenemos:

H0: La aplicación de un análisis de Trade-off entre los métodos Sublevel Caving y Sublevel Stoping no permitirá determinar una opción de minado más viable para el yacimiento minero, considerando condiciones geomecánicas y económicas.

HA: La aplicación de un análisis de Trade-off entre los métodos Sublevel Caving y Sublevel Stoping permitirá determinar una opción de minado más viable para el yacimiento minero, considerando condiciones geomecánicas y económicas.

En este caso, así como en muchos estudios de evaluación de proyectos, el VPN se calcula una sola vez a partir de los flujos de caja proyectados y la tasa de descuento definida. En este contexto, no existen múltiples observaciones para aplicar estadística inferencial (como pruebas t, ANOVA o regresiones).

La validación de la hipótesis se fundamenta directamente en la regla de decisión del Valor Presente Neto (VPN), que se considera el criterio más consistente para aceptar o rechazar proyectos de inversión:

Si $VPN > 0 \rightarrow$ el proyecto genera valor económico, pues los flujos descontados superan la inversión inicial.

Si $VPN < 0 \rightarrow$ el proyecto destruye valor y debe rechazarse.

Si $VPN = 0 \rightarrow$ el proyecto es indiferente, ya que solo recupera el costo del capital invertido.

Para estudios donde se analiza diferentes opciones para un mismo proyecto, el caso que obtenga el mayor valor de VPN, sería el que cumpla la condición para validar la hipótesis planteada.

Según Baca Urbina, G. (2013). Evaluación de proyectos (5.^a ed.). McGraw-Hill Interamericana. Explica que en la práctica profesional muchas veces se trabaja con un solo escenario de flujos, y en ese caso basta con evaluar el signo del VPN.

“El VPN permite conocer en términos monetarios el beneficio o pérdida neta que dejará un proyecto. Su criterio de aceptación es simple: VPN positivo, se acepta; VPN negativo, se rechaza” (Baca Urbina, 2013, p. 210).

Según Ross, S. A., Westerfield, R. W., & Jaffe, J. (2019). Corporate Finance (12th ed.). McGraw-Hill Education. Confirma que el criterio del VPN es suficiente para la decisión, sin requerir pruebas estadísticas si los flujos y la tasa son determinísticos.

“A positive NPV project should be accepted because it adds value to the firm; a negative NPV project should be rejected” (Ross et al., 2019, p. 189).

Considerando los resultados mostrados en la tabla 34, el método SLC es el que genera mayor VPN, por lo tanto es el que cumple las condiciones para afirmar que La aplicación de un análisis de Trade-off entre los métodos Sublevel Caving y Sublevel Stopping no permitirá determinar una opción de minado más viable para el yacimiento minero, considerando condiciones geomecánicas y económicas.

Conclusiones

En función del análisis geomecánico aplicado mediante el método de Nicholas (1981), se concluye que el método Sublevel Stopping (SLS) no es técnicamente viable para el yacimiento evaluado.

El método Sublevel Caving (SLC) demuestra ser geomecánicamente compatible con las condiciones del yacimiento, dado que puede adaptarse mejor al comportamiento del macizo rocoso, favoreciendo el hundimiento controlado y reduciendo riesgos estructurales.

Desde el punto de vista económico, el método SLC también ofrece los mejores resultados. Con un VAN de 108.2 millones de USD, supera tanto al SLS (97.9 MUSD) como a la alternativa combinada (104.6 MUSD), considerando un horizonte de 24 meses de producción a una tasa de 2,375 tpd.

Aunque el SLS accede inicialmente a los niveles más profundos del modelo — donde se encuentran los valores más altos de NSR—, sus costos operativos son un 50 % mayores que los del SLC. Esta diferencia influye significativamente en la rentabilidad global del proyecto, especialmente durante los primeros años de producción, lo cual se refleja en un menor VAN acumulado.

El método combinado presenta una rentabilidad intermedia, con un VAN de 104.6 MUSD, pero no aporta ventajas sustanciales frente a una operación completamente desarrollada con SLC. Su complejidad de implementación y transición entre métodos no justifica su adopción frente al desempeño integral del SLC.

En resumen, el análisis técnico-económico comparativo (Trade-off) indica que el Sublevel Caving es el método más adecuado para el yacimiento evaluado, tanto por su compatibilidad geomecánica como por su superior rentabilidad económica. Esta elección permitirá continuar con el desarrollo de fases posteriores del proyecto con un enfoque optimizado, confiable y sostenible.

Recomendaciones

Aunque el método de Nicholas permitió una evaluación preliminar eficaz, se recomienda realizar ensayos geomecánicos específicos (como compresión uniaxial, triaxial y mapeo estructural detallado) que permitan validar con mayor precisión los parámetros del macizo rocoso y mejorar el diseño del método Sublevel Caving.

El éxito del SLC depende de la correcta geometría de subniveles, espaciamiento entre taladros y tamaño de bloques. Por ello, es recomendable utilizar software especializado (como FLAC3D, RS3 o Itasca) para modelar el comportamiento del macizo y prever zonas críticas de colapso o dilución excesiva.

Para reducir el riesgo financiero, se recomienda aplicar simulaciones de Monte Carlo o análisis de escenarios que permitan conocer el rango de variación del VAN y NSR ante posibles fluctuaciones del mercado o de parámetros técnicos.

Dado que las zonas más ricas se encuentran en los niveles inferiores del modelo, se recomienda planificar una secuencia de minado que maximice el valor temporal del proyecto, permitiendo una rápida recuperación de la inversión y reduciendo el riesgo operacional en etapas iniciales.

Referencias bibliográficas

- Barton, N., & Grimstad, E. (1999). *Rock mass classification (Q-system) for underground excavations*. Norwegian Geotechnical Institute.
- Brady, B. H. G., & Brown, E. T. (2006). *Rock Mechanics for Underground Mining* (3rd ed.). Springer.
- Cabello, J. M. (2018). *Optimización del método de minado Sub Level Caving en la Unidad de Acumulación Yauricocha – Sociedad Minera Corona S.A.* [Tesis de Ingeniería de Minas, UNCP]. Repositorio UNCP.
- Campbell, A. D. (2022). *A global review of recovery, dilution and draw control in sublevel caving mines*. In *Caving 2022*. Australian Centre for Geomechanics.
- Campbell, A. D. (2023). *A global review of productivity and operational performance in sublevel caving mines*. Underground Operators Conference.
- Carhuamaca, J. (2018). *Método de minado Sub Level Caving (SLC) para mejorar recuperación de mineral – Mina Azulcocha* [Tesis de Ingeniería de Minas, UNCP]. Repositorio UNCP.
- Chitombo, G., et al. (2015). *Understanding cave mining productivity – a review*. *Journal of Mining Science*, 51(3), 477–486.
- CIM (Canadian Institute of Mining, Metallurgy and Petroleum). (2019). *CIM Estimation of Mineral Resources and Mineral Reserves Best Practice Guidelines*. Retrieved from
- Estrada, J. (2013). *Finanzas corporativas: teoría y práctica*. Pearson Educación.
- Fengyu, R., & Kuangdi, X. (2022). *Caving Method, Classification and Application*. In K. Xu (Ed.), *The ECPH Encyclopedia of Mining and Metallurgy*. Springer.
- Hoek, E., & Brown, E. T. (1997). *Practical estimates of rock mass strength*. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 34(8), 1165–1186.
- Kvapil, R. (1992). *Sublevel caving – today's dependable low-cost method*. *Mining Engineering*, 44(5), 551–556.

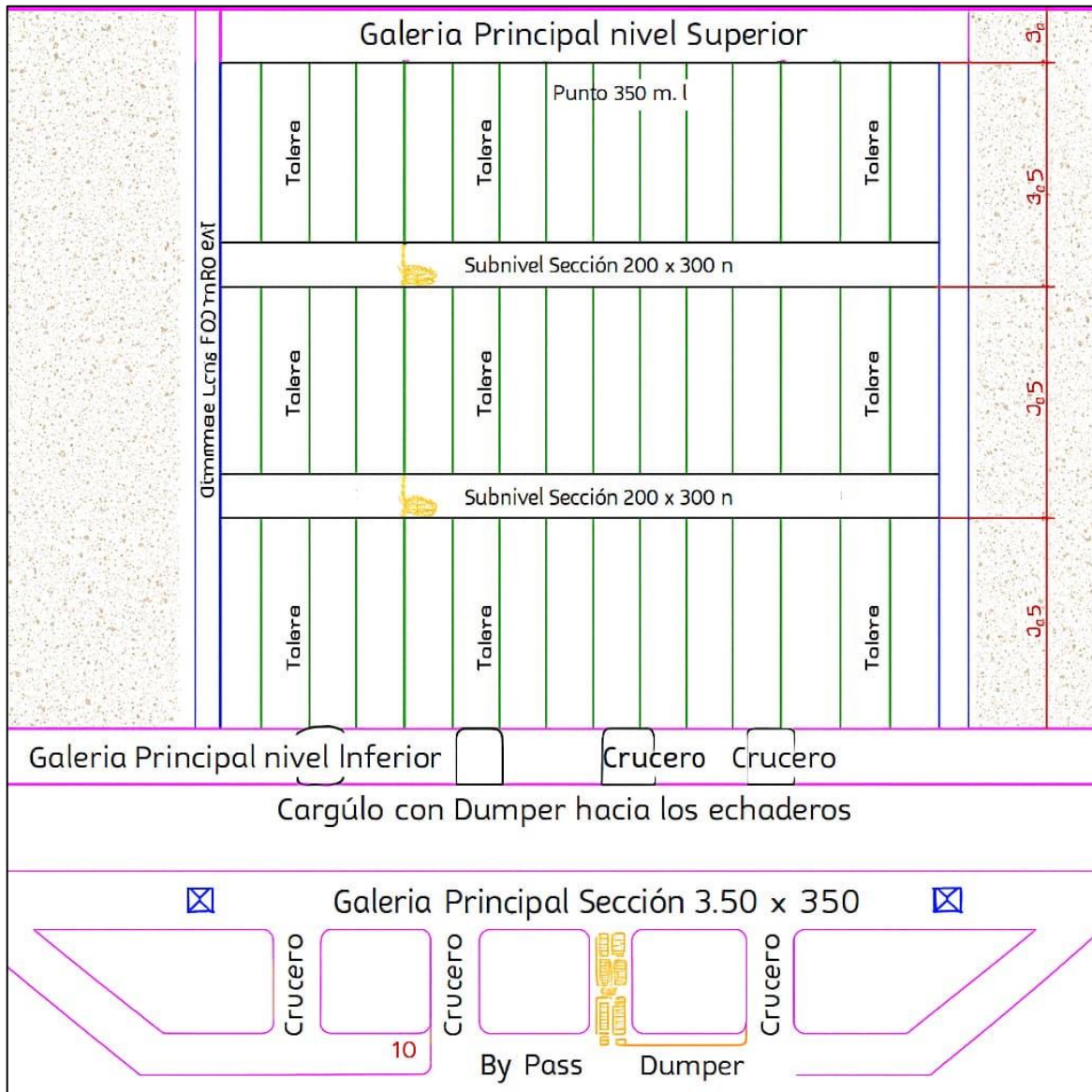
- Laubscher, D. H. (1990). *A geomechanics classification system for the rating of rock mass in mine design*. *Journal of the South African Institute of Mining and Metallurgy*, 90(10), 257–273.
- Laubscher, D. H. (1994). *Cave mining—the state of the art*. *Journal of the South African Institute of Mining and Metallurgy*, 94(10), 279–293.
- Laubscher, D. H. (2000). *Block caving manual*. Anglo American Corporation, Internal Publication.
- MDPI. (2023). *Review of Underground Mining Methods in World-Class Base Metal Deposits*. *Energies*, 16(1), 148. <https://www.mdpi.com/1996-1073/16/1/148>
- Mijalkovski, S., Stojanovic, V., & Panov, Z. (2022). *Underground mining method selection with the application of TOPSIS*. *GeoScience Engineering*, 68(2), 40–48.
- Mining3. (2022). *Cave Mining 2040 – Horizon 1 Summary Report*.
- Nicholas, D. E. (1981). *Methods Selection – A Numerical Approach*. SME Preprint 81–160.
- Palmström, A., & Broch, E. (2006). *Use and misuse of rock mass classification systems with particular reference to the Q-system*. *Tunnelling and Underground Space Technology*, 21(6), 575–593.
- Park, J., & Matos, G. R. (2014). *Applying discounted cash flow analysis to evaluate mining projects*. *Mining Engineering*, 66(5), 55–61.
- Quiroz, C. L. (2020). *Aplicación de minado por Sublevel Caving en mina al sur del Perú* [Tesis de Ingeniería de Minas, UNI]. Repositorio UNI.
- Rendon, G. R. (2020). *Evaluación técnico-económica del método de explotación Sublevel Caving para su mecanización, tajo Esperanza nivel 1020 – Yauricocha* [Tesis de Ingeniería de Minas, Universidad Continental]. Repositorio Continental.
- Runge, I. C. (1998). *Mining Economics and Strategy*. Society for Mining, Metallurgy, and Exploration.
- Sapallanay, P. R. (2022). *Mejoramiento del Sub Level Caving en una unidad minera* [Tesis de Ingeniería de Minas, UNI]. Repositorio UNI.

- Shekhar, G., Gustafson, A., Boeg-Jensen, P., Malmgren, L., & Schunnesson, H. (2018). *Draw control strategies in sublevel caving mines*. Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy, 118(7).
- Sheorey, P. R. (1994). *A theory for in situ stresses in isotropic and transversely isotropic rock*. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences & Geomechanics Abstracts, 31(1), 23–34.
- Sjöberg, J., Perman, F., Lope Álvarez, D., Stöckel, B.M., Mäkitaavola, K., Storvall, E., & Lavoie, T. (2017). *Deep sublevel cave mining and surface influence*. En Deep Mining 2017, Australian Centre for Geomechanics, 357–372.
- Xia, K., Chen, C., Liu, X., Zheng, X., Zhou, Y., Song, X., & Yuan, J. (2024). *Ground collapse and caving mechanisms in strata overlying sublevel caving mines: a case study*. Bulletin of Engineering Geology and the Environment.

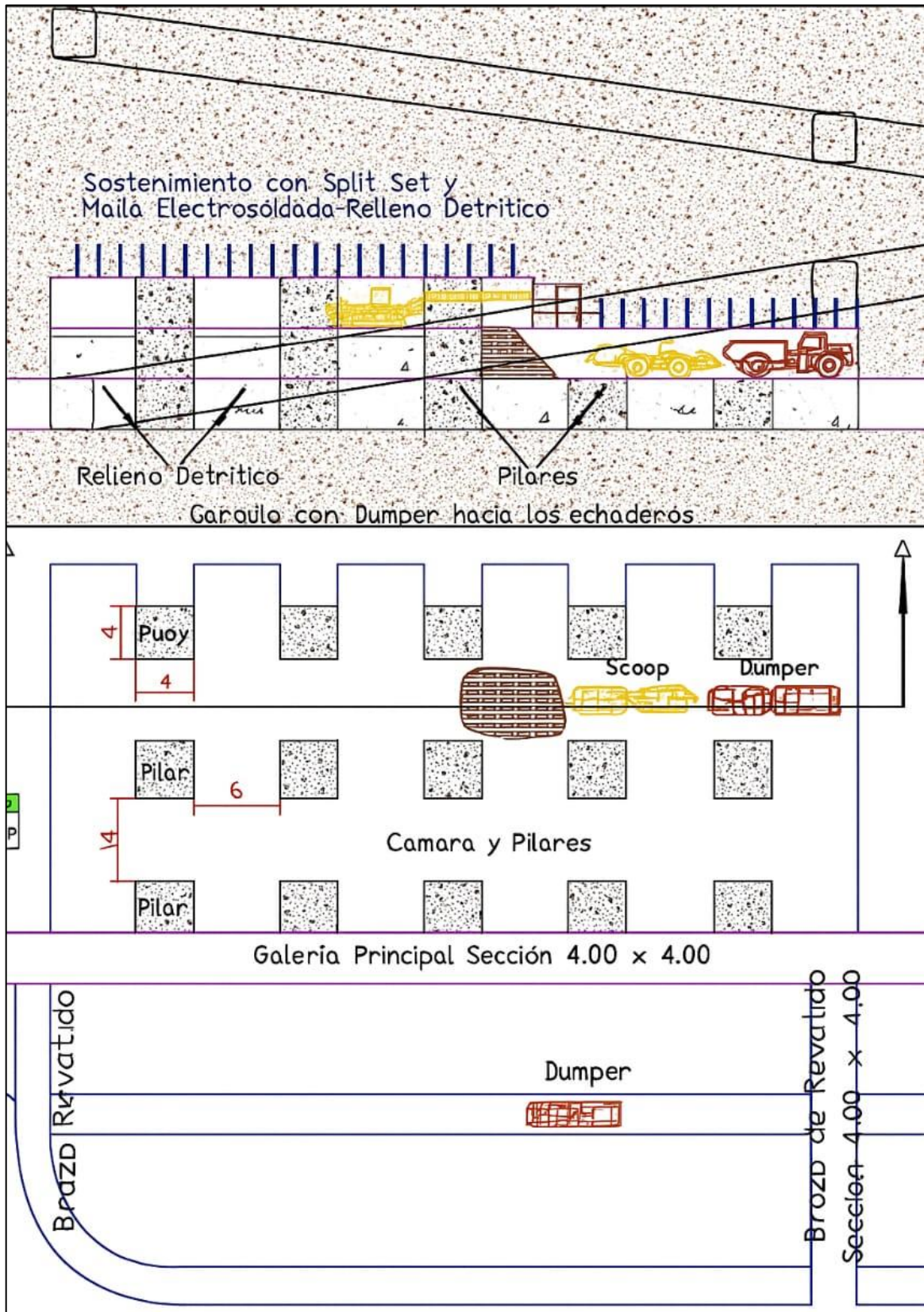
Anexos

	Pág.
Anexo 1: Método sublevel stoping en vetas	1
Anexo 2: Método cámaras y pilares con corte y relleno ascendente	2
Anexo 3: Método shrinkage en vetas	3
Anexo 4: Método de explotación corte y relleno ascendente en vetas	4
Anexo 5: Plano isométrico de ventilación.....	5
Anexo 6: Resultados de ensayo de resistencia a la compresión uniaxial – UCS.....	6
Anexo 7: Fotos de ensayo de resistencia a la compresión uniaxial – UCS	8

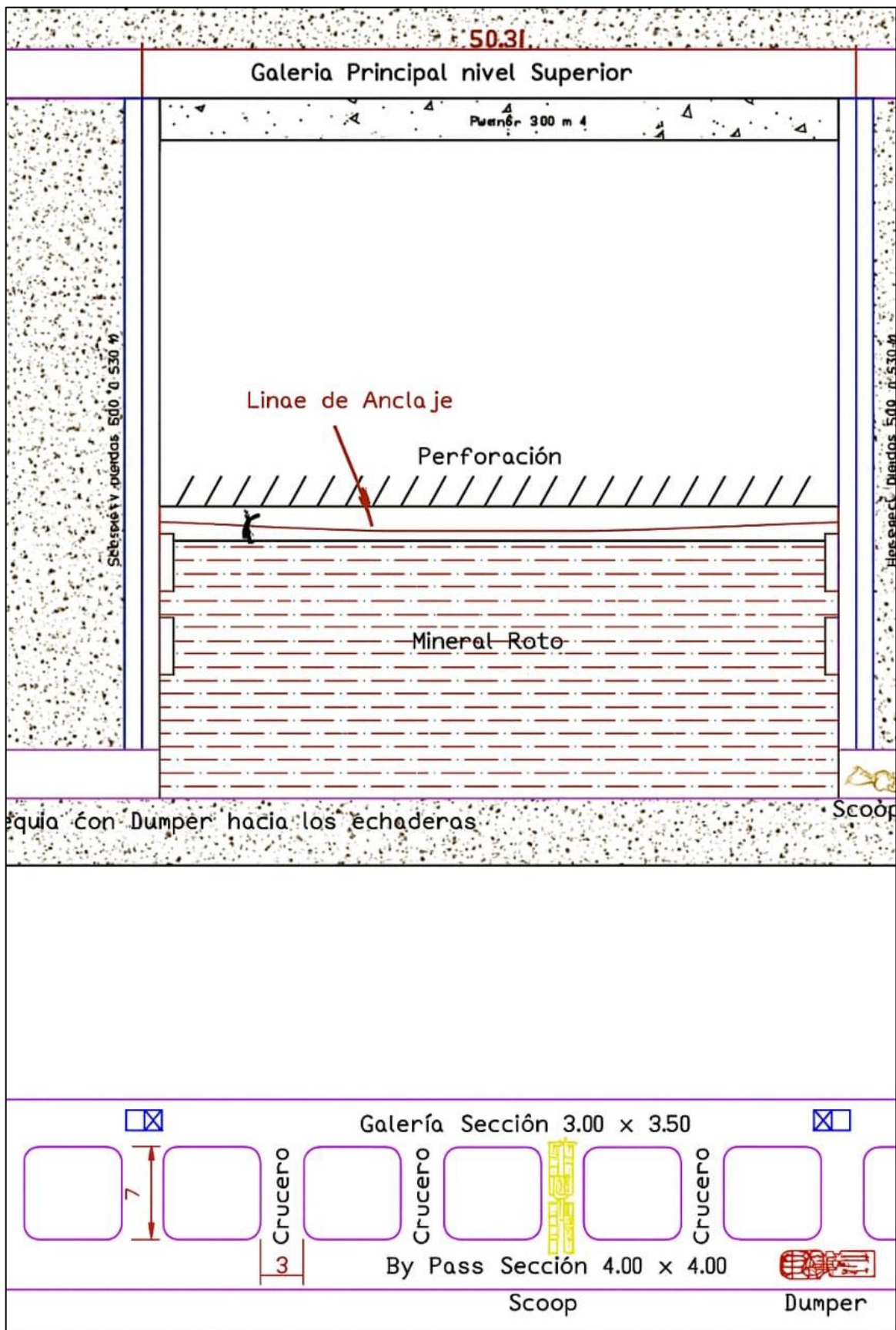
Anexo 1: Método sublevel stoping en vetas angostas



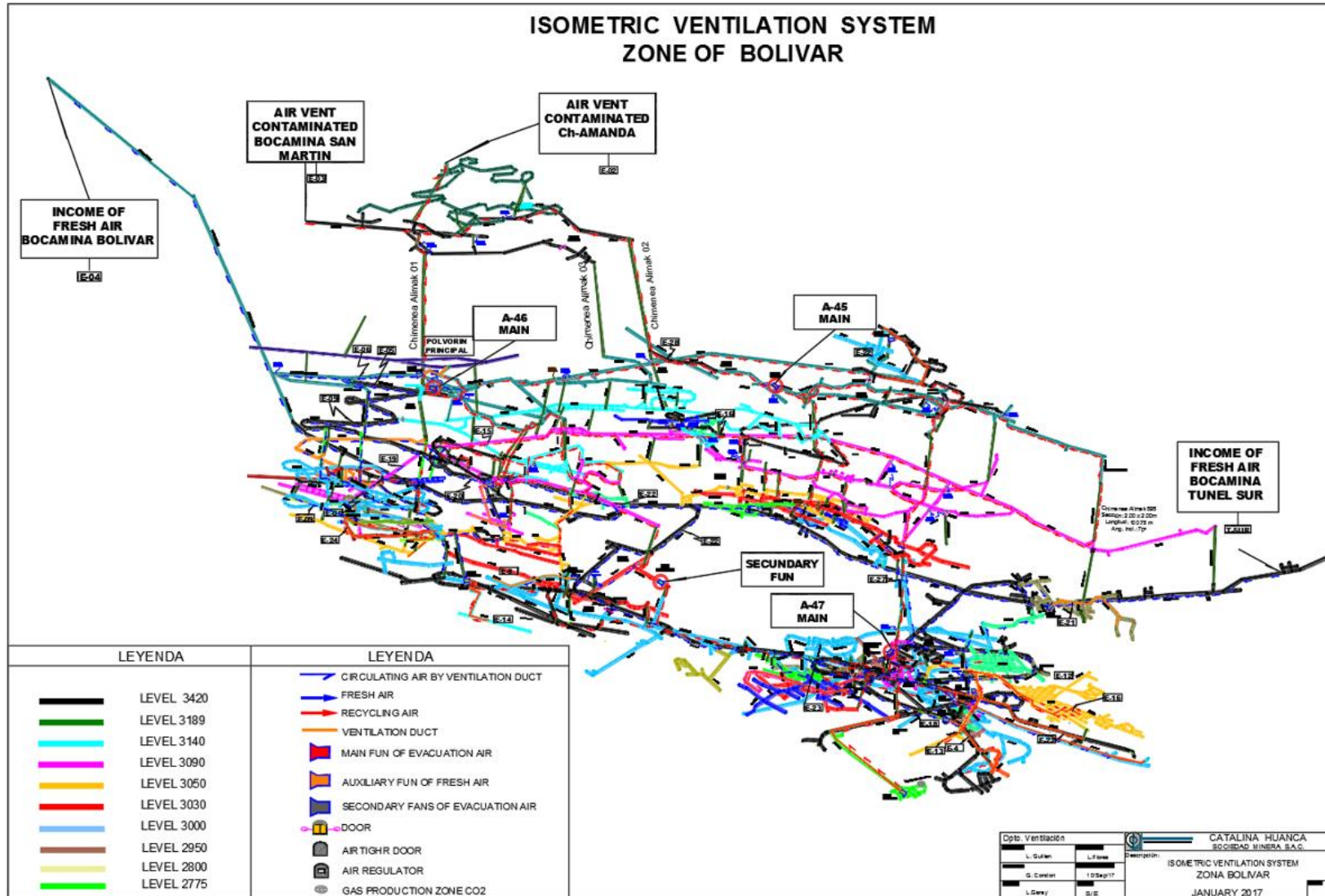
Anexo 2: Método cámaras y pilares con corte y relleno ascendente



Anexo 3: Método shrinkage en vetas



Anexo 5: Plano isométrico de ventilación



Anexo 6: Resultados de ensayo de resistencia a la compresión uniaxial – UCS

Cuadro 4: Resultados de Ensayo de Resistencia a la Compresión Uniaxial

LITOLOGÍA	SONDAJE	CÓDIGO DE MUESTRA	DIÁ. "d" (mm)	ALT. "h" (mm)	CARGA (kN)	RESISTENCIA A LA COMPRESIÓN UNIAXIAL - UCS(d) (MPa)	TIPO DE ROTURA (*)	TIEMPO (s)
CONGLOMERADO	UDH-3230	UDH-3230 UCS1	63.1	144.9	210.52	67.32	MATRIZ II	136.4
		UDH-3230 UCS2	63.1	144.3	322.16	103.02	MATRIZ II	206.4
ARENISCA	UDH-3305	UDH-3305 UCS-1	36.0	90.1	68.69	67.49	MATRIZ II	85.4
		UDH-3305 UCS-2	36.0	89.8	99.91	98.16	MATRIZ II	192.7
		UDH-3305 UCS-3	36.0	90.4	48.86	48.00	MIXTA II	80.6
CALIZA	UDH-3256	UDH-3256 UCS-1	36.0	91.3	143.67	141.15	MATRIZ II	276.4
		UDH-3256 UCS-2	36.1	90.3	81.63	79.75	MATRIZ II	154.7
		UDH-3256 UCS-3	36.0	90.3	123.12	120.96	MATRIZ II	137.5

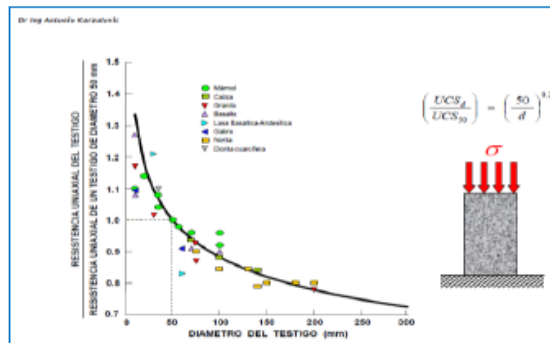
R.E.: Relación de Esbeltez = $h/d < 2.0$

Velocidad de Ensayo conforme lo Indican las normas ASTM y recomendaciones del ISRM: 0.5 MPa/s (constante – Servo-controlado), y se cumple con los tiempos aproximados de duración de los Ensayos (2 – 15min.).

El ISRM (1979) establece que el número de pruebas debe determinarse a partir de consideraciones prácticas, pero se prefieren al menos mínimo cinco muestras por litología independientemente de si la roca es homogénea o heterogénea.

(*) Su identificación está en base a una visualización macroscópica in situ antes y después de ser ensayada, esta es externamente o en la periferia de la muestra y sobre el plano de falla. Ver Nota 2.

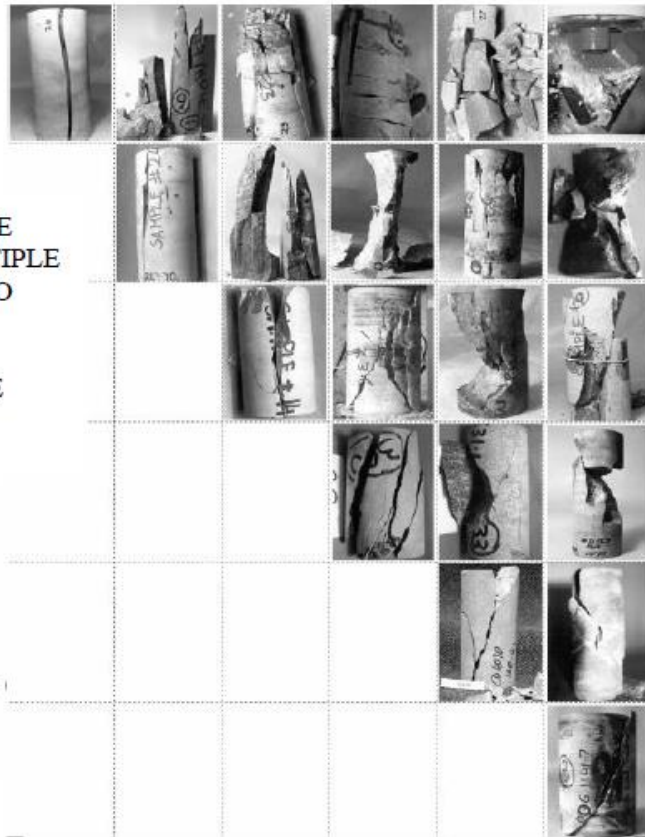
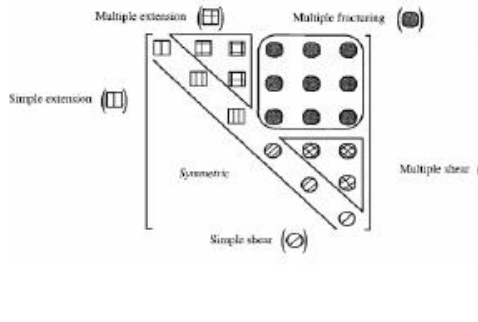
Nota 1: El/Los valore(s) de UCS(d) mostrados en este cuadro, son al diámetro directo del testigo ensayado, no existe corrección al diámetro UCS(50). Si el cliente lo requiere, tendría que usar alguna formulación como "Hoek-Brown Diagram for UCS Corrections, 1980", "Hawkins, Relation between UCS and size (core), 1998" u otras como:



Fuente: Dr. Ing. Antonio K. / AKL Ingeniería & Geomecánica Ltda. (Chile).

Nota 2: los tipos de roturas mostrados en este cuadro fueron referenciadas en base a la clasificación modelo dada por Szwedzicki (2007).

- (I) E.S. = EXTENSION SIMPLE
- (II) E.M. = EXTENSION MULTIPLE
- (III) F.M.= FRACTURAMIENTO MULTIPLE
- (IV) C.S. = CORTE SIMPLE
- (V) C.M. = CORTE MULTIPLE



Anexo 7: Fotos de ensayo de resistencia a la compresión uniaxial – UCS

Foto 1: Muestra para UCS, UDH-3230_UCS1

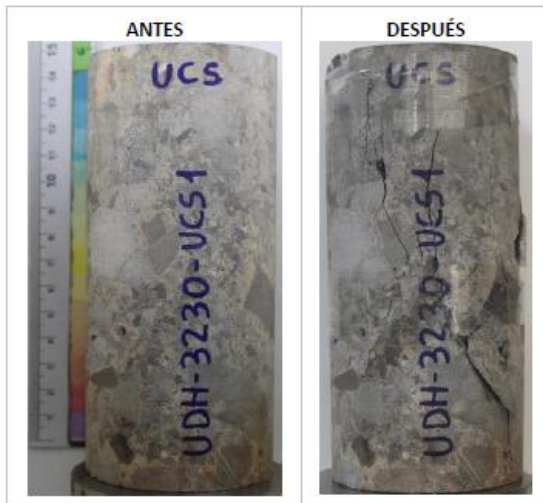


Foto 2: Muestra para UCS, UDH-3230_UCS2

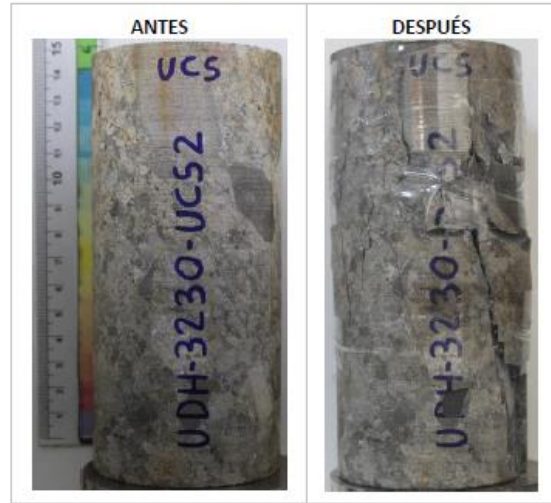


Foto 3: Muestra para UCS, UDH-3305_UCS1

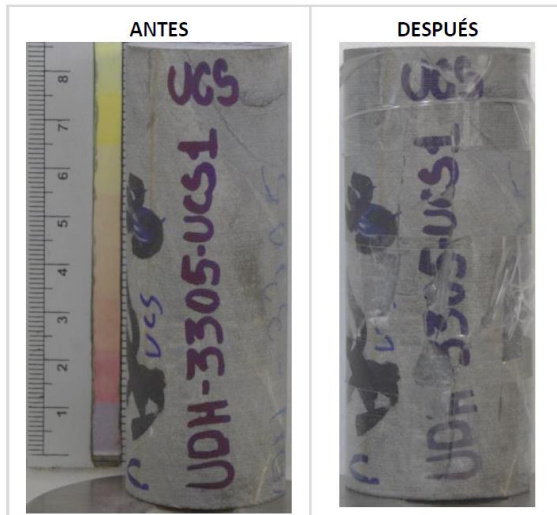


Foto 4: Muestra para UCS, UDH-3305_UCS2

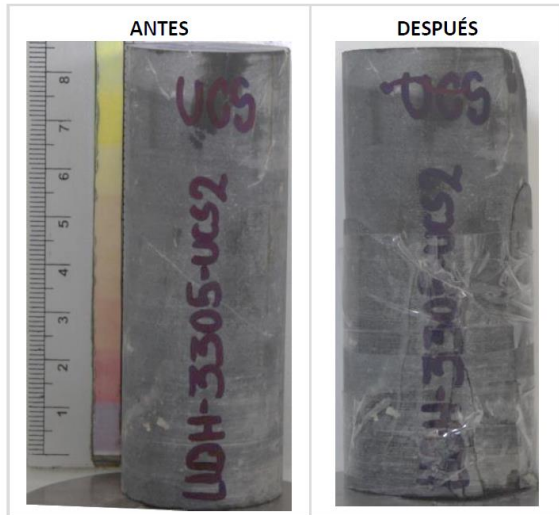


Foto 5: Muestra para UCS, UDH-3305_UCS3

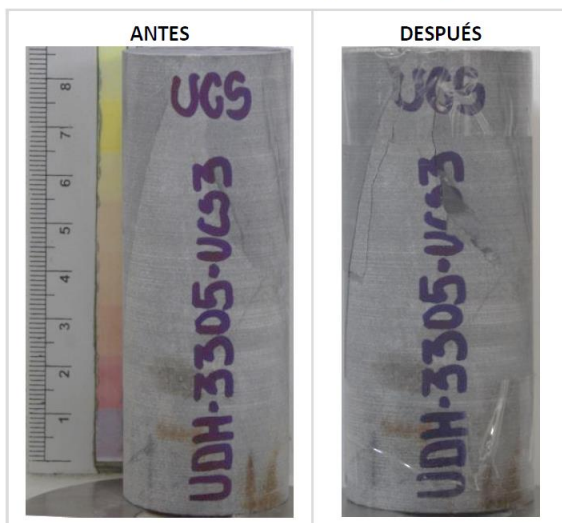


Foto 6: Muestra para UCS, UDH-3256_UCS1

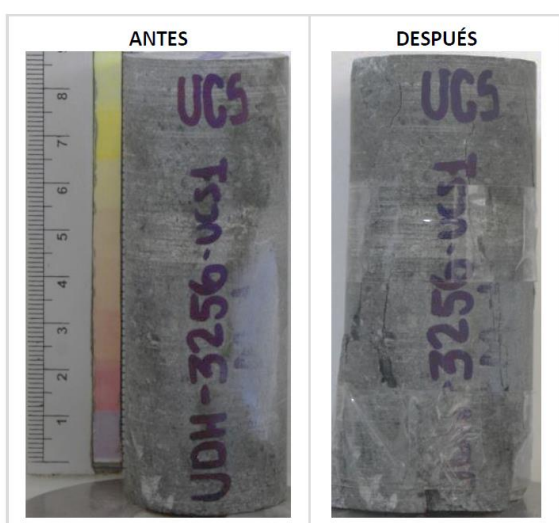


Foto 7: Muestra para UCS, UDH -3256_UCS2

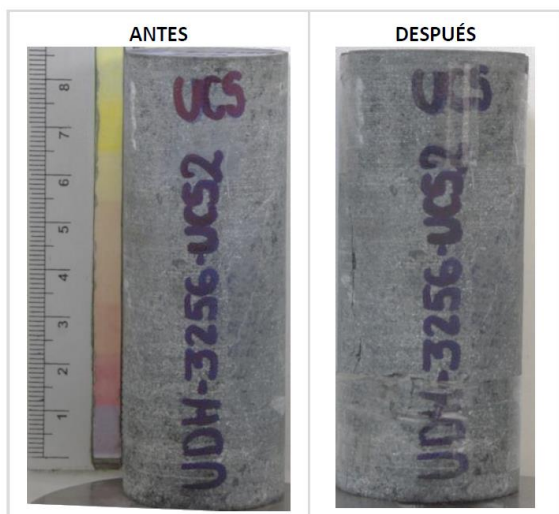


Foto 8: Muestra para UCS, UDH -3256_UCS3

