

Universidad Nacional de Ingeniería
Facultad de Ingeniería Geológica Minera y Metalúrgica



TRABAJO DE SUFICIENCIA PROFESIONAL

**Estudio técnico-económico del ramp-up en la operación de una
mina subterránea**

Para obtener el título profesional de Ingeniero de Minas

Elaborado por

Christofer Cardenas Serrano

 [0009-0005-7793-5829](https://orcid.org/0009-0005-7793-5829)

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	Cardenas Serrano [1]
Referencia/Reference	[1] C. Cardenas Serrano, “ <i>Estudio técnico-económico del ramp-up en la operación de una mina subterránea</i> ” [Trabajo de suficiencia profesional de pregrado]. Lima (Perú): Universidad Nacional de Ingeniería, 2025.
Estilo/Style: IEEE (2020)	

Citar/How to cite	(Cardenas, 2025)
Referencia/Reference	Cardenas, C. (2025). <i>Estudio técnico-económico del ramp-up en la operación de una mina subterránea</i> . [Trabajo de suficiencia profesional de pregrado, Universidad Nacional de Ingeniería]. Repositorio institucional Cybertesis UNI.
Estilo/Style: APA (7ma ed.)	

Dedicatoria

*Ante todo a Dios por iluminar mi camino, a mis padres por el
esfuerzo y sacrificio que me han dedicado y a todas
aquellas personas que participaron en mi formación
profesional.*

Agradecimientos

Expresar mi más grande agradecimiento a los gerentes de Compañía Minera Volcan, Nexa, Mina Plata Real por la oportunidad de formar mi carrera profesional, así mismo agradecer a mis profesores de Universidad por darme todos los conocimientos necesarios en la carrera de Ingeniería de Minas. Finalmente, a mi familia por el ser el pilar en mi vida, y su apoyo incondicional en todo momento.

Resumen

La investigación tiene como objetivo evaluar técnica y económicamente el proceso de ramp-up en una mina subterránea, con el propósito de identificar la estrategia más adecuada para incrementar la producción de 3,500 TPD a 4,000 TPD de forma sostenida y rentable. El estudio se desarrolló considerando las limitaciones actuales de capacidad operativa, los requerimientos de desarrollo para acceder a nuevas zonas mineralizadas y la necesidad de optimizar el uso de la infraestructura existente.

Se compararon diferentes alternativas estratégicas frente al escenario base, destacando la contratación de un servicio externo para el desarrollo de rampas como la opción más efectiva. Esta estrategia permite un ramp-up más rápido y sostenido, alcanzando la meta de 4,000 TPD a partir de 2027. Asimismo, se duplica el avance de rampas, de 987 m a 1,933 m en el primer año, lo que permite que la flota propia se enfoque en la extracción de mineral, asegurando el cumplimiento de los objetivos de producción sin comprometer el desarrollo futuro.

Desde el punto de vista económico, la inversión en CAPEX de expansión se justifica plenamente: el escenario “Base + Contratista” alcanza un margen económico total de MUS\$ 637.14, superior al MUS\$ 494.12 del caso base. El aumento del tonelaje procesado genera economías de escala, reduciendo el costo operativo de \$101/t a \$85/t a partir del 2027. Además, el uso de un contratista garantiza mantener la producción en 4,000 TPD de manera continua hasta 2029, a diferencia del caso base, que disminuye hasta 3,400 TPD. En conclusión, la contratación externa es la estrategia más eficiente y rentable para el ramp-up, al mejorar el ritmo de desarrollo, optimizar los recursos operativos y maximizar la rentabilidad del proyecto.

Palabras clave — Ramp-up, mina subterránea, CAPEX, productividad, optimización.

Abstract

The objective of this research is to technically and economically evaluate the ramp-up process in an underground mine in order to identify the most suitable strategy to increase production from 3,500 TPD to 4,000 TPD in a sustainable and profitable manner. The study was conducted considering current operational capacity limitations, development requirements to access new mineralized zones, and the need to optimize existing infrastructure.

Different strategic alternatives were compared against the base case, highlighting outsourcing ramp development as the most effective option. This strategy enables a faster and more sustained ramp-up, achieving the 4,000 TPD target by 2027. Additionally, ramp development advances double, from 987 m to 1,933 m in the first year, allowing the in-house equipment fleet to focus on ore extraction and ensuring production targets are met without compromising future development.

From an economic perspective, the investment in expansion CAPEX is fully justified: the “Base + Contractor” scenario achieves a total economic margin of MUS\$ 637.14, surpassing the MUS\$ 494.12 of the base case. The increase in processed tonnage generates economies of scale, reducing operating costs from \$101/t to \$85/t since 2027. Moreover, using a contractor guarantees a continuous 4,000 TPD production rate through 2029, unlike the base case, which declines to 3,400 TPD.

In conclusion, outsourcing ramp development is the most efficient and profitable ramp-up strategy, as it improves development rates, optimizes operational resources, and maximizes project profitability.

Keywords — Ramp-up, underground mine, CAPEX, productivity, optimization.

Tabla de Contenido

	Pág.
Resumen	v
Abstract	vi
Introducción	xiv
Capítulo I. Parte introductoria del trabajo	1
1.1 Generalidades.....	1
1.2 Descripción del problema de investigación.....	3
1.3 Objetivo.....	5
1.4 Hipótesis	5
1.5 Variables	5
1.5.1 Variable Independiente (V.I.).....	5
1.5.2 Variable dependiente (V.D.)	6
1.6 Antecedentes referenciales	6
1.6.1 Antecedentes internacionales	6
1.6.2 Antecedentes nacionales	9
Capitulo II. Marcos teórico y conceptual.....	12
2.1 Marco teórico	12
2.1.1 Introducción al ramp-up en minería subterránea	12
2.1.2 Importancia del ramp-up en el ciclo de vida minero.....	14
2.1.3 Factores técnicos del ramp-up en minería subterránea.....	16
2.1.4 Enfoque económico del ramp-up en minería subterránea	19
2.1.5 Desafíos comunes en el ramp-up de minas subterráneas.....	22
2.2 Marco conceptual.....	25
2.2.1 Ramp-Up.....	25
2.2.2 ROM (Run of Mine)	26
2.2.3 LOM (Life of Mine)	26
2.2.4 Development.....	26

2.2.5 Tratamiento.....	26
2.2.6 Feed Budget	26
2.2.7 Stockpile	26
2.2.8 Recovery.....	27
2.2.9 Contratista.....	27
2.2.10 Cut-and-Fill	27
2.2.11 SIL (Semi-Independent Level).....	27
2.2.12 LHS (Long Hole Stoping)	27
2.2.13 TLH (Transverse Long Hole)	27
2.2.14 VAN (Valor Actual Neto).....	28
2.2.15 OPEX (Operating Expenditure)	28
2.2.16 CAPEX (Capital Expenditure).....	28
2.2.17 NSR (Net Smelter Return).....	28
2.2.18 Drilling.....	28
2.2.19 Mucking.....	28
2.2.20 Support	28
2.2.21 Payback.....	29
Capítulo III. Desarrollo del trabajo de investigación	30
3.1 Unidad de estudio	30
3.1.1 Ubicación y accesibilidad	30
3.1.2 Marco geológico.....	31
3.1.3 Exploración, muestreo y datos	35
3.1.4 Estimación de recursos minerales.....	36
3.1.5 Estimación de reservas minerales.....	40
3.1.6 Métodos de minado.....	41
3.2 Cálculo del NSR y Cut-off.....	48
3.2.1 NSR – Budget 2026	48
3.2.2 Cut-off – Budget 2026	54

3.3	Ramp-up de 3,500 a 4,000 TPD.....	56
3.3.1	Condiciones actuales – 3,500 a 3,750 TPD.....	56
3.3.2	Dimensionamiento de equipos – 3,750 a 4,000 TPD.....	62
3.4	Budget proyectado – 4,000 TPD	70
3.4.1	Escenario 1: Solo compañía.....	71
3.4.2	Escenario 2: Compañía + Contratista.....	77
	Capítulo IV. Análisis e interpretación de resultados	83
4.1	Evaluación de resultados	83
4.2	Evaluación económica	88
	Conclusiones	92
	Recomendaciones	93
	Referencias bibliográficas	94
	Anexos	96

Lista de Tablas

	Pág.
Tabla 1 : Matriz de consistencia.....	6
Tabla 2 : Etapas del ciclo de vida de un proyecto minero y la posición del ramp-up	14
Tabla 3 : Impacto técnico y económico del ramp-up dentro de la operación minera	15
Tabla 4 : Relación entre infraestructura y desempeño del ramp-up	17
Tabla 5 : Impacto de la ventilación en la eficiencia del ramp-up.....	18
Tabla 6 : Comportamiento financiero típico en diferentes etapas operativas.....	20
Tabla 7 : Evolución de la estructura de costos unitarios durante el ramp-up.....	21
Tabla 8 : Principales desafíos geológicos y geotécnicos durante el ramp-up.....	23
Tabla 9 : Desafíos de infraestructura y tecnología en el ramp-up.....	24
Tabla 10: Estimación de recursos minerales de CLG excluyendo las reservas minerales ..	38
Tabla 11: Estimación de recursos minerales de CLG incluyendo las reservas minerales	39
Tabla 12: Estimación de recursos minerales de CLG excluyendo las reservas minerales..	41
Tabla 13: Método de minado por zonas.....	41
Tabla 14: Criterios para selección de métodos de minado	42
Tabla 15: Visión general de los métodos de minado por zonas	42
Tabla 16: Método de minado por zonas.....	49
Tabla 17: Parámetros para concentrado de Zinc	49
Tabla 18: Parámetros para concentrado de Pb.....	50
Tabla 19: Valorización de concentrados	51
Tabla 20: Calculo de NSR	51
Tabla 21: Evolución del NSR	53
Tabla 22: Resumen de Cut-off para Budget 2026	55
Tabla 23: Mineral aportados por zonas de producción.....	57
Tabla 24: Capex y Opex para desarrollo de labores	60
Tabla 25: Estimación de Capex y Opex para ramp-up de 4,000 tpd	63
Tabla 26: Dimensionamiento de flota – equipo LHD	64

Tabla 27: Dimensionamiento de flota – Camiones	65
Tabla 28: Dimensionamiento de flota – Equipo Jumbo	66
Tabla 29: Dimensionamiento de flota – Shotcrete	67
Tabla 30: Dimensionamiento de flota – Equipo Bolter.....	68
Tabla 31: Requerimiento de equipos para el ramp-up.....	69
Tabla 32: Distribución de equipos	69
Tabla 33: Resumen de producción por método y zona – Compañía	71
Tabla 34: Resumen de desarrollos por entidad ejecutora y centro de costos – Compañía...	72
Tabla 35: Resumen de desarrollos por rampas – Compañía	74
Tabla 36: Resumen de parámetros de tratamiento y stockpile – Compañía.....	75
Tabla 37: Resumen de producción por método y zona – Compañía + Contratista.....	77
Tabla 38: Resumen de desarrollos por entidad ejecutora y centro de costos – Compañía + Contratista	78
Tabla 39: Resumen de desarrollos por rampas – Compañía + Contratista	80
Tabla 40: Resumen de parámetros de tratamiento y stockpile – Compañía + Contratista ..	81
Tabla 41: Producción de mineral – LOM 2029	84
Tabla 42: Proyección de producción y tonelajes	88
Tabla 43: Comparación de márgenes económicos	89
Tabla 44: Restricciones para el ramp-up.....	90

Lista de Figuras

	Pág.
Figura 1 : Evolución de reservas – LOM 2024	3
Figura 2 : Mapa de ubicación del proyecto.....	30
Figura 3 : Mapa geológico regional del área de Los Gatos	32
Figura 4 : Mapa geológico del área del depósito Cerro Los Gatos.....	34
Figura 5 : Secuencia litológica en el depósito Los Gatos	35
Figura 6 : Vista isométrica del método corte y relleno longitudinal	44
Figura 7 : Vista isométrica del método corte y relleno transversal.....	45
Figura 8 : Vista isométrica del método taladros largos longitudinal	47
Figura 9 : Esquema de diseño del método de taladros largos transversal.....	48
Figura 10: Contribución por metal.....	52
Figura 11: Contribución por concentrado	52
Figura 12: Gráfico de cascada del NSR – Pb/Cu > 15	53
Figura 13: Gráfico de cascada del NSR – Pb/Cu < 15	54
Figura 14: Cut-off por centro de costos.....	56
Figura 15: Cut-off por tipo de costo.....	56
Figura 16: Mineral aportado por zona NW	58
Figura 17: Mineral aportado por zona CZ.....	58
Figura 18: Mineral aportado por zona SEU	59
Figura 19: Mineral aportado por zona SE.....	59
Figura 20: Costos de desarrollo para zona NW.....	61
Figura 21: Costos de desarrollo para zona CZ.....	61
Figura 22: Costos de desarrollo para zona SEU	62
Figura 23: Costos de desarrollo para zona SE.....	62
Figura 24: Requerimiento de equipos para el ramp-up	69
Figura 25: Distribución de equipos.....	70
Figura 26: Producción por método – Compañía.....	73

Figura 27: Desarrollo por centro de costos – Compañía	73
Figura 28: Tratamiento – Compañía	76
Figura 29: Mineral para Stockpile – Compañía	76
Figura 30: Producción por método – Compañía + Contratista.....	79
Figura 31: Desarrollo por centro de costos - Compañía + Contratista.....	79
Figura 32: Tratamiento – Compañía + Contratista	82
Figura 33: Mineral para Stockpile – Compañía + Contratista	82
Figura 34: Desarrollo de rampas – Compañía	83
Figura 35: Desarrollo de rampas – Compañía + Contratista	84
Figura 36: Budget 2026 + 3 años – Compañía.....	85
Figura 37: Budget 2026 + 3 años – Compañía + Contratista.....	85
Figura 38: Comparación del LOM 2026 – producción mensual.....	86
Figura 39: Comparación del LOM 2026 – 2029.....	87
Figura 40: Retorno de la inversión – comparación de casos	89

Introducción

La industria minera subterránea enfrenta actualmente el desafío de optimizar sus operaciones para maximizar la rentabilidad y sostenibilidad de sus proyectos. En este contexto, el ramp-up, entendido como el proceso progresivo de incremento de la tasa de producción hasta alcanzar la capacidad nominal de diseño, constituye una etapa estratégica y decisiva en el ciclo de vida de una mina. Este proceso no solo determina el ritmo con el que se alcanzan los objetivos productivos, sino que también impacta directamente en la eficiencia operativa, la recuperación de capital invertido, la rentabilidad del proyecto y la extensión de la vida útil de la mina.

En el Capítulo I, se desarrolla la parte introductoria del estudio, donde se presentan las generalidades del proyecto, la descripción del problema de investigación, el objetivo, la hipótesis, las variables involucradas y los antecedentes tanto nacionales como internacionales relacionados con el ramp-up en minería subterránea. Este apartado establece el marco contextual necesario para comprender la relevancia del estudio y sustenta la necesidad de evaluar alternativas técnicas y económicas para alcanzar la meta de producción propuesta.

El Capítulo II está dedicado al marco teórico y conceptual, que constituye la base técnica y científica del trabajo. En él se abordan los fundamentos del ramp-up, su importancia dentro del ciclo de vida minero, los principales factores técnicos que condicionan su ejecución, el enfoque económico relacionado con la inversión y rentabilidad, y los desafíos más comunes que enfrentan las operaciones durante esta etapa. Asimismo, se incluye un marco conceptual que define los términos y conceptos clave empleados en la investigación.

En el Capítulo III, se presenta el desarrollo del trabajo de investigación, el cual abarca desde la descripción detallada de la unidad de estudio —incluyendo ubicación, geología, recursos, reservas y métodos de minado— hasta el cálculo del NSR (Net Smelter Return) y el cut-off. Además, se realiza el análisis técnico del ramp-up, evaluando la

evolución desde 3,500 hasta 4,000 TPD, el dimensionamiento de equipos necesarios y la proyección de presupuestos en dos escenarios: operación únicamente con recursos propios y operación combinada con contratistas externos.

Finalmente, el Capítulo IV aborda el análisis y discusión de resultados, integrando la evaluación técnica con el análisis económico para determinar la viabilidad de cada escenario. Se comparan indicadores clave como el CAPEX, OPEX, márgenes económicos, tasas de recuperación y costos por tonelada procesada, permitiendo identificar la estrategia óptima que garantice un crecimiento sostenido de la producción con un balance adecuado entre inversión y rentabilidad.

De este modo, el estudio proporciona un marco integral de análisis que combina aspectos técnicos, económicos y operativos, contribuyendo a la toma de decisiones estratégicas para la expansión de capacidad productiva en minería subterránea, y aportando valor tanto en la planificación a corto plazo como en la sostenibilidad del negocio a largo plazo.

Capítulo I. Parte introductoria del trabajo

1.1 Generalidades

En la minería subterránea moderna, el ramp-up es una de las etapas más determinantes en el ciclo de vida de un proyecto minero, pues define el ritmo al cual una operación alcanza su capacidad nominal de producción después de su arranque inicial. Se trata de un proceso progresivo y planificado que busca incrementar de forma sostenida el volumen de extracción y procesamiento del mineral, partiendo de niveles iniciales bajos hasta alcanzar la producción plena definida en el diseño del proyecto. La importancia del ramp-up radica en que su éxito condiciona no solo la rentabilidad de la inversión, sino también la estabilidad operativa, la eficiencia de los procesos productivos y el cumplimiento de las proyecciones económicas establecidas.

El estudio técnico-económico del ramp-up tiene como objetivo fundamental evaluar y diseñar estrategias que permitan alcanzar el régimen de producción óptimo en el menor tiempo posible, minimizando riesgos, optimizando recursos y reduciendo desviaciones en costos y cronogramas. Desde un punto de vista técnico, este proceso implica un análisis integral de la capacidad instalada, la infraestructura minera, la secuencia de desarrollo de labores, la disponibilidad y eficiencia de los equipos, y la planificación de operaciones unitarias como perforación, voladura, sostenimiento, acarreo, ventilación y transporte de mineral. Además, se consideran factores geotécnicos, hidrogeológicos y de ventilación que pueden condicionar el ritmo de avance, así como aspectos de seguridad y sostenibilidad ambiental que deben mantenerse a lo largo del proceso.

La gestión del ramp-up también requiere un enfoque estratégico en la planificación minera, pues implica coordinar el crecimiento progresivo de la operación con el desarrollo de infraestructura subterránea, la habilitación de nuevos frentes de minado y el escalamiento de los sistemas de apoyo (ventilación, energía eléctrica, bombeo, sistemas de transporte y evacuación). Asimismo, es necesario implementar herramientas de control operacional y monitoreo de indicadores clave de desempeño (KPIs) como el factor de

utilización de equipos, el rendimiento por turno, el tonelaje por ciclo y la tasa de avance por frente, los cuales permiten medir el progreso real frente a las metas proyectadas y realizar ajustes oportunos.

Desde el punto de vista económico, el ramp-up representa una etapa crítica por su influencia directa en el flujo de caja y en el retorno de la inversión. Un retraso en alcanzar la capacidad planificada puede afectar significativamente el Valor Presente Neto (VPN) del proyecto, reducir la Tasa Interna de Retorno (TIR) y prolongar el periodo de recuperación de capital. Por ello, el análisis económico debe contemplar escenarios de crecimiento productivo, estimación de costos incrementales por tonelada, análisis de sensibilidad ante variaciones de precios de mercado, y proyecciones de ingresos bajo distintos ritmos de incremento de producción. También es relevante evaluar el impacto financiero de decisiones técnicas —como la adquisición de equipos adicionales, la optimización de rutas de acarreo o la ampliación de infraestructura— sobre la rentabilidad global del proyecto.

En términos estratégicos, el ramp-up no se limita únicamente al aumento de producción, sino que también representa un proceso de aprendizaje organizacional y maduración operativa. Durante esta etapa se afinan los procedimientos operativos, se evalúa la capacitación del personal, se ajustan los estándares de mantenimiento y se optimizan las cadenas logísticas. Estos ajustes son fundamentales para asegurar que la operación no solo alcance su capacidad nominal, sino que también lo haga de forma sostenible, segura y eficiente. Además, el ramp-up puede ser un periodo ideal para incorporar innovaciones tecnológicas y sistemas de automatización que eleven la productividad y reduzcan los costos operativos a largo plazo.

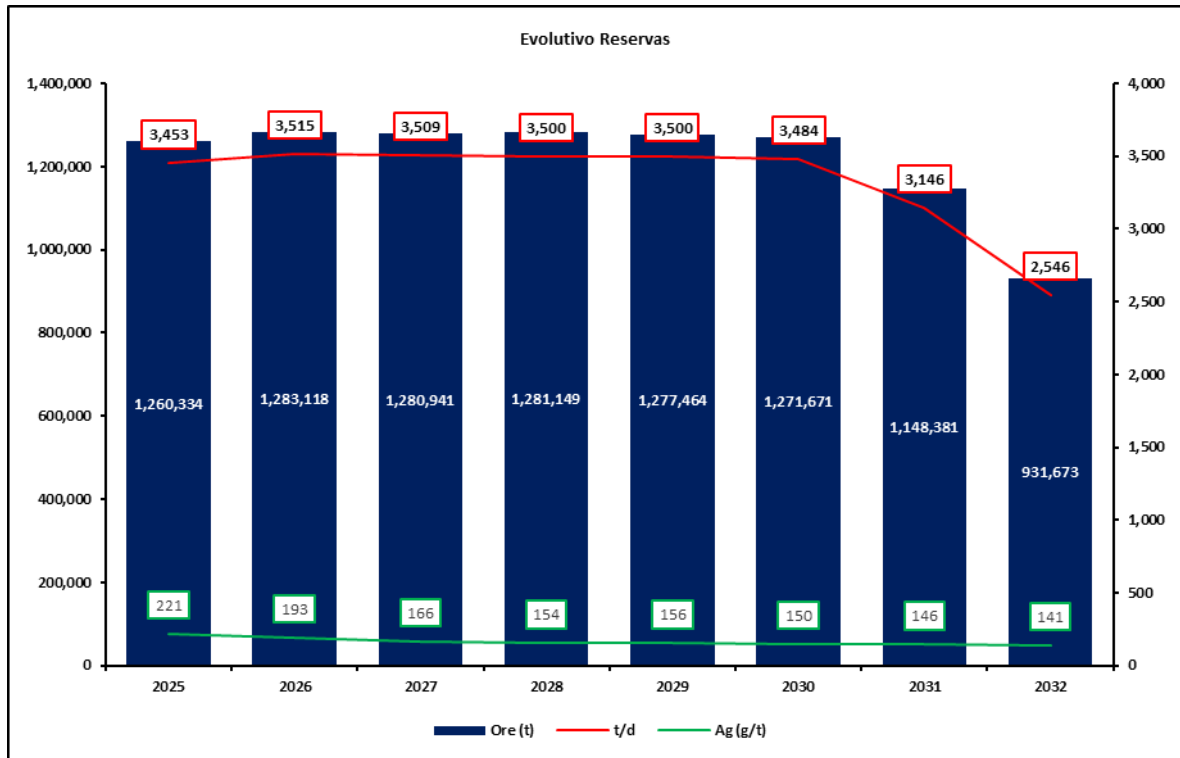
En síntesis, el estudio técnico-económico del ramp-up en una mina subterránea constituye un elemento esencial de la ingeniería de proyectos mineros, al integrar aspectos operativos, logísticos, financieros y estratégicos en un mismo marco de análisis. Su adecuada planificación y ejecución permiten alcanzar la estabilidad productiva en plazos óptimos, maximizar el valor del proyecto, mejorar la competitividad de la operación y asegurar el cumplimiento de los objetivos económicos planteados en la etapa de diseño.

1.2 Descripción del problema de investigación

En la minería subterránea moderna, la etapa de ramp-up constituye un proceso crítico para garantizar la sostenibilidad técnica y económica de la operación, ya que representa el periodo en el cual la producción debe incrementarse progresivamente hasta alcanzar la capacidad planificada. Sin embargo, lograr este objetivo no siempre es un proceso lineal, pues depende de múltiples factores geológicos, operativos, logísticos y financieros que influyen directamente en el rendimiento global del proyecto. En el caso particular de la operación minera en estudio, el Life of Mine (LOM) 2024 ha evidenciado una tendencia decreciente en las reservas disponibles, lo que ha originado una proyección a la baja de la producción diaria (tpd) en los próximos años. Esta situación representa un riesgo significativo para la estabilidad del proyecto, ya que un menor volumen de mineral tratado puede traducirse en una disminución de los ingresos, afectando la rentabilidad y el cumplimiento de los objetivos económicos establecidos.

Figura 1

Evolución de reservas – LOM 2024



Nota: Cerro Los Gatos

La operación minera está conformada por cuatro zonas principales de explotación: NW (Northwest), CZ (Central), SEU (Southeast Upper) y SE (Southeast). Entre ellas, la zona SE juega un papel estratégico en el desarrollo futuro de la mina, ya que concentra el mayor potencial de crecimiento de reservas a través de un proceso de profundización. Sin embargo, este avance hacia mayores profundidades implica un aumento significativo en los costos de desarrollo, sostenimiento, ventilación, acarreo y transporte, los cuales deben ser compensados mediante un incremento sostenido del tonelaje enviado a planta. El principal desafío radica en asegurar un flujo constante de mineral que permita absorber estos costos adicionales y, al mismo tiempo, mantener la competitividad económica del proyecto en un escenario de disminución de reservas en las zonas actuales de explotación.

A esta problemática se suma la limitación en la capacidad operativa de la flota de equipos mineros, que actualmente no permite alcanzar de manera eficiente el volumen de producción requerido para sostener los niveles económicos proyectados. La operación mantiene una tasa promedio de 3,500 toneladas por día (TPD), cifra insuficiente para compensar el impacto de los costos crecientes asociados al minado en profundidad. En consecuencia, el escenario operativo demanda un incremento en la producción hasta alcanzar 4,000 TPD, lo que representa un reto estratégico para la gestión del proyecto, pues implica optimizar la secuencia de minado, adecuar la infraestructura operativa y garantizar la continuidad del suministro de mineral a planta.

A pesar de estas limitaciones, la operación cuenta con condiciones favorables para llevar a cabo el proceso de ramp-up de manera exitosa. La mina dispone de infraestructura suficiente de ventilación, energía y bombeo para soportar el incremento en la cantidad de equipos necesarios para alcanzar el nuevo objetivo productivo. Además, las reservas están bien definidas y caracterizadas, lo que minimiza el riesgo asociado al mineral inferido o potencial, asegurando la continuidad del desarrollo y explotación durante la expansión planificada.

En el aspecto regulatorio, la operación cuenta con permisos aprobados para la ampliación del depósito de desmonte y la relavera, ambos diseñados para soportar un

crecimiento de producción hasta 4,000 TPD. Asimismo, la planta de procesamiento tiene capacidad instalada suficiente para tratar este volumen, pero al ritmo actual de 3,500 TPD se genera una capacidad ociosa de aproximadamente 86,500 toneladas por año, lo que representa una pérdida de eficiencia operacional y un desaprovechamiento de activos críticos.

En este contexto, analizar y comprender integralmente el proceso de ramp-up se convierte en una prioridad estratégica, ya que de ello depende la capacidad de la mina para alcanzar sus metas de producción, mitigar el impacto económico de la disminución de reservas y sostener su rentabilidad a largo plazo. La falta de un crecimiento planificado y sostenido en la tasa de producción no solo comprometería los resultados financieros proyectados, sino que también podría poner en riesgo la viabilidad técnica del proyecto en sus etapas futuras. El problema se formula en la incapacidad de la mina para alcanzar su tasa de producción optimizada y generar el flujo de caja necesario, lo que lleva a la siguiente pregunta:

¿Cuál es la estrategia técnica y económica más efectiva para la fase de Ramp-Up que permita incrementar la tasa de producción de la mina subterránea de 3,500 TPD a 4,000 TPD?

1.3 Objetivo

Evaluar técnica y económicamente el proceso de ramp-up en la operación de la mina subterránea con el fin de identificar la estrategia más adecuada que permita incrementar la tasa de producción de 3,500 TPD a 4,000 TPD.

1.4 Hipótesis

Un adecuado estudio técnico y económico durante la fase de ramp-up permitirá determinar estrategias que incrementen la tasa de producción de la mina subterránea de 3,500 TPD a 4,000 TPD.

1.5 Variables

1.5.1 Variable Independiente (V.I.)

- Estudio técnico-económico.

- Planificación y secuencia de minado.
- Capacidad y disponibilidad de equipos.
- Control de costos y análisis económico.

1.5.2 Variable dependiente (V.D.)

- Tasa de producción diaria.
 - Toneladas métricas por día (TPD).
 - Cumplimiento de la meta de producción (4000 TPD).

Tabla 1

Matriz de consistencia

PROBLEMA	OBJETIVO	HIPOTESIS	VARIABLES		INDICADORES
¿Cuál es la estrategia técnica y económica más efectiva para la fase de Ramp-Up que permita incrementar la tasa de producción de la mina subterránea de 3,500 TPD a 4,000 TPD?	Evaluar técnica y económicamente el proceso de ramp-up en la operación de la mina subterránea con el fin de identificar la estrategia más adecuada que permita incrementar la tasa de producción de 3,500 TPD a 4,000 TPD.	Un adecuado estudio técnico y económico durante la fase de ramp-up permitirá determinar estrategias que incrementen la tasa de producción de la mina subterránea de 3,500 TPD a 4,000 TPD.	X: Independiente / Causa	Y1: Dependiente / Efecto	Toneladas métricas por día (4,000 TPD). Cumplimiento de la meta de producción (100%).

Nota: Elaboración propia

1.6 Antecedentes referenciales

1.6.1 Antecedentes internacionales

Brickey, A. J. (2015) — Underground Production Scheduling Optimization with Ventilation Constraints. La investigación tiene como objetivo desarrollar un modelo de optimización de la programación de producción subterránea que considere las restricciones de ventilación, un aspecto frecuentemente ignorado durante el ramp-up pero fundamental para la viabilidad técnica y económica de la operación. Brickey plantea el problema como un modelo de programación de recursos con limitaciones múltiples, en el que variables como el flujo de aire, la capacidad de ventiladores y la cantidad de equipos operando simultáneamente condicionan la secuencia de minado y el ritmo de incremento

de la producción. A través de métodos de optimización matemática, simulaciones y estudios de caso en operaciones reales, la tesis demuestra que ignorar las restricciones de ventilación puede conducir a planes inviables, retrasos operativos, sobrecostos energéticos y riesgos de seguridad. Al incorporar dichas restricciones en la planificación desde el inicio, se logra una programación más realista que reduce la necesidad de ajustes costosos durante el ramp-up, minimiza los tiempos de inactividad y permite alcanzar la capacidad objetivo en menor tiempo. El estudio concluye que integrar ventilación, secuencias de minado y disponibilidad de equipos en un modelo único mejora significativamente el VPN del proyecto y la eficiencia global del arranque.

Chileshe, O. (2010) — Production Ramp up at the Metorex Owned Chibuluma Mine Plc. La tesis se centra en el análisis detallado de los factores técnicos y operacionales que limitaban el incremento de producción en la mina subterránea Chibuluma, ubicada en Zambia, con el objetivo de diseñar estrategias efectivas para lograr un ramp-up sostenible y rentable. El estudio aborda principalmente los cuellos de botella que afectaban la eficiencia del acarreo y transporte, como la configuración del sistema de rampas y declines, la capacidad de los equipos de carga y transporte (LHD y camiones), la planificación de secuencias de minado y la gestión del relleno. Mediante observaciones de campo, análisis de ciclos de acarreo, evaluación de disponibilidad y utilización de equipos, y simulación de alternativas operativas, se determinaron las principales causas de demoras en la cadena productiva, como tiempos muertos por tráfico en rampas unidireccionales, baja capacidad de cargadores y falta de sincronización en la descarga. Los resultados mostraron que la optimización de la logística en rampas, la incorporación de bahías de cruce, la selección adecuada de equipos con mayor capacidad y la mejora en la gestión del relleno podían aumentar la tasa de producción en un 20-25% sin requerir inversiones de gran magnitud. Con ello, se demostró que el ramp-up puede lograrse principalmente con cambios operativos estratégicos, reduciendo los costos unitarios y mejorando la eficiencia global.

Mahieu, P. (2018) — Evaluation and Optimization of an Underground Haulage System. Esta tesis evalúa y optimiza el sistema de acarreo subterráneo en una mina

europea durante la fase de ramp-up hacia niveles más profundos, con el fin de identificar limitaciones operacionales y proponer estrategias que garanticen la continuidad de la producción. Utilizando simulación de eventos discretos y modelamiento detallado del ciclo de transporte (carga, acarreo, descarga y retorno), el estudio analiza el impacto de variables como la geometría de la rampa, tiempos de espera, capacidad de la flota, ubicación de la trituradora y frecuencia de mantenimiento. Los resultados revelan que el diseño actual del sistema alcanzaría su límite operativo al profundizar más de 150 m sin modificaciones, lo que afectaría la tasa de producción y los costos unitarios. Se evaluaron diversas alternativas: la instalación de orepasses, el aumento de la capacidad de los camiones, la reubicación de la trituradora y la introducción de sistemas híbridos de transporte. La simulación demostró que una combinación de estas soluciones puede reducir los tiempos de ciclo hasta en un 30% y extender la vida útil del sistema de acarreo sin necesidad de inversiones mayores. Además, el análisis económico confirmó que la optimización propuesta mejora la rentabilidad del proyecto y acelera la transición a la capacidad productiva deseada.

Musonda, H. (2016) — Production Ramp Up at Konkola Copper Mine, Zambia. Este estudio se enfoca en el proceso de ramp-up de la mina subterránea Konkola Copper Mine (KCM), con el objetivo de diseñar e implementar un plan integral para incrementar gradualmente la producción manteniendo la seguridad y viabilidad económica. A través de un análisis histórico de la operación, revisión de datos de producción, inspecciones in situ y entrevistas con el personal operativo, se identificaron las principales limitaciones que obstaculizaban el aumento de capacidad, incluyendo deficiencias en el desarrollo de rampas, baja disponibilidad de flota, problemas de ventilación y secuencias de extracción ineficientes. La tesis propone un plan de acción dividido en fases, que prioriza la ampliación de la infraestructura de acceso, la modernización de equipos, la reorganización de turnos de trabajo y la implementación de programas de mantenimiento preventivo. Los resultados demostraron que estas medidas podían elevar la tasa de extracción de 3 Mt/año a más de 4,5 Mt/año en un horizonte de 3 años, mejorando la utilización de equipos en un 15% y

reduciendo el costo operativo por tonelada en un 10%. Asimismo, el estudio resalta la importancia de integrar aspectos técnicos, logísticos y económicos en la planificación del ramp-up para garantizar una transición eficiente desde el arranque hasta la plena capacidad productiva.

1.6.2 Antecedentes nacionales

Huaynate, V. N. (2023) — Estudio de incremento de la producción por mecanización de una mina subterránea. El objetivo de esta investigación fue evaluar cómo la mecanización de los procesos unitarios en una mina subterránea peruana impacta directamente en el incremento sostenido de la producción y en la reducción de costos operativos. El estudio parte de un diagnóstico técnico de las operaciones convencionales, caracterizadas por baja eficiencia en perforación, voladura, acarreo y sostenimiento, para luego analizar el efecto de la incorporación de equipos mecanizados modernos, como jumbos de perforación, cargadores LHD y sistemas de transporte más eficientes. Se recopilaron y compararon datos de producción, avances de desarrollo, factores de carga y rendimientos desde 2010 hasta 2019, evaluando indicadores clave de desempeño. Los resultados muestran un aumento significativo en el avance de labores, pasando de un rendimiento inicial limitado a un incremento del 38% en el primer año de mecanización, con un crecimiento continuo hasta alcanzar 13,343 metros perforados en 2019. Asimismo, el factor de carga de explosivos mejoró de 0.20 a 0.96, reflejando una voladura más eficiente. En términos de producción, aunque se registraron fluctuaciones anuales, la tendencia general fue positiva, demostrando que la mecanización incrementó la capacidad operativa y redujo costos por tonelada explotada. El estudio concluye que la modernización tecnológica es una estrategia esencial para alcanzar un ramp-up sostenido en minas subterráneas, mejorando la eficiencia global y la rentabilidad del proyecto minero.

León, H. Y. & Romero, R. J. (2023) — Planeamiento de minado subterráneo para incrementar la producción en la mina Shuntur – 2022. La presente tesis tiene como propósito principal diseñar un plan de minado subterráneo estratégico que permita incrementar la producción de la mina Shuntur en el año 2022, asegurando al mismo tiempo

la viabilidad técnica y económica del proyecto. La investigación parte de un análisis exhaustivo de la situación actual de la mina, que incluye la caracterización de reservas, capacidad de infraestructura, disponibilidad de equipos, fuerza laboral y eficiencia de las operaciones unitarias. Utilizando un enfoque deductivo y herramientas de planificación minera, se desarrolla un programa de minado con horizonte anual que optimiza la secuencia de explotación, el uso de recursos y la asignación de labores. Se consideran operaciones fundamentales como perforación, voladura, sostenimiento, acarreo y ventilación, con el fin de maximizar la recuperación del mineral disponible. Los resultados proyectados muestran que, con la implementación del nuevo plan, la producción diaria puede incrementarse de 300 TM/día a 342 TM/día, representando un aumento significativo sin requerir inversiones mayores. Asimismo, el análisis financiero arroja un Valor Presente Neto (VPN) de 519,244.81 USD y una Tasa Interna de Retorno (TIR) del 21%, superando ampliamente el 17% considerado como mínimo aceptable. El estudio concluye que un planeamiento minero integral, adaptado a las condiciones reales de la mina, es fundamental para un ramp-up exitoso, ya que permite aumentar la productividad, optimizar recursos y asegurar la sostenibilidad económica de la operación.

Astete, H. D. (2024) — Incremento de la producción por cambio de método de explotación en una mina subterránea. Esta tesis aborda la problemática del bajo nivel de producción en una mina subterránea peruana y plantea como solución el cambio del método de explotación tradicional a un método más eficiente, específicamente el Sublevel Stopping, con el fin de lograr un ramp-up productivo y mejorar la rentabilidad del proyecto. El estudio comienza con un diagnóstico de las limitaciones del método actual, como bajos índices de recuperación, costos operativos elevados y demoras en el ciclo de minado. Posteriormente, se realiza un análisis técnico-económico comparativo entre ambos métodos, considerando factores como geotecnia, secuencia de minado, requerimientos de infraestructura, ventilación, relleno y logística de transporte. Además, se desarrolla un plan de transición operativa que contempla fases de prueba, capacitación de personal y adaptación de equipos. Los resultados indican que la adopción del método Sublevel

Stoping permite incrementar significativamente la producción al optimizar la recuperación de mineral y reducir el tiempo de ciclo por tajo, a la vez que disminuye el costo unitario por tonelada extraída. La evaluación económica confirma la viabilidad del cambio, con mejoras sustanciales en indicadores financieros como el VPN y la TIR, así como un retorno de inversión en un plazo más corto. El trabajo concluye que la selección adecuada del método de explotación puede ser una herramienta clave para alcanzar el ramp-up en minas subterráneas, garantizando una operación más eficiente, segura y rentable.

Capítulo II. Marcos teórico y conceptual

2.1 Marco teórico

2.1.1 Introducción al ramp-up en minería subterránea

En la industria minera, el término ramp-up se refiere al proceso de aumento progresivo y planificado de la capacidad productiva de una mina desde el inicio de su operación hasta alcanzar la tasa de producción nominal proyectada en los estudios de factibilidad. Este periodo constituye una de las fases más estratégicas dentro del ciclo de vida minero, ya que representa el paso intermedio entre la puesta en marcha de la operación (start-up) y la etapa de producción estable (steady state). La relevancia del ramp-up radica en que durante este proceso se definen las condiciones técnicas, económicas y operativas que determinarán el desempeño global del proyecto a lo largo de su vida útil (Camus, 2020).

En el contexto de la minería subterránea, el ramp-up adquiere un nivel adicional de complejidad debido a las características propias de este tipo de explotación. A diferencia de la minería a tajo abierto, donde la producción suele aumentar de manera más directa al expandir el frente de minado, en una mina subterránea el incremento de capacidad está condicionado por factores como el desarrollo de infraestructura subterránea, la ventilación, el sostenimiento, la disponibilidad de equipos especializados y el avance geotécnico de las labores. Esto implica que el ramp-up no solo depende de la capacidad de extracción, sino también de una adecuada coordinación entre el desarrollo de accesos, el ritmo de avance de los frentes de minado y la logística de transporte del mineral hasta superficie.

Durante la etapa de ramp-up, el comportamiento operativo de la mina suele caracterizarse por una curva de crecimiento de producción que parte de valores reducidos en los primeros meses y aumenta gradualmente hasta alcanzar la capacidad de diseño. En esta fase, se validan en campo los supuestos técnicos establecidos en la etapa de ingeniería, se ajustan los parámetros operacionales, se identifican cuellos de botella y se implementan mejoras continuas para optimizar la eficiencia del sistema productivo.

Asimismo, se consolidan procesos fundamentales como la organización del personal, la capacitación técnica, la gestión de mantenimiento y la integración de tecnologías que permitan sostener un crecimiento estable y seguro de la producción (Mackenzie & Cusworth, 2018).

El ramp-up no solo tiene implicancias técnicas, sino también económicas y estratégicas. Dado que los costos operativos iniciales suelen ser elevados y la rentabilidad del proyecto aún no se ha materializado plenamente, cualquier retraso o ineficiencia en esta etapa puede comprometer los indicadores financieros como el Valor Presente Neto (VPN), la Tasa Interna de Retorno (TIR) y el flujo de caja proyectado. Por ello, la gestión eficiente del ramp-up es determinante para garantizar que el proyecto alcance su punto de equilibrio dentro de los plazos establecidos y maximice el retorno sobre la inversión.

Otro aspecto fundamental de esta etapa es que el ramp-up funciona como un periodo de maduración operacional, en el cual la operación minera pasa de un estado de incertidumbre técnica a un estado de control y predictibilidad. Durante este proceso, la empresa minera adquiere información valiosa sobre el comportamiento real del yacimiento, la productividad del personal, la confiabilidad de los equipos, la eficiencia de las operaciones unitarias y la respuesta geotécnica del macizo rocoso. Este conocimiento resulta clave para tomar decisiones estratégicas en etapas posteriores, como la expansión de la capacidad instalada, la incorporación de nuevas zonas de minado o la optimización del plan de producción.

En síntesis, el ramp-up en minería subterránea es mucho más que un simple aumento de la producción: es una fase integral de ajuste, optimización y consolidación operativa que define la trayectoria técnica y económica del proyecto. Su correcta gestión permite reducir riesgos, acelerar la generación de ingresos, mejorar la eficiencia de los procesos y sentar las bases para una operación estable, rentable y sostenible en el largo plazo.

2.1.2 Importancia del ramp-up en el ciclo de vida minero

El ciclo de vida de un proyecto minero comprende una serie de etapas interdependientes que van desde la exploración inicial del yacimiento hasta el cierre y rehabilitación final de la mina. Cada fase tiene objetivos, riesgos y requerimientos técnicos específicos; sin embargo, una de las etapas más críticas para asegurar la viabilidad económica y operativa del proyecto es el ramp-up, el cual representa la transición entre la construcción y la operación comercial estable. Su adecuada gestión puede determinar el éxito o fracaso del proyecto en el largo plazo (Camus, 2020).

En términos generales, el ramp-up tiene como finalidad alcanzar la capacidad de producción de diseño en el menor tiempo posible, con los menores costos y riesgos asociados. Este proceso permite que la mina pase de un estado inicial de baja productividad a un régimen operativo eficiente y controlado. Debido a su naturaleza estratégica, el ramp-up influye directamente en la rentabilidad, el flujo de caja, el cumplimiento de compromisos contractuales y la reputación técnica de la operación minera.

La siguiente tabla resume las etapas del ciclo de vida de un proyecto minero y la posición del ramp-up dentro de este proceso:

Tabla 2

Etapas del ciclo de vida de un proyecto minero y la posición del ramp-up

Etapas del ciclo de vida minero	Objetivo principal	Características clave	Relación con el ramp-up
Exploración	Identificar y cuantificar el yacimiento.	Perforaciones, muestreos, estimación de recursos.	Precede al desarrollo; determina la viabilidad técnica.
Estudios y diseño	Evaluar la factibilidad técnica y económica.	Estudios geológicos, metalúrgicos, diseño minero.	Define metas de producción que se alcanzarán en el ramp-up.
Construcción	Implementar infraestructura y equipamiento.	Túneles, plantas, sistemas eléctricos y de transporte.	Prepara las condiciones para el inicio del ramp-up.
Ramp-up	Incrementar la producción hasta el nivel de diseño.	Ajuste de procesos, capacitación, optimización operativa.	Etapas crítica para asegurar rentabilidad temprana.
Operación estable	Mantener producción nominal con eficiencia.	Monitoreo, mantenimiento, optimización continua.	El éxito del ramp-up garantiza el rendimiento sostenido.
Cierre y postcierre	Clausura segura y recuperación ambiental.	Restauración del entorno, monitoreo.	No aplica directamente.

Nota: Adaptado de Mackenzie & Cusworth (2018)

Como se observa, el ramp-up es un punto de inflexión entre la inversión inicial y la generación de ingresos. Durante esta etapa se ponen a prueba las hipótesis planteadas en los estudios de factibilidad y se ajustan los parámetros técnicos en función del comportamiento real de la operación. Un retraso en alcanzar la capacidad de diseño o una ineficiencia operativa en este periodo puede tener un impacto significativo en el flujo de caja proyectado y en el retorno sobre la inversión.

Desde el punto de vista económico, la importancia del ramp-up radica en que cada mes de retraso en alcanzar la producción nominal implica pérdidas potenciales de ingresos y un aumento en los costos fijos por tonelada producida. Además, el comportamiento financiero del proyecto durante los primeros años suele ser más sensible a las variaciones de producción, por lo que un ramp-up eficiente contribuye a mejorar indicadores clave como el Valor Presente Neto (VPN), la Tasa Interna de Retorno (TIR) y el periodo de recuperación de la inversión.

Desde la perspectiva técnica, el ramp-up permite validar el diseño minero en condiciones reales y establecer el nivel de confiabilidad de los equipos, sistemas de transporte, ventilación y soporte de terreno. También es el momento donde se consolida la curva de aprendizaje del personal operativo y se optimizan los tiempos de ciclo, aspectos fundamentales para sostener la producción proyectada en el largo plazo (Flores et al., 2022).

La siguiente tabla ilustra el impacto técnico y económico del ramp-up dentro de la operación minera:

Tabla 3

Impacto técnico y económico del ramp-up dentro de la operación minera

Dimensión	Impacto durante el ramp-up	Consecuencia de una mala gestión
Técnica	Validación del plan de minado, eficiencia de equipos, optimización de procesos.	Baja productividad, sobrecarga en infraestructura, fallas operativas.
Económica	Aceleración del flujo de caja, mejora del VPN y TIR, reducción del periodo de retorno.	Pérdidas económicas, retraso en el punto de equilibrio, aumento de costos unitarios.
Operacional	Consolidación de la curva de aprendizaje, adaptación del personal, reducción de tiempos de ciclo.	Ineficiencia productiva, alto índice de incidentes, baja confiabilidad.

Nota: Elaboración propia a partir de Camus (2020) y Mackenzie & Cusworth (2018)

En resumen, el ramp-up no debe considerarse simplemente como una etapa transitoria dentro del ciclo minero, sino como un elemento estratégico clave que condiciona el desempeño técnico y económico del proyecto. Su correcta planificación y ejecución permiten transformar una operación en etapa inicial en una mina rentable, eficiente y sostenible en el tiempo. De esta manera, el ramp-up se convierte en el eje sobre el cual se construye el éxito a largo plazo de cualquier proyecto minero subterráneo.

2.1.3 Factores técnicos del ramp-up en minería subterránea

El éxito del ramp-up en una operación subterránea depende en gran medida de la correcta gestión de los factores técnicos que intervienen en el aumento progresivo de la producción. Estos factores no solo condicionan la capacidad de alcanzar la tasa de diseño en el tiempo previsto, sino que también influyen directamente en la eficiencia operativa, la seguridad, la continuidad del ciclo productivo y, en última instancia, en la rentabilidad global del proyecto.

En términos generales, los principales factores técnicos del ramp-up pueden agruparse en seis grandes categorías: infraestructura y desarrollo, capacidad de extracción, ventilación y servicios auxiliares, transporte y acarreo, equipos y mantenimiento, y control geotécnico y seguridad. La adecuada coordinación entre estos elementos es fundamental para garantizar un crecimiento sostenido de la producción sin comprometer la integridad de la mina ni incrementar de forma descontrolada los costos operativos.

2.1.3.1 Infraestructura y desarrollo subterráneo. La infraestructura constituye la base sobre la cual se construye todo el proceso de ramp-up. Incluye el desarrollo de galerías, rampas, chimeneas, estaciones de carga y descarga, sistemas eléctricos, comunicaciones y redes de agua. La velocidad y calidad del avance en el desarrollo minero son determinantes para asegurar el suministro continuo de mineral a planta.

Durante la fase de ramp-up, la mina debe contar con un número suficiente de frentes de trabajo activos para sostener el incremento de la producción. Cualquier retraso en la apertura de zonas nuevas o en la ampliación de rampas puede generar cuellos de

botella que limiten la capacidad operativa. Además, una infraestructura subdimensionada puede aumentar los tiempos de ciclo, reducir la eficiencia de transporte y afectar la seguridad del personal.

Tabla 4

Relación entre infraestructura y desempeño del ramp-up

Elemento de infraestructura	Función principal	Riesgo por deficiencia
Rampas y galerías principales	Permitir acceso continuo a zonas de minado.	Atrasos en la secuencia de minado, reducción de frentes.
Chimeneas de ventilación y escapatorias	Garantizar condiciones de trabajo seguras.	Riesgo de sobrecalentamiento, atmósferas peligrosas.
Estaciones de carga y descarga	Facilitar el tránsito de mineral.	Cuellos de botella en el acarreo.
Sistemas eléctricos y de agua	Suministrar energía y servicios auxiliares.	Paradas frecuentes de equipos, baja disponibilidad.

Nota: Adaptado de Camus (2020)

2.1.3.2 Capacidad de extracción y ciclo operativo. La capacidad de extracción está determinada por la eficiencia de las operaciones unitarias: perforación, voladura, sostenimiento, limpieza y carguío. Estas etapas deben estar correctamente sincronizadas para evitar interrupciones en la producción. La eficiencia operativa se evalúa mediante indicadores como el tiempo de ciclo, el rendimiento por equipo y el factor de utilización.

En la etapa de ramp-up, el control estricto de estos procesos permite identificar rápidamente cuellos de botella y oportunidades de mejora. Por ejemplo, un diseño inadecuado de mallas de perforación o ciclos de voladura ineficientes pueden afectar significativamente el volumen extraído por turno, reduciendo el avance hacia la meta de producción.

2.1.3.3 Ventilación y servicios auxiliares. La ventilación es un factor técnico esencial para garantizar la seguridad, salud ocupacional y eficiencia operativa. A medida que se profundiza y expande la operación durante el ramp-up, la demanda de aire fresco aumenta proporcionalmente al número de frentes activos y al uso de equipos diésel. Una ventilación insuficiente puede limitar la cantidad de equipos operando simultáneamente y ralentizar el incremento de producción.

Asimismo, servicios auxiliares como aire comprimido, agua industrial y sistemas de bombeo deben crecer de manera paralela al aumento de la actividad minera. Su deficiencia puede generar paradas no programadas o limitar la capacidad de perforación y limpieza.

Tabla 5

Impacto de la ventilación en la eficiencia del ramp-up

Variable técnica	Requerimiento durante ramp-up	Consecuencia de deficiencia
Flujo de aire total	Mayor cantidad de aire por frente activo	Reducción de turnos productivos
Temperatura y humedad	Control ambiental seguro para equipos y personal	Paradas frecuentes, sobrecalentamiento
Concentración de gases	Debajo de límites permisibles	Riesgo de accidentes e interrupciones

Nota: Elaboración propia a partir de Flores et al. (2022)

2.1.3.4 Transporte y acarreo. El sistema de transporte del mineral, desde el punto de extracción hasta la planta de procesamiento o el pique principal, representa uno de los componentes más críticos en la etapa de ramp-up. La capacidad de acarreo debe estar alineada con el crecimiento progresivo de la producción. Cualquier desbalance entre la tasa de extracción y la capacidad de transporte puede provocar acumulación de material en interior mina o ineficiencia en la planta.

Los factores clave en este componente incluyen el dimensionamiento de la flota de camiones o locomotoras, la longitud y pendiente de las rampas, y la eficiencia del tráfico interno. La gestión de mantenimiento y la disponibilidad de unidades también influyen de manera directa en el logro de los objetivos de producción.

2.1.3.5 Equipos, disponibilidad y mantenimiento. Durante el ramp-up, la flota de equipos juega un rol decisivo. La disponibilidad mecánica, el tiempo medio entre fallas y la eficiencia operativa determinan la capacidad real de la mina para aumentar su producción. El dimensionamiento adecuado de equipos de perforación, carguío y transporte, así como un programa de mantenimiento preventivo bien estructurado, resultan esenciales para evitar pérdidas de tiempo y sobrecostos.

Una estrategia común es aplicar análisis de confiabilidad y mantenibilidad (RAM Analysis) para garantizar que la flota instalada pueda sostener el crecimiento proyectado.

La incorporación progresiva de equipos adicionales conforme avanza el ramp-up también puede ser necesaria para cumplir con el plan de producción.

2.1.3.6 Control geotécnico y seguridad operacional. Finalmente, el comportamiento geomecánico del macizo rocoso es un factor técnico fundamental. A medida que la mina se profundiza y aumenta su actividad, las condiciones de estabilidad pueden variar, generando mayores esfuerzos, fracturamientos o riesgos de colapso. Un adecuado sistema de monitoreo geotécnico, junto con la aplicación oportuna de métodos de sostenimiento, garantiza la continuidad de las operaciones y protege tanto al personal como a los equipos.

El control geotécnico también permite optimizar el diseño de cámaras y galerías, ajustando sus dimensiones para maximizar el rendimiento sin comprometer la estabilidad del terreno.

En resumen, el éxito del ramp-up en minería subterránea depende de la sinergia técnica entre múltiples factores operacionales. La infraestructura debe crecer a la par del aumento de la producción; los procesos de extracción, ventilación, acarreo y mantenimiento deben optimizarse continuamente; y el control geotécnico debe garantizar condiciones seguras y estables. Una deficiencia en cualquiera de estos elementos puede retrasar el logro de la capacidad de diseño, elevar los costos unitarios y comprometer la rentabilidad del proyecto. Por ello, el análisis técnico detallado es un requisito indispensable en la planificación estratégica de la fase de ramp-up.

2.1.4 Enfoque económico del ramp-up en minería subterránea

El ramp-up no solo representa un desafío técnico-operativo, sino que también constituye uno de los procesos económicamente más críticos dentro del ciclo de vida de una mina subterránea. Durante esta etapa, la operación se enfrenta a un escenario en el cual los costos fijos siguen siendo elevados, los ingresos aún no alcanzan su potencial máximo y la rentabilidad del proyecto depende directamente de la rapidez con la que se logre alcanzar la capacidad de diseño (Camus, 2020). Por ello, el análisis económico del

ramp-up es esencial para garantizar que el proyecto transite de manera eficiente desde la inversión inicial hasta la generación sostenida de flujo de caja positivo.

Desde una perspectiva económica, el ramp-up puede definirse como el periodo de transición en el cual la mina incrementa gradualmente su producción hasta alcanzar el nivel nominal proyectado, optimizando simultáneamente sus costos operativos, su estructura de ingresos y su rentabilidad. Este proceso suele durar entre 6 y 36 meses, dependiendo del tamaño del proyecto, la complejidad geológica, el método de minado y la infraestructura instalada (Mackenzie & Cusworth, 2018).

2.1.4.1 Impacto del ramp-up en los indicadores financieros. Los indicadores financieros más sensibles durante la etapa de ramp-up son el Valor Presente Neto (VPN), la Tasa Interna de Retorno (TIR), el Periodo de Recuperación (Payback) y el Costo Operativo Unitario (US\$/t). Durante este periodo, la producción suele ser inferior a la esperada, lo que implica menores ingresos y un costo unitario más elevado debido a que los costos fijos se distribuyen sobre un volumen reducido de mineral procesado.

La Tabla 6 muestra de manera referencial cómo varían estos indicadores a lo largo de las principales etapas de la operación minera:

Tabla 6

Comportamiento financiero típico en diferentes etapas operativas

Etapa del proyecto	Producción (%)	Costo unitario (US\$/t)	Flujo de caja neto (US\$/mes)	Riesgo económico
Construcción	0%	-	Negativo	Muy alto
Ramp-up inicial	40–70%	Alto (50–90)	Bajo o negativo	Alto
Ramp-up avanzado	70–95%	Medio (40–60)	Positivo moderado	Medio
Producción nominal	95–100%	Bajo (30–45)	Positivo alto	Bajo

Nota: Adaptado de Mackenzie & Cusworth (2018)

Como se observa, el objetivo económico del ramp-up es reducir rápidamente el costo unitario y alcanzar el flujo de caja positivo. El retraso en cualquiera de las etapas puede comprometer el retorno esperado de la inversión, disminuir el VPN y extender el periodo de recuperación, lo que representa un riesgo financiero significativo.

2.1.4.2 Estructura de costos en el ramp-up. Durante la fase de ramp-up, la estructura de costos presenta un comportamiento dinámico que debe ser cuidadosamente monitoreado. Los costos fijos (mano de obra, servicios auxiliares, mantenimiento, administración) tienden a mantenerse relativamente constantes, mientras que los costos variables (consumo de energía, explosivos, repuestos, transporte) aumentan progresivamente conforme se incrementa la producción.

La Tabla 7 muestra un ejemplo simplificado de la distribución de costos unitarios a lo largo de un proceso de ramp-up:

Tabla 7

Evolución de la estructura de costos unitarios durante el ramp-up

Periodo del ramp-up	Producción (TPD)	Costo fijo (US\$/t)	Costo variable (US\$/t)	Costo total (US\$/t)
Mes 1–3 (inicio)	2500	35	25	60
Mes 4–6 (intermedio)	3200	30	20	50
Mes 7–9 (avanzado)	3800	28	18	46
Mes 10+ (nominal)	4000	25	17	42

Nota: Elaboración propia con base en Flores et al. (2022)

Este comportamiento refleja el efecto de dilución de los costos fijos: a medida que se incrementa el tonelaje procesado, el costo unitario disminuye, mejorando la competitividad y aumentando el margen operativo.

2.1.4.3 Curva de aprendizaje y su influencia económica. Un aspecto económico frecuentemente subestimado en el ramp-up es la curva de aprendizaje. A medida que el personal gana experiencia operando en condiciones reales, la eficiencia mejora y se reducen tanto el tiempo de ciclo como las pérdidas por ineficiencia. Este fenómeno tiene un impacto directo en la productividad y, por ende, en los ingresos.

Según Camus (2020), una operación subterránea puede mejorar su productividad entre un 15 % y un 25 % durante el primer año de ramp-up gracias a la curva de aprendizaje. Esta mejora repercute en la reducción del costo por tonelada y acelera la llegada al punto de equilibrio económico.

2.1.4.4 Evaluación económica en la toma de decisiones. Durante la fase de ramp-up, la evaluación económica se utiliza como herramienta clave para tomar decisiones estratégicas sobre inversiones adicionales, adquisición de equipos, secuenciación de zonas o ampliaciones de infraestructura. El uso de análisis económicos como el flujo de caja descontado (FCD), simulaciones de escenarios y análisis de sensibilidad permiten anticipar el impacto de distintas estrategias en el VPN y la TIR del proyecto.

Además, el monitoreo continuo de los indicadores clave de desempeño económico (KPI) —como el costo operativo unitario, el ingreso por tonelada, el margen bruto y el retorno sobre la inversión— es fundamental para identificar desviaciones tempranas respecto al plan financiero y aplicar medidas correctivas oportunas.

El enfoque económico del ramp-up es un componente fundamental en la gestión de proyectos mineros subterráneos, ya que determina la transición entre la inversión inicial y la generación de valor económico sostenible. Una estrategia económica bien estructurada permite maximizar la rentabilidad del proyecto, reducir riesgos financieros, optimizar el flujo de caja y alcanzar la capacidad de diseño en el menor tiempo posible. Asimismo, el análisis detallado de los costos, el comportamiento del flujo de caja, la curva de aprendizaje y los indicadores financieros es esencial para tomar decisiones oportunas y asegurar la viabilidad económica a largo plazo de la operación minera.

2.1.5 Desafíos comunes en el ramp-up de minas subterráneas

La fase de ramp-up representa uno de los períodos más complejos y desafiantes dentro del ciclo de vida de una operación minera subterránea. A diferencia de las etapas de exploración, diseño o construcción —que suelen estar bajo condiciones más controladas—, el ramp-up implica operar en un entorno dinámico, donde las condiciones geológicas, técnicas, logísticas, financieras y humanas deben sincronizarse para lograr el incremento progresivo de la producción hasta alcanzar la capacidad de diseño (Camus, 2020).

Durante esta transición, la mina enfrenta una serie de obstáculos que, si no son gestionados adecuadamente, pueden provocar retrasos significativos, incrementos en los costos operativos, desviaciones en los indicadores financieros proyectados e incluso la pérdida de rentabilidad global del proyecto. Estos desafíos se pueden agrupar en cinco grandes categorías: geológicos y geotécnicos, operacionales, tecnológicos y de infraestructura, financieros y económicos, y organizacionales o de gestión.

2.1.5.1 Desafíos geológicos y geotécnicos. Uno de los principales riesgos durante el ramp-up está relacionado con la variabilidad geológica del yacimiento y las condiciones geomecánicas del macizo rocoso. A medida que se profundiza o se avanza hacia nuevas zonas, la estructura geológica puede presentar diferencias significativas respecto a lo modelado en los estudios de factibilidad, afectando la continuidad de las leyes, la secuencia de minado o incluso el método de explotación (Flores et al., 2022).

Asimismo, la presencia de zonas de baja competencia, fallas estructurales, presiones de terreno o problemas de sostenimiento pueden generar retrasos en el desarrollo, aumentar la frecuencia de incidentes y demandar inversiones no previstas en refuerzo o rediseño de cámaras y galerías. En casos críticos, estas situaciones obligan a modificar la secuencia productiva, comprometiendo el calendario de ramp-up.

Tabla 8

Principales desafíos geológicos y geotécnicos durante el ramp-up

Desafío	Causa principal	Consecuencia operacional	Mitigación
Variabilidad de leyes	Modelos geológicos imprecisos	Reducción del tonelaje económico	Actualización continua de modelos
Condiciones geomecánicas adversas	Rocas fracturadas o débiles	Mayor uso de sostenimiento, retrasos	Monitoreo geotécnico y refuerzo
Presiones de terreno	Profundización y esfuerzos inducidos	Colapsos o deformaciones	Diseño geomecánico optimizado

Nota: Adaptado de Mackenzie & Cusworth (2018)

2.1.5.2 Desafíos operacionales. Durante la etapa de ramp-up, la sincronización de las operaciones unitarias (perforación, voladura, sostenimiento, carguío, transporte y ventilación) se vuelve crítica. Cualquier desequilibrio en el ciclo productivo puede generar cuellos de botella y limitar el ritmo de crecimiento de la producción (Camus, 2020).

Entre los problemas más comunes se encuentran los tiempos de ciclo elevados, la baja productividad de equipos, la insuficiencia de frentes de trabajo, y las dificultades en la secuenciación de las zonas de explotación. En muchos casos, la operación subterránea no dispone inicialmente del número suficiente de puntos de extracción o del desarrollo requerido, lo que retrasa el incremento del tonelaje.

2.1.5.3 Desafíos tecnológicos e infraestructura. El dimensionamiento y disponibilidad de la infraestructura son factores determinantes para el éxito del ramp-up. Una infraestructura subdimensionada —por ejemplo, rampas estrechas, sistemas de ventilación insuficientes, capacidad limitada de acarreo o estaciones de carguío saturadas— puede impedir el crecimiento de la producción incluso cuando el yacimiento y los equipos lo permiten (Flores et al., 2022).

Asimismo, la falta de integración tecnológica, como sistemas de monitoreo en tiempo real, software de planificación dinámica o automatización en el acarreo, puede reducir la capacidad de respuesta ante desviaciones y limitar la eficiencia operacional.

Tabla 9

Desafíos de infraestructura y tecnología en el ramp-up

Problema común	Impacto en producción	Posible consecuencia
Rampas subdimensionadas	Aumento del tiempo de ciclo	Reducción del tonelaje diario
Ventilación insuficiente	Limitación de equipos en operación	Riesgos en seguridad y salud
Flota inadecuada de acarreo	Saturación de puntos de descarga	Atrasos en el transporte de mineral

Nota: Elaboración propia con base en Camus (2020)

2.1.5.4 Desafíos financieros y económicos. Desde el punto de vista financiero, el ramp-up representa un periodo de alta vulnerabilidad. En esta fase, los costos unitarios suelen ser elevados debido al bajo volumen de producción, mientras que los ingresos no alcanzan aún su potencial máximo. Esta combinación puede generar presiones de flujo de caja, comprometer los indicadores de rentabilidad (VPN, TIR) y retrasar el punto de equilibrio económico (Mackenzie & Cusworth, 2018).

Además, las desviaciones en los plazos de ramp-up incrementan los costos indirectos, extienden el periodo de retorno de la inversión y pueden afectar la confianza de

los inversionistas. Por ello, la planificación financiera debe incluir escenarios de contingencia y análisis de sensibilidad que consideren posibles retrasos en la curva de producción.

2.1.5.5 Desafíos organizacionales y de gestión. Finalmente, uno de los aspectos más subestimados en el ramp-up es el relacionado con la gestión organizacional y el capital humano. La falta de experiencia del personal en condiciones reales de operación, la rotación de trabajadores, la resistencia al cambio tecnológico y la ausencia de comunicación entre áreas pueden reducir significativamente la eficiencia global (Flores et al., 2022).

La curva de aprendizaje juega un papel central en esta etapa. Según estudios recientes, la productividad puede mejorar entre un 15 % y un 25 % en los primeros 12 meses de ramp-up si existe capacitación adecuada, liderazgo efectivo y coordinación entre las áreas técnica, operativa y financiera.

Los desafíos en el ramp-up de minas subterráneas son múltiples, interdependientes y de naturaleza tanto técnica como económica. La complejidad geológica, los cuellos de botella operacionales, las limitaciones de infraestructura, las presiones financieras y la gestión del capital humano pueden comprometer la velocidad y eficacia con la que se alcanza la capacidad de diseño. Una estrategia integral de gestión del ramp-up debe anticipar estos riesgos, implementar sistemas de monitoreo continuo y adaptar los planes operativos de forma flexible para asegurar el cumplimiento de los objetivos técnicos y financieros del proyecto. En última instancia, el éxito de esta etapa dependerá de la capacidad de la organización para gestionar simultáneamente la incertidumbre técnica y la presión económica en un entorno minero dinámico.

2.2 Marco conceptual

2.2.1 Ramp-Up

Es la fase inicial de operación de un proyecto minero en la cual se incrementa progresivamente la capacidad de producción hasta alcanzar el nivel de diseño. Su éxito

depende de la sincronización entre desarrollo, infraestructura, operación, logística y gestión económica.

2.2.2 ROM (Run of Mine)

Hace referencia al mineral extraído directamente de la mina que aún no ha sido sometido a ningún proceso de trituración o concentración. Representa el material bruto que ingresa al circuito de procesamiento.

2.2.3 LOM (Life of Mine)

Es la vida útil total del proyecto minero, expresada en años o toneladas totales a extraer, desde el inicio de operaciones hasta el cierre. Permite planificar las fases de producción, inversión y recuperación económica.

2.2.4 Development

Corresponde a las labores de desarrollo subterráneo necesarias para acceder al cuerpo mineralizado, preparar frentes de explotación y habilitar infraestructura operativa como rampas, galerías, chimeneas y cámaras.

2.2.5 Tratamiento

Es el conjunto de procesos metalúrgicos a los que se somete el mineral extraído con el fin de concentrar y recuperar el contenido valioso, ya sea por flotación, lixiviación u otros métodos.

2.2.6 Feed Budget

Es la planificación del tonelaje y ley del mineral que se enviará al proceso durante un periodo determinado. Un control adecuado del feed budget asegura estabilidad en la producción y en la recuperación metalúrgica.

2.2.7 Stockpile

Es el acopio temporal de mineral extraído que aún no ha ingresado al proceso. Su gestión permite estabilizar la alimentación de planta durante paradas operativas o fluctuaciones en la producción.

2.2.8 Recovery

Se refiere al porcentaje del metal valioso contenido en el mineral que se logra recuperar mediante los procesos metalúrgicos. Es un indicador clave de eficiencia del tratamiento.

2.2.9 Contratista

Empresa externa que presta servicios especializados dentro de la operación minera, como desarrollo, perforación, sostenimiento o acarreo. Su uso puede optimizar costos o plazos en determinadas etapas.

2.2.10 Cut-and-Fill

Método de explotación subterránea selectiva que consiste en extraer el mineral en cortes horizontales, rellenando cada vacío con material estéril o cementado antes de continuar con el siguiente nivel. Es adecuado para yacimientos irregulares o de alta ley.

2.2.11 SIL (Semi-Independent Level)

Sistema de desarrollo en niveles semi-independientes utilizado en minería subterránea para optimizar la secuencia de minado y el flujo de mineral hacia los puntos de descarga.

2.2.12 LHS (Long Hole Stopping)

Método de explotación subterránea que consiste en perforar barrenos largos verticales u oblicuos desde galerías superiores hacia inferiores, para luego realizar la voladura y extracción del mineral en grandes cámaras, optimizando la producción a gran escala.

2.2.13 TLH (Transverse Long Hole)

Variante del long hole stopping en la que la extracción del mineral se realiza de forma transversal al rumbo del cuerpo mineralizado, permitiendo un mejor control de la dilución y mayor selectividad en vetas angostas o cuerpos irregulares.

2.2.14 VAN (Valor Actual Neto)

Indicador financiero que representa el valor presente de los flujos de caja futuros descontados a una tasa determinada, menos la inversión inicial. Un VAN positivo indica que el proyecto genera valor económico.

2.2.15 OPEX (Operating Expenditure)

Son los costos operativos asociados a la producción minera, como mano de obra, insumos, energía, mantenimiento y servicios contratados. Su optimización es fundamental durante el ramp-up.

2.2.16 CAPEX (Capital Expenditure)

Inversiones de capital destinadas al desarrollo del proyecto, incluyendo infraestructura, maquinaria, obras civiles y sistemas de ventilación. Generalmente, se ejecutan antes o durante el inicio del ramp-up.

2.2.17 NSR (Net Smelter Return)

Es el valor neto recibido por la venta de concentrados o productos metálicos, una vez descontados los costos de transporte, tratamiento y comercialización. Se utiliza para evaluar la rentabilidad del mineral.

2.2.18 Drilling

Proceso de perforación de barrenos en la roca con fines de voladura. Es una de las operaciones unitarias fundamentales para la fragmentación del mineral en minería subterránea.

2.2.19 Mucking

Consiste en el carguío y retiro del material fragmentado posterior a la voladura. Su eficiencia incide directamente en el ciclo productivo y la tasa de extracción.

2.2.20 Support

Son las técnicas y elementos utilizados para estabilizar el macizo rocoso después de la excavación, como pernos, mallas, concreto lanzado o marcos. Garantizan la seguridad y continuidad operativa.

2.2.21 Payback

Indicador financiero que mide el tiempo requerido para recuperar la inversión inicial a partir de los flujos de caja generados por el proyecto. Es un parámetro clave en la evaluación de riesgos económicos.

Capítulo III. Desarrollo del trabajo de investigación

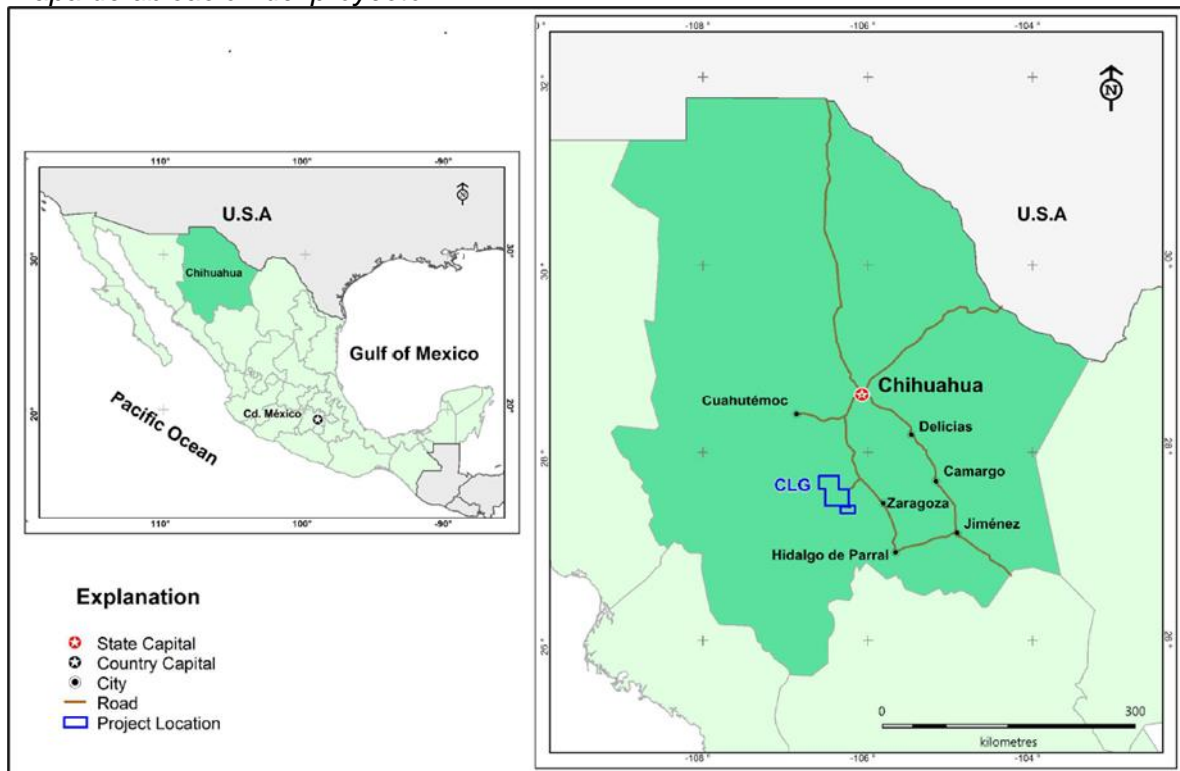
3.1 Unidad de estudio

3.1.1 Ubicación y accesibilidad

La mina subterránea en operación y las instalaciones de procesamiento de Cerro Los Gatos (CLG) están aproximadamente centradas en la Latitud 27° 34' 17" N, Longitud 106° 21' 33" O, cerca del poblado de San José de Sitio, dentro del Municipio de Satevó en el Estado de Chihuahua, México. La mina se encuentra a aproximadamente 120 kilómetros (km) al sur de la capital del estado, la Ciudad de Chihuahua, y a unos 100 km al norte/noroeste de la histórica ciudad minera de Hidalgo del Parral (Figura 2).

Figura 2

Mapa de ubicación del proyecto



Nota: Cerro Los Gatos

A la mina CLG se accede en automóvil desde la Carretera Federal Mexicana 24, a la altura del km 81, y luego girando al oeste por una carretera recién pavimentada durante 40 km hasta la comunidad de San José de Sitio, ubicada cerca del extremo sureste del bloque de la concesión. El tiempo de viaje en automóvil es de aproximadamente dos horas,

tanto desde la Ciudad de Chihuahua, si se viene del norte, como desde Hidalgo del Parral, si se viene del sur. La ciudad de Valle de Zaragoza, localizada en la Carretera Federal 24 a 35 km al sur del desvío hacia San José del Sitio, es el centro comercial significativo más cercano.

3.1.2 Marco geológico

3.1.2.1 Marco geológico regional. El noroeste de México consiste geológicamente en una serie de terrenos de arco acrecionados que, en el área del depósito Cerro Los Gatos, están cubiertos por la gruesa secuencia volcánica de la Provincia Volcánica Sierra Madre Occidental (SMO).

La SMO es una provincia volcánica del Terciario medio que se extiende desde el suroeste de Estados Unidos hasta el centro de México. El espesor promedio de los flujos supera el kilómetro.

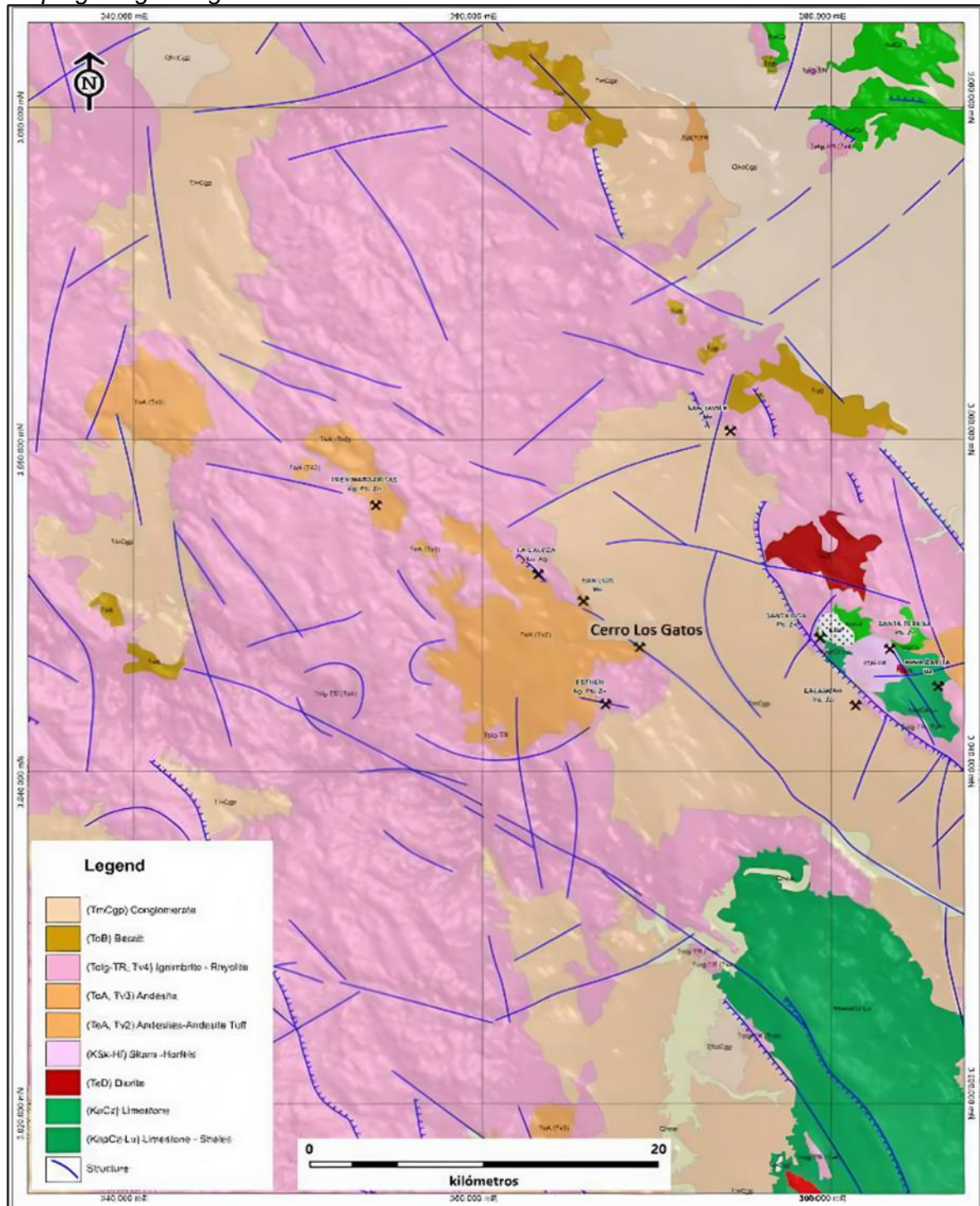
La secuencia de rocas volcánicas de la SMO se subdivide en dos unidades principales: la Serie Volcánica Inferior (LVS) y la Serie Volcánica Superior (UVS):

- La LVS se caracteriza por un apilamiento predominante de rocas volcanoclásticas andesíticas. El grupo es generalmente de naturaleza masiva. Aunque predominantemente andesítico, las partes superiores, hacia el contacto con la UVS, tienden a volverse más félsicas, y se encuentran gruesos lechos de riolita y dacita intercalados con andesita y dacita.
- La UVS se caracteriza por una gruesa secuencia de rocas volcanoclásticas félsicas, predominantemente ignimbritas, que muestra una estratificación bien definida y horizontes tobáceos. Estas rocas forman la mayoría de las escarpas y acantilados altos que caracterizan esta provincia.

Los depósitos de Cerro Los Gatos (CLG) y Esther están incrustados dentro de rocas andesíticas que se consideran parte de la LVS. El área expuesta de andesita que contiene los depósitos CLG y Esther se considera una estructura de horst levantado. Estas andesitas están expuestas en la superficie por aproximadamente 30 km al noroeste del depósito CLG, y existen múltiples afloramientos de vetas a lo largo de esta exposición.

Figura 3

Mapa geológico regional del área de Los Gatos



Nota: Cerro Los Gatos

Las riolitas que rodean el horst de andesita se consideran una parte temprana (inferior) de la UVS.

El depósito CLG se asienta sobre una falla de borde de sierra de una cuenca extensional terciaria conocida como el Graben de Río Conchos, que está relleno de

sedimentos no consolidados o parcialmente consolidados. La formación y el relleno de la cuenca probablemente ocurrieron tanto contemporáneamente como después de la depositación mineral del yacimiento CLG. El fallamiento extensional que formó la cuenca influye en el buzamiento local y la segmentación por fallas de la mineralización.

Tanto los sedimentos que rellenan la cuenca extensional terciaria como las riolitas que rodean las andesitas en la superficie se consideran que cubren la andesita.

3.1.2.2 Geología local. La Serie Volcánica Inferior (LVS) que alberga el depósito CLG es probablemente correlativa con las unidades Tv2 y Tv3 de McDowell (2007). Flujos de riolita, domos de flujo y diques localmente importantes, probablemente correlativos con la unidad Tv4 de McDowell (2007), se intruyen y se depositaron sobre toda la sección. Cada una de las rocas en la sección contiene alteración hidrotermal observable, lo que sugiere que la mineralización en el área probablemente ocurrió tarde en la historia del desarrollo de la sección volcánica.

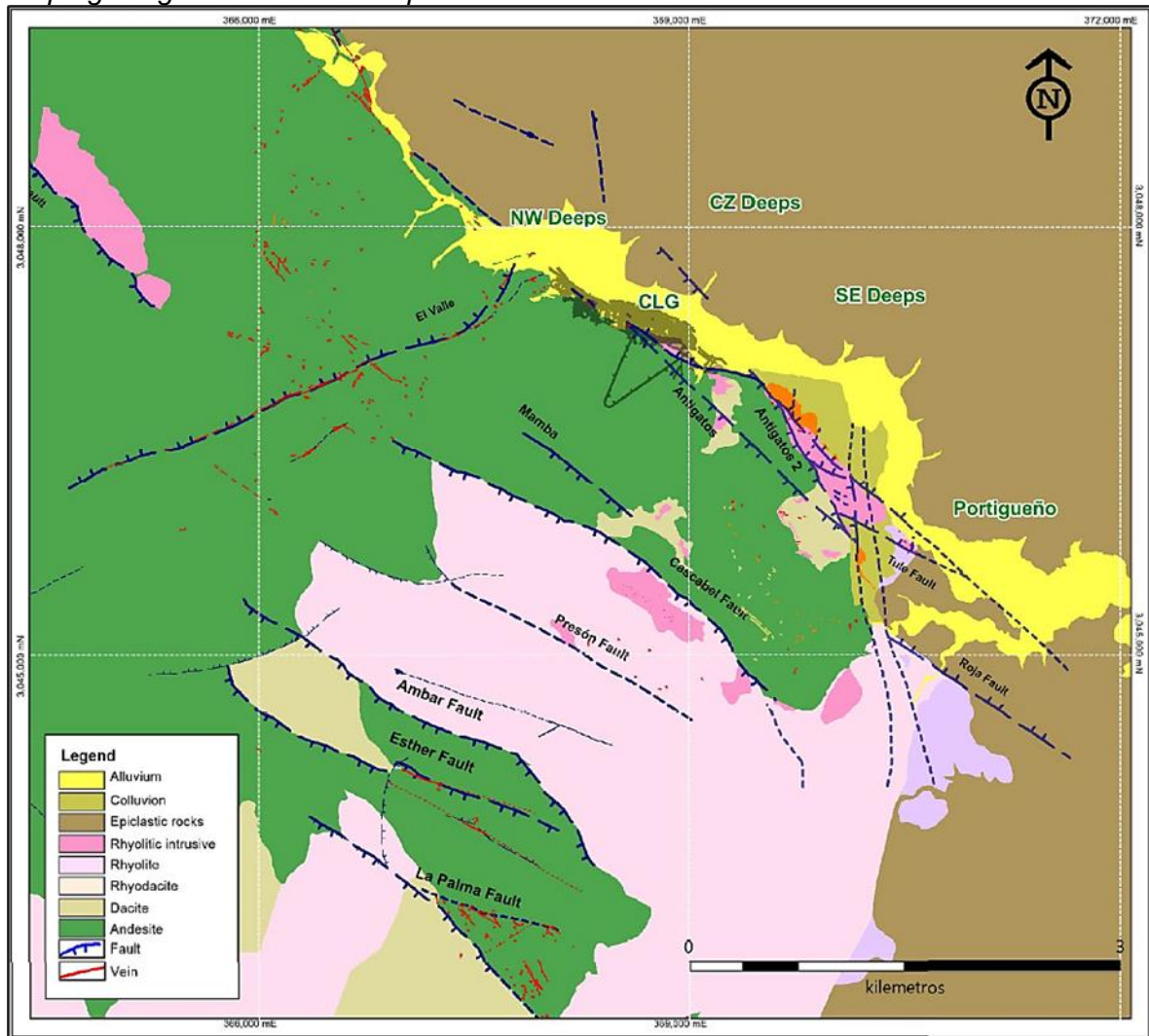
La Figura 4 muestra un mapa geológico del área del depósito Cerro Los Gatos y la Figura 5 representa un corte transversal del depósito, mirando hacia el noroeste.

3.1.2.2.1 Marco estructural local. En el área entre los depósitos Esther y CLG existen fallas con rumbo Noroeste (NW) con grandes desplazamientos normales (extensionales). Estas fallas suelen estar marcadas por rocas y suelos fuertemente enrojecidos (hematíticos). De Suroeste (SW) a Noreste (NE), las fallas principales comprenden las fallas Esther, Ambar, Cascabel y Los Gatos.

La Falla Los Gatos es una importante zona de falla lítrica con rumbo Noroeste, que generalmente varía de 5 a 30 m de ancho y forma el borde de la cuenca graben. Esta falla frecuentemente contiene relleno fino de falla (gouge). Las vetas mineralizadas que forman el depósito Cerro Los Gatos se encuentran en el muro inferior (footwall) de la falla, con un rango que va desde inmediatamente adyacentes hasta 100 m de distancia de la falla.

Figura 4

Mapa geológico del área del depósito Cerro Los Gatos



Nota: Cerro Los Gatos

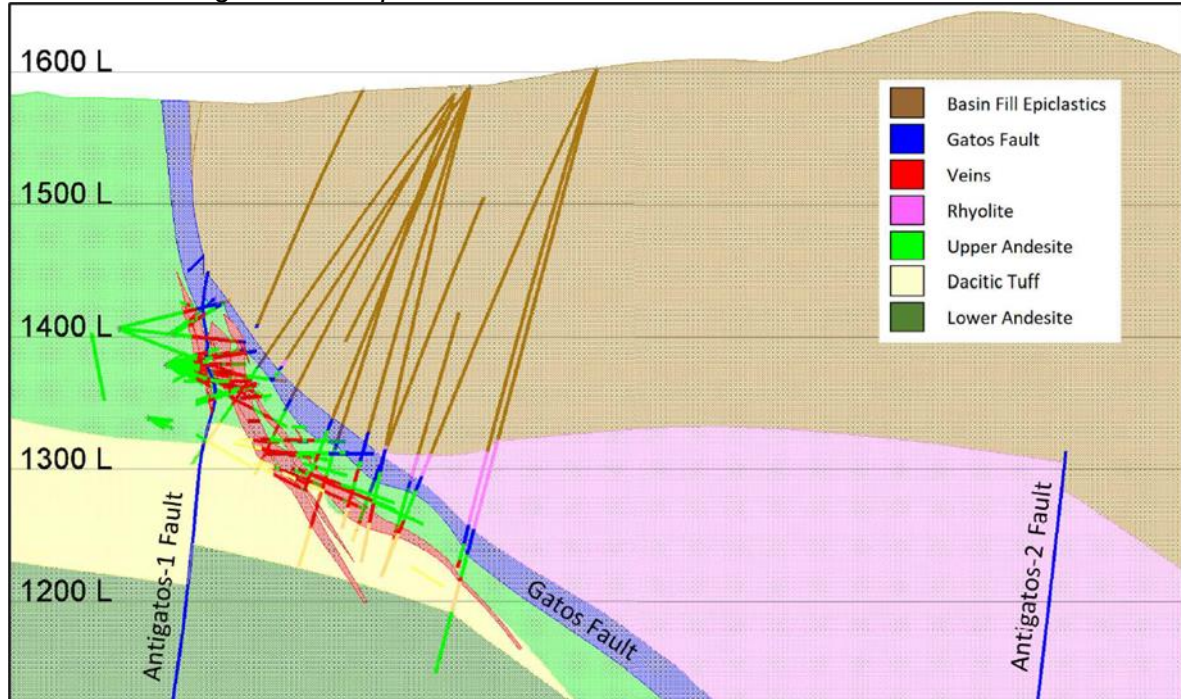
Una falla paralela a la Falla Los Gatos, conocida como la Falla Lower Gatos (Gatos Inferior), se encuentra dentro de las vetas mineralizadas y se postula que fue un plano de movimiento anterior para el límite del graben antes de que el movimiento primario se desplazara a la Falla Los Gatos.

La Falla Los Gatos y las zonas mineralizadas son cortadas por dos fallas subverticales principales con rumbo Noroeste a Nor-Noroeste conocidas como las fallas Anti-Gatos-1 y Anti-Gatos-2. La Anti-Gatos-1 separa la Zona Noroeste de la Zona Central, y la Anti-Gatos-2 separa los bloques Central y Sureste Superior del bloque principal Sureste.

Existen múltiples fallas tardías de corte transversal con rumbo Noreste. La mayoría de estas no tienen un desplazamiento significativo. La Falla Ramp (Rampa), con rumbo Noreste, sí desplaza las vetas mineralizadas y separa el bloque de mineralización Central del bloque Sureste Superior.

Figura 5

Secuencia litológica en el depósito Los Gatos



Nota: Cerro Los Gatos

3.1.3 Exploración, muestreo y datos

La exploración en CLG se ha completado principalmente mediante perforación diamantina (DD) y limitadas actividades de exploración no basadas en perforación, incluyendo análisis geoquímicos de superficie, geofísica, mapeo de superficie y estudios estructurales.

La estimación de Recursos Minerales utiliza datos geológicos y geoquímicos recopilados hasta el 31 de marzo de 2024 para CLG y hasta el 31 de julio de 2022 para el depósito Esther. Al 31 de marzo de 2024, la base de datos global disponible para la estimación de Recursos Minerales de 2024 del depósito CLG incluye 654 (278,215 m) pozos de perforación de superficie y 1,073 (98,056 m) pozos de perforación subterránea. La base de datos incluye perforación de exploración regional que está fuera del área

principal de interés del depósito CLG y, por lo tanto, no tiene una entrada directa en el modelado geológico 3D ni en la estimación de recursos para los cálculos de Recursos Minerales de CLG. La base de datos dentro del área de interés del depósito CLG y utilizada en la estimación de Recursos Minerales de CLG incluye 599 (249,091 m) pozos de superficie y 1,067 (97,548 m) pozos de perforación subterránea. El Recurso Mineral de CLG incorpora un adicional de 53,689 metros de perforación de recursos de superficie en 75 pozos y 12,354 metros de perforación de definición subterránea en 118 pozos desde el Informe Técnico de 2023. El Recurso Mineral para Esther se mantiene sin cambios desde 2022.

Los procedimientos de recolección y preparación de muestras, ensayo y seguridad implementados utilizan metodologías de acuerdo con los estándares internos y de la industria minera, y fueron monitoreados continuamente para asegurar la integridad de los datos recopilados.

3.1.4 Estimación de recursos minerales

Los factores materiales que pueden causar que los resultados reales varíen sustancialmente de las conclusiones, estimaciones, diseños, pronósticos o proyecciones, incluyen cualquier diferencia significativa en uno o más de los factores materiales o suposiciones, y como se establece anteriormente en la nota sobre información prospectiva, incluidas las interpretaciones y controles geológicos y de leyes, así como las suposiciones y pronósticos asociados con el establecimiento de las perspectivas de extracción económica.

Los Recursos Minerales se estimaron utilizando datos de perforación de exploración de superficie y subterránea y datos de muestreo asociados disponibles para CLG.

La estimación se basa en un modelo geológico 3D construido utilizando modelado implícito para caracterizar las estructuras y establecer la geometría y continuidad de las vetas que forman los dominios de estimación.

Se completaron un Análisis de Datos Exploratorios (EDA) y un análisis geoestadístico en los conjuntos de datos brutos y compuestos para ayudar a definir los parámetros de interpolación y las clasificaciones de Recursos Minerales. La estimación se completó utilizando Kriging Ordinario (OK) utilizando pases anidados con capping de valores atípicos, variografía y un plan de estimación definido por cada dominio de estimación.

La clasificación de Recursos Minerales se basa en las mallas de espaciamiento de perforación, la proximidad a la infraestructura de la mina (galerías de producción) y el nivel de confianza geológica para la continuidad y ley de cada veta, permitiendo una consideración apropiada de la incertidumbre y el riesgo.

Los Recursos Minerales fueron restringidos basándose en una optimización de stope que consideró un valor de Ley de Corte (Cut-off) de Retorno Neto de Fundición (NSR) económico, precio, costos de minería, restricciones de infraestructura y licencias de minería. Para la definición del cut-off, se utilizó un cálculo de NSR para la generación de las formas de optimización de stope. Los parámetros aplicados al cálculo de NSR en el modelo de bloques (incluidos los valores de los metales, factores de recuperación, costos de transporte, etc.).

Los Recursos Minerales estimados informados excluyendo e incluyendo las Reservas Minerales se resumen en la Tabla 10 y la Tabla 11, respectivamente, sobre una base del 100% de la Joint Venture (LGJV) y sobre una base atribuible del 70% a GSI.

Tabla 10*Estimación de recursos minerales de CLG excluyendo las reservas minerales*

Base 100% LGJV	Mt	Ag (g/t)	Zn (%)	Pb (%)	Au (g/t)	Cu (%)	Ag (Moz)	Zn (Mlbs)	Pb (Mlbs)	Au (koz)	Cu (Mlbs)
Medido	0.24	222	2.78	1.51	0.36	0.07	1.7	14.7	8.0	2.8	0.3
Indicado	0.55	75	3.71	2.00	0.21	0.25	1.3	44.8	24.1	3.7	3.1
Medido e indicado	0.79	120	3.43	1.85	0.26	0.20	3.0	59.5	32.0	6.5	3.4
Inferido	1.51	80	4.22	2.01	0.22	0.29	3.9	140.2	66.9	10.5	9.5
<hr/>											
Base Atribuible 70% GSI	Mt	Ag (g/t)	Zn (%)	Pb (%)	Au (g/t)	Cu (%)	Ag (Moz)	Zn (Mlbs)	Pb (Mlbs)	Au (koz)	Cu (Mlbs)
Medido	0.17	222	2.78	1.51	0.36	0.07	1.2	10.3	5.6	2.0	0.2
Indicado	0.38	75	3.71	2.00	0.21	0.25	0.9	31.4	16.9	2.6	2.1
Medido e indicado	0.55	120	3.43	1.85	0.26	0.20	2.1	41.6	22.4	4.6	2.4
Inferido	1.06	80	4.22	2.01	0.22	0.29	2.7	98.2	46.8	7.4	6.7

Nota: Cerro Los Gatos

Tabla 11*Estimación de recursos minerales de CLG incluyendo las reservas minerales*

Base 100% LGJV	Mt	Ag (g/t)	Zn (%)	Pb (%)	Au (g/t)	Cu (%)	Ag (Moz)	Zn (Mlbs)	Pb (Mlbs)	Au (koz)	Cu (Mlbs)
Medido	3.12	380	5.39	2.60	0.37	0.11	38.1	371.2	179.1	37.5	7.7
Indicado	5.87	131	4.65	2.62	0.23	0.33	24.7	601.6	339.2	43.1	42.9
Medido e indicado	8.99	217	4.91	2.61	0.28	0.25	62.8	972.8	518.3	80.5	50.5
Inferido	1.52	81	4.22	2.02	0.22	0.29	4.0	141.7	67.7	10.6	9.7
<hr/>											
Base Atribuible 70% GSI	Mt	Ag (g/t)	Zn (%)	Pb (%)	Au (g/t)	Cu (%)	Ag (Moz)	Zn (Mlbs)	Pb (Mlbs)	Au (koz)	Cu (Mlbs)
Medido	2.18	380	5.39	2.60	0.37	0.11	26.7	259.8	125.4	26.2	5.4
Indicado	4.11	131	4.65	2.62	0.23	0.33	17.3	421.2	237.4	30.1	30.0
Medido e indicado	6.29	217	4.91	2.61	0.28	0.25	43.9	681.0	362.8	56.4	35.4
Inferido	1.07	81	4.22	2.02	0.22	0.29	2.8	99.2	47.4	7.5	6.8

Nota: Cerro Los Gatos

3.1.5 Estimación de reservas minerales

La estimación de las Reservas Minerales de la mina Cerro Los Gatos (CLG) para 2024 fue realizada por su equipo de Servicios Técnicos y supervisada por una Persona Calificada (QP). La metodología es rigurosa, consistente con el informe de 2023, y cumple con las normativas internacionales (S-K 1300 y NI 43-101) al aplicar los necesarios Factores Modificadores para convertir los Recursos Medidos e Indicados en Reservas Probadas y Probables.

Factores clave utilizados:

- **Parámetros económicos:**

Los precios de los metales se basaron en el promedio de los últimos tres años (junio 2021 a junio 2024), complementados con proyecciones de analistas a largo plazo.

- **Valoración del mineral (NSR):**

Se asignó un valor de Retorno Neto de Fundición (NSR) a cada bloque. Este valor considera la complejidad del procesamiento, diferenciando hasta tres posibles concentrados (Zn, Pb, Cu) basados en la relación de Plomo a Cobre (Pb/Cu) en el mineral.

- **Criterio de corte (Cut-Off):**

Se emplearon seis diferentes leyes de corte NSR para garantizar la viabilidad económica. El cut-off representa el valor mínimo de ley que cubre los costos operativos de minado y procesamiento, asegurando que solo el material rentable se clasifique como Reserva.

- **Optimización y dilución:**

Para definir las formas de extracción (stope), se utilizó el software Deswik (algoritmo MSO). Además, se aplicaron factores de dilución no planificada (basada en la geología y el método de minado) y de recuperación minera para reflejar las pérdidas y ganancias reales durante la operación.

- **Reporte final:**

La estimación de Reservas Minerales tiene fecha efectiva del 1 de julio de 2024 y se reporta tanto para la propiedad total (100% LGJV) como para la participación de GSI (70%).

Tabla 12

Estimación de recursos minerales de CLG excluyendo las reservas minerales

Base 100% LGJV	Mt	Ag (g/t)	Zn (%)	Pb (%)	Au (g/t)	Cu (%)	Ag (Moz)	Zn (Mlbs)	Pb (Mlbs)	Au (koz)	Cu (Mlbs)
Probado	3.49	300	4.35	2.09	0.29	0.09	33.6	334.4	160.6	32.6	7.0
Probable	6.85	107	3.66	2.06	0.18	0.26	23.6	552.3	310.9	40.5	40.0
Probado y Probable	10.33	172	3.89	2.07	0.22	0.21	57.3	886.7	471.4	73.1	46.9

Base Atribuible 70% GSI	Mt	Ag (g/t)	Zn (%)	Pb (%)	Au (g/t)	Cu (%)	Ag (Moz)	Zn (Mlbs)	Pb (Mlbs)	Au (koz)	Cu (Mlbs)
Probado	2.44	300	4.35	2.09	0.29	0.09	23.5	234.1	112.4	22.8	4.9
Probable	4.80	107	3.66	2.06	0.18	0.26	16.5	386.6	217.6	28.4	28.0
Probado y Probable	7.23	172	3.89	2.07	0.22	0.21	40.1	620.7	330.0	51.2	32.8

Nota: Cerro Los Gatos

3.1.6 Métodos de minado

3.1.6.1 Descripción de los métodos de minado. CLG emplea dos métodos de minería principales para extraer mineral del depósito: Corte y Relleno (Cut-and-Fill o CAF) y Explotación por taladros Largos (Longhole Stopping o LHS). Cada método se utiliza en dos variaciones, longitudinal o transversal, dependiendo de la orientación de la dirección principal de explotación con respecto al rumbo de la veta.

La Tabla 13 proporciona una visión general de los métodos y versiones utilizados en las diferentes zonas de CLG.

Tabla 13

Método de minado por zonas

Zona	Corte y Relleno (Cut-and-Fill)	Taladros Largos Longitudinal (Longitudinal Longhole)	Taladros Largos Transversal (Transverse Longhole)
Zona NW	-	✓	✓
Zona Central	✓	✓	✓
Zona SE Superior	✓	-	-
Zona SE	✓	✓	-

Nota: Cerro Los Gatos

3.1.6.2 Criterios para la selección del método de minado. La Tabla 14 resume

los criterios que CLG evalúa al seleccionar un método de minado para una veta.

Tabla 14

Criterios para selección de métodos de minado

CRITERIOS	DESCRIPCIÓN
Costo y Productividad	CLG prioriza la explotación por Barreno Largo (LHS) sobre la de Corte y Relleno (CAF) siempre que sea posible, debido a su mayor productividad y menor costo.
Ancho de la Veta	Las vetas de hasta 8 m de ancho se minan longitudinalmente, mientras que las vetas de más de 8 m de ancho se minan transversalmente para limitar el vano de la abertura del stope.
Buzamiento de la Veta	CLG prefiere el método CAF longitudinal sobre el LHS longitudinal para aquellas secciones del depósito con buzamientos inferiores a 55°. Sin embargo, en secciones más amplias de la Zona Central (CZ) con buzamiento inferior a 55°, se utiliza LHS transversal con éxito.
Condiciones del Terreno	CLG prefiere el CAF transversal sobre el LHS transversal en áreas con condiciones desfavorables del terreno, como los stopes influenciados por la falla Los Gatos.

Nota: Cerro Los Gatos

3.1.6.3 Métodos de minado utilizados en las zonas. La Tabla 15 proporciona

una visión general de los métodos de minado empleados en las zonas de CLG.

Tabla 15

Visión general de los métodos de minado por zonas

ZONA	DESCRIPCIÓN
NW (Noroeste)	El método de minería predominante es el Barreno Largo Longitudinal (LHS) debido a que la veta presenta un buzamiento pronunciado y es razonablemente estrecha. El LHS transversal se utiliza en las partes más anchas de la veta. Las condiciones del terreno influenciadas por la falla Los Gatos en las partes más altas no hacen necesario el uso de Corte y Relleno (CAF).
CZ (Central)	Todos los métodos de minería se emplean en la CZ. Es la zona más ancha y la más afectada por la falla Los Gatos. La estrategia implica el uso de CAF para estabilizar el terreno en el muro colgante donde se requiera, con relleno cementado que proporciona un escudo para los stopes adyacentes. La mayor parte de la mineralización restante se extrae con LHS transversal. Cada stope transversal mina dos vetas juntas; consecuentemente, la costilla de estéril que separa las vetas contribuye a cierta dilución del mineral. El LHS longitudinal se utiliza para una veta delgada con buzamiento pronunciado en el muro inferior y otros depósitos estrechos.
SEU (Sureste Superior)	La zona se mina con CAF longitudinal debido a las condiciones desfavorables del terreno causadas por la falla Los Gatos y el buzamiento somero en los niveles inferiores. La veta estrecha se mina longitudinalmente, tomando todo el ancho de la mineralización en una sola pasada.
SE (Sureste)	La zona se mina principalmente utilizando LHS longitudinal, con CAF aplicado a una porción limitada de la reserva. La veta generalmente presenta un buzamiento pronunciado y es relativamente estrecha, con la falla Los Gatos ubicada aproximadamente de 10 a 20 metros del muro colgante.

Nota: Cerro Los Gatos

3.1.6.4 Método de corte y relleno (Cut-and-Fill, CAF). El método de minería

CAF consiste en extraer el mineral en una serie de rebanadas horizontales ascendentes, conocidas como cortes, comenzando desde la parte inferior de la veta y progresando hacia arriba. Cada corte minado se reemplaza con relleno, que proporciona un piso para minar

el siguiente corte y soporta los hastiales (muro inferior y muro colgante) al llenar el vacío dejado por el mineral removido.

En CLG, el método CAF se emplea en dos variaciones dependiendo del ancho de la veta. Para vetas de menos de 8 m de ancho, se utiliza el CAF longitudinal, mientras que el CAF transversal se aplica para minar vetas de más de 8 m de ancho.

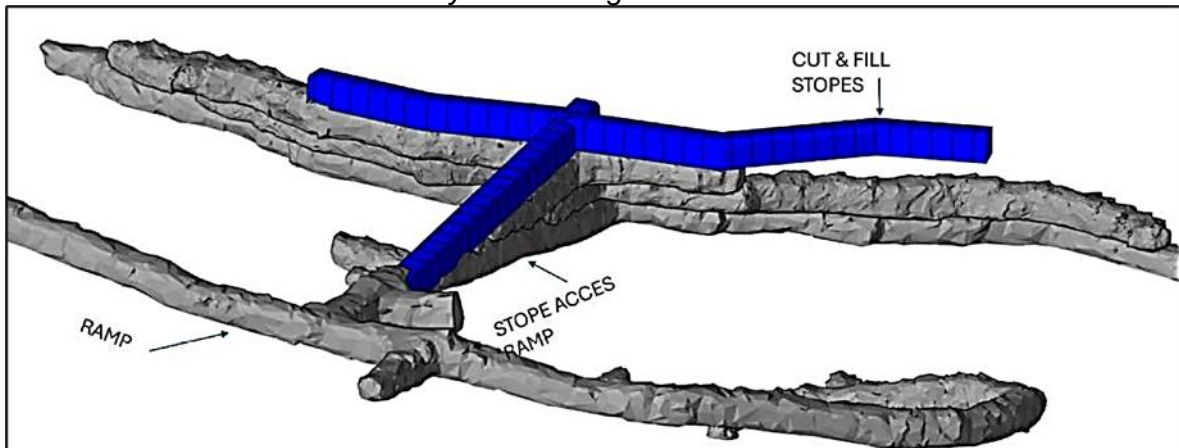
Cada corte tiene una altura de 5 m, y típicamente se pueden minar cuatro o cinco cortes desde cada subnivel, dependiendo del intervalo del subnivel. El acceso al área de stoping se realiza mediante una rampa de ataque ubicada en el muro inferior del subnivel. La inclinación de la rampa varía para adaptarse al corte que se está minando. Para acceder al corte más bajo, la rampa se excava inicialmente con una pendiente de -15%. A medida que la minería avanza a cortes más altos, la pendiente de la rampa aumenta, alcanzando un máximo de +15% para acceder al corte más alto. Una vez que se completa el corte más alto, se excava una nueva rampa de ataque con inclinación negativa desde el siguiente subnivel para acceder a la siguiente secuencia de cortes.

La inclinación de la rampa de ataque de un corte al siguiente se aumenta mediante la voladura del techo (slashing) con un jumbo y dejando una cantidad suficiente de material estéril (desmonte) volado en el piso para lograr la pendiente requerida para acceder al corte objetivo. Desde el punto de entrada de la rampa en la veta, el mineral en el corte se mina avanzando hacia la izquierda y la derecha utilizando un jumbo.

3.1.6.5 Corte y relleno longitudinal (Longitudinal Cut-and-Fill). En CLG, cuando el ancho de la veta es de 8 m o menos, el mineral se mina utilizando CAF longitudinal. En este enfoque, el mineral en el corte se extrae avanzando rondas de jumbo y rebajes paralelos al rumbo de la veta, tomando el frente completo desde el muro inferior hasta el muro colgante. Una vez que la rebanada (lift) está completamente minada, se rellena con relleno de pasta (paste fill), relleno de roca cementado (CRF), o relleno de roca sin cementar (URF). La Figura 6 ilustra el método CAF longitudinal en CLG.

Figura 6

Vista isométrica del método corte y relleno longitudinal



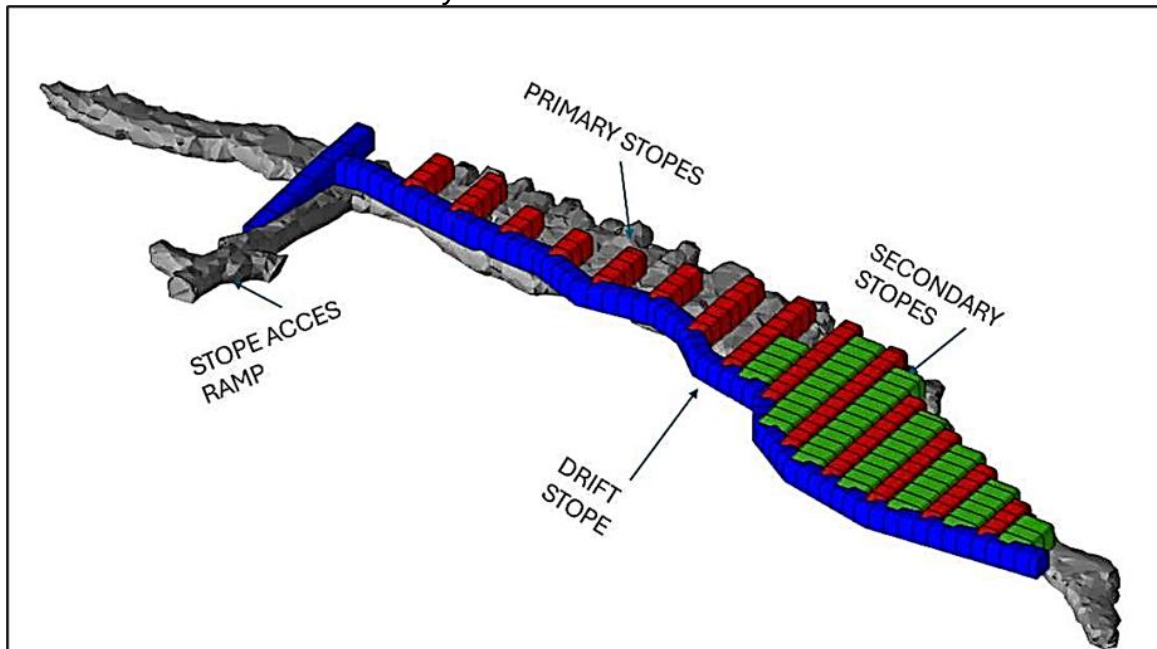
Nota: Cerro Los Gatos

3.1.6.6 Corte y relleno transversal (Transverse Cut-and-Fill). La Figura 7 ilustra la minería CAF transversal en CLG. El método se emplea para minar vetas que exceden los 8 m de ancho, donde la minería longitudinal produciría aberturas de stope con vanos excesivos. El método implica avanzar una galería a través del mineral adyacente al contacto del muro inferior y, desde ese frente, excavar galerías paralelas hacia el contacto del muro colgante llamadas galerías primarias. Las galerías primarias están espaciadas a 10 m entre centros, dejando costillas de mineral de 5 m de ancho entre ellas, que luego se minan como galerías secundarias.

Después de que las galerías primarias se han minado y relleno con relleno de pasta o CRF, se pueden minar las galerías secundarias. Las galerías primarias rellenas sirven como pilares diseñados para la minería de las galerías secundarias entre ellas o adyacentes a ellas. Los stopes secundarios minados pueden rellenarse con relleno de roca sin cementar (URF), aunque a menudo se utiliza relleno de pasta en su lugar. Las galerías primarias y secundarias rellenas proporcionan un piso para la minería del siguiente corte superior. Este método limita el vano de las aberturas del stope al ancho de una galería y, además, minimiza la exposición del muro colgante en cualquier momento dado. Una vez que todas las galerías primarias y secundarias en un corte están minadas y rellenas, la minería progresa al siguiente corte en la secuencia ascendente.

Figura 7

Vista isométrica del método corte y relleno transversal



Nota: Cerro Los Gatos

3.1.6.7 Método de taladros Largos (Longhole Stopping, LHS). LHS implica extraer mineral entre dos subniveles mediante la perforación y voladura de barrenos largos. En CLG, se utilizan dos enfoques dependiendo del ancho de la veta. El LHS longitudinal se utiliza para vetas de 8 metros o menos de ancho, mientras que el LHS transversal se emplea para vetas más anchas. Las alturas de los stopes en CLG varían de 20 a 25 metros, dependiendo del intervalo del subnivel de la zona.

Este método requiere el desarrollo de galerías de mineral en los subniveles superior e inferior de cada stope. La galería de mineral superior sirve como galería de perforación, mientras que la inferior actúa como galería de extracción. Estas galerías se excavan con dimensiones de 5 m de ancho por 5 m de alto con techos arqueados. Los taladros largos, con un diámetro de 89 mm, generalmente se perforan en anillos descendentes (Downhole rings) desde la galería de mineral del subnivel superior. La producción en cada stope comienza volando barrenos largos hacia una chimenea (slot) creada como un pique de caída (drop raise) entre los dos subniveles.

Después de una voladura de taladros largos, una pala LHD retira el mineral quebrado desde el subnivel inferior. Aunque parte del mineral quebrado puede ser cargado

con el operador sentado en la máquina, la mayor parte debe ser extraído utilizando control remoto por radio, con el operador controlando la LHD desde una posición segura en la galería de extracción. El mineral quebrado se transporta fuera del stope y se almacena temporalmente en una bahía de escombros (muck bay) en el subnivel o se carga directamente en camiones de mina para el acarreo a la plataforma ROM (Run-of-Mine, Todo-Uno) en la superficie.

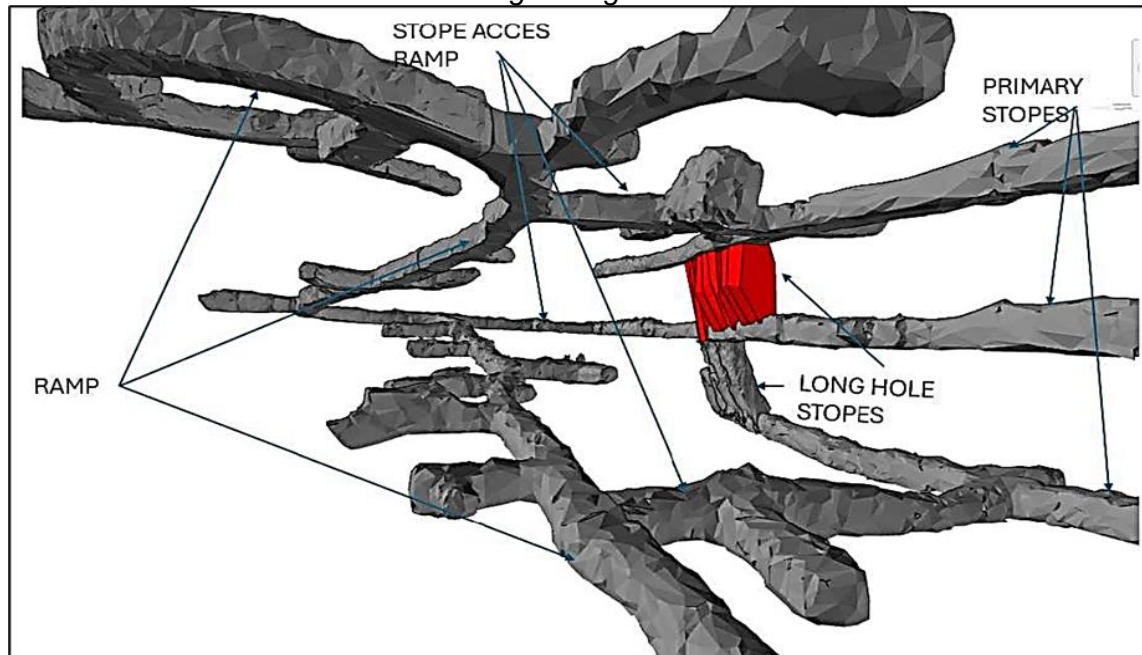
Después de que el stope ha sido minado y rellenado, la minería de producción puede avanzar al siguiente stope superior en la secuencia. La galería de mineral que sirvió como galería de perforación en el stope inferior se convierte ahora en la galería de extracción del stope superior.

3.1.6.8 Taladros largos longitudinal (Longitudinal Longhole Stopping). CLG emplea LHS longitudinal cuando el ancho de la veta es de 8 m o menos. En este método, el depósito entre dos subniveles se mina a lo largo del rumbo de la veta. En CLG, las longitudes de los stopes LHS longitudinales varían, pero suelen estar limitadas a aproximadamente 20 a 30 metros debido a restricciones geotécnicas en las dimensiones de las aberturas subterráneas.

La Figura 8 ilustra la aplicación de este método de minería en CLG. Los stopes están alineados en serie a lo largo de la veta y generalmente se secuencian de forma retirada, avanzando uno tras otro hacia el acceso de la galería transversal central. Una vez minado, un stope generalmente se rellena con relleno de pasta, aunque también se puede usar CRF.

Figura 8

Vista isométrica del método taladros largos longitudinal



Nota: Cerro Los Gatos

3.1.6.9 Taladros largos transversal (Transverse Longhole Stopping). Cuando el ancho de la veta es mayor a 8 m, CLG emplea LHS transversal, ya que el vano de la abertura del stoppe sería excesivo si la veta se minara longitudinalmente. Este enfoque implica dividir el mineral entre dos subniveles en stopes primarios y secundarios alternados que se extienden desde el muro inferior hasta el muro colgante en ángulo recto al rumbo. El ancho de estos stopes varía de 12 m a 15 m de ancho, medido paralelamente al rumbo.

La Figura 9 ilustra la aplicación de este método de minería en CLG. Se accede a los stopes mediante la excavación de galerías transversales (crosscuts) hacia el cuerpo mineralizado desde galerías del muro inferior en los subniveles superior e inferior. Estas galerías transversales se extienden a través de la veta hasta el muro colgante, proporcionando una galería de perforación en el subnivel superior y una galería de extracción en el subnivel inferior. La producción en cada stoppe se inicia volando hacia una chimenea (slot raise) situada adyacente al muro colgante, y luego la voladura de barreno largo procede de forma retirada hacia el muro inferior.

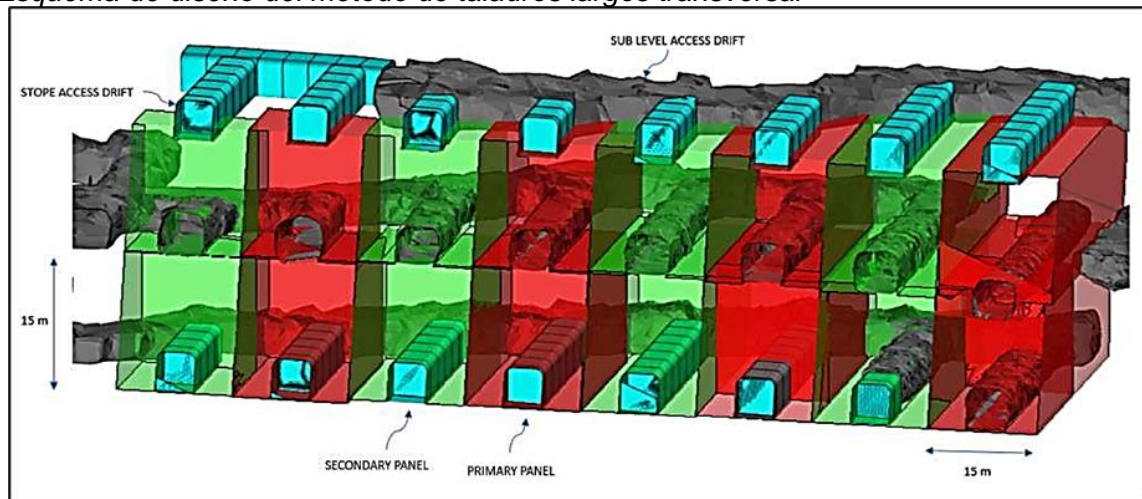
Los stopes primarios se minan primero y luego se rellenan con relleno de pasta. Los primarios rellenos sirven como pilares que permiten minar los stopes secundarios

situados entre ellos o adyacentes a ellos. Los secundarios minados pueden rellenarse con relleno de pasta, CRF o URF.

Las longitudes de las aberturas de los stopes entre el muro inferior y el muro colgante varían con los anchos de la veta, pero generalmente están limitadas a aproximadamente 21 metros debido a restricciones geotécnicas. Si la longitud del stope transversal excede este límite, el stope se minará con dos secuencias separadas de voladura y relleno.

Figura 9

Esquema de diseño del método de taladros largos transversal



Nota: Cerro Los Gatos

3.2 Cálculo del NSR y Cut-off

3.2.1 NSR – Budget 2026

Para el cálculo del Retorno Neto de Fundición (NSR), se establecen dos escenarios clave de valoración del mineral, diferenciados por la relación Plomo/Cobre (Pb/Cu) en el mineral Run-of-Mine (ROM):

- Relación Pb/Cu del mineral ROM > 15: El Cobre (Cu) no se considera recuperado ni pagable como componente de valor.
- Relación Pb/Cu del mineral ROM ≤ 15: El Cobre (Cu) sí se considera recuperable y pagable como componente de valor.

El cálculo del NSR se basa en un conjunto específico de supuestos económicos y metalúrgicos, que incluyen: la ley de cabeza proyectada, los precios de los metales (Ag,

Zn, Pb, Au, Cu) y los parámetros de calidad (leyes, humedad, impurezas) de los concentrados de Zinc (Zn) y Plomo (Pb) utilizados para su valoración.

Tabla 16

Método de minado por zonas

	Unidades	2026 - Budget
Ley de cabeza		
Plata	g/t	244
Oro	g/t	0.27
Plomo	%	2.14
Zinc	%	4.48
Cobre	%	0.22
Fluorita	ppm	24,300
Precio de los metales		
Plata	US\$/oz	30.00
Oro	US\$/oz	2,800
Plomo	US\$/lb	0.94
Zinc	US\$/lb	1.24
Cobre	US\$/lb	4.20

Nota: Elaboración propia

Tabla 17

Parámetros para concentrado de Zinc

	Unidades	Pb/Cu > 15	Pb/Cu < 15
Recuperaciones			
Plata	%	10.19	10.19
Oro	%	6.24	6.24
Plomo	%	1.61	1.61
Zinc	%	61.52	61.52
Cobre	%	21.51	21.51
Flúor	%	0.11	0.11
Humedad	%	10.00	10.00
Pagables			
Plata	%	70.00	70.00
Oro	%	0.00	0.00
Plomo	%	0.00	0.00
Zinc	%	85.00	85.00
Calidad de concentrado			
Plata	g/t	511.62	511.62
Oro	g/t	0.35	0.35
Plomo	%	0.71	0.71
Zinc	%	56.73	56.73
Flúor	ppm	549.51	549.51
Deducciones			
Plata	oz/t	3.00	3.00
Oro	oz/t	0.00	0.00
Plomo	%/t	0.00	0.00
Zinc	%/t	8.00	8.00
Tratamiento y cargos de refinación			
TC	US\$/dmt	80.00	80.00
Penalidad por Flúor	US\$/dmt	1.50	1.50
Transporte y otros	US\$/wmt	207.94	207.94

Nota: Elaboración propia

Tabla 18*Parámetros para concentrado de Pb*

	Unidades	Pb/Cu > 15	Pb/Cu < 15
Recuperaciones			
Plata	%	77.93	77.93
Oro	%	54.07	54.07
Plomo	%	88.59	88.59
Zinc	%	9.94	9.94
Cobre	%	60.11	60.11
Flúor	%	1.03	1.03
Humedad	%	8.00	8.00
Pagables			
Plata	%	95.00	95.00
Oro	%	95.00	95.00
Plomo	%	95.00	95.00
Zinc	%	0.00	0.00
Cobre		0.00	30.00
Calidad de concentrado			
Plata	g/t	5,351.34	5,351.34
Oro	g/t	4.11	4.11
Plomo	%	53.36	53.36
Zinc	%	12.53	12.53
Cobre		3.72	3.72
Flúor	ppm	7,044.27	7,044.27
Deducciones			
Plata	oz/t	50.00	50.00
Oro	oz/t	1.00	1.00
Plomo	%/t	3.00	3.00
Zinc	%/t	0.00	0.00
Cobre		0.00	1.50
Tratamiento y cargos de refinación			
TC	US\$/dmt	0.00	0.00
Refinación de Ag	US\$/oz	0.10	0.10
Refinación de Au	US\$/oz	15.00	15.00
Penalidad por Flúor	US\$/dmt	0.00	0.00
Transporte y otros	US\$/wmt	121.54	121.54

Nota: Elaboración propia

Tabla 19*Valorización de concentrados*

	Unidades	Pb/Cu > 15	Pb/Cu < 15
CONCENTRADO DE ZN			
Mass Pull	dmt	0.05	0.05
Mass Pull	wmt	0.05	0.05
Pagable			
Plata	US\$	16.78	16.78
Zinc	US\$	64.04	64.04
Deducciones			
Plata	US\$	3.06	3.06
TC	US\$	3.89	3.89
Penalidad por Flúor	US\$	0.07	0.07
Transporte	US\$	11.22	11.22
CONCENTRADO DE PB			
Mass Pull	dmt	0.04	0.04
Mass Pull	wmt	0.04	0.04
Pagable			
Plata	US\$	174.22	174.22
Oro	US\$	13.14	13.14
Plomo	US\$	37.08	37.08
Cobre	US\$	0.00	3.67
Deducciones			
Oro	US\$	3.20	3.20
TC	US\$	0.00	0.00
Refinación de Ag	US\$	0.58	0.58
Refinación de Au	US\$	0.05	0.05
Transporte	US\$	4.69	4.69

Nota: Elaboración propia

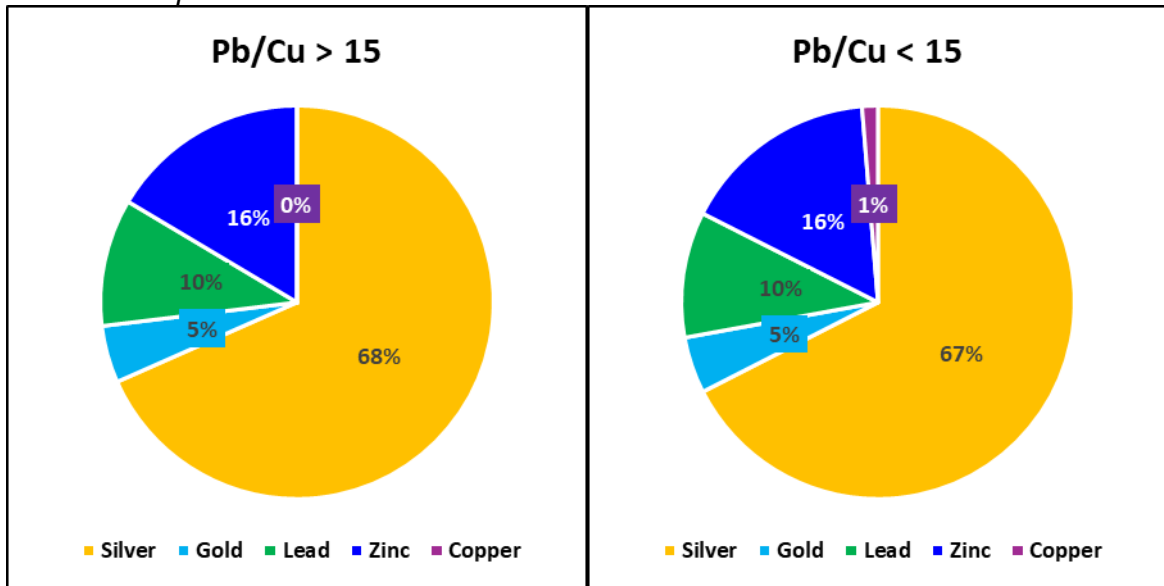
Tabla 20*Calculo de NSR*

	Unidades	Pb/Cu > 15	Pb/Cu < 15
Valor del metal			
Plata	US\$	190.42	190.42
Oro	US\$	13.09	13.09
Plomo	US\$	29.19	29.19
Zinc	US\$	45.80	45.80
Cobre	US\$	0.00	3.67
NSR	US\$	278.50	282.17
Valor del concentrado			
Concentrado de Zinc	US\$	62.58	62.58
Concentrado de plomo	US\$	215.92	219.59
Factor			
Plata	US\$	0.780425	0.780425
Oro	US\$	48.476599	48.476599
Plomo	US\$	1,363.848989	1,363.848989
Zinc	US\$	1,022.254497	1,022.254497
Cobre	US\$	0.000000	1,669.777044

Nota: Elaboración propia

Figura 10

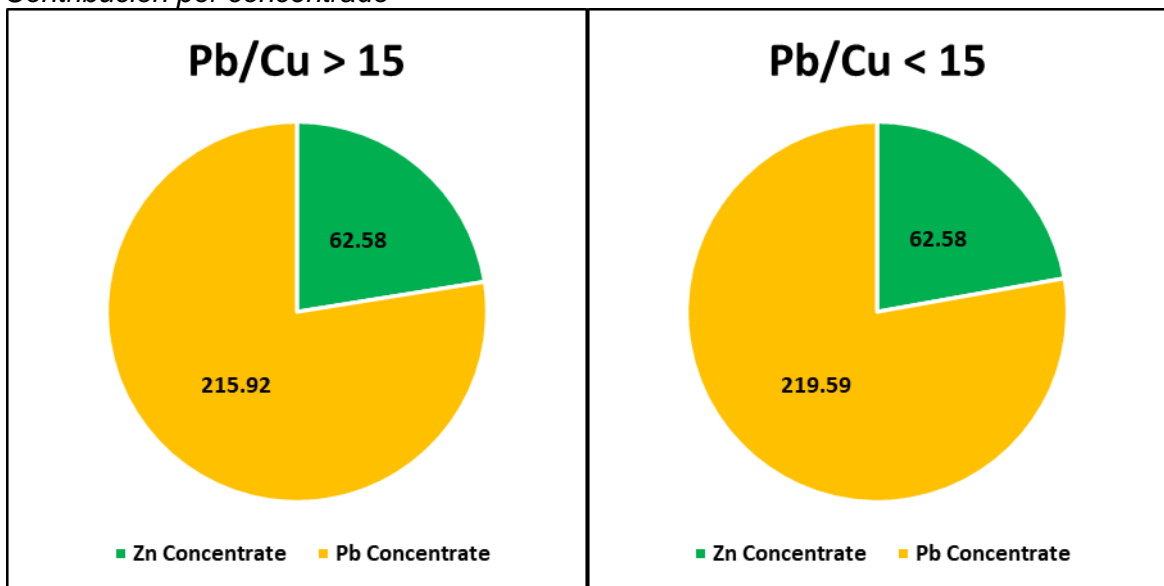
Contribución por metal



Nota: Elaboración propia

Figura 11

Contribución por concentrado



Nota: Elaboración propia

Adicionalmente, se presenta una gráfica de cascada para comparar el NSR proyectado con la línea base del año 2024, permitiendo una visualización clara del impacto de los supuestos económicos en la rentabilidad unitaria.

Tabla 21

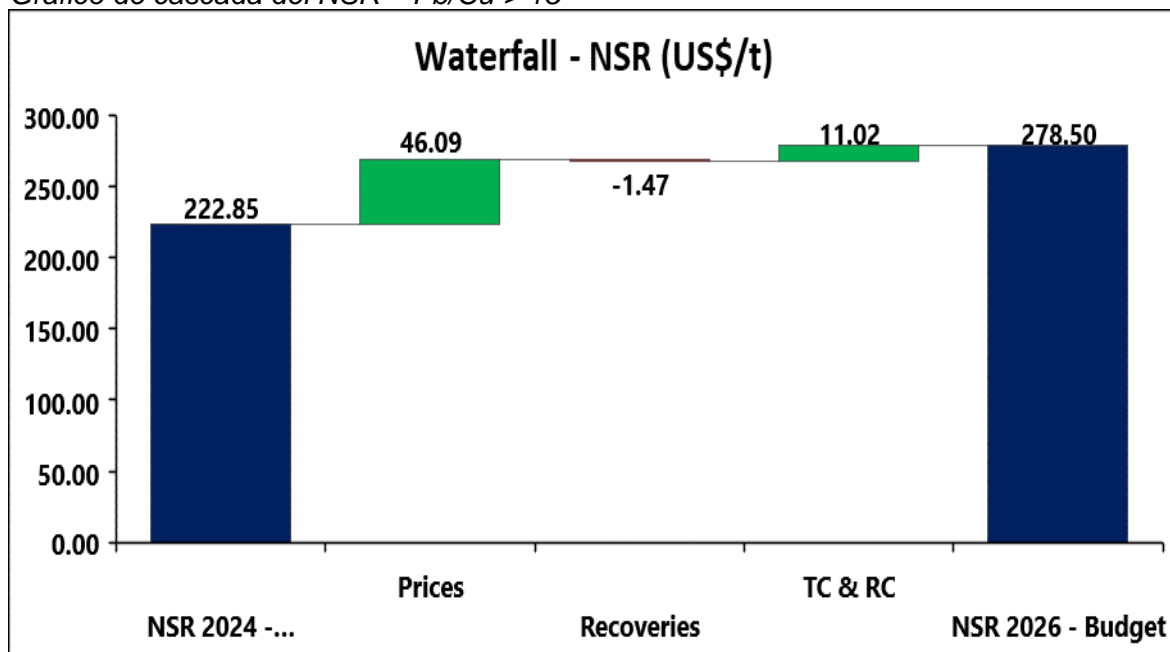
Evolución del NSR

	Unidades	Pb/Cu > 15	Pb/Cu < 15
LINEA BASE			
NSR 2024	US\$	222.85	227.63
Precios	US\$	46.32	46.32
Recuperaciones	US\$	-1.47	-1.47
TC & RC	US\$	11.08	11.08
NSR 2026 - Budget	US\$	278.50	282.17
AJUSTADO			
NSR 2024	US\$	222.85	227.63
Precios	US\$	46.09	45.18
Recuperaciones	US\$	-1.47	-1.44
TC & RC	US\$	11.02	10.80
NSR 2026 - Budget	US\$	278.50	282.17

Nota: Elaboración propia

Figura 12

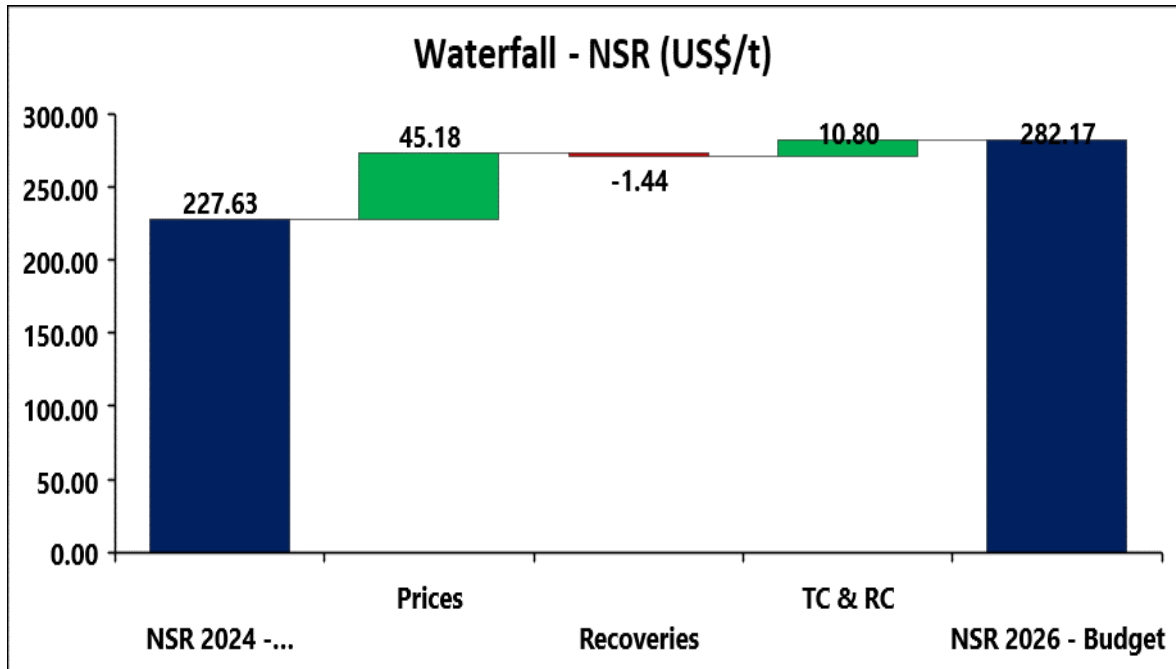
Gráfico de cascada del NSR – Pb/Cu > 15



Nota: Elaboración propia

Figura 13

Gráfico de cascada del NSR – Pb/Cu < 15



Nota: Elaboración propia

3.2.2 Cut-off – Budget 2026

Se realizó una determinación detallada de los costos fijos y variables específicos para cada uno de los métodos de minado empleados en la operación: C&F, SIL y LHS. En el anexo 1, se detallan los costos determinados para el Budget 2026.

Para la aplicación de las leyes de corte (cut-off), los costos fueron organizados y analizados bajo dos enfoques principales:

- Por Centro de Costos: Se establecieron cut-offs basados en la asignación de costos a las áreas funcionales clave (Mina, Planta y Gastos Generales y Administrativos).
- Por Tipo de Costo: Se diferenciaron los cut-offs según la naturaleza del gasto (costos fijos y costos variables), lo cual es crucial para la optimización económica marginal de la producción.

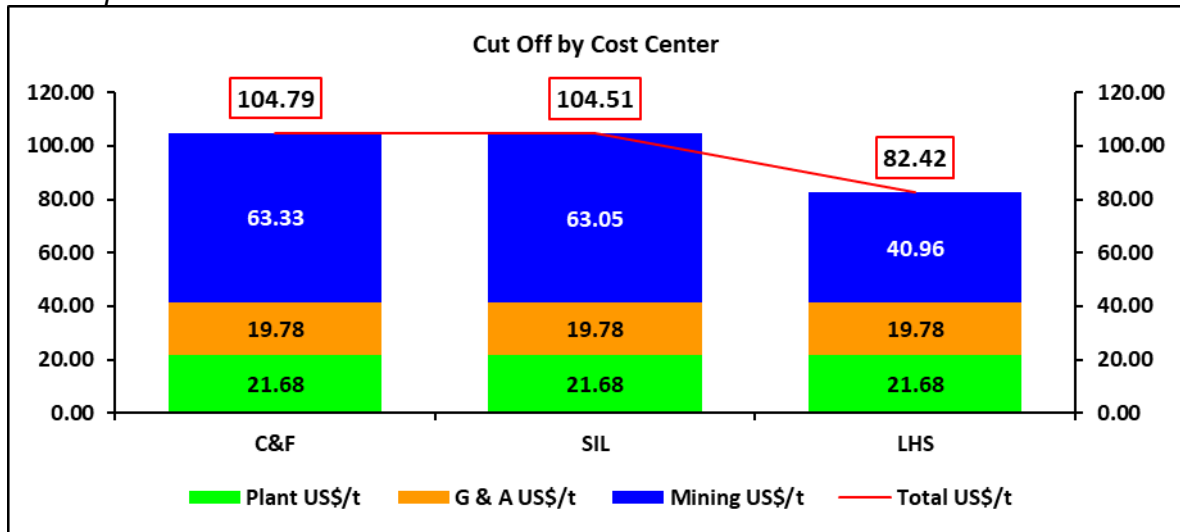
Tabla 22*Resumen de Cut-off para Budget 2026*

Centro de Costos	Units	Método de minado		
		C&F	SIL	LHS
Mina	US\$/t	63.33	63.05	40.96
Fijo / Indirecto	US\$/t	32.42	32.42	21.33
Variable / Directo	US\$/t	30.91	30.63	19.63
Perforación	US\$/t	4.94	5.81	4.38
Voladura	US\$/t	3.18	3.44	2.71
Sostenimiento	US\$/t	12.08	10.67	1.82
Carguío / Acarreo	US\$/t	5.58	5.58	5.58
Relleno	US\$/t	5.14	5.14	5.14
Planta	US\$/t	21.68	21.68	21.68
Fijo / Indirecto	US\$/t	8.35	8.35	8.35
Variable / Directo	US\$/t	13.32	13.32	13.32
G & A	US\$/t	19.78	19.78	19.78
Fijo / Indirecto	US\$/t	19.78	19.78	19.78
Total	US\$/t	104.79	104.51	82.42
Tipo de Cut-off				
General	US\$/t	104.79	104.51	82.42
Incremental	US\$/t	72.37	72.09	61.09
Marginal	US\$/t	44.24	43.96	32.95
Cut-off por Centro de Costos				
Mina	US\$/t	63.33	63.05	40.96
Planta	US\$/t	21.68	21.68	21.68
G & A	US\$/t	19.78	19.78	19.78
Total	US\$/t	104.79	104.51	82.42
Cut-off por tipo de Costo				
Fijo / Indirecto	US\$/t	60.55	60.55	49.46
Variable / Directo	US\$/t	44.24	43.96	32.95
Total	US\$/t	104.79	104.51	82.42

Nota: Elaboración propia

Figura 14

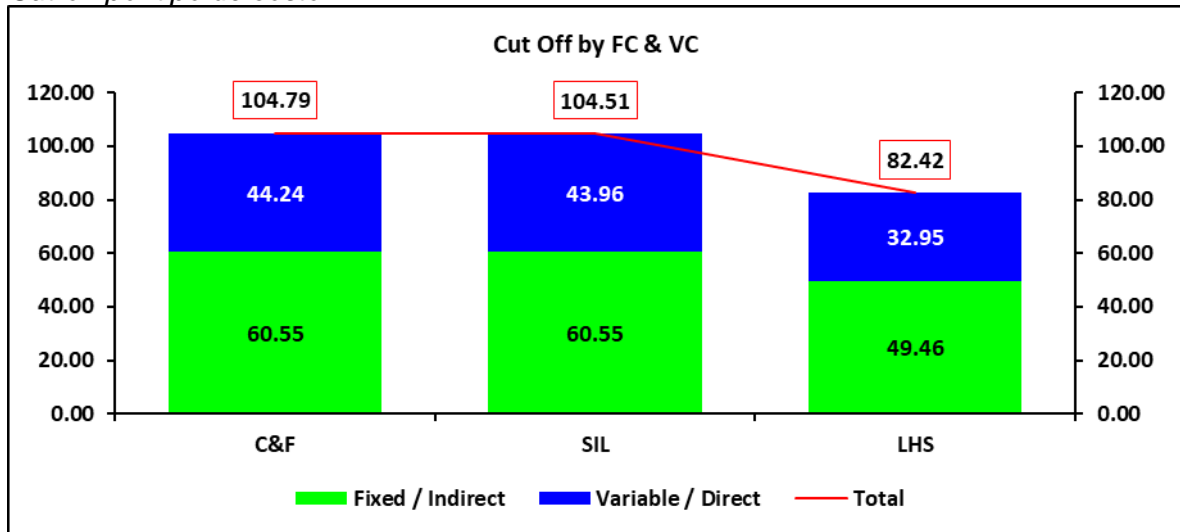
Cut-off por centro de costos



Nota: Elaboración propia

Figura 15

Cut-off por tipo de costo



Nota: Elaboración propia

3.3 Ramp-up de 3,500 a 4,000 TPD

3.3.1 Condiciones actuales – 3,500 a 3,750 TPD

Actualmente, en las cuatro zonas de explotación —NW (Northwest), CZ (Central Zone), SEU (Southeast Upper) y SE (Southeast)— se ha planificado un ramp-up progresivo de la producción desde 3,500 TPD hasta 3,750 TPD. En las tablas y figuras correspondientes se presentan los tonelajes proyectados que aporta cada zona, evidenciando el incremento de producción alcanzable con la flota actual de equipos.

Tabla 23

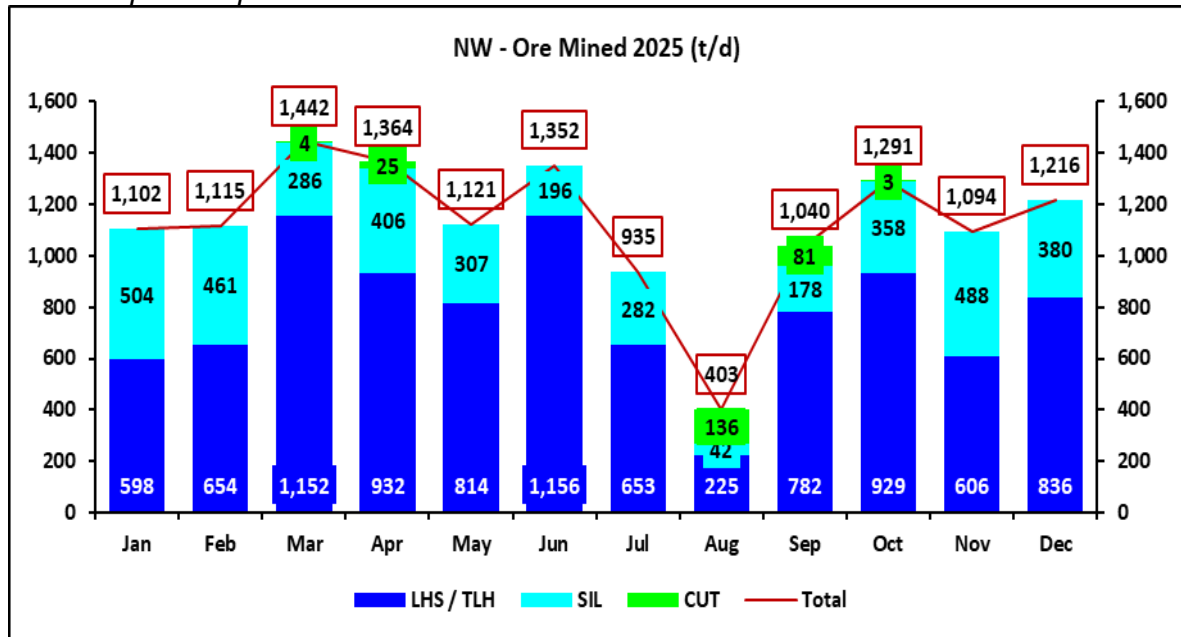
Mineral aportados por zonas de producción

Zona	Método	Ene	Feb	Mar	Abr	May	Jun	Jul	Ago	Sep	Oct	Nov	Dic
NW	LHS / TLH	598	654	1,152	932	814	1,156	653	225	782	929	606	836
	SIL	504	461	286	406	307	196	282	42	178	358	488	380
	CUT			4	25				136	81	3		
	Total	1,102	1,115	1,442	1,364	1,121	1,352	935	403	1,040	1,291	1,094	1,216
CZ	LHS / TLH	1,568	1,532	1,042	1,414	1,796	1,076	1,392	2,297	1,424	1,710	1,122	1,129
	SIL	351	393	408	161	125	211	322	316	240	72	104	109
	CUT	436	407	267	368	345	319	375	416	268	371	819	527
	Total	2,355	2,331	1,717	1,943	2,266	1,605	2,089	3,029	1,933	2,154	2,045	1,764
SEU	LHS / TLH						209	100	238	243	20	521	283
	SIL	17	108	235	321	381	202	212	98	92	95	19	124
	CUT											3	180
	Total	17	108	235	321	381	411	312	336	335	115	543	588
SE	LHS / TLH												
	SIL									446	197	69	182
	CUT												
	Total									446	197	69	182
	TOTAL	3,475	3,554	3,394	3,628	3,769	3,368	3,336	3,768	3,755	3,756	3,750	3,750

Nota: Elaboración propia

Figura 16

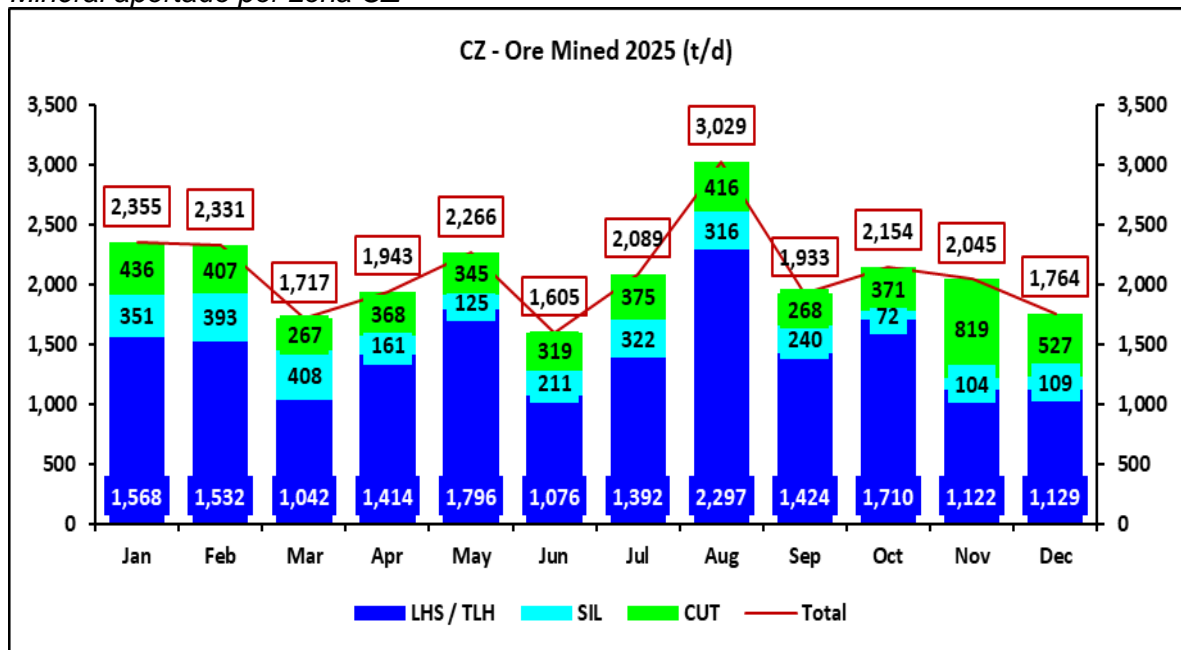
Mineral aportado por zona NW



Nota: Elaboración propia

Figura 17

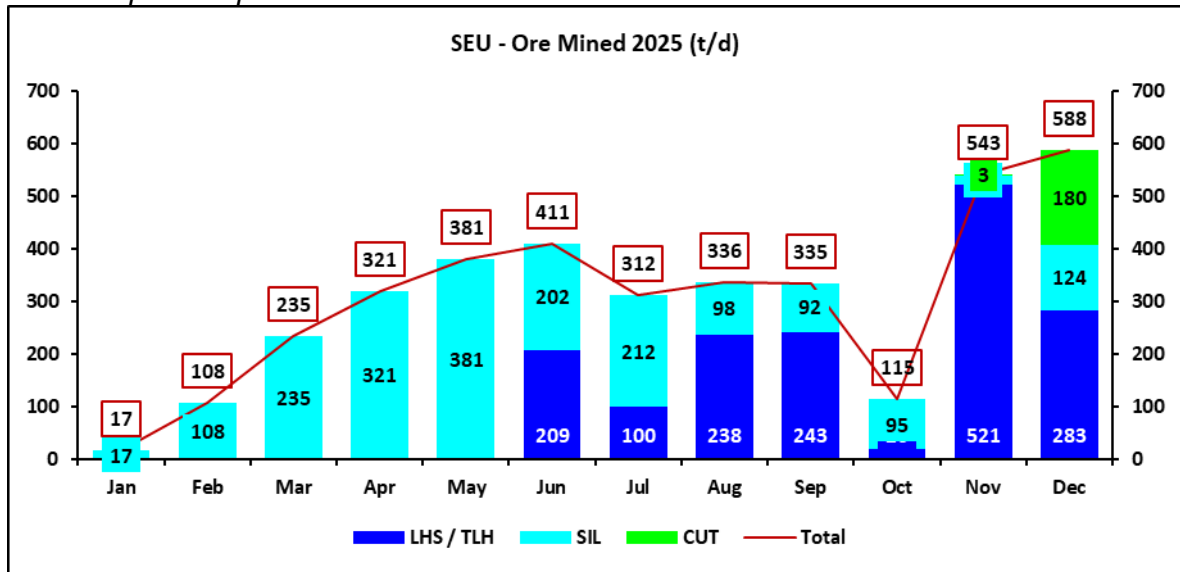
Mineral aportado por zona CZ



Nota: Elaboración propia

Figura 18

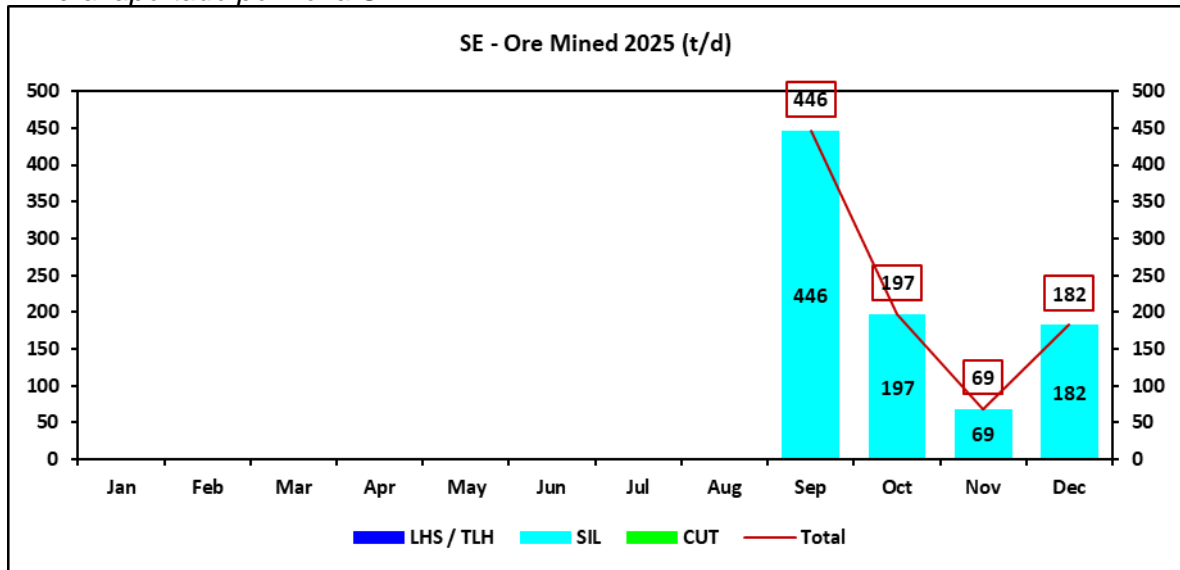
Mineral aportado por zona SEU



Nota: Elaboración propia

Figura 19

Mineral aportado por zona SE



Nota: Elaboración propia

También se muestra los costos asociados a este ramp-up inicial. Se detallan los gastos de Capital (CAPEX) y los costos Operacionales (OPEX), expresados en MUS\$, necesarios para el desarrollo de labores. Esta información es crucial para evaluar la rentabilidad del incremento de 250 tpd antes de considerar inversiones adicionales en equipos o desarrollo.

Tabla 24

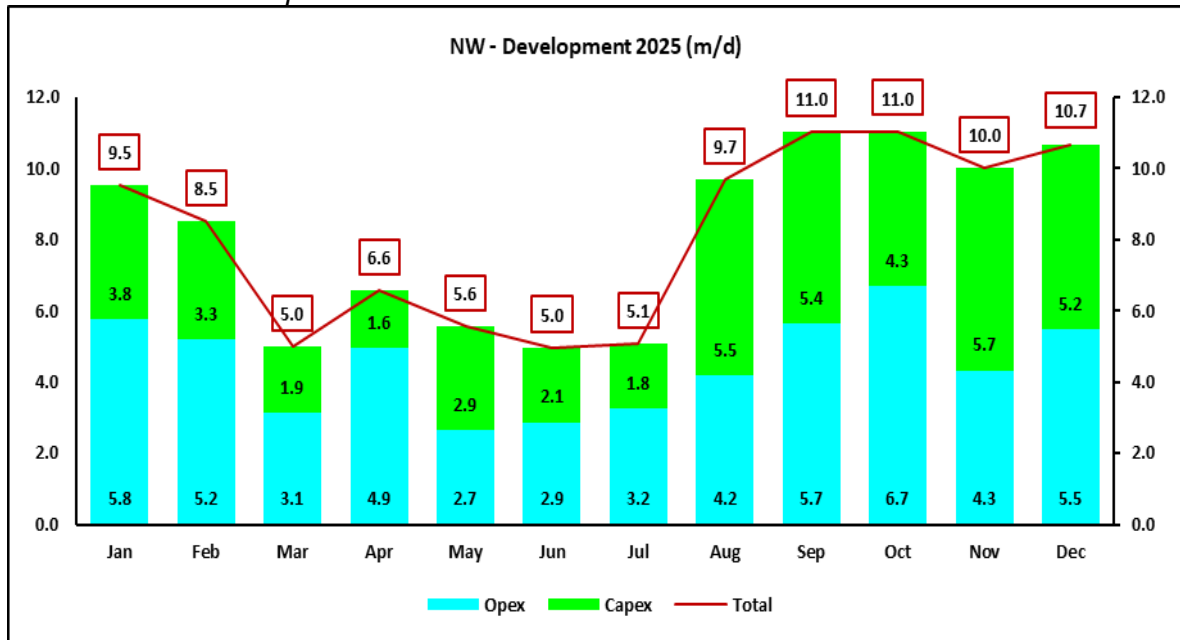
Capex y Opex para desarrollo de labores

Zona	Método	Ene	Feb	Mar	Abr	May	Jun	Jul	Ago	Sep	Oct	Nov	Dic
NW	Opex	5.8	5.2	3.1	4.9	2.7	2.9	3.2	4.2	5.7	6.7	4.3	5.5
	Capex	3.8	3.3	1.9	1.6	2.9	2.1	1.8	5.5	5.4	4.3	5.7	5.2
	Total	9.5	8.5	5.0	6.6	5.6	5.0	5.1	9.7	11.0	11.0	10.0	10.7
CZ	Opex	5.5	4.6	4.7	2.7	1.9	3.4	4.5	6.3	5.5	2.6	6.5	5.4
	Capex	1.8	0.3	0.7	0.8	2.2	2.7	1.6	2.9	2.5	4.9	3.0	2.4
	Total	7.3	5.0	5.4	3.5	4.1	6.0	6.1	9.2	8.0	7.5	9.5	7.8
SEU	Opex	0.0	0.5	2.3	3.9	4.5	1.7	2.5	2.0	1.1	1.2	2.1	1.1
	Capex	1.9	1.8	1.7	1.3	1.3	0.8	0.5		0.7			0.7
	Total	1.9	2.3	4.0	5.2	5.7	2.5	2.9	2.0	1.8	1.2	2.1	1.8
SE	Opex							0.1		0.8	1.9		0.8
	Capex	5.3	8.0	6.5	8.7	7.0	3.6	2.3	4.1	4.6	4.0	4.2	4.5
	Total	5.3	8.0	6.5	8.7	7.0	3.6	2.4	4.1	5.5	5.9	4.2	5.3
TOTAL		24.0	23.8	21.0	24.0	22.3	17.1	16.5	25.0	26.3	25.6	25.9	25.5

Nota: Elaboración propia

Figura 20

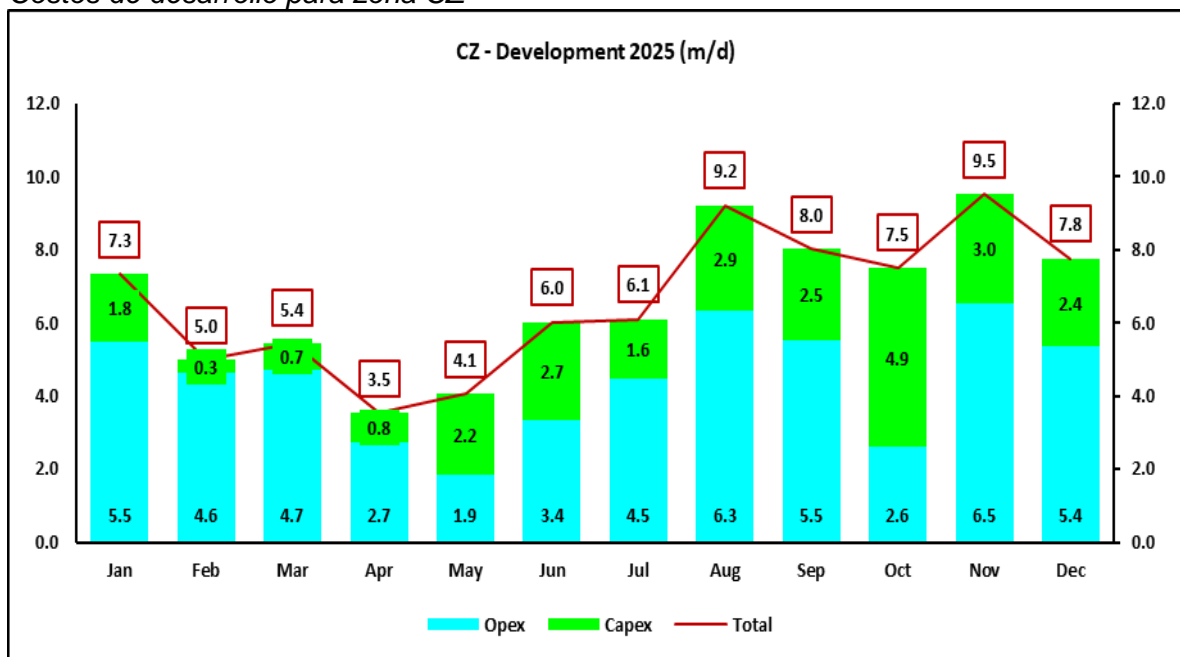
Costos de desarrollo para zona NW



Nota: Elaboración propia

Figura 21

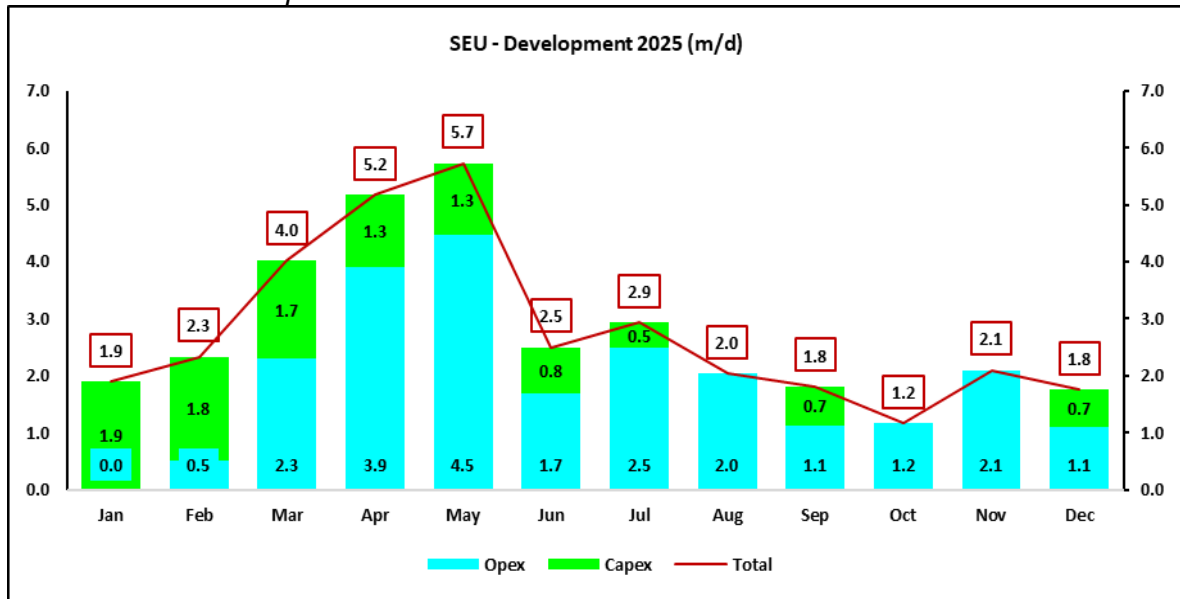
Costos de desarrollo para zona CZ



Nota: Elaboración propia

Figura 22

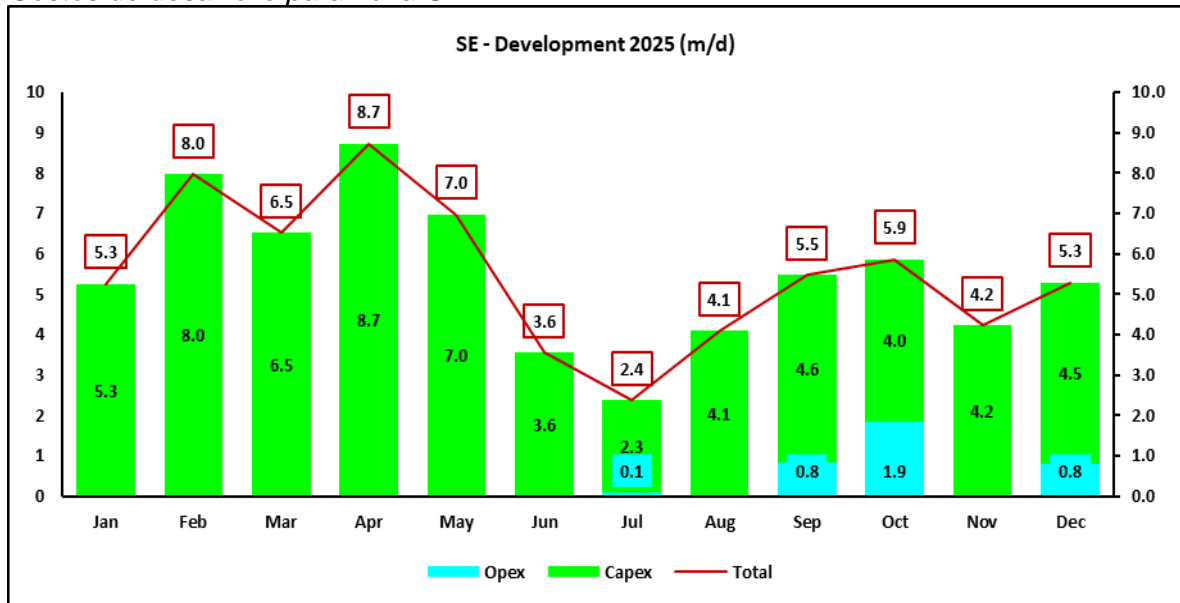
Costos de desarrollo para zona SEU



Nota: Elaboración propia

Figura 23

Costos de desarrollo para zona SE



Nota: Elaboración propia

3.3.2 Dimensionamiento de equipos – 3,750 a 4,000 TPD

Con el fin de lograr el objetivo de incrementar la producción de 3,750 a 4,000 toneladas por día (tpd) para el próximo año, se ha determinado que la estrategia más adecuada es la contratación de un contratista externo que se encargue de las labores de desarrollo minero.

Esta decisión estratégica implica la inyección de Capital (CAPEX) en el presupuesto para cubrir los gastos asociados a este servicio. La contratación permitirá liberar la flota de equipos propia de la mina para concentrarse exclusivamente en las actividades de producción.

El éxito de la nueva meta de producción de 4,000 tpd depende directamente de la capacidad operativa. En la siguiente tabla se muestra una proyección de los costos asociados a la contratación de la contratista. Para posteriormente realizar el dimensionamiento de la flota de equipos requerida para asegurar que la fase de ramp-up se logre y se mantenga de manera eficiente.

Tabla 25

Estimación de Capex y Opex para ramp-up de 4,000 tpd

		Units	NW	CZ	SEU	SE	Total
ACTUAL	Mineral minado	t/d	1,250	2,100	400	0	3,750
	LHS / TLH	t/d	900	1,350	225	0	2,475
	CUT / SIL	t/d	350	750	175	0	1,275
	Desarrollo	m/d	8.0	6.0	3.1	6.8	23.8
	Opex	m/d	5.4	3.4	1.4	0.0	10.2
	Capex	m/d	2.6	2.6	1.7	6.8	13.6
CONTRATISTA	Mineral minado	t/d	0	0	0	0	0
	LHS / TLH	t/d	0	0	0	0	0
	CUT / SIL	t/d	0	0	0	0	0
	Desarrollo	m/d	0.0	1.7	1.7	17.0	20.4
	Opex	m/d	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0
	Capex	m/d	0.0	1.7	1.7	17.0	20.4
RAMP-UP	Mineral minado	t/d	850	1,875	425	850	4,000
	LHS / TLH	t/d	400	1,200	200	400	2,200
	CUT / SIL	t/d	450	675	225	450	1,800
	Desarrollo	m/d	10.2	6.8	5.1	23.8	45.9
	Opex	m/d	6.8	3.4	3.4	6.8	20.4
	Capex	m/d	3.4	3.4	1.7	17.0	25.5

Nota: Elaboración propia

Para el dimensionamiento de la flota de equipos requeridos se usaran los parámetros teóricos de productividad de los equipos LHD, camiones, Jumbos, Shotcrete (Mixer + Robot) y Bolter. Los detalles se muestran en los anexos 2 al 6.

Tabla 26*Dimensionamiento de flota – equipo LHD*

Requerimiento de LHD	Unidad	ACTUAL				RAMP-UP				CONTRATISTA			
		NW	CZ	SEU	SE	NW	CZ	SEU	SE	NW	CZ	SEU	SE
Mineral objetivo	t/d	1,250	2,100	400	0	850	1,875	425	850	0	0	0	0
Desmonte objetivo	t/d	189	189	126	504	252	252	126	1,260	0	126	126	1,260
Productividad de LHD (Mineral)	t/d	711	711	711	711	711	711	711	711	711	711	711	711
Productividad de LHD (Desmonte)	t/d	628	628	628	628	628	628	628	628	628	628	628	628
LHD Requerido		2.1	3.3	0.8	0.8	1.6	3.0	0.8	3.2	0.0	0.2	0.2	2.0
LHD Requerido Ajustado		2	3	1	1	2	3	1	3	0	0	0	2

Nota: Elaboración propia

Tabla 27*Dimensionamiento de flota – Camiones*

Requerimiento de camiones	Unidad	ACTUAL				RAMP-UP				CONTRATISTA			
		NW	CZ	SEU	SE	NW	CZ	SEU	SE	NW	CZ	SEU	SE
Mineral objetivo	t/d	1,250	2,100	400	0	850	1,875	425	850	0	0	0	0
Desmonte objetivo	t/d	189	189	126	504	252	252	126	1,260	0	126	126	1,260
Productividad de camión (Mineral)	t/d	478	538	567	500	478	538	567	500	478	538	567	500
Productividad de camión (Desmonte)	t/d	423	476	501	443	423	476	501	443	423	476	501	443
Camión Requerido		3.06	4.30	0.96	1.14	2.37	4.01	1.00	4.55	0.00	0.26	0.25	2.85
Camión Requerido Ajustado		3	4	1	1	3	4	1	5	0	1	1	3

Nota: Elaboración propia

Tabla 28*Dimensionamiento de flota – Equipo Jumbo*

Requerimiento de Jumbos	Unidad	ACTUAL				RAMP-UP				CONTRATISTA			
		NW	CZ	SEU	SE	NW	CZ	SEU	SE	NW	CZ	SEU	SE
Frentes	frente/d	3	4	3	2	3	4	3	7	0	1	1	5
Jumbo Requerido		0.94	1.25	0.94	0.63	0.94	1.25	0.94	2.19	0.00	0.31	0.31	1.56
Jumbo Requerido Ajustado		1	1	1	1	1	1	1	2	0	0.25	0.25	1.50

Nota: Elaboración propia

Tabla 29

Dimensionamiento de flota – Shotcrete

Requerimiento de equipos	Unidad	ACTUAL				RAMP-UP				CONTRATISTA			
		NW	CZ	SEU	SE	NW	CZ	SEU	SE	NW	CZ	SEU	SE
Shotcrete requerido	m³/d	14	23	12	12	18	24	15	42	0	3	3	30
Frentes requeridos	frente/d	3	4	3	2	3	4	3	7	0	1	1	5
Camión Mixer requerido		0.73	1.06	0.52	0.60	0.93	1.13	0.68	2.10	0.00	0.14	0.14	1.50
Camión Mixer requerido Ajustado		1.0	1.0	0.5	0.5	1.0	1.0	0.5	2.5	0	0.25	0.25	1.50
Robot Shotcrete Requerido		0.4	0.5	0.4	0.3	0.4	0.5	0.4	0.9	0.0	0.1	0.1	0.6
Robot Shotcrete Requerido Ajustado		0.50	0.50	0.50	0.50	0.50	0.50	0.50	0.50	0.00	0.25	0.25	0.50

Nota: Elaboración propia

Tabla 30*Dimensionamiento de flota – Equipo Bolter*

Requerimiento de Jumbos	Unidad	ACTUAL				RAMP-UP				CONTRATISTA			
		NW	CZ	SEU	SE	NW	CZ	SEU	SE	NW	CZ	SEU	SE
Pernos requeridos	perno/d	120	156	51	61	153	153	77	275	0	15	15	153
Bolter Requerido		0.76	2.30	0.76	0.91	0.97	2.27	1.13	4.08	0.00	0.23	0.23	2.27
Bolter Requerido Ajustado		1	2	1	1	1	2	1	4	0	0	0	3

Nota: Elaboración propia

En la siguiente tabla se muestra los equipos requeridos para lograr el incremento de producción progresivo.

Tabla 31

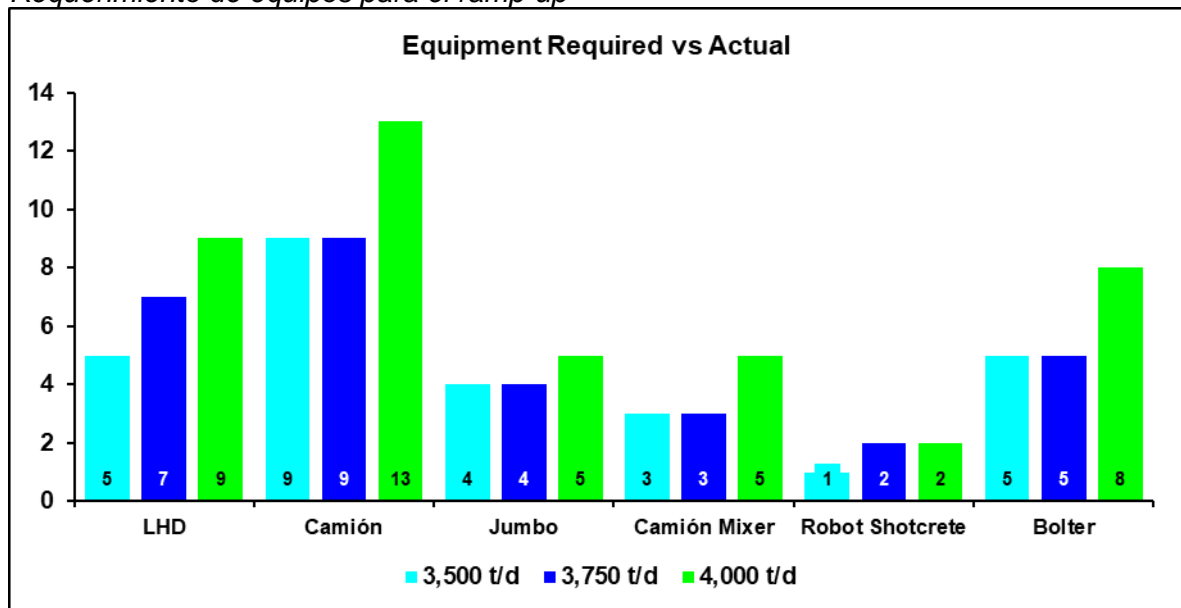
Requerimiento de equipos para el ramp-up

Equipos	RAMP-UP		
	3,500 T/D	3,750 T/D	4,000 T/D
LHD	5	7	9
Camión	9	9	13
Jumbo	4	4	5
Camión Mixer	3	3	5
Robot Shotcrete	1	2	2
Bolter	5	5	8

Nota: Elaboración propia

Figura 24

Requerimiento de equipos para el ramp-up



Nota: Elaboración propia

Tabla 32

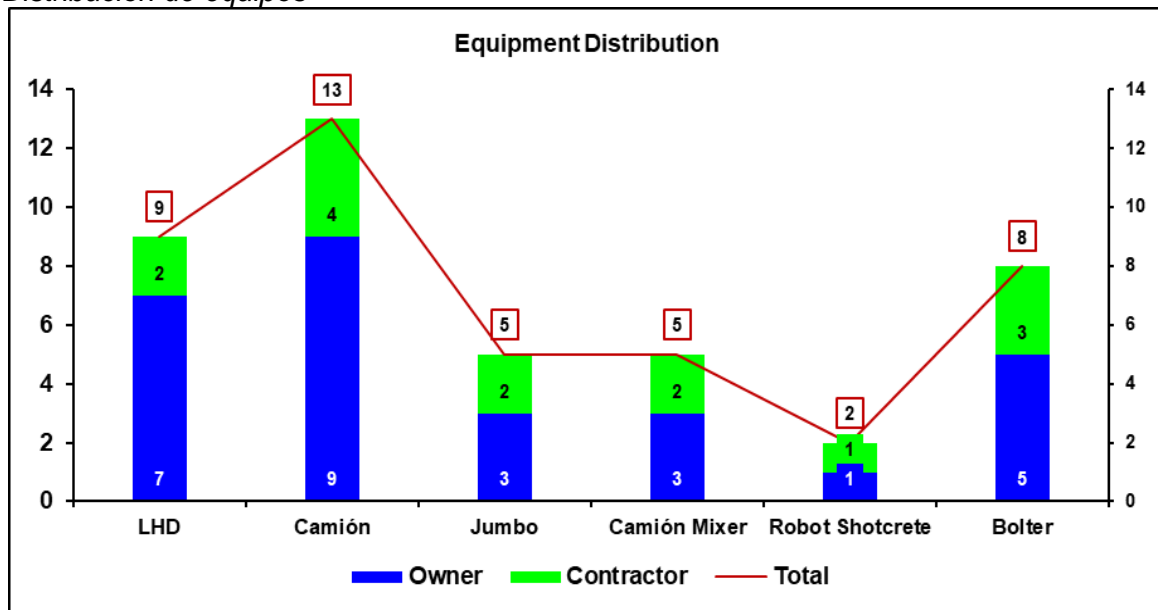
Distribución de equipos

Equipos	PROPIOS	CONTRATISTA	TOTAL
LHD	7	2	9
Camión	9	4	13
Jumbo	3	2	5
Camión Mixer	3	2	5
Robot Shotcrete	1	1	2
Bolter	5	3	8

Nota: Elaboración propia

Figura 25

Distribución de equipos



Nota: Elaboración propia

3.4 Budget proyectado – 4,000 TPD

Este apartado presenta el budget proyectado para el objetivo de incremento de producción (ramp-up) de 3,750 a 4,000 toneladas por día (tpd). El análisis se desarrolla bajo la consideración de dos escenarios económicos y operativos clave:

A. Escenario 1: Solo Compañía. La producción y el desarrollo minero se ejecutan exclusivamente con la flota de equipos y el personal de la empresa.

B. Escenario 2: Compañía + Contratista. La producción se mantiene a cargo de la empresa, mientras que las labores de desarrollo se asignan a un contratista.

Se presentarán resúmenes detallados para cada escenario analizado:

- Producción por Método y por Zona.
- Avances por Desarrollo por entidad ejecutora y centro de costos.
- Desarrollo de rampas.
- Resumen de parámetros de tratamiento y Stockpile.

3.4.1 Escenario 1: Solo compañía

Tabla 33

Resumen de producción por método y zona – Compañía

Método de minado	Unid.	Ene	Feb	Mar	Abr	May	Jun	Jul	Ago	Sep	Oct	Nov	Dic	Total
CUT + SIL	t/d	913	915	910	923	925	922	939	937	938	979	978	973	938
LHS	t/d	2,737	2,738	2,737	2,775	2,775	2,775	2,812	2,813	2,813	2,925	2,925	2,925	2,813
Total	t/d	3,650	3,653	3,648	3,698	3,700	3,697	3,751	3,749	3,750	3,904	3,903	3,898	3,751

Zona	Unid.	Ene	Feb	Mar	Abr	May	Jun	Jul	Ago	Sep	Oct	Nov	Dic	Total
NW	t/d	1,130	1,362	1,249	1,350	1,274	949	1,603	1,675	1,381	1,341	859	931	1,259
CZ	t/d	2,155	1,626	1,354	1,516	1,515	1,248	709	1,594	801	837	983	1,010	1,278
SEU	t/d	246	542	739	431	444	791	679	156	826	800	696	645	582
SE	t/d	120	122	306	402	467	710	760	324	742	927	1,366	1,312	632
Total	t/d	3,650	3,653	3,648	3,698	3,700	3,697	3,751	3,749	3,750	3,904	3,903	3,898	3,751

Nota: Elaboración propia

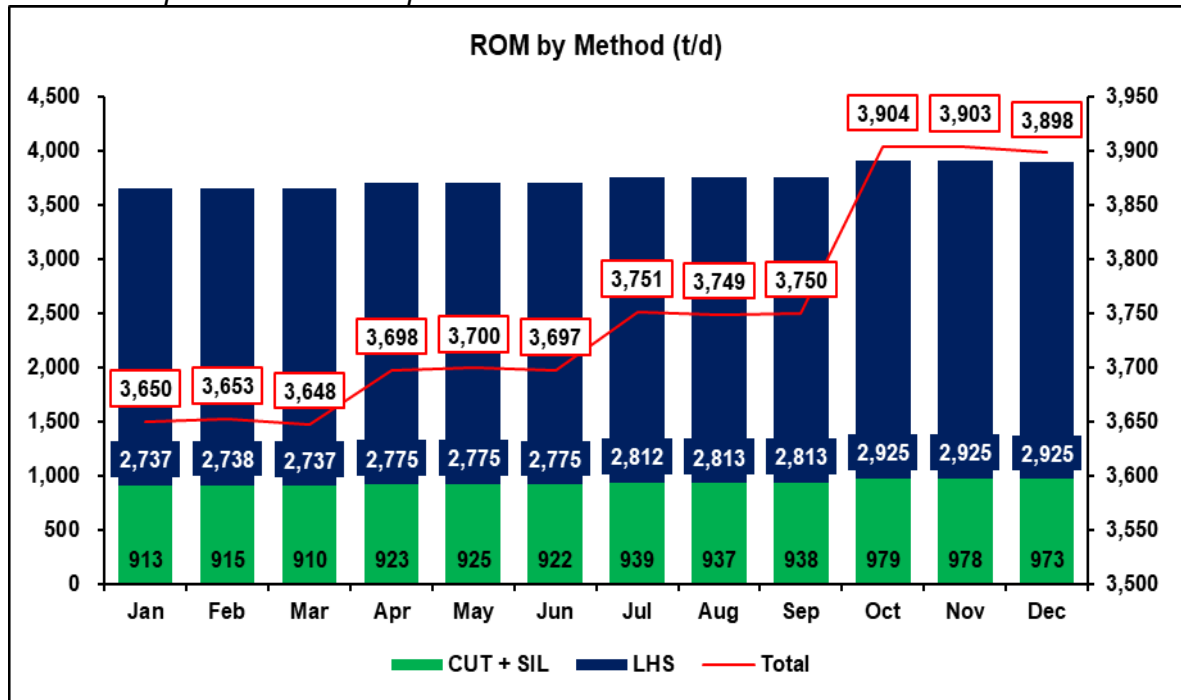
Tabla 34*Resumen de desarrollos por entidad ejecutora y centro de costos – Compañía*

Ejecutor	Ene	Feb	Mar	Abr	May	Jun	Jul	Ago	Sep	Oct	Nov	Dic	Total
Compañía	728	703	773	799	774	719	805	796	740	774	775	767	9,154
Capex	265	265	264	263	264	265	264	265	265	265	266	262	3,170
Expansión	152	150	155	113	179	197	219	202	188	213	179	199	2,146
Sostenibilidad	112	115	109	149	85	68	45	62	77	52	87	64	1,024
Opex	463	438	510	536	511	455	541	532	475	509	510	504	5,983
Contratista	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
Capex	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
Opex	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
Total	728	703	773	799	774	719	805	796	740	774	775	767	9,154

Nota: Elaboración propia

Figura 26

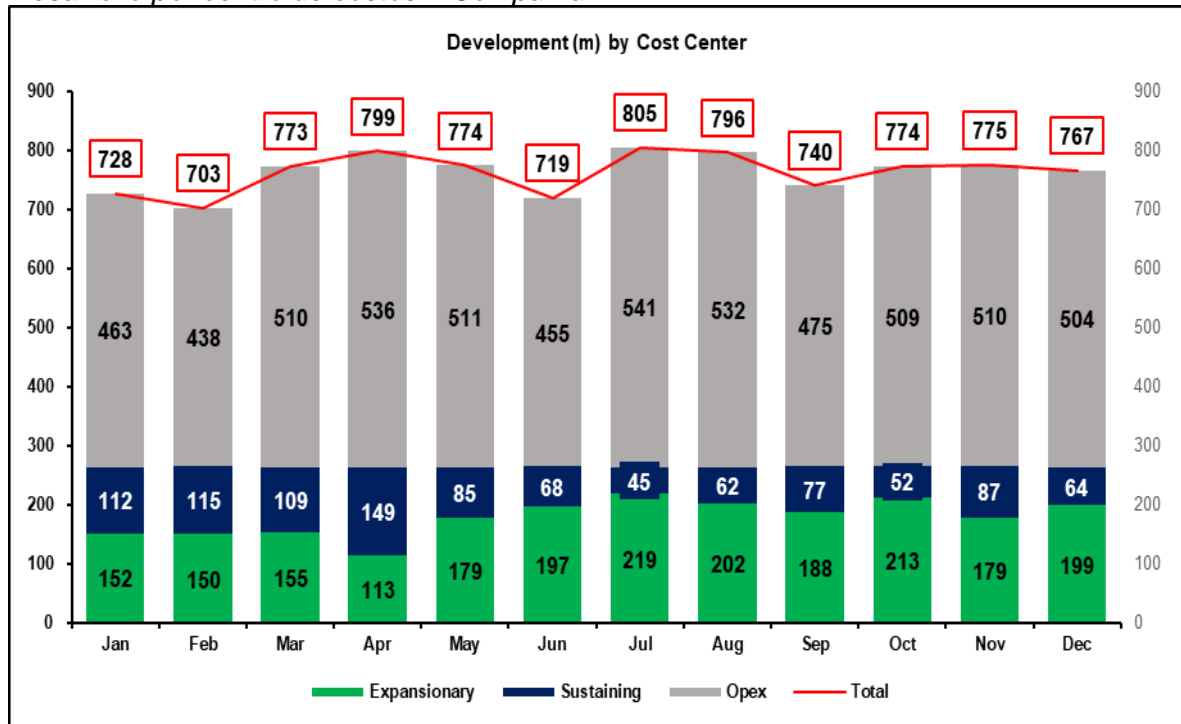
Producción por método – Compañía



Nota: Elaboración propia

Figura 27

Desarrollo por centro de costos – Compañía



Nota: Elaboración propia

Tabla 35*Resumen de desarrollos por rampas – Compañía*

Ejecutor	Ene	Feb	Mar	Abr	May	Jun	Jul	Ago	Sep	Oct	Nov	Dic	Total
RMP - 218	28	25	28	27	28	27	28	28	24				242
RMP - 263	28	12	26	27	28	27	10	11	27	28	27	28	278
RMP - 657	14	13	12	14	14	11	13	11	11	12	13	12	150
RMP - CZ Upper													0
RMP - SEU Upper													0
RMP - 253		7			20	27	28	28	27				136
RMP - 388 (-)							25	27	25	27	25	25	155
RMP - 388 (+)	17	10											27
Total	86	67	66	67	89	92	103	105	114	67	65	65	987

Nota: Elaboración propia

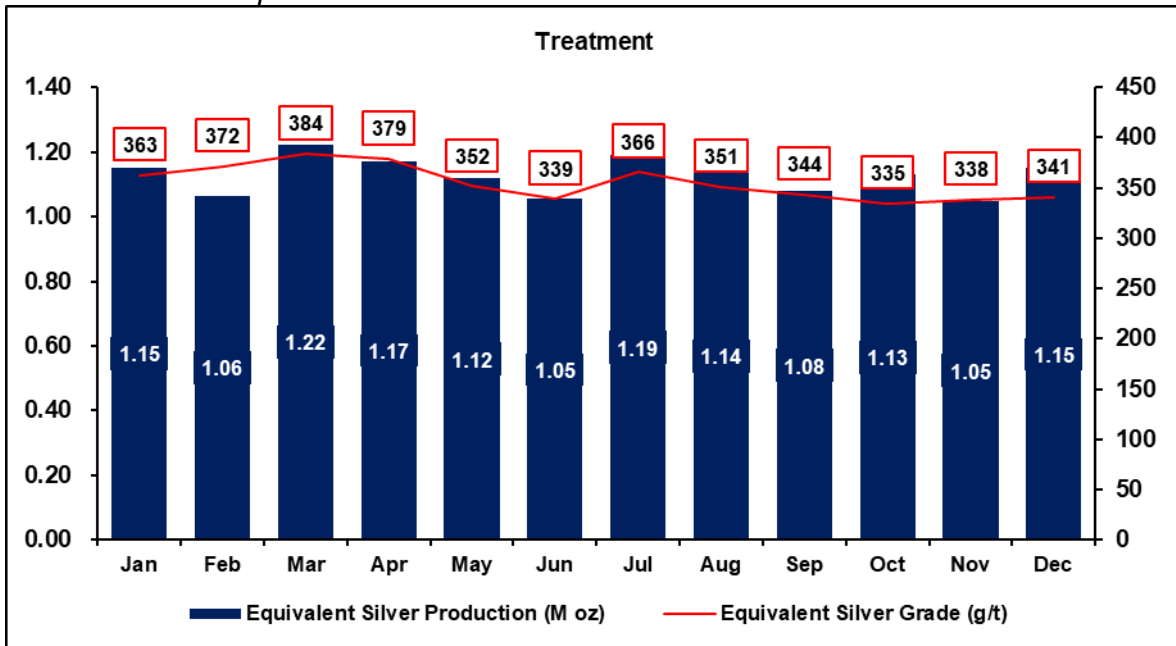
Tabla 36*Resumen de parámetros de tratamiento y stockpile – Compañía*

Tratamiento	Ene	Feb	Mar	Abr	May	Jun	Jul	Ago	Sep	Oct	Nov	Dic	Total
Días Calendario(d)	31	28	31	30	31	30	31	31	30	31	30	31	365
Días de operación (d)	28	25	28	27	28	28	29	29	29	30	27	30	338
Feed (t/d)	4,041	4,091	4,039	4,100	4,096	3,961	4,010	4,008	3,880	4,034	4,100	4,028	4,031
Producción de Ag equivalente (Moz)	1.15	1.06	1.22	1.17	1.12	1.05	1.19	1.14	1.08	1.13	1.05	1.15	13.52
Recuperación de Ag(%)	87.3%	87.1%	87.6%	87.0%	86.3%	87.2%	87.0%	86.6%	86.9%	86.7%	87.0%	86.8%	87.0%
Ley de Ag equivalente (g/t)	363	372	384	379	352	339	366	351	344	335	338	341	355
Feed (t/d)	4,041	4,091	4,039	4,100	4,096	3,961	4,010	4,008	3,880	4,034	4,100	4,028	48,386.65
Feed Ag (g/t)	214	208	221	203	188	202	199	197	193	192	203	203	2,422.18
Stockpile	Ene	Feb	Mar	Abr	May	Jun	Jul	Ago	Sep	Oct	Nov	Dic	
Mineral (t)				236	236	236	236	236	236	236	6,640	6,640	
Ag (g/t)				89	94	76	74	105	75	89	97	163	

Nota: Elaboración propia

Figura 28

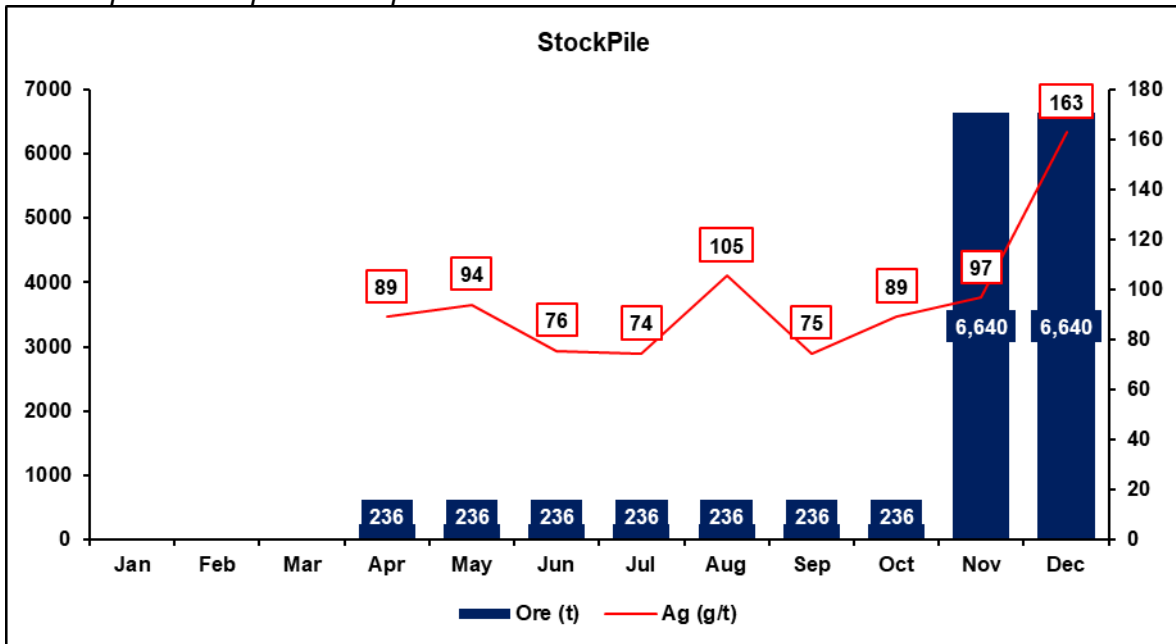
Tratamiento – Compañía



Nota: Elaboración propia

Figura 29

Mineral para Stockpile – Compañía



Nota: Elaboración propia

3.4.2 Escenario 2: Compañía + Contratista

Tabla 37

Resumen de producción por método y zona – Compañía + Contratista

Método de minado	Unid.	Ene	Feb	Mar	Abr	May	Jun	Jul	Ago	Sep	Oct	Nov	Dic	Total
CUT + SIL	t/d	913	912	913	944	945	943	975	976	976	1,002	1,003	1,003	959
LHS	t/d	2,737	2,738	2,737	2,831	2,831	2,831	2,925	2,925	2,925	3,000	3,000	3,000	2,874
Total	t/d	3,650	3,650	3,650	3,775	3,776	3,775	3,900	3,901	3,901	4,002	4,003	4,003	3,833

Zona	Unid.	Ene	Feb	Mar	Abr	May	Jun	Jul	Ago	Sep	Oct	Nov	Dic	Total
NW	t/d	1,130	1,362	1,249	1,350	1,274	949	1,603	1,675	1,381	1,341	859	931	1,259
CZ	t/d	2,155	1,626	1,354	1,516	1,528	1,248	711	1,731	694	878	930	875	1,269
SEU	t/d	246	539	741	508	507	868	826	159	796	759	944	682	630
SE	t/d	120	122	306	402	467	710	760	335	1,030	1,025	1,269	1,515	674
Total	t/d	3,650	3,650	3,650	3,775	3,776	3,775	3,900	3,901	3,901	4,002	4,003	4,003	3,833

Nota: Elaboración propia

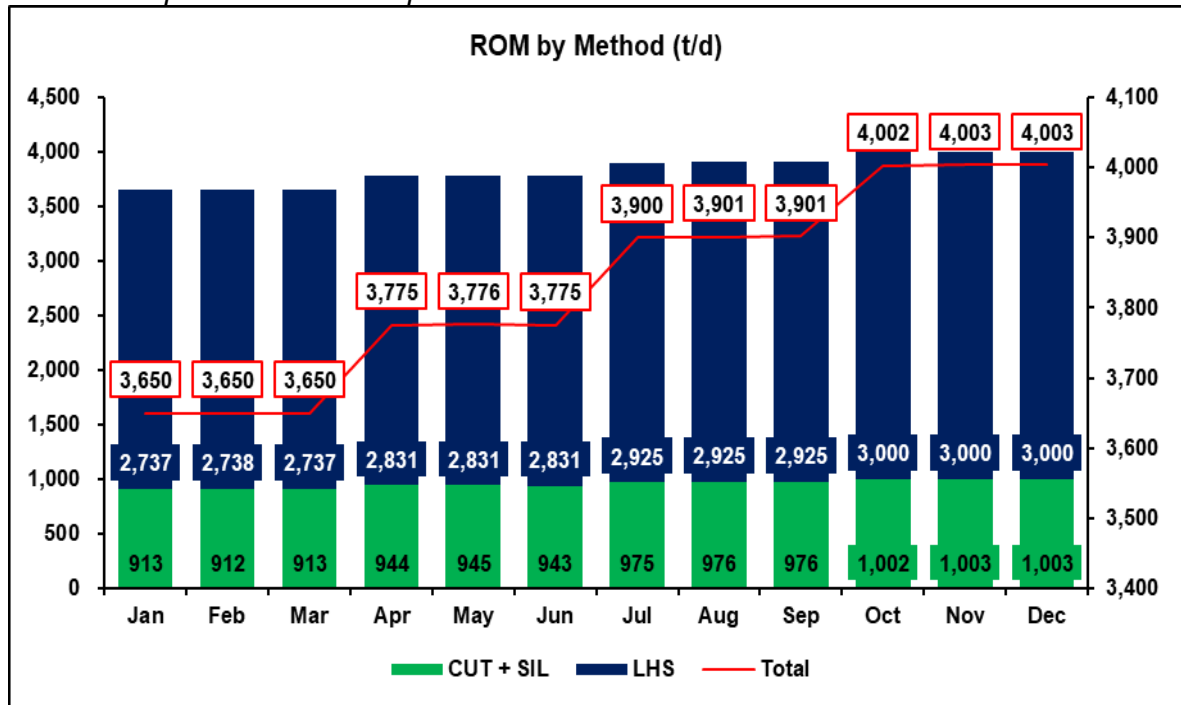
Tabla 38*Resumen de desarrollos por entidad ejecutora y centro de costos – Compañía + Contratista*

Ejecutor	Ene	Feb	Mar	Abr	May	Jun	Jul	Ago	Sep	Oct	Nov	Dic	Total
Compañía	739	674	780	802	794	729	825	806	750	799	760	793	9,251
Capex	361	326	360	347	362	347	358	358	349	357	346	361	4,232
Expansión	214	212	233	205	246	269	268	245	205	224	186	231	2,738
Sostenibilidad	146	114	126	142	116	78	90	113	144	133	160	130	1,494
Opex	378	348	420	454	433	382	467	448	401	442	414	432	5,019
Contratista	248	249	250	253	250	248	252	251	248	248	251	249	2,999
Capex	160	160	160	162	158	159	160	162	159	159	161	160	1,921
Opex	88	89	91	92	92	89	92	89	88	89	90	89	1,078
Total	987	923	1,030	1,055	1,044	977	1,077	1,057	997	1,047	1,011	1,042	12,250

Nota: Elaboración propia

Figura 30

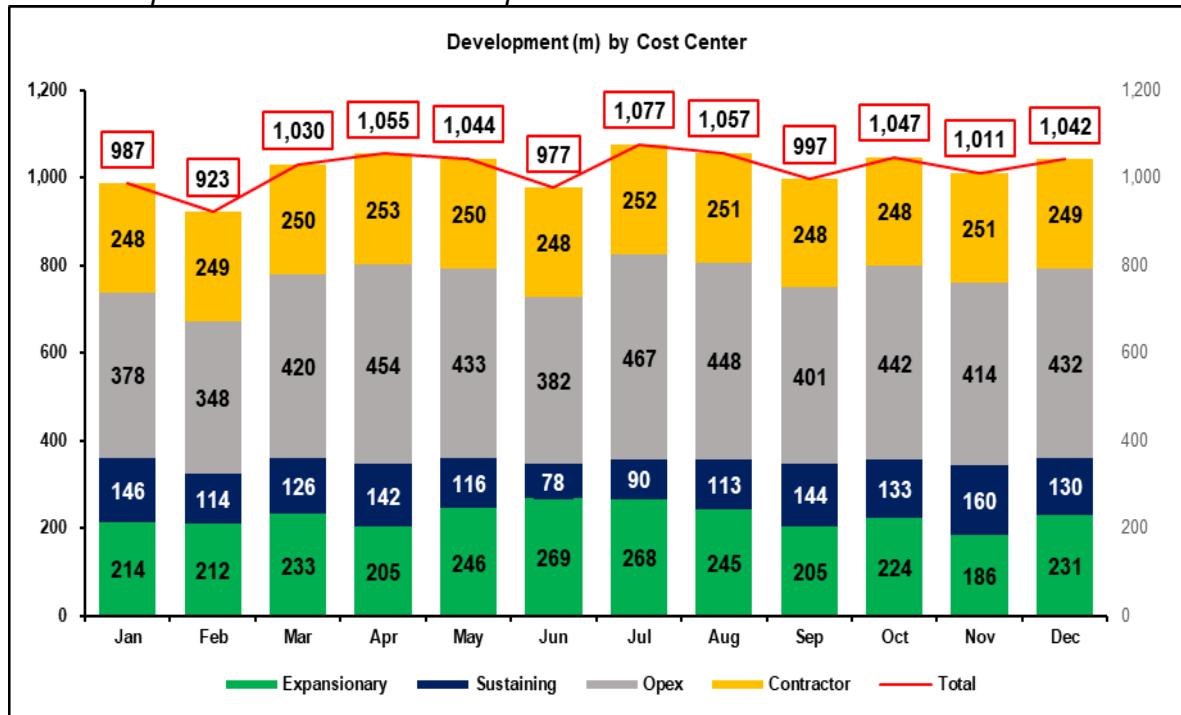
Producción por método – Compañía + Contratista



Fuente: Elaboración propia

Figura 31

Desarrollo por centro de costos - Compañía + Contratista



Fuente: Elaboración propia

Tabla 39*Resumen de desarrollos por rampas – Compañía + Contratista*

Ejecutor	Ene	Feb	Mar	Abr	May	Jun	Jul	Ago	Sep	Oct	Nov	Dic	Total
RMP - 218	28	25	28	27	28	27	28	28	24				242
RMP - 263	28	12	26	27	28	27	10	11	27	28	27	28	278
RMP - 657	28	25	28	27	28	27	28	28	27	28	27	28	326
RMP - CZ Upper		25	28	27	28	27	28	28	27	28	27	28	298
RMP - SEU Upper								28	27	28	27	28	137
RMP - 253	14	14	28	27	28	27							136
RMP - 388 (-)	35	31	35	34	35	34	35	35	34	35	34	35	408
RMP - 388 (+)	28	16	20	7	14	7	7	10					109
Total	159	148	192	174	187	174	134	167	165	145	141	145	1,933

Nota: Elaboración propia

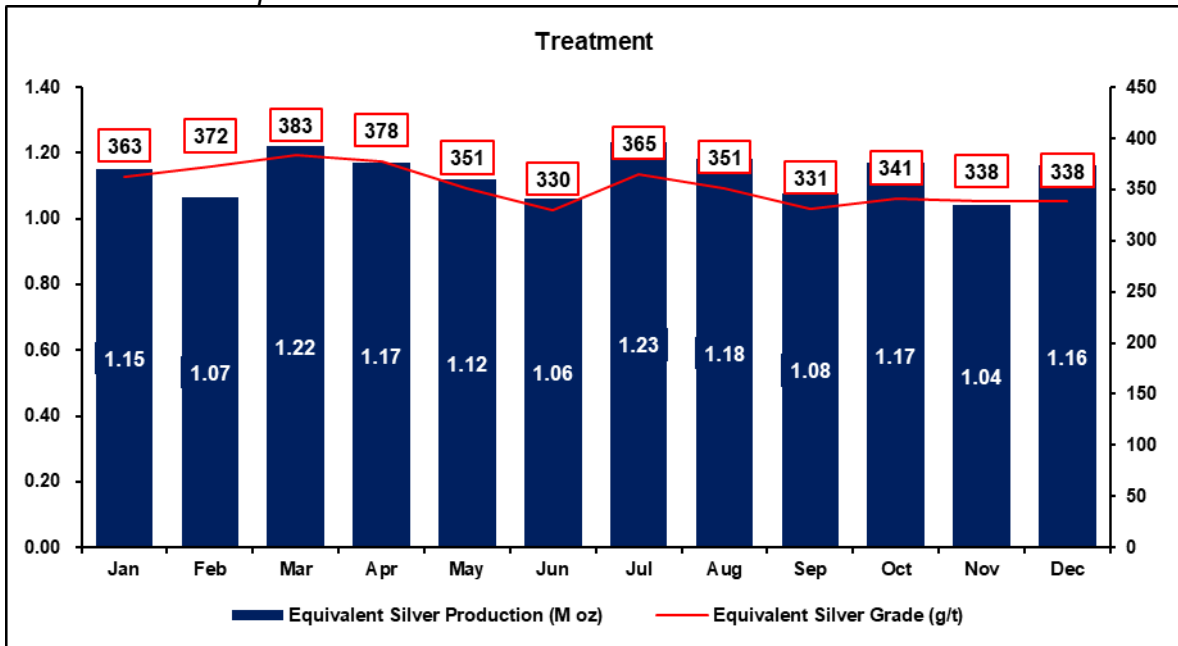
Tabla 40*Resumen de parámetros de tratamiento y stockpile – Compañía + Contratista*

Tratamiento	Ene	Feb	Mar	Abr	May	Jun	Jul	Ago	Sep	Oct	Nov	Dic	Total
Días Calendario(d)	31	28	31	30	31	30	31	31	30	31	30	31	365
Días de operación (d)	28	25	28	27	28	28	30	30	29	30	27	30	340
Feed (t/d)	4,041	4,088	4,041	4,100	4,100	4,100	4,030	4,031	4,036	4,100	4,100	4,100	4,072
Producción de Ag equivalente (Moz)	1.15	1.07	1.22	1.17	1.12	1.06	1.23	1.18	1.08	1.17	1.04	1.16	13.66
Recuperación de Ag(%)	87.3%	87.1%	87.6%	87.0%	86.3%	87.1%	86.9%	86.5%	86.5%	86.6%	86.7%	86.8%	86.9%
Ley de Ag equivalente (g/t)	363	372	383	378	351	330	365	351	331	341	338	338	353
Feed (t/d)	4,041	4,088	4,041	4,100	4,100	4,100	4,030	4,031	4,036	4,100	4,100	4,100	48,866.83
Feed Ag (g/t)	214	208	221	203	187	197	196	194	186	193	199	201	2,397.36
Stockpile	Ene	Feb	Mar	Abr	May	Jun	Jul	Ago	Sep	Oct	Nov	Dic	
Mineral (t)				2,553	4,802	3,237	3,237	3,237	3,237	4,292	13,677	14,767	
Ag (g/t)				88	93	67	83	107	74	102	136	91	

Nota: Elaboración propia

Figura 32

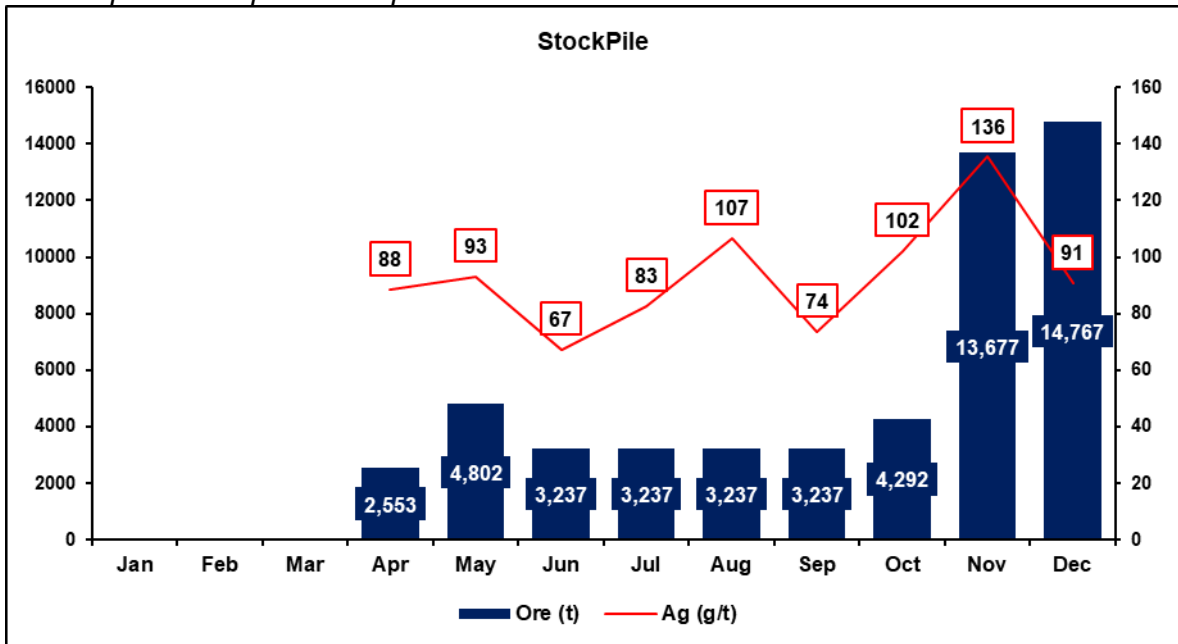
Tratamiento – Compañía + Contratista



Nota: Elaboración propia

Figura 33

Mineral para Stockpile – Compañía + Contratista



Nota: Elaboración propia.

Capítulo IV. Análisis e interpretación de resultados

4.1 Evaluación de resultados

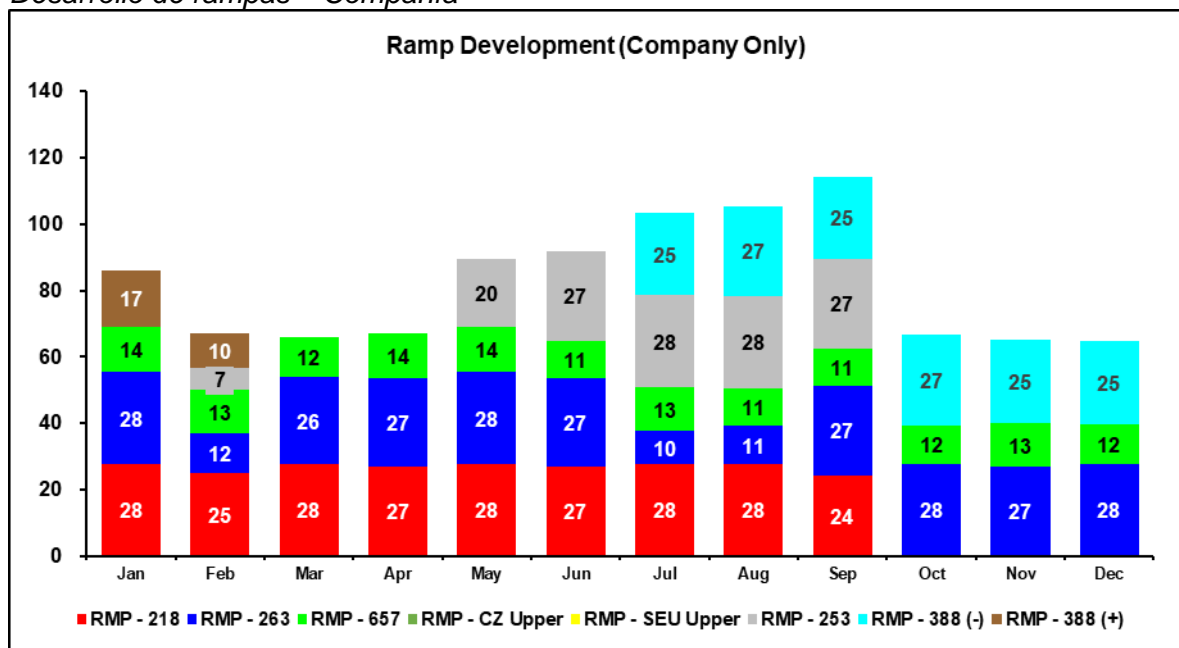
Al comparar los dos escenarios operativos (Solo Compañía vs. Compañía + Contratista), se evidencia que la delegación de las labores de desarrollo de rampas a una empresa contratista permite a la Compañía enfocar sus recursos y flota de equipos principalmente en la extracción de mineral.

Este cambio estratégico impacta directamente en la capacidad de producción a largo plazo, lo cual se ve reflejado en la proyección del tonelaje de mineral extraído para el Plan de Vida de la Mina (Life-of-Mine o LOM) hasta el año 2029.

Las figuras a continuación ilustran la comparación de los metros de desarrollo de rampas ejecutados bajo cada escenario.

Figura 34

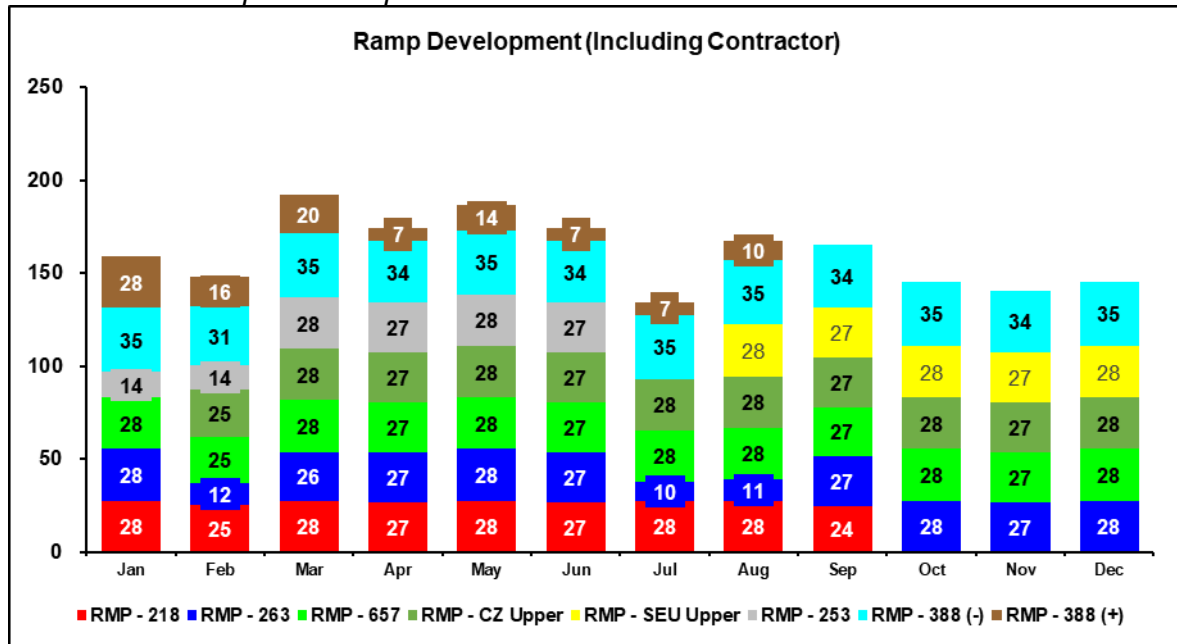
Desarrollo de rampas – Compañía



Nota: Elaboración propia

Figura 35

Desarrollo de rampas – Compañía + Contratista



Nota: Elaboración propia

Esta información es la base para la tabla subsiguiente, la cual presenta la comparativa detallada de la producción proyectada para el LOM.

Tabla 41

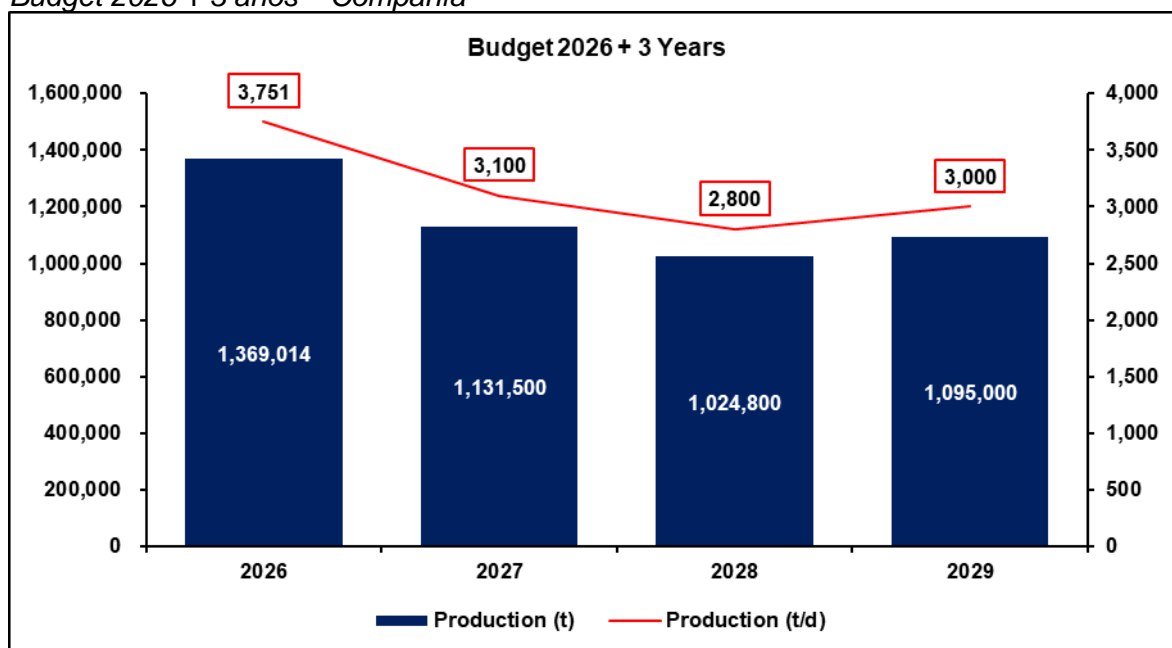
Producción de mineral – LOM 2029

CASO	ROM	2026	2027	2028	2029
SOLO COMPAÑÍA	Días calendario (d)	365	365	366	365
	Producción (t)	1,369,014	1,131,500	1,024,800	1,095,000
	Producción (t/d)	3,751	3,100	2,800	3,000
	Producción equivalente de Ag (M oz)	1.15	1.07	1.22	1.17
	Recuperación de Ag (%)	87.3%	87.1%	87.6%	87.0%
	Ley equivalente de Ag (g/t)	0	0	0	0
COMPAÑÍA + CONTRATISTA	Días calendario (d)	365	365	366	365
	Producción (t)	1,399,132	1,460,000	1,464,000	1,460,000
	Producción (t/d)	3,833	4,000	4,000	4,000
	Producción equivalente de Ag (M oz)	1.15	1.07	1.22	1.17
	Recuperación de Ag (%)	87.3%	87.1%	87.6%	87.0%
	Ley equivalente de Ag (g/t)	0	0	0	0

Nota: Elaboración propia

Figura 36

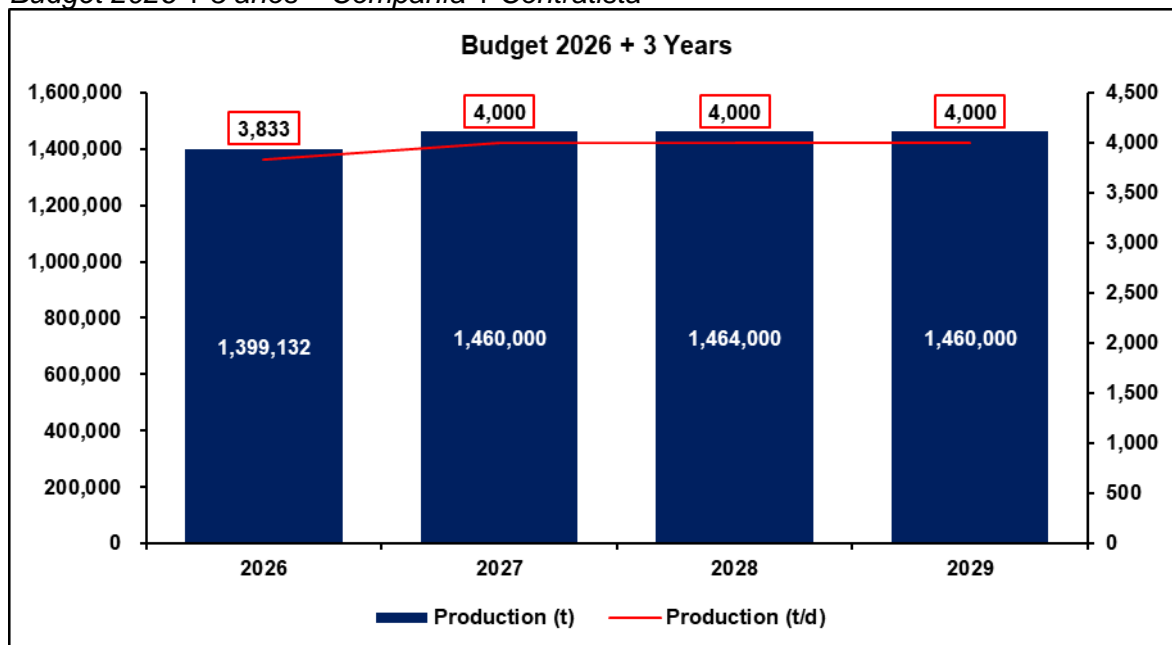
Budget 2026 + 3 años – Compañía



Nota: Elaboración propia

Figura 37

Budget 2026 + 3 años – Compañía + Contratista

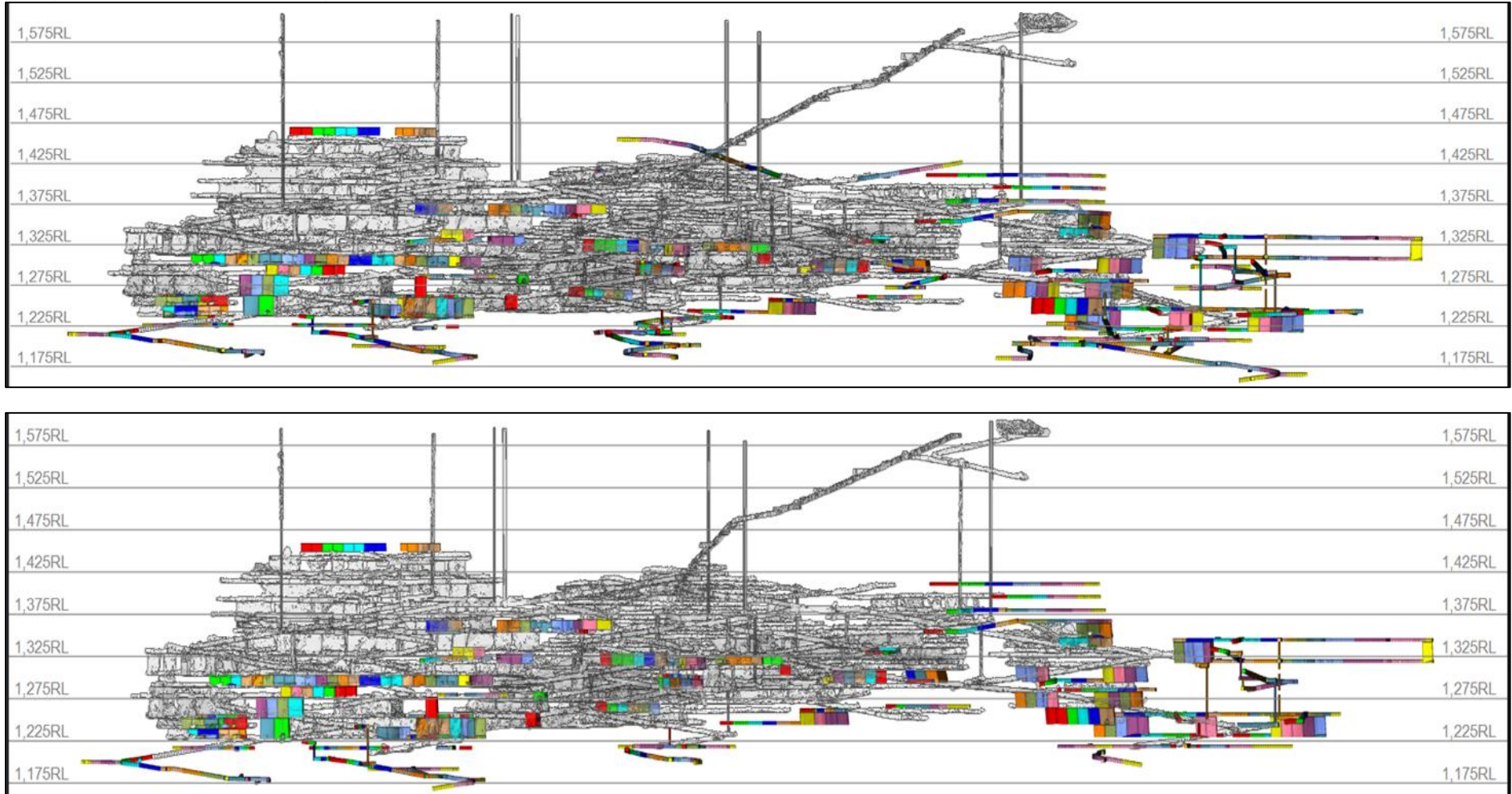


Nota: Elaboración propia

Adicionalmente, se incluyen figuras que muestran de manera gráfica, en una vista de perfil general de la mina, la ubicación y el avance de los desarrollos de rampas ejecutados.

Figura 38

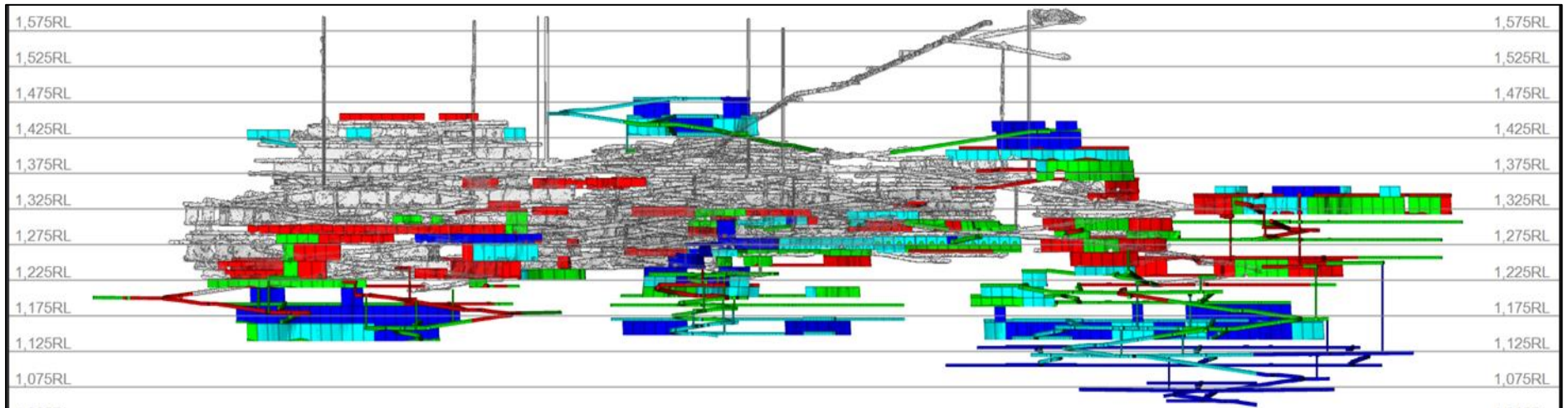
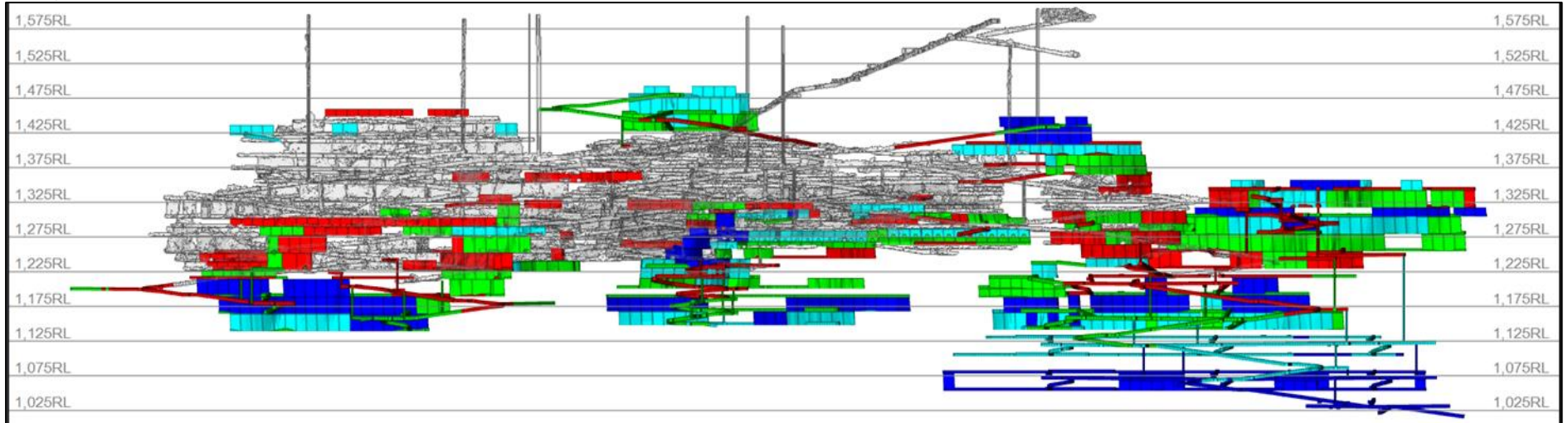
Comparación del LOM 2026 – producción mensual



Nota: Elaboración propia

Figura 39

Comparación del LOM 2026 – 2029



Nota: Elaboración propia

4.2 Evaluación económica

La evaluación económica se centra en la comparación de dos escenarios operativos y financieros clave para determinar la estrategia más rentable en la consecución del objetivo de incremento de producción (ramp-up) de 3,750 a 4,000 toneladas por día (tpd).

El análisis proyecta el desempeño económico del Plan de Minado (Life-of-Mine o LOM) desde 2026 hasta 2029, utilizando supuestos de precios para el budget 2026.

El plan de producción compara el Caso Base con el Caso Base + Contratista, mostrando el tonelaje adicional de mineral extraído (Ore Mined +) necesario para alcanzar las 4,000 tpd proyectadas.

Tabla 42

Proyección de producción y tonelajes

Año	Producción Base (tpd)	Tonelaje Adicional con Contratista (tpd)	Producción Total Proyectada (tpd)
2026	3,751	82	3,833
2027	3,100	900	4,000
2028	2,800	1,200	4,000
2029	3,000	1,000	4,000

Nota: Elaboración propia

La valoración económica utiliza los siguientes supuestos de precios proyectados para el presupuesto de 2026:

- Plata (Ag): \$30 / oz
- Plomo (Pb): \$0.95 / lb
- Zinc (Zn): \$1.25 / lb

La siguiente tabla resume el Retorno Neto de Fundición (NSR) por tonelada y los costos operativos por tonelada proyectados para ambos escenarios, resultando en el margen económico total (en MUS\$).

Tabla 43

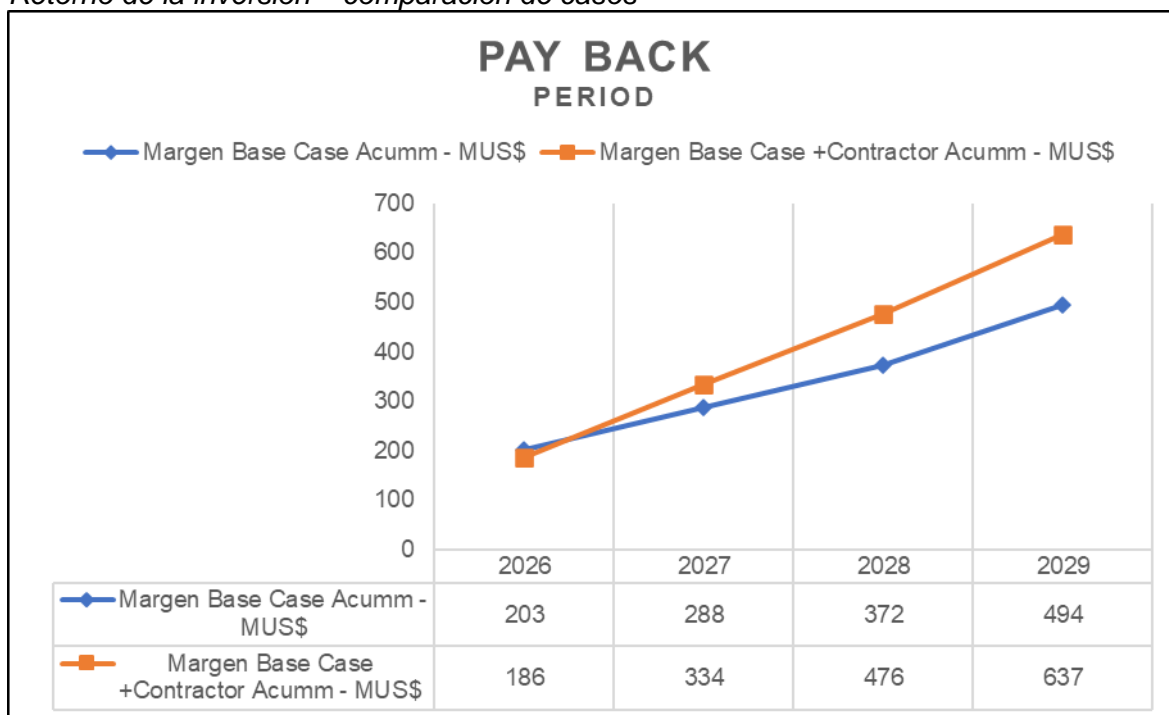
Comparación de márgenes económicos

CASO	Parámetro	2026	2027	2028	2029	Total (MUS\$)
CASO BASE	NSR - \$/ton	238.0	176.3	183.8	212.1	-
	Costos - \$/t	90	101	101	101	-
	Margen Base (MUS\$)	202.59	85.24	84.61	121.67	494.12
	Margen Base Acum. (MUS\$)	203	288	372	494	
	VAN (4 años)	401				
CASO BASE + CONTRATISTA	NSR - \$/ton	236	199	194	195	-
	Costos - \$/t	90	85	85	85	-
	Costos Contratista Dev. (MUS\$)	18	18	18		-
	Margen Base + Contratista (MUS\$)	185.52	148.55	141.69	161.38	637.14
	Margen Base + Contratista Acum. (MUS\$)	186	334	476	637	
	VAN (4 años)	508				

Nota: Elaboración propia

Figura 40

Retorno de la inversión – comparación de casos



Nota: Elaboración propia

Al comparar los resultados totales, el escenario Caso Base + Contratista genera un margen económico total de MUS\$ 637.14, superando al Caso Base (Solo Compañía), que totaliza MUS\$ 494.12.

A pesar de que el escenario con contratista incurre en un costo anual de MUS\$ 18, la capacidad de sostener la producción en 4,000 tpd durante más años (2027–2029) y la consecuente reducción de los costos operativos por tonelada a partir de 2027, lo convierten en la opción más robusta y económicamente viable a largo plazo (LOM 2029) para el ramp-up de la mina.

Esta estrategia de CAPEX de Expansión (contratación) permite a la compañía enfocar su flota en la extracción de alto valor, maximizando el tonelaje extraído y compensando el costo del desarrollo externo.

En la siguiente tabla se muestra la comparación de las restricciones de los escenarios analizados.

Tabla 44: Restricciones para el ramp-up

Restricciones para el ramp-up

Restricciones	Units	Actual	Actual + Contratista
Producción			
ROM (LOM)	t/d	3,000	4,000
ROM (LOM)	t/año	1,095,000	1,460,000
Planta			
Capacidad	t/d	4,000	4,000
Mantenimiento	d/año	24	24
Operatividad	d/año	341	341
Tratamiento Objetivo	t/año	1,364,000	1,364,000
Capacidad Ociosa	t/año	269,000	NA
Stock	t/año	0	96,000
Relleno			
Requerimiento	m ³ /d	1,000	1,333
Capacidad Nominal	m ³ /d	1,400	1,400
Mina			
Servicios			
Ventilación		Coberturado	Coberturado
Energía		Coberturado	Coberturado
Bombeo		Coberturado	Coberturado
Reservas			
Probado + Probable	MM t	10.30	10.30

Nota: Elaboración propia

La implementación del ramp-up de 3,500 a 4,000 TPD representa un eje estratégico fundamental para asegurar la sostenibilidad y rentabilidad del proyecto a largo plazo. Este crecimiento permitirá a la compañía generar un stock anual de 80,000 toneladas, optimizar el uso de la capacidad instalada de planta y evaluar opciones para reducir los días de mantenimiento, incrementando así la eficiencia operativa. Además, gracias a que la mina cuenta con la infraestructura necesaria —ventilación, energía y bombeo— y con reservas bien definidas que minimizan el riesgo geológico, el proceso de expansión puede ejecutarse con un bajo nivel de incertidumbre.

La incorporación de un contratista para labores de desarrollo (aportando 250 m/mes adicionales) acelera la apertura de nuevos frentes y libera recursos internos para enfocarse en la extracción de mineral, adelantando el logro de la meta de 4,000 TPD al año 2027 (frente al 2031 si se mantiene únicamente la flota propia). Este desarrollo acelerado también posibilita anticipar campañas de exploración en zonas objetivo, originalmente planificadas para después de 2028, generando oportunidades de crecimiento adicional. Asimismo, con los permisos de ampliación de desmonte y relavera ya aprobados, y con un requerimiento de desarrollo adicional de solo 9 km hasta 2028, a partir de 2029 la operación podrá sostener el ritmo productivo únicamente con recursos propios. En conjunto, estas acciones consolidan un escenario operativo más eficiente, rentable y con mayor proyección, asegurando el aprovechamiento total del potencial productivo de la mina.

Conclusiones

La estrategia técnica más viable para lograr la meta de producción de 4,000 TPD es la contratación de un servicio externo para las labores de desarrollo de rampas. Este enfoque permite un ramp-up más rápido y sostenido, llevando la producción de la mina de 3,750 TPD a 4,000 TPD a partir del año 2027, comparado con el Caso Base.

La adición del contratista resulta en un incremento significativo en los metros de desarrollo ejecutados, duplicando los avances de rampas proyectados, por ejemplo, de 987 metros a 1,933 metros en el primer año del plan. Esto permite a la compañía enfocar su flota de equipos propia exclusivamente en la extracción de mineral, garantizando el tonelaje de producción sin comprometer el desarrollo futuro.

La inversión estratégica de Capital (CAPEX de Expansión) en la contratación del desarrollo se justifica económicamente, ya que el escenario "Base + Contratista" genera un margen económico total de MUS\$ 637.14, superando los MUS\$ 494.12 del "Caso Base". Este resultado confirma que el aumento sostenido del tonelaje de alto valor extraído compensa el costo del servicio externo a lo largo del Plan de Vida de la Mina (LOM).

El logro y mantenimiento de la tasa de 4,000 TPD mediante la contratación permite una reducción de los Costos Operacionales por tonelada (\$/t) a partir del año 2027 (de \$101/t a \$85/t). Este beneficio se debe directamente a las economías de escala obtenidas por procesar un mayor tonelaje, mejorando la eficiencia general.

El escenario con contratista es el único que logra mantener la producción en 4,000 TPD consistentemente desde 2027 hasta 2029, mientras que el Caso Base muestra un declive a 3,400 TPD para el final del período. Esta estrategia asegura la utilización óptima de la capacidad de la planta de procesamiento y minimiza la dependencia de la flota propia para alcanzar los objetivos operacionales a largo plazo.

Recomendaciones

Se recomienda priorizar la contratación de empresas especializadas para la ejecución de labores de desarrollo de rampas y galerías, especialmente durante la fase de ramp-up. Esta estrategia permite duplicar el ritmo de avance y alcanzar la meta de 4,000 TPD desde 2027, optimizando la utilización de la flota propia en actividades de extracción y asegurando la continuidad del crecimiento productivo sin comprometer el desarrollo futuro de la mina.

La inclusión de un CAPEX de expansión destinado a contratistas debe ser considerada como una inversión estratégica dentro del Plan de Vida de la Mina (LOM). Los resultados del estudio demuestran que este enfoque incrementa el margen económico total, mejora el VPN del proyecto y permite sostener niveles más altos de producción, lo que compensa los costos adicionales del servicio externo a lo largo del horizonte operacional.

Se recomienda mantener una producción sostenida en 4,000 TPD a través de una planificación integral del ramp-up, ya que esto genera reducciones significativas en el costo operativo por tonelada (\$/t) gracias a las economías de escala. Esta mejora en eficiencia no solo fortalece la rentabilidad del proyecto, sino que también garantiza la plena utilización de la capacidad instalada de la planta, reduciendo riesgos asociados a la subutilización de recursos y fluctuaciones productivas.

Referencias bibliográficas

- Astete, H. D. (2024). *Incremento de la producción por cambio de método de explotación en una mina subterránea*. [Tesis de pregrado, Universidad Nacional de Ingeniería]. <https://repositorio.uni.edu.pe/handle/20.500.14076/27929>
- Brickey, A. J. (2015). *Underground production scheduling optimization with ventilation constraints* [Tesis Doctoral. Colorado School of Mines].
- Camus, F. (2020). *Economic and Technical Perspectives of Mining Ramp-Up*. Springer Mining Engineering Series.
- Chileshe, O. (2010). *Production Ramp up at the Metorex Owned Chibuluma Mine Plc*. Montanuniversität Leoben. <https://pure.unileoben.ac.at/en/publications/production-ramp-up-at-the-metorex-owned-chibuluma-mine-plc>
- Flores, A., Martínez, D., & Vega, C. (2022). *Operational Challenges and Economic Implications of Ramp-Up in Underground Mines*. *Mining Engineering Review*, 28(2), 65–79.
- Hartman, H., & Mutmansky, J. (2021). *Introductory Mining Engineering* (3rd ed.). Wiley.
- Huaynate, V. N. (2023). *Estudio de incremento de la producción por mecanización de una mina subterránea*. [Tesis de pregrado, Universidad Nacional de Ingeniería]. <https://cybertesis.uni.edu.pe/handle/20.500.14076/25234>
- León, H. Y., & Romero, R. J. (2023). *Planeamiento de minado subterráneo para incrementar la producción en la mina Shuntur – 2022*. [Tesis de pregrado, Universidad Nacional Santiago Antúnez de Mayolo]. https://alicia.concytec.gob.pe/vufind/Record/RUNM_a6ff31eaefb44bba367cbe021cc9e088/Details
- Mackenzie, W., & Cusworth, N. (2018). *Project Ramp-Up: A Critical Phase in Mine Development*. *Journal of Mining Economics*, 12(3), 45-58.
- Mahieu, P. (2018). *Evaluation and Optimization of an Underground Haulage System* [Tesis de Maestría. Aalto University].

Musonda, H. (2016). *Production Ramp Up at Konkola Copper Mine, Zambia*.

Montanuniversität Leoben. <https://pure.unileoben.ac.at/en/publications/production-ramp-up-at-konkola-copper-mine-zambia>

Pincock Allen & Holt. (2019). *Mine Project Development and Ramp-Up Strategies*.

Technical Report Series.

Anexos

	Pág.
Anexo 1: Detalle de costos para Budget – 2026	1
Anexo 2: Productividad teórica de equipo LHD	3
Anexo 3: Productividad teórica de camiones	4
Anexo 4: Productividad teórica de equipo Jumbo	5
Anexo 5: Productividad teórica de Shotcrete	6
Anexo 6: Productividad teórica de equipo Bolter.....	7
Anexo 7: Ciclo de avance teórico.....	8

Anexo 1: Detalle de costos para Budget – 2026

	Units	2026 - Budget	Units	2026 - Budget
G & A				
<u>Fixed / Indirect</u>	US\$	13,491,404	US\$/t	19.78
Administration General	US\$	2,163,852	US\$/t	3.17
Administration Site	US\$	3,029,641	US\$/t	4.44
Human Resources	US\$	340,334	US\$/t	0.50
Information Technology	US\$	237,839	US\$/t	0.35
Marketing & Con Logistics	US\$	0	US\$/t	0.00
Supply Chain	US\$	792,078	US\$/t	1.16
Community Relations	US\$	601,722	US\$/t	0.88
Environmental	US\$	693,405	US\$/t	1.02
Health & Safety	US\$	788,619	US\$/t	1.16
Security	US\$	662,354	US\$/t	0.97
Legal	US\$	0	US\$/t	0.00
Camp	US\$	4,181,559	US\$/t	6.13
Plant				
<u>Fixed / Indirect</u>	US\$	5,697,019	US\$/t	8.35
Plant Admin Exp	US\$	448,077	US\$/t	0.66
Assay Lab	US\$	741,833	US\$/t	1.09
Plant Maint. Mgmt.	US\$	1,100,779	US\$/t	1.61
Plant General Services	US\$	215,580	US\$/t	0.32
Metallurgy	US\$	263,099	US\$/t	0.39
Water System	US\$	157,526	US\$/t	0.23
Main Substation & Power Grid	US\$	109,024	US\$/t	0.16
TSF Mgmt	US\$	93,319	US\$/t	0.14
Plant Power	US\$	2,567,780	US\$/t	3.77
<u>Variable / Direct</u>	US\$	8,587,743	US\$/t	13.32
Crushing	US\$	391,694	US\$/t	0.61
Grinding	US\$	3,983,912	US\$/t	6.18
Flotation	US\$	2,597,572	US\$/t	4.03
Thickening & Detox	US\$	331,640	US\$/t	0.51
Concentrate & Filtration	US\$	269,209	US\$/t	0.42
Leaching Plant	US\$	813,403	US\$/t	1.26
Copper	US\$	200,314	US\$/t	0.31
Mining				
<u>Fixed / Indirect</u>	US\$	14,791,266	US\$/t	21.69
Geology	US\$	1,325,109	US\$/t	1.94
Termites Drill	US\$	773,385	US\$/t	1.13
Technical Services	US\$	1,312,371	US\$/t	1.92
Mine Admin Exp	US\$	1,422,542	US\$/t	2.09
Mine Maint. Mgmt. Fixed	US\$	1,186,179	US\$/t	1.74

Mine Maint. Mgmt. Mobile	US\$	2,364,882	US\$/t	3.47
Cement Injection	US\$	0	US\$/t	0.00
Mine General Services	US\$	2,542,194	US\$/t	3.73
Pumping Contact	US\$	1,764,014	US\$/t	2.59
Pumping No Contact	US\$	26,058	US\$/t	0.04
Ventilation	US\$	135,385	US\$/t	0.20
Cooling Ventilation	US\$	57,272	US\$/t	0.08
Mine Power	US\$	1,881,874	US\$/t	2.76
<u>Fixed / Indirect by Method</u>				
C&F			US\$/t	32.42
SIL			US\$/t	32.42
LHS			US\$/t	21.33
TLH			US\$/t	21.33
<u>Variable / Direct</u>				
C&F	US\$	1,345,076	US\$/t	20.20
Drilling	US\$	329,137	US\$/t	4.94
Blasting	US\$	211,473	US\$/t	3.18
Ground Support	US\$	804,467	US\$/t	12.08
SIL	US\$	3,026,061	US\$/t	19.92
Drilling	US\$	882,326	US\$/t	5.81
Blasting	US\$	521,956	US\$/t	3.44
Ground Support	US\$	1,621,779	US\$/t	10.67
LHS	US\$	2,760,416	US\$/t	9.38
Drilling	US\$	1,359,845	US\$/t	4.62
Blasting	US\$	831,470	US\$/t	2.83
Ground Support	US\$	569,102	US\$/t	1.93
TLH	US\$	992,266	US\$/t	7.83
Drilling	US\$	482,167	US\$/t	3.81
Blasting	US\$	311,191	US\$/t	2.46
Ground Support	US\$	198,908	US\$/t	1.57
Load / Haul	US\$	3,565,894	US\$/t	5.58
Loading	US\$	1,201,818	US\$/t	1.88
Hauling	US\$	2,364,076	US\$/t	3.70
Backfill	US\$	3,285,264	US\$/t	5.14
Cement Rock Fill	US\$	90,746	US\$/t	0.14
Paste Plant	US\$	3,194,517	US\$/t	5.00

Anexo 2: Productividad teórica de equipo LHD

	Units	NW	CZ	SEU	SE
Theoretical productivity					
<u>Bucket</u>					
Nominal Capacity	yd ³	7.0	7.0	7.0	7.0
Conversion Factor	m ³ /yd ³	0.76456	0.76456	0.76456	0.76456
Nominal Capacity	m ³	5.4	5.4	5.4	5.4
<u>Parameters</u>					
Fill Factor	%	90	90	90	90
Swell	%	57	57	57	57
Ore Density	t/m ³	2.77	2.77	2.77	2.77
Waste Density	t/m ³	2.45	2.45	2.45	2.45
Haul Distance (one way)	m	175	175	175	175
Loaded Speed	km/h	5.0	5.0	5.0	5.0
Empty Speed	km/h	7.0	7.0	7.0	7.0
Truck Capacity (Ore)	t/truck	37.1	37.1	37.1	37.1
Truck Capacity (Waste)	t/truck	32.8	32.8	32.8	32.8
Passes to Fill a Truck (Ore)	passes/truck	4.0	4.0	4.0	4.0
Passes to Fill a Truck (Waste)	passes/truck	4.0	4.0	4.0	4.0
Effective Shift Time	h/shift	5.0	5.0	5.0	5.0
Availability	%	85.0	85.0	85.0	85.0
<u>Cycle Time</u>					
Loading	s/cycle	60	60	60	60
Loaded Travel	s/cycle	126	126	126	126
Dumping	s/cycle	30	30	30	30
Empty Travel	s/cycle	90	90	90	90
Maneuvering	s/cycle	60	60	60	60
<u>Productivity</u>					
Cycle Time	s	366	366	366	366
Effective Load (Ore)	t/cycle	8.5	8.5	8.5	8.5
Effective Load (Waste)	t/cycle	7.5	7.5	7.5	7.5
Productivity (Ore)	t/h	71	71	71	71
Productivity (Waste)	t/h	63	63	63	63

Anexo 3: Productividad teórica de camiones

	Units	NW	CZ	SEU	SE
Theoretical productivity					
<u>Truck Box</u>					
Nominal Capacity	m ³	21.0	21.0	21.0	21.0
<u>Parameters</u>					
Fill Factor	%	100	100	100	100
Swell	%	57	57	57	57
Ore Density	t/m ³	2.77	2.77	2.77	2.77
Waste Density	t/m ³	2.45	2.45	2.45	2.45
Underground haul	m	2,800	2,300	2,100	2,600
Surface haul (Ore)	m	700	700	700	700
Surface haul (Waste)	m	700	700	700	700
Haul Distance (one way)	m	3,500	3,000	2,800	3,300
Loaded Speed	km/h	8.0	8.0	8.0	8.0
Empty Speed	km/h	10.0	10.0	10.0	10.0
Truck Capacity (Ore)	t/truck	37.1	37.1	37.1	37.1
Truck Capacity (Waste)	t/truck	32.8	32.8	32.8	32.8
Passes to Fill a Truck	passes/truck	4.0	4.0	4.0	4.0
Effective Shift Time	h/shift	8.0	8.0	8.0	8.0
Availability	%	85.0	85.0	85.0	85.0
Operational Delay Factor	%	5.0	5.0	5.0	5.0
<u>Cycle Time</u>					
Loading	min/cycle	10	10	10	10
Loaded Travel	min/cycle	26	23	21	25
Dumping	min/cycle	3	3	3	3
Empty Travel	min/cycle	21	18	17	20
<u>Productivity</u>					
Cycle Time	min	63	56	53	60
Effective Load (Ore)	t/cycle	37.1	37.1	37.1	37.1
Effective Load (Waste)	t/cycle	32.8	32.8	32.8	32.8
Productivity (Ore)	t/h	30	34	35	31
Productivity (Waste)	t/h	26	30	31	28

Anexo 4: Productividad teórica de equipo Jumbo

	Units	NW	CZ	SEU	SE
Theoretical productivity					
<u>Drill Pattern</u>					
Drift Width	m	5.0	5.0	5.0	5.0
Drift Height	m	5.5	5.5	5.5	5.5
Holes	hole/face	70.0	70.0	70.0	70.0
<u>Parameters</u>					
Nominal Rod Length	ft	14	14	14	14
Effective Rod Length	ft	13	13	13	13
Drilling Rate	m/min	1.50	1.50	1.50	1.50
Efficiency Dual Boom - Drilling	%	50.00	50.00	50.00	50.00
Effective Shift Time	h/shift	6.0	6.0	6.0	6.0
Availability	%	80.0	80.0	80.0	80.0
<u>Cycle Time</u>					
Collaring	min/hole	1.0	1.0	1.0	1.0
Repositioning	min/hole	0.4	0.4	0.4	0.4
Setup	min/face	15.0	15.0	15.0	15.0
Delay	min/face	10.0	10.0	10.0	10.0
Drilling	min/hole	2.6	2.6	2.6	2.6
<u>Productivity</u>					
Cycle Time	min/hole	141.5	141.5	141.5	141.5
Total Cycle Time	h/face	2.8	2.8	2.8	2.8
Productivity	face/shift	2.0	2.0	2.0	2.0

Anexo 5: Productividad teórica de Shotcrete

	Units	NW	CZ	SEU	SE
Theoretical productivity					
<u>Drift Parameter</u>					
Drift Width	m	5.0	5.0	5.0	5.0
Drift Height	m	5.5	5.5	5.5	5.5
Overbreak	%	15.0	15.0	15.0	15.0
<u>Parameters</u>					
Application Ratio	m ² /m ³	10	10	10	10
Mixer Truck Capacity	m ³	4	4	4	4
Shotcrete Robot Capacity	m ³ /h	15.00	15.00	15.00	15.00
Waste Density	t/m ³	2.45	2.45	2.45	2.45
Underground haul	m	2,800	2,300	2,100	2,600
Surface haul (One way)	m	1,450	1,450	1,450	1,450
Haul Distance (one way)	m	4,250	3,750	3,550	4,050
Loaded Speed	km/h	8.0	8.0	8.0	8.0
Empty Speed	km/h	8.0	8.0	8.0	8.0
Effective Shift Time (Mixer Truck)	h/shift	8.0	8.0	8.0	8.0
Effective Shift Time (Shotcrete Robot)	h/shift	3.5	3.5	3.5	3.5
Availability	%	85.0	85.0	85.0	85.0
<u>Cycle Time (Mixer Truck)</u>					
Loaded Travel	min/cycle	31.9	28.1	26.6	30.4
Loading	min/cycle	10	10	10	10
Loaded Travel	min/cycle	32	28	27	30
Unloading	min/cycle	10	10	10	10
<u>Productivity</u>					
Shotcrete Volume	m ³ /m	1.8	1.8	1.8	1.8
Cycle Time (Mixer Truck)	min	84	76	73	81
Productivity (Mixer Truck)	m ³ /shift	19.5	21.4	22.3	20.2
Productivity (Shotcrete Robot)	face/shift	4.0	4.0	4.0	4.0

Anexo 6: Productividad teórica de equipo Bolter

	Units	NW	CZ	SEU	SE
Theoretical productivity					
<u>Rock Bolt</u>					
Bolt Density	bolt/m	9.0	9.0	9.0	9.0
<u>Parameters</u>					
Effective Shift Time	h/shift	7.0	7.0	7.0	7.0
Availability	%	75.0	75.0	75.0	75.0
<u>Cycle Time</u>					
Equipment positioning	min/bolt	0.8	1.5	1.5	1.5
Hole drilling	min/bolt	2.0	2.5	2.5	2.5
Bolt insertion	min/bolt	0.8	1.5	1.5	1.5
Tightening & cleaning	min/bolt	0.3	0.5	0.5	0.5
Repositioning	min/bolt	0.3	1.0	1.0	1.0
<u>Productivity</u>					
Cycle Time	bolt/hour	15.0	8.6	8.6	8.6
Productivity	bolt/shift	105.0	45.0	45.0	45.0

Anexo 7: Ciclo de avance teórico

	Units	RMP	CRO	ACC	SIL
Theoretical productivity					
<u>Parameters</u>					
Ancho	m	5.0	5.0	5.0	5.0
Alto	m	5.5	5.5	5.5	5.5
Radio de Curvatura	m	1.50	1.50	1.50	1.50
Perímetro	m	14.7	14.7	14.7	14.7
Área	m ²	26.5	26.5	26.5	26.5
Volumen	m ³	91.5	91.5	91.5	91.5
Densidad	t/m ³	2.5	2.5	2.5	2.5
Tonelaje	t	224.1	224.1	224.1	224.1
<u>Perforación</u>					
Longitud de Barra	pies	14.0	14.0	14.0	14.0
Eficiencia de perforación	%	92.86	92.86	92.86	92.86
Longitud de Perforación	m/taladro	4.0	4.0	4.0	4.0
Cant. de Taladros	taladros	70.0	70.0	70.0	70.0
Metros Perforados	metros/frente	277.4	277.4	277.4	277.4
<u>Voladura</u>					
Metros a Cargar	m/frente	277.4	277.4	277.4	277.4
Eficiencia de voladura	%	87.0	87.0	87.0	87.0
Longitud de avance	m/frente	3.4	3.4	3.4	3.4
<u>Anclaje</u>					
Anclas por metro	bolt/m	9	9	9	9
Anchas por disparo	m/frente	31.0	31.0	31.0	31.0
<u>Shotcrete</u>					
Shotcrete por metro superficie	m ² /m ³	10	10	10	10
Shotcrete por disparo	m/frente	5.1	5.1	5.1	5.1
Operaciones Unitarias					
<u>Perforación</u>					
Metros Perforados	m	277.4	277.4	277.4	277.4
Rendimiento de Perforación	m/min	1.7	1.7	1.7	1.7
Tiempo de Operación	h	2.77	2.77	2.77	2.77
Tiempo de Traslado	h	0.50	0.50	0.50	0.50
<u>Voladura</u>					
Metros a Cargar	m	277.4	277.4	277.4	277.4
Rendimiento de Perforación	m/min	0.4	0.4	0.4	0.4
Tiempo de Operación	h	1.85	1.85	1.85	1.85
<u>Acarreo</u>					
Tonelaje	t	224.1	224.1	224.1	224.1
Rendimiento de Acarreo	t/h	60.0	60.0	60.0	60.0
Tiempo de Operación	h	3.74	3.74	3.74	3.74
Tiempo de Traslado	h	0.50	0.50	0.50	0.50
<u>Desatado</u>					
Rendimiento del Desatado	h	0.8	0.8	0.8	0.8
<u>Shotcrete</u>					
Shotcrete por Disparo	m ³	5.1	5.1	5.1	5.1
Rendimiento de Lanzado	m ³ /h	15.0	15.0	15.0	15.0

Tiempo de Lanzado	h	0.34	0.34	0.34	0.34
Tiempo de Fraguado	h	1.50	1.50	1.50	1.50
<u>Anclaje</u>					
Anclas por disparo	Anclas	31.0	31.0	31.0	31.0
Rendimiento de Anclaje	Anclas/hora	15.0	15.0	15.0	15.0
Tiempo de Anclaje	h	2.07	2.07	2.07	2.07
<u>Hauling</u>					
Rendimiento Camión	t/h	15.0	15.0	15.0	15.0
Tiempo de Transporte	h	14.9	14.9	14.9	14.9
<u>Ciclo de Avance</u>					
<u>Resumen</u>					
Perforación	h	3.3	3.3	3.3	3.3
Voladura	h	1.8	1.8	1.8	1.8
Limpieza	h	4.24	4.24	4.24	4.24
Desatado	h	0.75	0.75	0.75	0.75
Shotcrete	h	0.34	0.34	0.34	0.34
Fraguado	h	1.50	1.50	1.50	1.50
Anclaje	h	2.07	2.07	2.07	2.07
<u>Tiempo de Ciclo</u>	h	14.01	14.01	14.01	14.01
<u>Horas Efectivas por Turno</u>	h/t	7.25	7.25	7.25	7.25
<u>Disparos por turno</u>	disp/t	0.50	0.50	0.50	0.50