

Universidad Nacional de Ingeniería
Facultad de Ingeniería Geológica Minera y Metalúrgica



TRABAJO DE SUFICIENCIA PROFESIONAL

**Rediseño de una chancadora primaria en minería superficial para
reducir costos operativos**

Para obtener el título profesional de Ingeniero de Minas

Elaborado por

Ronald Gutter Ponce Ormeño

 [0009-0006-4673-9136](https://orcid.org/0009-0006-4673-9136)

Asesor

M.Sc. José Antonio Corimanya Mauricio

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

LIMA – PERÚ

2024

Citar/How to cite	Ponce Ormeño [1]
Referencia/Reference	[1] R. Ponce Ormeño, “Rediseño de una chancadora primaria en minería superficial para reducir costos operativos” [Trabajo de suficiencia profesional de pregrado]. Lima (Perú): Universidad Nacional de Ingeniería, 2024.
Estilo/Style: IEEE (2020)	

Citar/How to cite	(Ponce, 2024)
Referencia/Reference	Ponce, R. (2024). <i>Rediseño de una chancadora primaria en minería superficial para reducir costos operativos</i> . [Trabajo de suficiencia profesional de pregrado, Universidad Nacional de Ingeniería]. Repositorio institucional Cybertesis UNI.
Estilo/Style: APA (7ma ed.)	

Resumen

La presente investigación cuantitativa desarrolla el estudio que se realiza al rediseñar una chancadora primaria dentro del tajo. En la estructura de costos unitarios en una mina, el costo de acarreo representa el mayor de estos; asimismo a medida que aumenta la profundidad del tajo, mayor es la distancia y el ciclo de los camiones que transportan material, por lo que el costo de acarreo se incrementa en forma proporcional a los años de operación de la mina.

En el presente estudio se realiza una evaluación económica en el cual se consideran factores importantes como ubicaciones, costos y capacidad de chancadoras primarias, indicadores económicos, diseños de fase de mina, KPI's de producción e impacto ambiental.

El objetivo es evaluar si al reemplazar la chancadora primaria fuera del tajo por una chancadora primaria con sistema de fajas dentro del tajo abierto (IPCC), los costos de acarreo se reducirán, así como la cantidad de camiones mineros que se usará a lo largo de la vida de la mina y como disminuirá la huella de carbono emitida al medio ambiente.

Como resultado de la implementación del sistema IPCC se logra reducir el costo de transporte de material de 0.506 \$/TM a 0.178 \$/TM. Además de incrementar el valor presente neto en aproximadamente 106 M\$ tomando como referencia la vida útil de la mina, esto a pesar de incrementar la inversión en casi 30 M\$ comparando con el sistema convencional de transporte de acarreo. También se logra reducir la flota requerida de camiones para alimentar la concentradora entre 6 y 8 camiones por cada año de operación de la chancadora dentro del tajo reduciendo las emisiones de carbono.

Palabras claves — IPCC, camiones mineros, costos operativos, análisis económico, ciclo y costo de acarreo, diseños de fases de mina

Abstract

The present quantitative research develops the study that is carried out when redesigning a primary crusher within the pit. In the unit cost structure in a mine, the hauling cost represents the largest of these; Likewise, as the depth of the pit increases, the distance and cycle of the trucks that transport material increases, so the hauling cost increases proportionally to the years of operation of the mine.

In this study, an economic evaluation is carried out in which important factors such as locations, costs and capacity of primary crushers, economic indicators, mine phase designs, production KPIs and environmental impact are considered.

The objective is to evaluate whether by replacing the primary crusher outside the pit with a primary crusher with a belt system inside the open pit (IPCC), hauling costs will be reduced as well as the number of mining trucks that will be used throughout the mine. life of the mine and how it will reduce the carbon footprint emitted to the environment.

As a result of the implementation of the IPCC system, the cost of transporting material was reduced from \$0.506/MT to \$0.178/MT. In addition, the net present value increased by approximately \$106 million, taking the useful life of the mine as a reference, despite an increase in investment of almost \$30 million compared to the conventional haulage transport system. The fleet of trucks required to feed the concentrator was also reduced by between 6 and 8 trucks for each year of operation of the crusher within the pit reducing carbon emissions.

Keywords — IPCC, mining trucks, operating costs, economic analysis, hauling cycle and cost, mine phase designs.

Tabla de Contenido

	Pág.
Resumen	iii
Abstract	iv
Introducción	xi
Capítulo I. Parte introductoria del trabajo	1
1.1 Generalidades	1
1.2 Descripción del problema de investigación	3
1.3 Objetivo general	6
1.4 Hipótesis general.....	6
1.5 Metodología	6
Capítulo II. Marco teórico y conceptual	9
2.1 Antecedentes Investigativos	9
2.1.1 Antecedentes investigativos internacionales	9
2.1.2 Antecedentes investigativos nacionales	10
2.1.3 Antecedentes investigativos locales	11
2.2 Marco teórico.....	11
2.2.1 Fundamentos de la IPCC	11
2.2.2 Tecnología de chancado	12
2.2.3 Estudios de casos y aplicaciones previas.....	14
2.2.4 Beneficios ambientales y de sostenibilidad.....	15
2.2.5 Desafíos y limitaciones de una IPCC.....	16
2.2.6 Tendencias futuras y desarrollos tecnológicos de IPCC	18
2.3 Marco conceptual	19
Capítulo III. Desarrollo del trabajo de investigación.....	21
3.1. Unidad de estudio	21
3.1.1 Geología.....	22
3.1.3 Mina	23

3.2	Alternativas fuera del tajo	25
3.2.1	Estación de chancado para 120 ktpd.....	25
3.2.2	Sistema de Manejo de Materiales 120 ktpd	29
3.2.3	Estación de Chancado para 160 ktpd	32
3.2.4	Sistemas de Manejo de Materiales 160 ktpd	34
3.2.5	Evaluación cualitativa de las alternativas.....	36
3.2.6	Evaluación cuantitativa de las alternativas	39
3.3	Alternativa dentro del tajo – lado talud.....	42
3.3.1	Estación de chancado	42
3.3.2	Sistemas de manejo de materiales.....	46
3.3.3	Evaluación cualitativa de las opciones.....	57
3.3.4	Evaluación cuantitativa de las opciones	60
	Capitulo IV. Análisis e interpretación de resultados	64
4.1	Análisis Trade-off de las opciones	64
4.1.1	CAPEX	64
4.1.2	OPEX	65
4.1.3	Evaluación económica.....	66
4.2	Análisis económico de alto nivel.....	67
4.3	Validación de hipótesis.....	87
	Conclusiones	90
	Recomendaciones	92
	Referencias bibliográficas	93
	Anexos	94

Lista de Tablas

	Pág.
Tabla 1: Operacionalización de variables e indicadores.....	7
Tabla 2: Matriz de consistencia.....	8
Tabla 3: Datos de diseño principal de la Estación de Chancado 120 ktpd	26
Tabla 4: Equipos principales estación de chancado 120 ktpd	29
Tabla 5: Datos de diseño del Sistema de Manejo de Materiales 120 ktpd.....	31
Tabla 6: Datos de diseño del sistema de manejo de materiales.....	31
Tabla 7: Datos de diseño principal de la Estación de Chancado 160 ktpd	32
Tabla 8: Equipos Principales estación de chancado 160 ktpd.....	33
Tabla 9: Datos de diseño del Sistema de Manejo de Materiales	35
Tabla 10: Datos de diseño del sistema de manejo de materiales.....	36
Tabla 11: Criterios de evaluación cualitativa	37
Tabla 12: Evaluación cualitativa opciones fuera del tajo	38
Tabla 13: Costo de inversión estación de chancado fuera del tajo.....	40
Tabla 14: Sistema de transporte de mineral grueso Fuera del Tajo	41
Tabla 15: Costo de Inversión total para Alternativa Fuera del Tajo	41
Tabla 16: Costos Operacionales Chancado Primario.....	41
Tabla 17: Costos Operacionales Sistema de Transporte de Mineral Grueso	42
Tabla 18: Datos de diseño principal de la Estación de Chancado 160 ktpd dentro del tajo.....	43
Tabla 19: Equipos principales de la estación de chancado 2A, 2B y 2D	45
Tabla 20: Equipos principales de la estación de chancado 2C y 2E.....	45
Tabla 21: Opción 2A – Características principales de las fajas transportadoras	47
Tabla 22: Opción 2B – Características principales de las fajas transportadoras	49
Tabla 23: Opción 2C – Características principales de las fajas transportadoras	51
Tabla 24: Opción 2D – Características principales de las fajas transportadoras	53
Tabla 25: Opción 2E – Características principales de las fajas transportadoras	55

Tabla 26: Criterios de evaluación cualitativa	57
Tabla 27: Evaluación cualitativa opciones In Pit – Lado talud	58
Tabla 28: Costo de inversión de estación de chancado y obras civiles generales.....	61
Tabla 29: Costo de inversión de sistema de transporte de mineral grueso	62
Tabla 30: Costo total.....	62
Tabla 31: Costos operaciones del chancado primario.....	62
Tabla 32: Costos operacionales del sistema de transporte de mineral grueso	63
Tabla 33: Resumen de la evaluación cualitativa y cuantitativa.....	63
Tabla 34: Costo de inversión de estación de chancado y obras civiles generales.....	64
Tabla 35: Costo de inversión de sistema de transporte de mineral grueso	65
Tabla 36: Costo total.....	65
Tabla 37: Costos operaciones del chancado primario.....	65
Tabla 38: Costos operacionales del sistema de transporte de mineral grueso	66
Tabla 39: Costos Evaluación Económica.....	66
Tabla 40: Supuestos económicos	80
Tabla 41: Supuestos de capital.....	80
Tabla 42: Flujo de inversión – Caso 1.....	81
Tabla 43: Flujo de inversión – Caso 2.....	81

:

Lista de Figuras

	Pág.
Figura 1: Curva del comportamiento de los costos totales	5
Figura 2: Metodología implementada en el desarrollo de la investigación.....	6
Figura 3: Ubicación de mina Cerro Verde	22
Figura 4: Plano de ubicación de CV7 y C1.....	24
Figura 5: Estación de chancado 120 ktpd	28
Figura 6: Dimensiones principales chancadora 60"x113"	28
Figura 7: Dimensiones principales chancadora 63"x130"	29
Figura 8: Estación de chancado 160 ktpd	33
Figura 9: Gráfico de radar de las Opciones Evaluadas fuera del tajo.....	39
Figura 10: Estación de chancado primario Opciones 2A, 2B y 2D	44
Figura 11: Estación de chancado primario opciones 2C y 2E	45
Figura 12: Alternativa de manejo de materiales 2A – vista de planta	48
Figura 13: Alternativa de manejo de materiales 2B – vista de planta	50
Figura 14: Alternativa de manejo de materiales 2C – vista de planta	52
Figura 15: Alternativa de manejo de materiales 2D – vista de planta	54
Figura 16: Alternativa de manejo de materiales 2E – vista de planta	56
Figura 17: Gráfico de radar de las opciones evaluadas	60
Figura 18: Reservas estimadas de cobre – LOM	69
Figura 19: Detalle de reservas de cobre (2022-2037)	70
Figura 20: Detalle de reservas de cobre (2038-2052)	70
Figura 21: Movimiento de tonelaje diario por periodo (2022-2037).....	71
Figura 22: Movimiento de tonelaje diario por periodo (2038-2052).....	72
Figura 23: Tonelaje diario para procesamiento por periodo (2022-2037)	73
Figura 24: Tonelaje diario para procesamiento por periodo (2038-2052)	74
Figura 25: Pushback rate en ktpd por fase y periodo (2022-2037)	74
Figura 26: Pushback rate en ktpd por fase y periodo (2038-2052)	76

Figura 27: Sinking rate por fase y periodo (2022-2037)	77
Figura 28: Sinking rate por fase y periodo (2038-2052)	78
Figura 29: Estimación de camiones por periodo	78
Figura 30: Flujo de caja económico a 2.5\$/lb – Cu (Caso 1)	82
Figura 31: Flujo de caja económico acumulado a 2.5\$/lb – Cu (Caso 1)	83
Figura 32: Flujo de caja económico a 2.5\$/lb – Cu (Caso 2)	84
Figura 33: Flujo de caja económico acumulado a 2.5\$/lb – Cu (Caso 2)	85
Figura 34: Análisis de sensibilidad – Costo de acarreo	86
Figura 35: Análisis de sensibilidad – Costo de operación de faja transportadora	87

Introducción

La eficiencia e innovación siempre han sido pilares fundamentales para desarrollar operaciones mineras rentables y sostenibles. En ese contexto el presente trabajo se enfoca en un tema indispensable: el rediseño de una chancadora primaria dentro del tajo con sistema de fajas que, por impacto de una fase de minado, será reubicada con el objetivo de reducir el costo operativo de camiones y disminuir el impacto ambiental.

En el ciclo de minado de una operación minera a tajo abierto, la cantidad de camiones que la operación utilizara a lo largo de la vida de la mina es un factor crucial a considerar para evaluar nuevas tecnologías como una chancadora dentro del tajo con sistema de fajas para reducir la cantidad de camiones.

Esta investigación propone evaluar detalladamente como el rediseño de una chancadora a otra de mayor capacidad y ubicarla dentro del tajo en una fase de minado a diseño final incrementa el VPN de los flujos de caja descontados y reduce la cantidad de camiones que se utilizaran a lo largo de la vida de la mina.

Se presentarán datos empíricos, análisis cuantitativos y un estudio de caso que respalda la necesidad y el impacto del reemplazo de una chancadora primaria que por avance de una fase de minado podría ser reubicada dentro o fuera del tajo abierto. Con el objetivo de realizar un estudio completo, se evaluarán y presentarán datos técnicos y económicos, así como el cronograma de actividades necesarios para implementar este proyecto.

Al finalizar, este trabajo propone mostrar otra perspectiva que favorece la inclusión de una chancadora primaria con fajas dentro del tajo como una alternativa económica que beneficia el plan de vida de la mina a largo plazo.

Capítulo I. Parte introductoria del trabajo

1.1 Generalidades

Actualmente, debido al problema del calentamiento global, la industria minera está aumentando su enfoque en la gestión medioambiental principalmente, pero también en la excelencia operativa y el rendimiento de seguridad hacia niveles de cero daños.

El sistema de transporte de materiales en una mina a cielo abierto afecta significativamente los costos de capital y operación. El acarreo de material a través de camiones es el sistema de transporte más común, confiable y es el más costoso que se ha utilizado en la mayoría de las minas a tajo abierto desde hace mucho tiempo atrás.

Por otro lado, este sistema de transporte es muy caro que cuesta hasta el 50% de los costos totales del minado. Estos costos aumentan continuamente debido a la inflación de los precios de combustible, neumáticos y mano de obra.

Otro factor importante es la emisión de CO₂ generada por la quema de combustible y la cantidad de polvo que se genera por rodadura de estos camiones. En operaciones mineras a tajo abierto de gran envergadura en donde la cantidad de camiones gigantes es considerable, es en este escenario en que el sistema de chancado y fajas transportadoras dentro del tajo (IPCC) sería una alternativa, la cual requerirá una mayor inversión inicial, pero proporciona un ahorro sustancial en el costo operativo de transporte a través de la vida de todo el proyecto minero.

Comparar un sistema de acarreo con camiones en una mina a cielo abierto con el sistema IPCC (In-Pit Crusher and Conveyor) implica considerar una serie de factores clave que afectan la eficiencia, los costos y los impactos ambientales de cada método. Aquí hay una comparación general entre ambos sistemas:

Eficiencia operativa:

Camiones de acarreo: Los camiones pueden ser rápidos y flexibles en terrenos variados, pero están limitados por la capacidad de carga y la velocidad de transporte. Los tiempos de carga y descarga pueden ser significativos.

IPCC: El sistema IPCC puede mejorar la eficiencia al reducir los tiempos de transporte y eliminar la necesidad de cargar y descargar material en una ubicación separada. Sin embargo, la eficiencia puede verse afectada por la capacidad y confiabilidad del sistema de transporte de la trituradora in situ y las cintas transportadoras.

Costos de capital:

Camiones de acarreo: Requieren una inversión inicial significativa en camiones de carga, equipos de carga, carreteras mineras y mantenimiento de flota.

IPCC: La implementación de un sistema IPCC también puede requerir una inversión considerable en equipos de trituración, cintas transportadoras, infraestructura de soporte y planificación de la mina.

Costos operativos:

Camiones de acarreo: Los costos operativos incluyen combustible, mantenimiento de vehículos, mano de obra para operar y mantener los camiones, así como costos asociados con la construcción y mantenimiento de carreteras mineras.

IPCC: Los costos operativos del sistema IPCC pueden incluir energía para la trituradora in situ y las cintas transportadoras, mantenimiento de equipos y mano de obra.

Impacto ambiental:

Camiones de acarreo: Pueden generar emisiones de gases de efecto invernadero y contaminación del aire debido al uso de combustible. También requieren la construcción y mantenimiento de carreteras mineras, lo que puede tener impactos en el suelo y la vegetación.

IPCC: Puede reducir las emisiones de gases de efecto invernadero al eliminar o reducir la necesidad de transporte de material mediante camiones. Sin embargo, la construcción y operación de la trituradora in situ y las cintas transportadoras también pueden tener impactos ambientales, como el consumo de energía y la generación de ruido.

En resumen, la elección entre un sistema de acarreo con camiones y el sistema IPCC depende de varios factores, incluidos los objetivos de producción, la geología del sitio minero, los costos de capital y operativos, y los impactos ambientales. Cada método

tiene sus ventajas y desventajas, y la decisión final generalmente se basa en un análisis detallado de estos factores en el contexto específico de la operación minera.

1.2 Descripción del problema de investigación

En todo proyecto minero a tajo abierto, el mayor costo operativo es representado por el costo de transporte de material el cual se realiza a través de camiones mineros. El componente de transporte suele representar alrededor del 45 % de los costos operativos durante la vida útil de la mina (Tutton et al., 2009).

Debido a la corta distancia de acarreo al inicio de la explotación de una mina el tiempo de ciclo de minado es pequeño. Sin embargo, cuando la vida de la mina se extiende la profundidad del tajo aumenta y por lo tanto también aumenta la distancia la cual se transportará el mineral y desmonte, esto ocasiona que el ciclo de minado se extienda y se reduzca el rendimiento de los camiones por hora. A medida que aumenta la profundidad del tajo, mayor es la distancia y el tiempo de ciclo de los camiones que transportan material. Como resultado, se requieren más camiones para transportar un volumen específico de material. Las fluctuaciones en los precios del combustible, las llantas, las piezas de repuesto, y las emisiones de gases de efecto invernadero debido al sistema de camiones y palas, aumentan los costos operativos (M. Shamsi et al., 2021).

Los altos costos de explotación minera dependen principalmente de la confiabilidad de los equipos que se utilicen y de la gestión de su mantenimiento. Debido a la gran inversión de capital que se realiza en la industria minera, mantener una adecuada operación continua y económicamente eficiente depende de cada proceso minero y de la correcta gestión de los equipos que se utilicen en los diferentes procesos. Es preciso que los proyectos que se realicen por disminuir costos se enfoquen en mejorar la utilización y disponibilidad de camiones y palas mineros, debido a que estos equipos representan más del 70% de los costos operativos en el ciclo de minado. La rentabilidad de una maquinaria depende de su nivel de confiabilidad mecánica, uso de tecnología y gestión de mantenimiento y operación (K. Kyelgyenbai et al., 2021).

Las principales causas por las cuales se deciden retirar un equipo minero son los problemas mecánicos y el alza de los costos de operación. Los desperfectos mecánicos se relacionan con el envejecimiento de los equipos y la destrucción física de las partes mecánicas las cuales provocan dificultades para realizar de forma correcta las labores para las que fueron adquiridas. Los altos costos operativos dependen de la competitividad del equipo, con el tiempo se produce una disminución de la productividad por la necesidad de mantenimiento excesivo lo que causará que cada vez se gaste más dinero en reparar los equipos y su productividad disminuya con los años de operación. Los problemas operacionales de los equipos en minería ocasionan un incremento en el costo total de mantenimiento, además el desgaste afecta la disponibilidad mecánica e impide que el equipo realice la operación para el cual fue diseñado (E. Guerra y A. Montes, 2019).

En resumen, uno de los mayores problemas de todas las minas a tajo abierto es que a medida que la flota de sus camiones acumula años de operación, incrementan los costos de acarreo, principalmente a los siguientes factores:

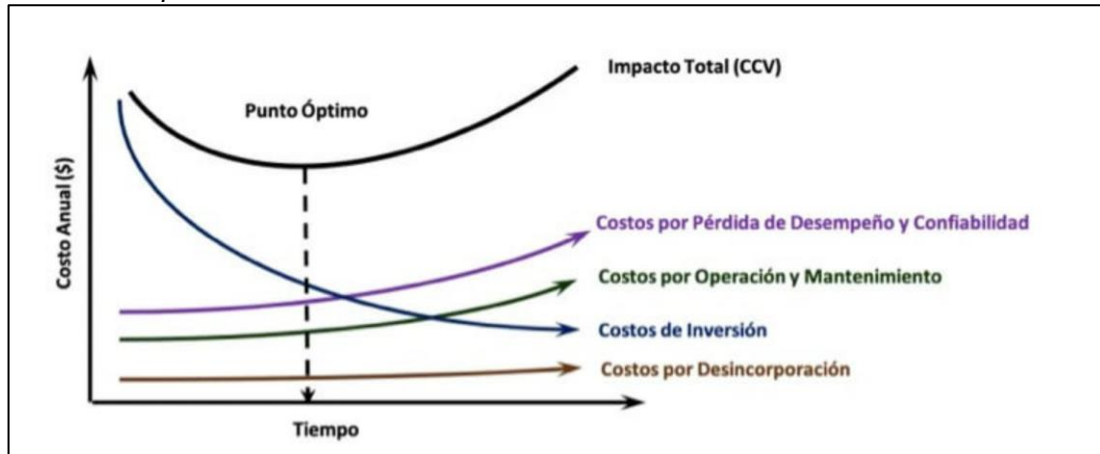
- Incremento de distancias de acarreo
- Incremento del consumo de combustible
- Disminución de velocidades
- Disminución de disponibilidad mecánica
- Incremento del costo de mantenimiento

Lo anteriormente mencionado se resuelve comprando nuevos equipos de acarreo, sin embargo, esto también impacta significativamente en el flujo económico del proyecto minero.

En la Figura 1 se muestra la curva del comportamiento de los costos totales, los costos de operación y mantenimiento, y la recuperación del capital versus la cantidad de años del periodo de estudio.

Figura 1

Curva del comportamiento de los costos totales



Fuente: Economía Minera (Dammert Lira, Alfredo)

Los años de operación de la flota de acarreo no solo causa el problema del incremento de costos de operación y mantenimiento, también ocasiona problemas de altas emisiones de CO₂ debido a que la combustión que se genera en el motor es menos eficiente que cuando el equipo estuvo en los primeros años de operación, otro problema es la seguridad al operar los equipos con mayor antigüedad debido a que es muy probable el fallo de algún componente que origine un accidente al operar el equipo, otro problema es la ergonomía con la que trabaja el operador de un equipo antiguo y por último pero no menos importante es el uso de tecnología obsoleta que impida llevar un mejor control sobre el equipo.

Debido a todo lo antes mencionado existen alternativas tecnológicas mucho más eficientes como el sistema de IPCC (In-pit Crusher and Conveyor).

En general, la implementación de un sistema IPCC puede requerir una inversión inicial significativa debido a la necesidad de adquirir equipos de trituración, cintas transportadoras, sistemas de energía, infraestructura de apoyo y la planificación y ejecución de la instalación. Además, también se deben considerar los costos operativos y de mantenimiento a largo plazo del sistema.

A pesar de la inversión inicial, los sistemas IPCC a menudo se consideran rentables a largo plazo debido a su capacidad para mejorar la eficiencia de la extracción de minerales

y reducir los costos de transporte. Sin embargo, el retorno de la inversión puede variar según las condiciones específicas de cada mina y la planificación adecuada es crucial para garantizar que el sistema IPCC se implemente de manera efectiva y rentable.

¿En qué medida los altos costos operativos de una chancadora primaria afectan los procesos de minado?

1.3 Objetivo general

Rediseñar la chancadora primaria dentro del tajo tanto en dimensiones como en capacidad con la finalidad de reducir tiempos de chancado y costos operativos.

1.4 Hipótesis general

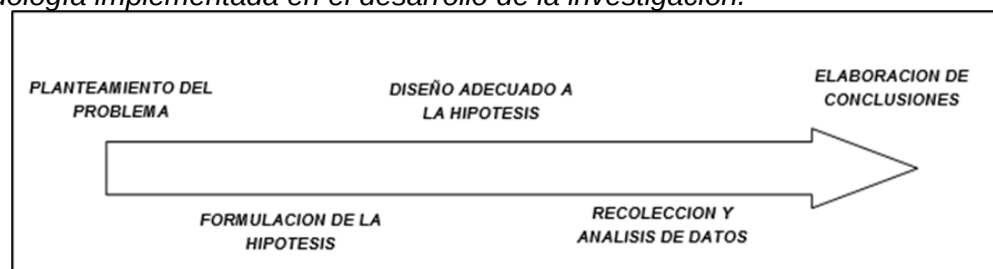
Un adecuado rediseño de la chancadora primaria dentro del tajo, reducirá los costos operativos.

1.5 Metodología

La metodología empleada en esta investigación es de tipo experimental-práctica. Inicialmente, se plantea un problema de conocimiento, en este caso, cómo reducir los costos operativos de la mina mediante el rediseño de la chancadora primaria dentro del tajo. Luego, se formula una hipótesis en relación con este problema y se diseña un enfoque adecuado para probarla. En la siguiente fase de la investigación, se recolectan y analizan datos, utilizando técnicas de medición en campo, evaluaciones y simulaciones para obtener la información necesaria. Finalmente, se elaboran conclusiones basadas en los datos recopilados y se hacen recomendaciones para futuros trabajos.

Figura 2

Metodología implementada en el desarrollo de la investigación.



Fuente: <https://www.postgradoune.edu.pe/pdf/documentos-academicos/ciencias-de-la-educacion/10.pdf>

Tabla 1

Operacionalización de variables e indicadores

CLASE	VARIABLE	DEFINICION OPERACIONAL	DIMENSIONES	INDICADORES
Independiente	Rediseño de la chancadora primaria	In-pit Crusher and Conveyor, chancadora ubicada dentro del tajo de la mina, conectada a una serie de fajas transportadoras que llevan el mineral triturado hacia la superficie o a la planta de procesamiento.	Evaluar alternativas para implementación de la chancadora primaria dentro del tajo	Tonelaje diario de movimiento (Ktpd) Tonelaje diario para procesamiento (Ktpd)
		Los costos operativos en minería son los gastos necesarios para mantener la producción y funcionamiento de una mina. Incluyen costos de extracción, procesamiento, transporte, energía, mantenimiento, y mano de obra. También abarcan gastos en seguridad, gestión ambiental y administración. Estos costos son fundamentales para determinar la rentabilidad de una operación minera, influyendo en la toma de decisiones sobre inversión y producción.		Costo de inversión de estación de chancado (USD) Costo de inversión de sistema de transporte (USD) Costos operaciones del chancado (USD/t) Costos operacionales del sistema de transporte (USD/t) Valor Presente Neto (USD)
Dependiente	Costos operativos		Reducir costos de operación de chancado y transporte de material para la concentradora Incrementar la rentabilidad de la operación	

Fuente: Elaboración propia

Tabla 2

Matriz de consistencia

PROBLEMA GENERAL	OBJETIVO GENERAL	HIPOTESIS GENERAL	VARIABLES		INDICADOR
			INDEPENDIENTE	DEPENDIENTE	
¿En qué medida los altos costos operativos de una chancadora primaria afectan los procesos de minado?	Rediseñar la chancadora primaria dentro del tajo tanto en dimensiones como en capacidad para reducir tiempos de chancado y costos operativos.	Un adecuado rediseño de la chancadora primaria dentro del tajo, reducirá los costos operativos.	Rediseño de la chancadora	Costos operativos	Costo de inversión de estación de chancado (USD)
					Costo de inversión de sistema de transporte (USD)
					Costos operaciones del chancado (USD/t)
					Costos operacionales del sistema de transporte (USD/t)
					Valor Presente Neto (USD)

Fuente Elaboración propia

Capítulo II. Marco teórico y conceptual

2.1 Antecedentes Investigativos

2.1.1 *Antecedentes investigativos internacionales*

McEwing, Scott (2019), en su artículo de investigación “Finding the Right Fit - Risks and Opportunities of Open-Pit Crushing and Conveying” , realiza un estudio sobre las chancadoras dentro del tajo y concluye que en proyectos mineros adecuados , este sistema reducirá costos operativos en un rango de 20% a 60% dependiendo de la longitud de la faja y de la profundidad a la que se ubique la chancadora, asimismo indica que este sistema permite a la mina utilizar bajos costos de electricidad y un eficiente sistema de transporte por faja para reducir los costos de acarreo.

De la misma forma este sistema es posible de ser utilizado en un rango diverso de escenarios mineros con grandes distancias de acarreo en la superficie en depósitos tabulares como son bauxita, carbón y proyectos de hierro a grandes profundidades y con extensas vidas de mina tanto en material de mineral como desmonte.

Topf Andrew (2017) en su artículo de investigación “In-pit crushing and conveying systems changing the way ore is moved” resalta que existen varias ventajas de un sistema de chancadora y fajas dentro del tajo sobre el sistema de camiones convencional e indica que el más obvio es la reducción de costos por la menor necesidad de mantenimiento de carreteras y camiones, junto con un significativo menor consumo de combustible y costo de labor por mano de obra.

También menciona que el sistema IPCC presenta mayor confiabilidad, requiere menos empleados en mantenimiento y servicio que el de camiones y que no serían perjudicados por mal clima.

Asimismo, menciona que el sistema IPCC puede operar a grandes pendientes de alrededor de 30% comparados con camiones que por lo general operan en pendientes restringidas al 10%.

Kempas Jordan (2017), en un artículo publicado por Mining.com, indica que las minas que adoptan un sistema IPCC están buscando ahorrar entre 20% a 40% sobre un sistema de acarreo por camiones, dependiendo de las tasas de productividad y si los camiones están transportando agregados o mineral.

También menciona que, para agregados, donde las tasas de producción son menores que las de minas de metales base, los ahorros están en un rango de 20% a 25% sobre unos 10 a 15 años de vida de mina, incluyendo costos de capital y de operación. Minas de metales base tiene un potencial de ahorrar más, en un rango de 30% a 40% y tienen un corto periodo de retorno de la inversión que las minas de agregados porque tienen alta productividad, a pesar de tener un alto costo de inversión comparado con los camiones, especialmente en operaciones Brownfield que ya cuentan con una flota de camiones.

2.1.2 Antecedentes investigativos nacionales

Loli, Walter (2016), Tesis “metodología de planificación a Cielo abierto considerando incorporación de In-pit Crusher and Conveyors”; el documento diseña e implementa una metodología genérica que permita realizar la planificación de largo plazo, considerando In-Pit Crusher and Conveyors como una alternativa para el manejo de materiales.

El IPCC como alternativa conlleva sus propias complejidades como restricciones, limitantes y ventajas. Es por ello por lo que no debe ser abordado de manera similar al sistema tradicional de planificación minera, de esta manera conseguir un procedimiento consistente y robusto acorde a la industria.

Paucar, John; Torres Luis; Llave Franklin, Venero Richard (2019), Documento “Estudio de Viabilidad Económica para el diseño de transporte en minería a cielo abierto; sistema de acarreo por camiones frente a un sistema de acarreo mecanizado por faja transportadora”, realiza una evaluación económico-financiero entre la implementación de un sistema de acarreo mecanizado por faja transportadora y un sistema de acarreo por camiones.

El documento estudia todo el marco teórico, términos de planeamiento, flujo de caja, geomecánica y simula la implementación de este sistema en una alternativa de proyecto a tajo abierto, donde se evaluará el flujo de caja originado por ingresos, costos e inversiones, logrando de esta forma una comparación económica entre dos alternativas.

2.1.3 Antecedentes investigativos locales

Olortegui, Yohel; Sagua, Julio; Lima, José; Alvarado, Rolando (2023), Documento “Impacto en la innovación operacional en el transporte operacional de mina a planta en mina Cuajone”, describe la implementación de una chancadora dentro del tajo con una faja transportadora de 9 km de longitud la cual reemplaza el sistema de transporte de la mina a la chancadora realizado por 5 locomotoras de 9 vagones cada una.

El documento indica que como resultado de esta innovación tecnológica en el transporte de mina a planta se tiene 3 resultados principales: reducción a cero la exposición de riesgos de los operarios de locomotoras y de tolveo en el acarreo de mineral, la cantidad de gases (CO₂) emitidos por el consumo de combustible de las locomotoras es reducido en un 50% y los costos de acarreo de mineral se reducen en 25% (de los cuales el 8% corresponde al uso de fajas transportadoras y el 17% corresponde a la reducción en la cantidad de camiones de acarreo por distancia más corta).

2.2 Marco teórico

2.2.1 Fundamentos de la IPCC

Los fundamentos de un sistema In-Pit Crushing and Conveying (IPCC) se basan en su diseño y operación para mejorar la eficiencia y la sostenibilidad en las minas a cielo abierto. Los principales fundamentos de un sistema IPCC son:

- **Reducción de Costos de Transporte:** La principal ventaja de los sistemas IPCC es la significativa reducción en los costos de transporte de material. Al triturar el material en el tajo y transportarlo directamente a través de cintas transportadoras, se minimiza la dependencia de los camiones pesados, lo que reduce el gasto en combustible y mantenimiento.

- **Eficiencia Operativa:** El IPCC permite una operación continua y eficiente. Al eliminar o reducir la necesidad de transporte en camiones, se minimizan los tiempos de inactividad y se maximiza la productividad de la mina.
- **Impacto Ambiental Reducido:** Estos sistemas disminuyen la emisión de gases de efecto invernadero y la generación de polvo, gracias a la reducción del tráfico de camiones pesados. Esto contribuye a un menor impacto ambiental de las operaciones mineras.
- **Flexibilidad y Escalabilidad:** Los sistemas IPCC pueden diseñarse y adaptarse a diferentes configuraciones de minas, lo que permite su uso en diversas condiciones geológicas y de diseño de minas. Además, pueden escalarse a medida que cambian las necesidades de producción.
- **Seguridad Mejorada:** Al reducir el número de camiones que circulan, disminuye el riesgo de accidentes relacionados con el tráfico de vehículos pesados en la mina.
- **Optimización del Espacio en el Tajo:** El uso de cintas transportadoras y equipos de trituración dentro del tajo optimiza el uso del espacio y permite un diseño más eficiente del tajo.
- **Capacidad de Integración con Tecnologías Avanzadas:** Los sistemas IPCC se integran bien con tecnologías avanzadas como la automatización y el control remoto, lo que permite operaciones más eficientes y seguras.
- Estos fundamentos hacen que los sistemas IPCC sean una opción atractiva para operaciones mineras que buscan optimizar sus procesos y reducir su impacto ambiental, al mismo tiempo que mantienen o mejoran la productividad.

2.2.2 Tecnología de chancado

La tecnología de chancado (o trituración) es fundamental en los sistemas In-Pit Crushing and Conveying (IPCC) para las operaciones mineras. El objetivo es reducir el tamaño del material extraído para facilitar su manejo y transporte mediante cintas transportadoras. Las principales tecnologías de chancado utilizadas en un sistema IPCC son:

Chancadoras Primarias:

- Chancadoras Giratorias: Son muy usadas en operaciones mineras de gran escala por su alta capacidad de procesamiento. Manejan rocas de gran tamaño y tienen una alta eficiencia de reducción.
- Chancadoras de Mandíbula: Adecuadas para materiales duros y abrasivos. Tienen una estructura simple, lo que las hace duraderas y fáciles de mantener.

Chancadoras Secundarias y Terciarias:

- Chancadoras de Cono: Son usadas para el chancado secundario o terciario, proporcionando granularidades más finas. Son efectivas para minerales de dureza media a alta.
- Chancadoras de Impacto: Utilizadas para obtener productos con buenas formas cúbicas y son ideales para materiales menos abrasivos. Están diseñadas para alcanzar altas tasas de reducción.

Sizers y Chancadoras de Rodillos:

- Sizers: Especialmente útiles en la reducción de materiales blandos a medianamente duros. Ofrecen un tamaño de salida uniforme y son excelentes para la producción de carbón.
- Chancadoras de Rodillos: Eficientes para la trituración de materiales friables y se usan comúnmente cuando se necesita una reducción de tamaño moderada.

Tecnologías Móviles:

- Plantas de Chancado Móviles: Estas unidades pueden trasladarse dentro del tajo, lo que permite una mayor flexibilidad y adaptación a las condiciones cambiantes de la mina. Se utilizan tanto chancadoras como Sizers en estas configuraciones.

Automatización y Control:

- Los sistemas modernos de chancado para IPCC a menudo están equipados con tecnologías avanzadas de automatización y sensores que monitorean continuamente el rendimiento de la máquina, ajustando los parámetros de operación para optimizar la producción y reducir el desgaste.

Sistemas de Alimentación y Descarga:

- Alimentadores: Aseguran una alimentación continua y uniforme al sistema de chancado.
- Cintas Transportadoras: Se utilizan para transportar el material chancado fuera del tajo hacia su siguiente destino o hacia pilas de almacenamiento.
- Estas tecnologías son esenciales para maximizar la eficiencia, reducir costos y mejorar la sostenibilidad ambiental de las operaciones mineras dentro del contexto de un sistema IPCC.

2.2.3 Estudios de casos y aplicaciones previas

Los estudios de caso sobre sistemas In-Pit Crushing and Conveying (IPCC) ofrecen insights valiosos sobre su implementación y resultados en distintas operaciones mineras alrededor del mundo. Algunos ejemplos destacados de aplicaciones previas de sistemas IPCC son:

- Minera Escondida (Chile): Esta mina implementó un sistema IPCC para manejar los desafíos asociados con la gran distancia entre las áreas de extracción y los puntos de procesamiento. El sistema ayudó a reducir los costos operativos y el consumo de combustible, mejorando la eficiencia en el manejo de materiales.
- Mina de Cobre Grasberg (Indonesia): Considerada una de las minas más grandes del mundo, Grasberg implementó un sistema IPCC para mejorar la eficiencia del transporte de material desde el tajo hasta su planta de procesamiento. El sistema no solo redujo los costos de operación, sino que también contribuyó a una menor huella ambiental.
- Mina de carbón Clermont (Australia): Clermont es una referencia en la adopción de tecnología IPCC en una mina de carbón. El sistema ha permitido una reducción significativa en la dependencia de camiones para el transporte de carbón, resultando en ahorros sustanciales y menor impacto ambiental.
- Proyecto de cobre y oro Oyu Tolgoi (Mongolia): En Oyu Tolgoi, el sistema IPCC fue diseñado para optimizar el manejo de material y reducir los costos operacionales

en una de las minas más grandes de cobre y oro. El sistema facilita el manejo de grandes volúmenes de tierra y roca, mejorando la sostenibilidad general de la operación.

- Mina de hierro S11D (Brasil): Operada por Vale en la región del Amazonas, esta mina implementó un avanzado sistema IPCC como parte de su estrategia de expansión. El sistema ha permitido una reducción considerable en el uso de camiones Diesel, lo que ha llevado a importantes ahorros en costos y a una reducción de la emisión de gases de efecto invernadero.

Estos estudios de caso ilustran cómo los sistemas IPCC pueden adaptarse a distintos entornos y necesidades específicas, proporcionando beneficios económicos y ambientales significativos. La elección de implementar un sistema IPCC depende de varios factores, como la geografía del sitio, las características del mineral, y los objetivos estratégicos de la operación minera.

2.2.4 Beneficios ambientales y de sostenibilidad

Los sistemas In-Pit Crushing and Conveying (IPCC) ofrecen varios beneficios ambientales y de sostenibilidad en comparación con los métodos tradicionales de transporte de material en minería. Algunos de estos beneficios:

- Reducción de Emisiones de CO₂: Al disminuir la dependencia de camiones para el transporte de material, los sistemas IPCC reducen significativamente el consumo de combustible y las emisiones de gases de efecto invernadero asociadas. Esto es crucial para las operaciones mineras que buscan minimizar su impacto ambiental y cumplir con regulaciones más estrictas sobre emisiones.
- Menor Consumo Energético: Las cintas transportadoras y los sistemas de chancado utilizados en los sistemas IPCC son generalmente más eficientes energéticamente en comparación con los camiones de acarreo. Esto se traduce en un menor consumo de energía para mover la misma cantidad de material.
- Disminución de la Contaminación Acústica y del Aire: Los sistemas IPCC producen menos ruido que los camiones de acarreo, lo que beneficia tanto al medio ambiente

local como a las comunidades cercanas. Además, al reducir el número de vehículos pesados en operación, se disminuye la generación de polvo y otros contaminantes aéreos.

- **Optimización del Uso del Espacio:** Al integrar las operaciones de chancado y transporte dentro del tajo, los sistemas IPCC permiten una gestión más eficiente del espacio, lo que puede resultar en una menor huella de la mina y un impacto reducido en el paisaje local.
- **Reducción del Impacto en la Biodiversidad:** Con menos tráfico de camiones y una menor expansión de las infraestructuras superficiales, los sistemas IPCC pueden ayudar a preservar los hábitats locales y proteger la biodiversidad en las áreas circundantes de la mina.
- **Mejoras en la Recuperación y Manejo del Agua:** Los sistemas IPCC, al reducir la generación de polvo y la erosión del suelo, pueden contribuir a una mejor gestión del agua, reduciendo la necesidad de agua para el control de polvo y facilitando la recuperación de aguas en las operaciones mineras.
- **Mayor Sostenibilidad a Largo Plazo:** Al ser más eficientes y tener un menor impacto ambiental, los sistemas IPCC favorecen la sostenibilidad a largo plazo de las operaciones mineras, alineándose mejor con las políticas globales de desarrollo sostenible y responsabilidad corporativa.

Estos beneficios destacan cómo los sistemas IPCC no solo son una solución eficiente en términos de costos, sino que también contribuyen significativamente a los esfuerzos de las empresas mineras por ser más respetuosas con el medio ambiente y socialmente responsables.

2.2.5 Desafíos y limitaciones de una IPCC

Los sistemas In-Pit Crushing and Conveying (IPCC) ofrecen ventajas significativas, pero también enfrentan varios desafíos y limitaciones que pueden complicar su implementación y operación en minas.

Aquí te detallo algunos de estos desafíos:

- **Alto Costo Inicial:** La implementación de un sistema IPCC requiere una inversión inicial significativa en equipos, instalación y configuración de infraestructura. Esto puede ser una barrera, especialmente para operaciones más pequeñas o para aquellas que ya tienen una infraestructura de transporte establecida.
- **Dependencia del Diseño del Tajo:** Los sistemas IPCC están intrínsecamente ligados al diseño del tajo. Cambios en la geometría de la mina, como profundidad y extensión, pueden afectar la viabilidad y eficiencia del sistema. Esto requiere una planificación meticulosa y a menudo una revisión del diseño del tajo a medida que avanza la explotación minera.
- **Flexibilidad Operacional Reducida:** A diferencia de los camiones, que pueden ser redirigidos fácilmente, los sistemas de cintas transportadoras son menos flexibles. Modificaciones en la planificación de la mina o interrupciones inesperadas pueden ser más difíciles de manejar con un sistema fijo de IPCC.
- **Mantenimiento y Confiabilidad:** Los sistemas IPCC requieren un mantenimiento regular y pueden ser propensos a fallas que afectan toda la operación. La confiabilidad de las cintas transportadoras y equipos de chancado es crítica, y cualquier tiempo de inactividad puede tener un impacto significativo en la producción.
- **Requerimientos de Capacitación y Competencias del Personal:** Operar y mantener un sistema IPCC requiere habilidades específicas y capacitación. La falta de personal capacitado puede ser un desafío, especialmente en regiones remotas o en países con industrias mineras menos desarrolladas.
- **Impacto Ambiental Durante la Construcción:** Aunque los sistemas IPCC pueden reducir el impacto ambiental durante la operación, la construcción de estas infraestructuras puede tener un impacto significativo, incluyendo la alteración del paisaje, la deforestación y el desplazamiento de tierras.
- **Restricciones Geológicas y Geotécnicas:** Las características geológicas y geotécnicas del sitio pueden limitar la implementación de un sistema IPCC. Por

ejemplo, terrenos altamente accidentados o con condiciones de suelo inestables pueden no ser adecuados para cintas transportadoras largas o estructuras de chancado fijas.

- Integración con Otras Operaciones Mineras: Integrar un sistema IPCC con las operaciones mineras existentes puede ser complejo, especialmente en minas que ya tienen sistemas logísticos y de procesamiento establecidos.

Estos desafíos requieren una evaluación cuidadosa y una planificación detallada para asegurar que la implementación de un sistema IPCC sea técnicamente factible y económicamente viable en el contexto específico de una mina

2.2.6 Tendencias futuras y desarrollos tecnológicos de IPCC

Los sistemas In-Pit Crushing and Conveying (IPCC) están evolucionando rápidamente debido a avances tecnológicos y tendencias en la industria minera. A medida que buscamos optimizar la eficiencia y reducir el impacto ambiental, algunas tendencias futuras y desarrollos tecnológicos en el ámbito de los sistemas IPCC:

- Automatización y Robotización: La automatización completa de los sistemas de chancado y transporte está en aumento. Los avances en tecnología permiten operaciones más seguras y eficientes con menor necesidad de intervención humana. La robotización de mantenimientos y operaciones complejas también está en desarrollo, buscando minimizar los tiempos de inactividad y aumentar la seguridad.
- Integración de la Inteligencia Artificial (IA): La IA y el análisis de datos están transformando los sistemas IPCC, permitiendo una mejor predicción de fallos, mantenimiento predictivo y optimización del rendimiento del sistema en tiempo real. Estos sistemas pueden ajustar automáticamente las operaciones basándose en condiciones cambiantes y datos de rendimiento.
- Desarrollo de Equipos Móviles y Semimóviles: Los sistemas IPCC móviles y semimóviles están ganando popularidad, ya que ofrecen mayor flexibilidad que los

sistemas fijos tradicionales. Estos pueden reubicarse según la evolución de la mina, lo que permite una adaptación más dinámica a los cambios en el plan de minado.

- **Energías Renovables y Sistemas de Energía Híbridos:** Integrar fuentes de energía renovable, como solar o eólica, con los sistemas IPCC puede reducir aún más las emisiones de carbono y los costos energéticos. Los sistemas híbridos, que combinan Diesel con electricidad o baterías, también están en desarrollo para mejorar la eficiencia energética.
- **Mejoras en la Durabilidad y Eficiencia de los Componentes:** El desarrollo de materiales más resistentes al desgaste y de componentes de mayor eficiencia está en curso para prolongar la vida útil de los equipos y reducir la frecuencia de mantenimiento.
- **Soluciones Personalizadas y Modulares:** Los sistemas IPCC están siendo diseñados para ser más modulares, permitiendo una configuración personalizada que se adapte mejor a las necesidades específicas de cada operación minera.
- **Simulación y Modelado:** Las tecnologías de simulación avanzada y modelado 3D están mejorando la planificación y el diseño de los sistemas IPCC. Esto ayuda a prever problemas potenciales y a optimizar el diseño antes de la construcción.
- **Sostenibilidad y Responsabilidad Social:** Con un enfoque creciente en la sostenibilidad, los nuevos desarrollos en sistemas IPCC también buscan minimizar el uso del agua, reducir la generación de polvo y mejorar la gestión de residuos.

Estas tendencias indican un futuro en el que los sistemas IPCC serán más eficientes, seguros y ambientalmente amigables, jugando un papel crucial en la minería del futuro.

2.3 Marco conceptual

- **Fajas:**

Es un Sistema de transporte compuesta por una cinta de material de caucho y lona que traslada material de un punto a otro.

- Fase:

Es una zona del tajo que se minara con equipos de carguío y acarreo.

- Mineral:

Mineral de Sulfuro Primario con Alto contenido de cobre que será triturado en la chancadora primaria MILLCHAN y tendrá como destino final la planta concentradora.

- Carguío:

Mineral de Sulfuro Secundario con Alto contenido de cobre que será triturado en la chancadora primaria HIDROCHAN y tendrá como destino final los PAD's de lixiviación.

- IPCC:

In-pit Crusher and Conveyor, chancadora ubicada dentro del tajo de la mina, conectada a una serie de fajas transportadoras que llevan el mineral triturado hacia la superficie o a la planta de procesamiento.

- CAPEX:

Se refiere a los fondos que una empresa utiliza para adquirir, mejorar o mantener activos físicos como propiedades, edificios, tecnologías, o equipos. Este tipo de gasto es una inversión en el negocio con el objetivo de beneficiar la operación a largo plazo.

- OPEX:

Se refiere a los gastos recurrentes que una empresa incurre durante sus operaciones normales. Estos incluyen costos como salarios, alquiler, servicios públicos, mantenimiento, y otros gastos necesarios para el funcionamiento diario de un negocio.

Capítulo III. Desarrollo del trabajo de investigación

3.1. Unidad de estudio

La mina Cerro Verde se localiza a 20 millas al suroeste de Arequipa, Perú. La elevación más alta del banco es de 2.750 metros sobre el nivel del mar, y se proyecta que el fondo final del pozo sea de 1.570 metros sobre el nivel del mar. Etapas de la Investigación.

Las coordenadas UTM en el sistema DATUM PSAD – 56 son las siguientes:

- N 8.170.700
- E 222.800

En coordenadas Geográficas:

- Latitud: 16° 32' (Sur).
- Longitud: 71° 36' (Oeste).

La zona es accesible por dos rutas, mediante la carretera Panamericana antigua que se encuentra asfaltada y tomando un desvío hacia Lima y otra que es la más corta y que nos conduce a Cerro Verde, es tomando la ruta a Congata y atravesando el túnel que une Congata con la propiedad minera.

La distancia de la mina a la ciudad de Lima, en línea recta es de aproximadamente 1,000 km y al puerto de Matarani, pasa a pocos kilómetros del centro minero de Cerro Verde.

Figura 3

Ubicación de mina Cerro Verde



Fuente: SMCV

3.1.1 Geología

Geología regional

Cerro Verde y Santa Rosa, ubicados a 30 km. al SO de Arequipa, son yacimientos del tipo pórfido de cobre y molibdeno, emplazados en el segmento sur del Batolito de la Costa, Segmento Arequipa, Superunidades Tiabaya y Yarabamba.

Localmente se tiene rocas plutónicas intruidas por rocas subvolcánicas porfiríticas de composición calco-alcalina, las mismas que también han intruido a rocas metamórficas, volcánicas y sedimentarias, con edades que van desde el Precámbrico hasta el Terciario

inferior. Remanentes de ignimbritas, cenizas y arenas volcánicas, corresponden a los últimos eventos ocurridos en el área.

Las rocas plutónicas que engloban a los pórfidos subvolcánicos, genéticamente relacionados a los depósitos de cobre porfirítico de Cerro Verde y Santa Rosa, conforman el complejo intrusivo conocido como “La Caldera”, estos pórfidos están alineados según una dirección NO-SE, que es la misma de la Cordillera de los Andes. Fisiográficamente, presentan una topografía madura con cerros redondeados de baja altura, quebradas secas y drenaje dendrítico.

Geología estructural

El área de estudio ha sido sometida a un intenso fallamiento y fracturamiento en diferentes etapas de su historia geológica, especialmente como consecuencia del levantamiento de los Andes y del emplazamiento del Batolito de la Costa.

En las minas de Santa Rosa y Cerro Verde se han reconocido un sin número de fallas, especialmente en esta última, las que han tenido un papel muy importante en la formación de los depósitos.

Las edades relativas son pre, inter y post-mineralización.

3.1.3 Mina

La Unidad de producción Cerro Verde es un yacimiento de cobre del que se extrae principalmente sulfuros secundarios y primarios, con estos materiales se produce concentrado de cobre, concentrado de molibdeno y cátodos de cobre.

Los concentrados de cobre y molibdeno son producidos por las plantas concentradoras y los cátodos de cobre en la planta industrial; cada uno de estos procesos tiene un origen distinto, principalmente según el tipo de mineralización y contenido de cobre del mineral.

Actualmente la Unidad de producción Cerro Verde acarrea con los camiones mineros aproximadamente 1 Millón de TM diarias como material Movido, siendo esto un gran reto para la operación.

Actualmente para cumplir con su plan de minado Cerro Verde utiliza 90 camiones Caterpillar 793 de 245 TM, 54 camiones Komatsu 930 de 320 TM y 5 camiones Ultraclass (3 Komatsu 980 y 2 Caterpillar 798) de 400 TM.

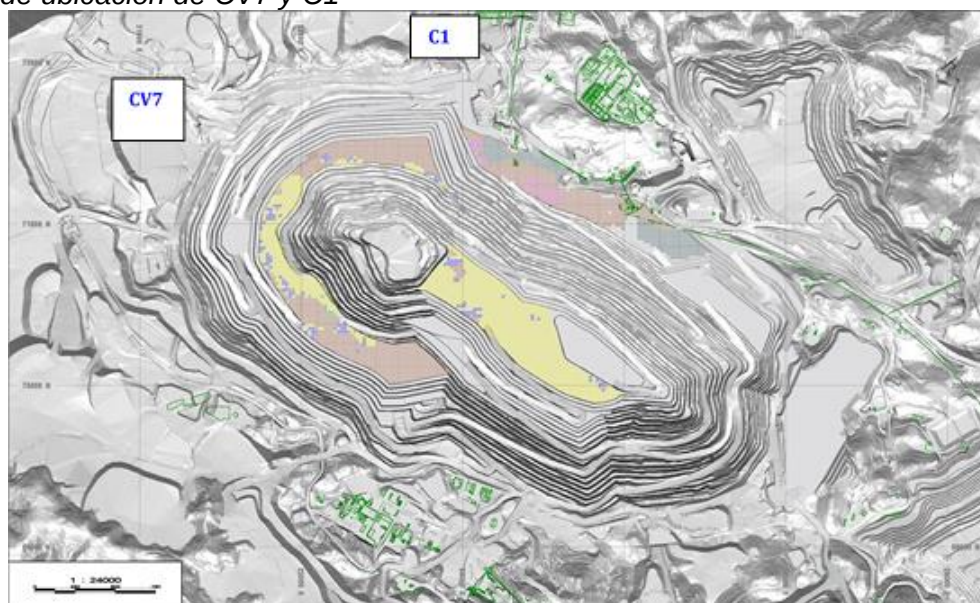
Cabe resaltar que este material movido se incrementará en el tiempo según los planes a largo plazo.

La mina Cerro Verde tiene 3 tajos: Cerro Verde, Santa Rosa y Cerro Negro, asimismo cuenta con 3 chancadoras primarias para mineral sulfuro primario: C1 (120 KTPD) y C2 (300 KTPD).

El presente trabajo se realiza en Cerro Verde 7 (CV7) que es una fase de minado a diseño final.

Figura 4

Plano de ubicación de CV7 y C1



Fuente: Elaboración propia

- **Fase de minado.** La ubicación de la chancadora primaria C1 se encuentra en la fase de minado CV7, la cual será impactada en el año 2027 y se evaluó la reubicación de esta tanto fuera del diseño final como dentro del tajo.
- **Chancadora Primaria C1.** La chancadora primaria C1 es una chancadora giratoria cóncava de capacidad nominal 120 KTPD

- **Chancadora Primaria C2.** La chancadora primaria C2 son 2 chancadoras giratoria cóncavas de capacidad nominal 120 KTPD cada una.

3.2 Alternativas fuera del tajo

3.2.1 Estación de chancado para 120 ktpd

Esta alternativa incluye la instalación de la Estación de Chancado fuera del Pit de la Mina de SMCV. La capacidad de la estación de chancado es de 120 KTPD y las características principales de esta estación están en la tabla 3.

Tabla 3

Datos de diseño principal de la Estación de Chancado 120 ktpd

Descripción	120 ktpd	Comentarios
1. General		
Operación de Chancado días de por año	365 días	SMCV
Número de Chancadoras	1	Diseño
Tipo de Chancadora	Giratoria	SMCV
Capacidad anual promedio requerido para chancado de mineral, seco	43.800.000 t/a	De cálculo
Humedad media del mineral	3%	SMCV
Capacidad anual promedio requerido para chancado de Mineral, húmedo	45.154.640 t/a	De cálculo
Capacidad nominal de la chancadora, seco	7.243 t/h	De cálculo
Capacidad nominal de chancado, húmedo	7.364 t/h	De cálculo
Capacidad garantizada de diseño de la chancadora, húmedo	8.468 t/h	De cálculo
Run time	70%	SMCV
2. Características del mineral		
Material	Mineral de cobre	
Densidad bulk	1,6 t/m ³ (Volumen)	SMCV
Ángulo de reposo	37°	SMCV
Ángulo de sobrecarga de la faja transportadora	20°	SMCV
Rango de contenido de humedad	1-5%	SMCV
Gradación producto de chancado	P ₈₀ = 176,4 mm, P ₁₀₀ = 457 mm	DRA
3. Alimentación a chancadora de mineral		
Tipo de camión de transporte	Komatsu 980E (363 t métricas)	SMCV
Número de posiciones de vaciado para la Estación de Chancado	2	2 en posicionamiento de descarga en servicio
Capacidad de carga viva tolva de descarga	454 m ³ (726 t)	2.0 camiones completos
Capacidad carga viva tolva de compensación (descarga)	454 m ³ (726 t)	2.0 camiones completos
4. Alimentador de placas de la tolva de compensación de la chancadora de mineral		
Capacidad nominal (húmedo)	7.364 t/h	La capacidad nominal es la capacidad de operación del alimentador durante la mayor parte del tiempo.
Capacidad de diseño (húmedo)	8.468 t/h	Capacidad nominal x 1.15 factor de diseño
Factor de diseño	1,15	Recomendación de la Industria
Potencia de reserva sobre la capacidad de diseño	10%	SMCV
Tipo de alimentador	Alimentador de placas	SMCV
Rango de velocidad del alimentador	0 – 0,35 m/s	Valor típico de la industria
Tipo de accionamiento del alimentador	Motor hidráulico	SMCV

Fuente: Elaboración propia

Para la cuantificación de las cantidades de obra se diseñó la estación de chancado considerando como punto de partida las dimensiones principales de la estación existente de la C2, realizando las modificaciones asociadas a la nueva chancadora y a las modificaciones debido al incremento del dump Hopper, surge bin y la rampa de ingreso al dump Hopper.

En la Figura 5 se observa la vista principal de la estación de chancado para esta definición. En referencia a la definición las principales divergencias entre la estación de chancado para 120 ktpd y 160 ktpd son las siguientes:

- Las dimensiones de la estación están principalmente definidas por el dump pocket y el surge bin, por lo que el efecto del uso de un chancador giratorio 63"x130" o 60" x 113" el uso de cualquiera de estas opciones no impacta significativamente en los arreglos. Como referencia se observan las dimensiones principales de ambas chancadoras en la figura 6 y 7 respectivamente, donde se puede ver claramente la diferencia de la altura de ambos equipos y las cargas que introducen en la estructura.
- El otro equipo que tiene un impacto significativo entre ambas opciones es el alimentador de placas debido a la capacidad de extracción para la estación mayor y las restricciones de velocidad consideradas que originan un ancho mayor.

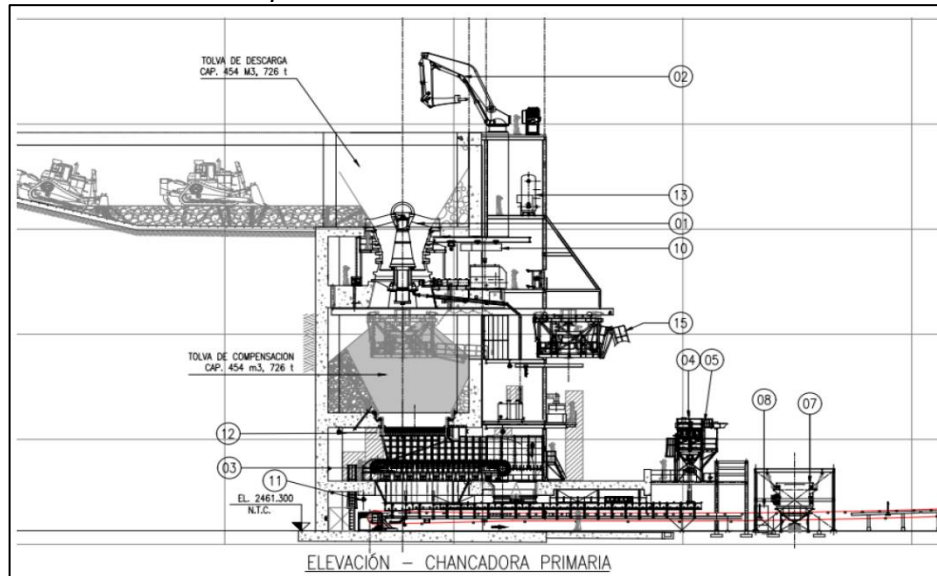
Esta alternativa de 120 ktpd tiene ciertas ventajas económicas adicionales principalmente debido a que la chancadora seleccionada es la misma que las que se tienen operando hoy en SMCV lo que genera las siguientes ventajas:

- Los repuestos de capital de la chancadora no son necesarios ya que se tienen en stock. En este caso específicamente nos referimos al eje principal, excéntrica, y contra eje, así como el motor eléctrico de repuesto.
- El Jib Crane de la estación existente puede reutilizarse en la nueva estación de chancado.
- El carro de la excéntrica y sus dispositivos asociados pueden reutilizarse en la nueva estación de chancado.

En referencia a los otros dispositivos, sistemas y equipos se consideran que no serán reutilizados en la nueva estación, ya que se recomienda que la estación de chancado existente se mantenga operacional por lo menos 7 semanas hasta que la nueva estación de chancado entre en régimen operacional, esto para evitar impactos en la producción.

Figura 5

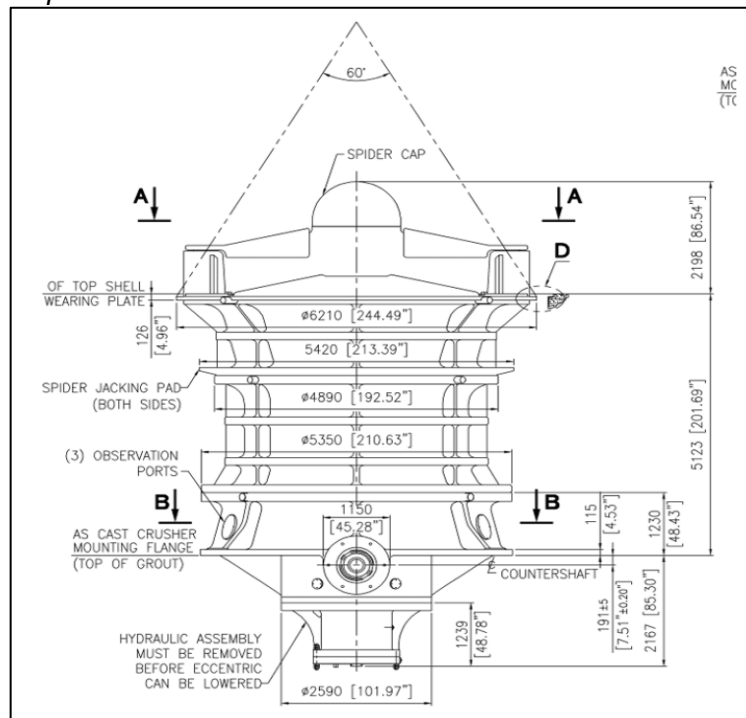
Estación de chancado 120 ktpd



Fuente: DRA

Figura 6

Dimensiones principales chancadora 60"x113"



Fuente: DRA

En la tabla 4 se muestra los equipos principales de la estación de chancado.

Tabla 4

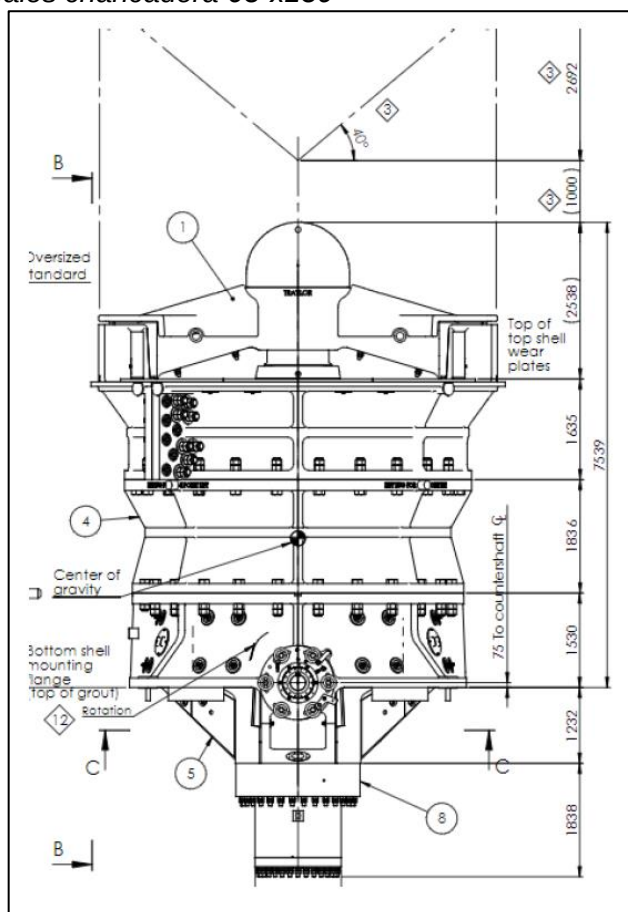
Equipos principales estación de chancado 120 ktpd

Ítem	Tag	Descripción
1	C-3110-CR-1001	Chancadora Primaria Giratoria 60x113
2	C-3110-RB-1001	Rompedor de Rocas Hidráulico
3	C-3110-FE-1001	Alimentador de Placas
4	C-3110-FA-1001	Colector de Polvo de Chancado Primario
6	C-3110-MA-1001	Electroimán Autolimpiante
7	C-3110-CN-1001	Grúa JIB Chancado Primario 115T (existente)

Fuente: Elaboración propia

Figura 7

Dimensiones principales chancadora 63"x130"



Fuente: DRA

3.2.2 Sistema de Manejo de Materiales 120 ktpd

Para la alternativa fuera del rajo para 120 ktpd se consideraron las siguientes premisas:

- Para esta alternativa se ha considerado la inclusión de una faja transportadora CV-1001 la que recibe el material del alimentador de placas y lo descarga en la faja transportadora existente CV002 existente. Esta opción está identificada en los diseños No. PRE20A22-C-3100-59L-001 y 002.
- Para la faja existente CV002 se ha considerado la reducción en la longitud de acuerdo con lo indicado en los diseños. Considerando la capacidad transportada se considera un incremento en la velocidad de 4,57 m/s a 5,6 m/s.

Para el dimensionamiento de equipos de manejo de materiales se utilizaron los criterios mostrados en la Tabla 5.

Tabla 5*Datos de diseño del Sistema de Manejo de Materiales 120 ktpd*

Descripción	120 ktpd	Comentarios/Fuente
1. Faja de sacrificio/ Fajas Transportadoras		
Capacidad nominal (húmedo)	7.364 t/h,	La capacidad nominal es la capacidad de operación del durante la mayor parte del tiempo.
Capacidad de diseño (húmedo)	8.468 t/h	Capacidad nominal x 1.15 factor de diseño
Factor de diseño	1,15	Recomendación de la Industria
Potencia de reserva sobre la capacidad de diseño	10%	SMCV
Velocidad máxima de la faja	4 m/s faja sacrificio, 6,4 m/s fajas largas	DRA / Cerro Verde
Porcentaje de llenado de faja CEMA	Depende del tamaño de mineral	DRA
Tipo de accionamiento	Motor - Reductor	Práctica estándar de la industria para este tipo de transportadores
Tipo de arranque	VFD	Práctica estándar de la industria para este tipo de transportadores
Tipo de faja	Faja de lona para sacrificio y faja de cables de acero para el resto	Práctica estándar de la industria para este tipo de transportadores
Factores de seguridad de la faja en operación	10 para fajas de lona y 6,7 para fajas de cables de acero	SMCV
Factores de seguridad de la faja en condiciones transitorias	De acuerdo con cálculos y eficiencia de empalmes.	DRA
Ratio de tensión en Polea Motriz	95 % Max.	SMCV
Factor de fricción en polea de accionamiento - Condiciones de operación	0.35	SMCV
Factor de fricción en polea de accionamiento - Condición de arranque	0.40	SMCV
Ángulo de abarquillamiento de los polines de carga/ retorno	45°/10°	SMCV
Pandeo máximo de la faja	1% en polines de carga (fajas de cable de acero) 2% en polines de carga (fajas de lona) / 2% en polines de retorno	DRA / SMCV
Vida de los rodamientos (L10) polines	60.000 h	SMCV

Fuente: Elaboración propia

A partir de los criterios de diseño y la ingeniería desarrollada los equipos de manejo de materiales definidos tienen las siguientes características.

Tabla 6*Datos de diseño del sistema de manejo de materiales*

Faja	Capacidad de Diseño t/h	Ancho mm	Longitud Horizontal m	Vel m/s	Tipo faja	Motors No x kW	Potencia instalada kW	Potencia consumida kW	Duración cinta
CV-1001	8.468	1.830	487,5	5	ST 3150-24/8	3x1.120	3.360	2.965	5,48
CV-002	8.468	1.830	-	5,6	ST-3634	4x1.044	4.176	1.436	-

Fuente: Elaboración propia

3.2.3 Estación de Chancado para 160 ktpd

Esta alternativa incluye la instalación de la Estación de Chancado fuera del tajo de la Mina de SMCV. La capacidad de la estación de chancado es de 160 KTPD y las características principales de esta estación están en la tabla 7.

Tabla 7

Datos de diseño principal de la Estación de Chancado 160 ktpd

Descripción	160 ktpd	Comentarios
1. General		
Operación de Chancado días de por año	365 días	SMCV
Número de Chancadoras	1	Diseño
Tipo de Chancadora	Giratoria	SMCV
Capacidad anual promedio requerido para chancado de mineral, seco	58.400.000 t/a	De cálculo
Humedad media del mineral	3%	SMCV
Capacidad anual promedio requerido para chancado de Mineral, húmedo	60.206.186 t/a	De cálculo
Capacidad nominal de la chancadora, seco	9.524 t/h	De cálculo
Capacidad nominal de chancado, húmedo	9.818 t/h	De cálculo
Capacidad garantizada de diseño de la chancadora, húmedo	11.291 t/h	De cálculo
Run time	70%	SMCV
2. Características del mineral		
Material	Mineral de cobre	
Densidad bulk	1,6 t/m3 (Volumen)	SMCV
Ángulo de reposo	37°	SMCV
Ángulo de sobrecarga de la faja transportadora	20°	SMCV
Rango de contenido de humedad	1-5%	SMCV
Gradación producto de chancado	P80 = 176,4 mm, P100 = 457 mm	DRA
3. Alimentación a chancadora de mineral		
Tipo de camión de transporte	Komatsu 980E (363 t métricas)	SMCV
Número de posiciones de vaciado para la Estación de Chancado	2	2 en posicionamiento de descarga en servicio
Capacidad de carga viva tolva de descarga	454 m3 (726 t)	2.0 camiones completos
Capacidad carga viva tolva de compensación (descarga)	454 m3 (726 t)	2.0 camiones completos
4. Alimentador de placas de la tolva de compensación de la chancadora de mineral		
Capacidad nominal (húmedo)	9.818 t/h	La capacidad nominal es la capacidad de operación del alimentador durante la mayor parte del tiempo.
Capacidad de diseño (húmedo)	11.291 t/h	Capacidad nominal x 1.15 factor de diseño
Factor de diseño	1,15	Recomendación de la Industria
Potencia de reserva sobre la capacidad de diseño	10%	SMCV
Tipo de alimentador	Alimentador de placas	SMCV
Rango de velocidad del alimentador	0 – 0,35 m/s	Valor típico de la industria
Tipo de accionamiento del alimentador	Motor hidráulico	SMCV

Fuente: Elaboración propia

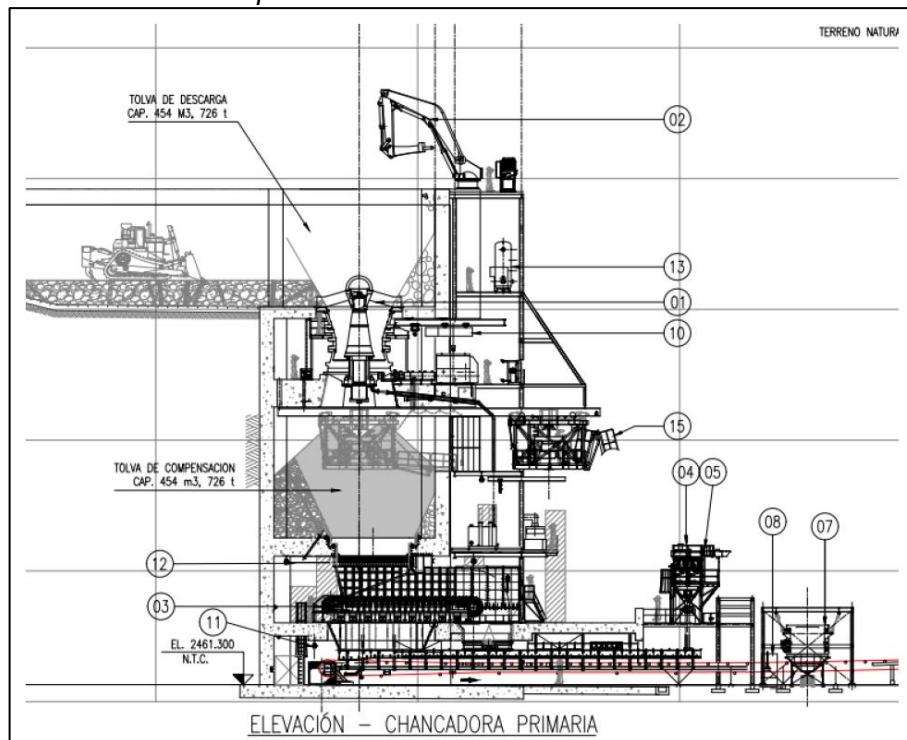
Para la cuantificación de las cantidades de obra se diseñó la estación de chancado considerando como partida las dimensiones principales de la estación existente de la C2, realizando las modificaciones asociadas a la nueva chancadora y a las modificaciones debido al incremento del dump Hopper, surge bin y la rampa de ingreso al dump Hopper.

Como referencia se utilizó la Chancadora FLSmidth 63" x 130".

En la Figura 8 se observa la vista principal de la estación de chancado.

Figura 8

Estación de chancado 160 ktpd



Fuente: DRA

En la Tabla 8 se muestra los equipos principales de la estación de chancado.

Tabla 8

Equipos Principales estación de chancado 160 ktpd

Ítem	Tag	Descripción
1	C-3110-CR-1001	Chancadora Primaria Giratoria 63x130
2	C-3110-RB-1001	Rompedor de Rocas Hidráulico
3	C-3110-FE-1001	Alimentador de Placas
4	C-3110-FA-1001	Colector de Polvo de Chancado Primario
5	C-3110-MA-1001	Electroimán Autolimpiante
6	C-3110-CN-1001	Grúa JIB Chancado Primario 160T

Fuente: Elaboración propia

3.2.4 *Sistemas de Manejo de Materiales 160 ktpd*

Para la alternativa fuera del tajo para 160 ktpd se consideraron las siguientes premisas:

- Se ha considerado la inclusión de una faja transportadora CV-1001 la que recibe el material del alimentador de placas y lo descarga en la faja transportadora existente CV002 existente. Esta opción está identificada en los diseños No. PRE20A22-C-3100-59L-003 y 004.
- Para la faja existente CV002 se ha considerado la reducción en la longitud de acuerdo con lo indicado en los diseños. Considerando la capacidad transportada se considera un incremento en la velocidad de 4,57 m/s a 6,0 m/s y el cambio de polines de 35 grados a 45 grados para incrementar la sección de transporte.

Para el dimensionamiento de equipos de manejo de materiales se utilizaron los criterios mostrados en la Tabla 9.

Tabla 9*Datos de diseño del Sistema de Manejo de Materiales*

Descripción	160 ktpd	Comentarios/Fuente
1. Faja de sacrificio/ Fajas Transportadoras		
Capacidad nominal (húmedo)	9.818 t/h,	La capacidad nominal es la capacidad de operación del durante la mayor parte del tiempo.
Capacidad de diseño (húmedo)	11.291 t/h	Capacidad nominal x 1.15 factor de diseño
Factor de diseño	1,15	Recomendación de la Industria
Potencia de reserva sobre la capacidad de diseño	10%	SMCV
Velocidad máxima de la faja	4 m/s faja sacrificio, 6,4 m/s fajas largas	DRA / Cerro Verde
Porcentaje de llenado de faja CEMA	Depende del tamaño de mineral	DRA
Tipo de accionamiento	Motor - Reductor	Práctica estándar de la industria para este tipo de transportadores
Tipo de arranque	VFD	Práctica estándar de la industria para este tipo de transportadores
Tipo de faja	Faja de lona para sacrificio y faja de cables de acero para el resto	Práctica estándar de la industria para este tipo de transportadores
Factores de seguridad de la faja en operación	10 para fajas de lona y 6,7 para fajas de cables de acero	SMCV
Factores de seguridad de la faja en condiciones transitorias	De acuerdo con cálculos y eficiencia de empalmes.	DRA
Ratio de tensión en Polea Motriz	95 % Max.	SMCV
Factor de fricción en polea de accionamiento - Condiciones de operación	0.35	SMCV
Factor de fricción en polea de accionamiento - Condición de arranque	0.40	SMCV
Ángulo de abarquillamiento de los polines de carga/ retorno	45°/10°	SMCV
Pandeo máximo de la faja	1% en polines de carga (fajas de cable de acero) 2% en polines de carga (fajas de lona) / 2% en polines de retorno	DRA / SMCV
Vida de los rodamientos (L10) polines	60.000 h	SMCV

Fuente: Elaboración propia

Como indicado el dimensionamiento de los equipos de manejo de materiales involucrados estos consideran las características indicadas en la Tabla 10.

Tabla 10*Datos de diseño del sistema de manejo de materiales*

Faja	Capacidad de Diseño t/h	Ancho mm	Longitud Horizontal m	Vel. m/s	Tipo faja	Motores No x kW	Potencia instalada kW	Potencia consumida kW	Duración cinta
CV-1001	11.291	2.000	487,5	6	ST 3150-24/8	3x1.600	4.800	4.030	5,48
CV-002	11.291	1.830	-	6	ST-3634	4x1.044	4.176	1.801	-

Fuente: Elaboración propia

3.2.5 Evaluación cualitativa de las alternativas

Considerando las características específicas del Proyecto de Reubicación de la Chancadora Primaria para la evaluación de las alternativas como parte del ToS se realizará una evaluación Técnico-Económica basada en las características operacionales, así como los resultados económicos.

En las siguientes secciones se definirá las diversas características específicas a evaluar y el ponderado de cada una de estas características.

Fueron evaluadas las alternativas fuera del tajo para 120 Ktpd y 160 Ktpd a partir de los criterios definidos en la Tabla 11, y los resultados son mostrados en la Tabla 12.

Tabla 11*Criterios de evaluación cualitativa*

Característica	Ponderación	Criterio
Operabilidad	20%	
Capacidad operacional	4%	La alternativa produce beneficios a la operación en referencia a la capacidad de procesamiento
Impacto en la utilización	3%	La alternativa mejora la utilización del sistema considerando los valores medios operacionales
Disponibilidad	4%	La disponibilidad del sistema es mayor basado en las características de los equipos
Criticidad operacional	3%	El sistema propuesto disminuye los aspectos críticos operacionales a partir de robustez
Consumo energético	3%	La alternativa proporciona el menor consumo energético para la solución
Impacto en las operaciones mineras	3%	El arreglo seleccionado para la alternativa puede impactar o no en las operaciones mineras y/o en su productividad.
Mantenibilidad	15%	
Cantidad de equipos	4%	La menor cantidad de equipos y los parámetros operacionales pueden impactar positivamente en la disponibilidad del equipo
Facilidad de mantenimiento	3%	Los equipos definidos, así como su layout y desplazamiento proporcionan condiciones favorables para las tareas de mantenimiento.
Duración de las mantenciones	2%	Las características proporcionadas favorecen la ejecución de las mantenciones
Espacios para mantención	4%	El área es amplia y permite la ejecución adecuada de las tareas de manutención necesarias.
Estandarización de componentes	2%	La definición de los equipos permite una adecuada estandarización de los componentes, así como la reducción de partes de reposición de las instalaciones existentes
Constructibilidad	10%	
Facilidad de construcción	2%	La definición permite una modularización adecuada y una reducción en el esfuerzo de construcción
Impacto en las operaciones	2%	Durante las tareas de construcción el impacto en las operaciones mineras será más reducido considerando las definiciones realizadas.
Cronograma de implantación	3%	A partir de la definición propuesta se espera que el cronograma de implementación sea menor reduciendo el desembolso de dinero.
Accesos temporales para la construcción	3%	Por las características constructivas se ve un impacto en la operación minera en la etapa de producción.
Sustentabilidad	10%	
Huella de carbono	5%	Las características y definiciones del sistema presentan una reducción en la huella de carbono
Impacto ambiental	5%	Las características y definiciones presentan beneficio en las condiciones ambientales.

Fuente: Elaboración propia

Tabla 12

Evaluación cualitativa opciones fuera del tajo

Alternativa 1 – 120 ktpd			Alternativa 2 – 160 ktpd		
Característica	Ponderación	Nota	Calificación	Nota	Calificación
Operabilidad	20%	15%		16%	
Capacidad operacional	4%	3	Mantiene la capacidad operacional	5	Incrementa la capacidad operacional en 30%
Impacto en la utilización	3%	5	Tiene una menor cantidad de equipos de manejo de materiales	5	Tiene una menor cantidad de equipos de manejo de materiales
Disponibilidad	4%	4	Tiene una menor cantidad de equipos de manejo de materiales	4	Tiene una menor cantidad de equipos de manejo de materiales
Criticidad operacional	3%	4	Las características de la faja no se ven impactados significativamente	3	La faja existente CV002 va a incrementar la velocidad significativamente
Consumo energético	3%	3	Mayor consumo por tonelada	4	Menor consumo por tonelada
Impacto en las operaciones mineras	3%	3	Incrementa el tráfico de camiones	3	Incrementa el tráfico de camiones
Mantenibilidad	15%	10%		9%	
Cantidad de equipos	4%	3	Menor número	3	Menor número
Facilidad de mantenimiento	3%	3	Facilidad adecuada	3	Facilidad adecuada
Duración de las mantenciones	2%	3	Durabilidad igual	3	Durabilidad igual
Espacios para mantención	4%	3	Acceso muy restringido	3	Mejor acceso
Estandarización de componentes	2%	5	Mejor estandarización	3	Debido a la potencia del equipo la estandarización es más restringida
Constructibilidad	10%	7%		7%	
Facilidad de construcción	2%	4	Igual	3	Mayor por el upgrade del CV002
Impacto en las operaciones	2%	3	Significativo	4	Menor
Cronograma de implantación	3%	3	Adecuado	3	Adecuado
Accesos temporales para la construcción	3%	4	Normal	4	Menor
Sustentabilidad	10%	7%		6%	
Huella de carbono	5%	3	Media	3	Media
Impacto ambiental	5%	4	Medio consumo energético	3	Mayor consumo energético
		38%		38%	
			70%		69%

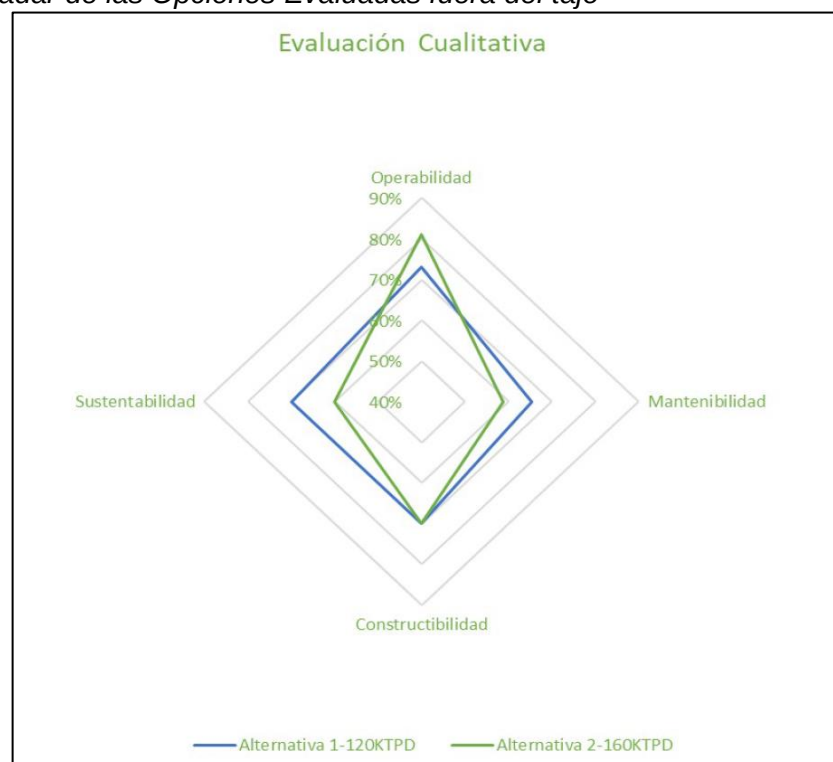
Fuente: Elaboración propia

Comparando las alternativas 1 y 2, ambas obtienen la misma puntuación técnica. Si bien la alternativa 2 tienen mayor capacidad, el uso de la extra-capacidad no tendrá un beneficio expresivo, ya que será utilizada en la Concentradora 1, a excepción que se soporte el caso de negocio con un proyecto de ampliación de las instalaciones de proceso de la C1.

La Figura 9 muestra un gráfico tipo radar mostrando las características de cada alternativa, donde la alternativa 1 sobresale en operabilidad debido a la capacidad extra, pero tiene menor condiciones de mantenibilidad principalmente debido a la intercambiabilidad de repuestos con las otras máquinas en operación en SMCV.

Figura 9

Gráfico de radar de las Opciones Evaluadas fuera del tajo



Fuente: DRA

3.2.6 Evaluación cuantitativa de las alternativas

Para este caso de la evaluación cuantitativa de las opciones de esta alternativa se verificarán los costos de inversión y de operación en un periodo determinado de tiempo.

En el análisis final, cuando sean comparadas las alternativas In Pit y Out Pit se desarrollará el análisis financiero en el periodo de inversión definido.

Considerando los metrados preliminares y levantamientos realizados por el equipo de ingeniería, se hizo la estimación de costos de inversión de las opciones. Para la composición del costo unitario y factorización se usó costos de proyectos desarrollados recientemente por DRA, muy similares, que obtuvieron un alto nivel de asertividad en el costo, que además son de la gran minería y están ubicados en territorio peruano.

Los costos operacionales se estimaron un modelo de costos desarrollado por DRA para operaciones similares. Este análisis uso ratios de la base de los datos de DRA y para el estudio de Prefactibilidad serán actualizados con los costos unitarios de SMCV.

CAPEX

El CAPEX definido para cada opción se encuentra detallado en la tabla 13 para la estación de Chancado Primario, ya que para las tres opciones es la misma. Para el sistema de transporte de mineral grueso los resultados se encuentran detallados en la tabla 14.

Tabla 13

Costo de inversión estación de chancado fuera del tajo

Partida	Unidad	120 Ktpd	160 Ktpd
General			
Obras Civiles/ Geotécnicas (general)	USD	26,984,796	26,984,796
Estación de chancado			
Equipos	USD	14,005,941	15,553,544
Estructuras de Concreto	USD	4,410,450	4,410,450
Acero Estructural	USD	1,022,737	1,135,742
Electricidad	USD	5,817,735	6,017,735
Otros	USD	560,002	621,984
Repuestos de Capital	USD	0	2,078,346
Impacto operacional		Ídem	Ídem
SUB-TOTAL	USD	52,801,702	56,802,492

Fuente: Elaboración propia

Tabla 14*Sistema de transporte de mineral grueso Fuera del Tajo*

Partida	Unidad	120 Ktpd	160 Ktpd
Equipo Mecánicos	USD	6,654,375	7,312,500
Obras civiles/geotécnicas	USD	408,907	528,469
Concreto	USD	759,577	834,700
Estructuras especiales	USD	924,000	924,000
Electricidad	USD	5,979,071	6,422,590
Otros	USD	237,118	260,570
Repuestos de Capital		<i>Ídem</i>	<i>Ídem</i>
Impacto Operacional		<i>Ídem</i>	<i>Ídem</i>
SUB-TOTAL	USD	15,035,049	16,282,829

Fuente: Elaboración propia

Tabla 15*Costo de Inversión total para Alternativa Fuera del Tajo*

Partida	Unidad	120 Ktpd	160 Ktpd
Obras Civiles/ Geotécnicas (general)	USD	26,984,796	26,984,796
Estación de Chancado	USD	25,816,905	29,817,696
Fajas Transportadoras	USD	15,035,049	16,282,829
SUB-TOTAL	USD	67,836,751	73,085,321
Costos Indirectos (25%)	USD	16,959,188	17,751,744
Costos del Propietario (8%)	USD	5,426,940	5,680,558
Contingencia (30%)	USD	27,066,863	28,955,287
TOTAL	USD	117,289,742	125,472,911

Fuente: Elaboración propia

OPEX

El OPEX para las dos opciones se encuentra resumido en la tabla 16 para las chancadoras primarias y en la Tabla 17 para el sistema de manejo de materiales.

Tabla 16*Costos Operacionales Chancado Primario*

Partida	Unidad	120 Ktpd	160 Ktpd
Estación de Chancado			
Mano de Obra	USD/t	0.044	0,033
Materiales y repuestos	USD/t	0.115	0,086
Energía Eléctrica	USD/t	0.033	0,025
SUB-TOTAL	USD/t	0.191	0,143

Fuente: Elaboración propia

Tabla 17*Costos Operacionales Sistema de Transporte de Mineral Grueso*

Partida	Unidad	120 Ktpd	160 Ktpd
Mano de Obra	USD/t	0.044	0,033
Materiales y repuestos	USD/t	0.062	0,047
Energía Eléctrica	USD/t	0.058	0,053
SUB-TOTAL	USD/t	0.164	0,133
TOTAL	USD/t	0.355	0,276
Porcentaje	%	100 %	78 %

Fuente: Elaboración propia

En conclusión, se puede indicar lo siguiente:

- La estación de chancado para 160Ktpd tienen un costo de inversión directo de aproximadamente 4,000,790 dólares mayor que la estación de 120Ktpd.
- El sistema de manejo de materiales para 160 Ktpd tiene un costo de inversión directo de aproximadamente 1,247,780 dólares mayor que el de 120 Ktpd.
- El costo de inversión de la Alternativa 2 (160 Ktpd) es de aproximadamente 8,183,169 dólares, lo que significa un 7% mayor que la Alternativa 1 (120 Ktpd).

3.3 Alternativa dentro del tajo – lado talud

3.3.1 Estación de chancado

Esta alternativa incluye la instalación de la Estación de Chancado dentro del Pit de la Mina de SMCV. La capacidad de procesamiento de la estación de chancado será de 160 KTPD y las características principales de esta estación están en la Tabla 18

Tabla 18

Datos de diseño principal de la Estación de Chancado 160 ktpd dentro del tajo

Descripción	160 ktpd	Comentarios
1. General		
Operación de Chancado días de por año	365 días	SMCV
Número de Chancadoras	1	Diseño
Tipo de Chancadora	Giratoria	SMCV
Capacidad anual promedio requerido para chancado de mineral, seco	58.400.000 t/a	De cálculo
Humedad media del mineral	3%	SMCV
Capacidad anual promedio requerido para chancado de Mineral, húmedo	60.206.186 t/a	De cálculo
Capacidad nominal de la chancadora, seco	9.524 t/h	De cálculo
Capacidad nominal de chancado, húmedo	9.818 t/h	De cálculo
Capacidad garantizada de diseño de la chancadora, húmedo	11.291 t/h	De cálculo
Run time	70%	SMCV
2. Características del mineral		
Material	Mineral de cobre	
Densidad bulk	1,6 t/m ³ (Volumen)	SMCV
Ángulo de reposo	37°	SMCV
Ángulo de sobrecarga de la faja transportadora	20°	SMCV
Rango de contenido de humedad	1-5%	SMCV
Gradación producto de chancado	P ₈₀ = 176,4 mm, P ₁₀₀ = 457 mm	DRA
3. Alimentación a chancadora de mineral		
Tipo de camión de transporte	Komatsu 980E (363 t métricas)	SMCV
Número de posiciones de vaciado para la Estación de Chancado	2	2 en posicionamiento de descarga en servicio
Capacidad de carga viva tolva de descarga	454 m ³ (726 t)	2.0 camiones completos
Capacidad carga viva tolva de compensación (descarga)	454 m ³ (726 t)	2.0 camiones completos
4. Alimentador de placas de la tolva de compensación de la chancadora de mineral		
Capacidad nominal (húmedo)	9.818 t/h	La capacidad nominal es la capacidad de operación del alimentador durante la mayor parte del tiempo.
Capacidad de diseño (húmedo)	11.291 t/h	Capacidad nominal x 1.15 factor de diseño
Factor de diseño	1,15	Recomendación de la Industria
Potencia de reserva sobre la capacidad de diseño	10%	SMCV
Tipo de alimentador	Alimentador de placas	SMCV
Rango de velocidad del alimentador	0 – 0,35 m/s	Valor típico de la industria
Tipo de accionamiento del alimentador	Motor hidráulico	SMCV

Fuente: Elaboración propia

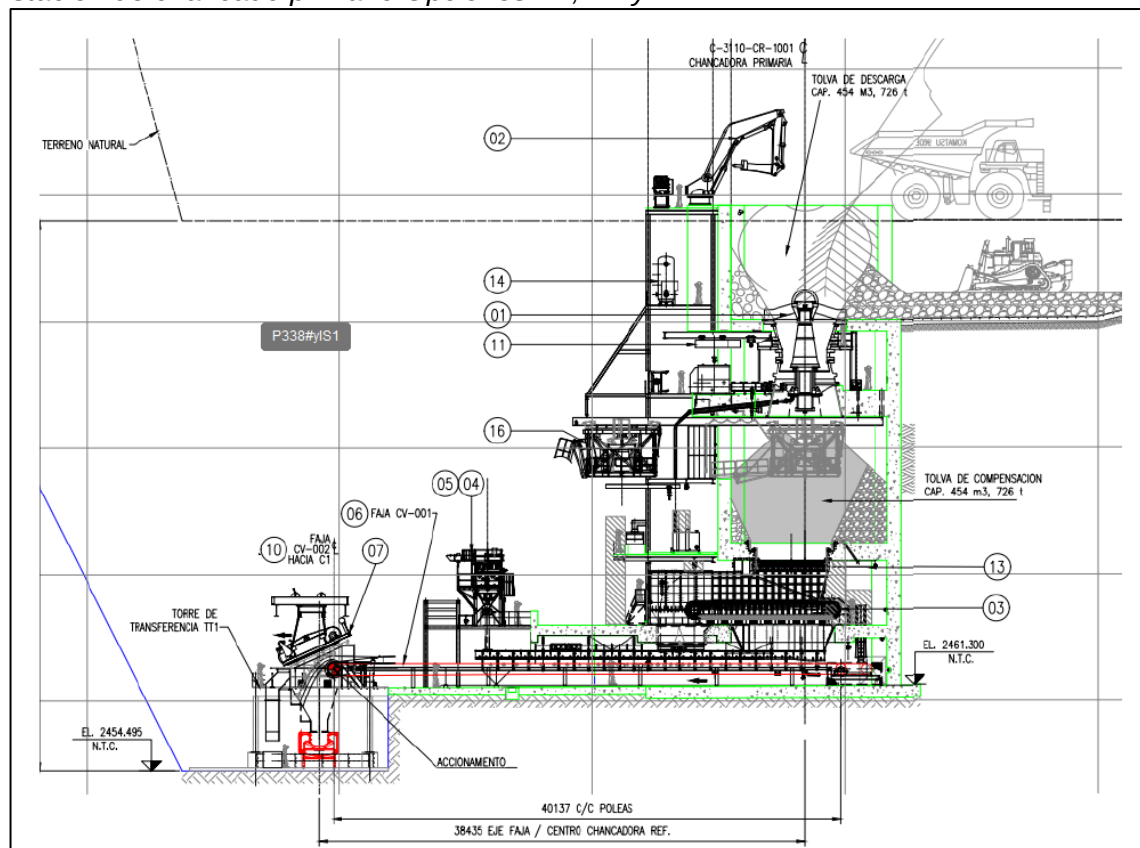
Para el diseño y cuantificación de las cantidades de obra para las opciones 2A, 2B y 2D se tomó como punto de partida las dimensiones principales de la estación de chancado existente de la C2, realizando las modificaciones asociadas a la nueva chancadora y debido al incremento de volumen vivo del *dump Hopper*, *surge bin* y la adición de la rampa de ingreso al *dump Hopper*.

En la Figura 10 se observa la vista principal de la nueva estación de chancado para las opciones 2A, 2B y 2D.

Para las opciones 2C y 2E se definió una estación de chancado del tipo semisubterránea con el edificio bajo tierra y acceso por su parte superior. En la Figura 11 se observa la sección principal de esta estación de chancado.

Figura 10

Estación de chancado primario Opciones 2A, 2B y 2D.



Fuente: DRA

En la Tabla 19 se muestran los equipos principales de la estación de chancado para las opciones 2A, 2B y 2D. En la Tabla 20 se muestran los equipos principales de la estación de chancado para las opciones 2C y 2D.

Tabla 19

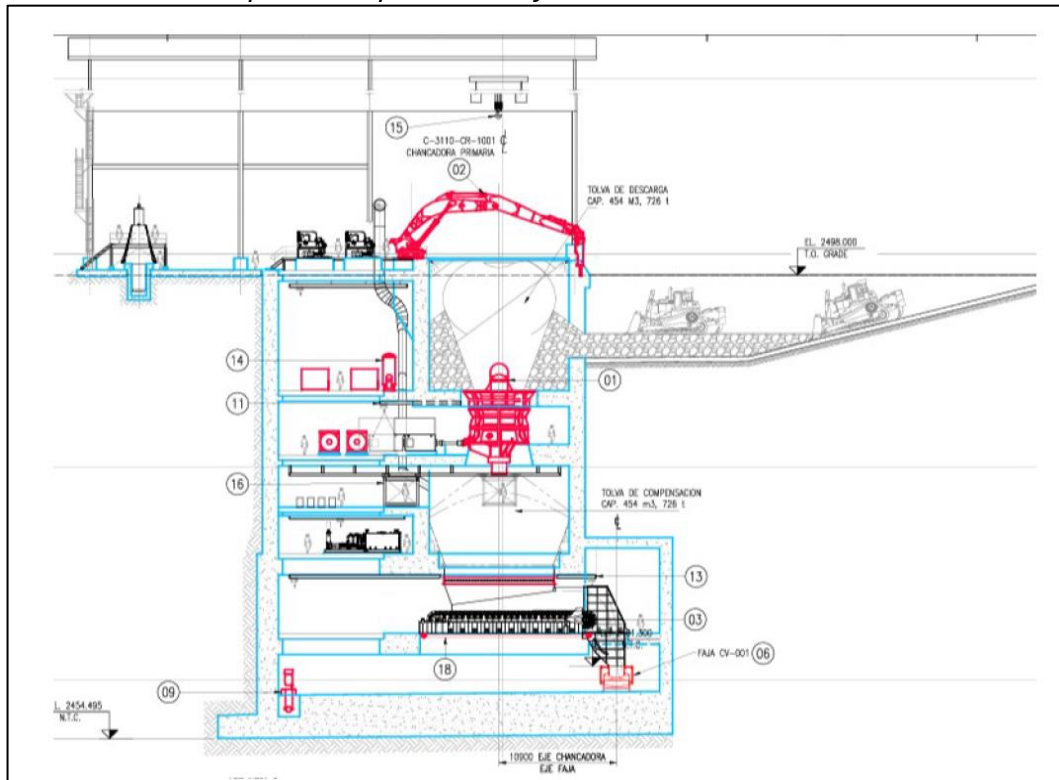
Equipos principales de la estación de chancado 2A, 2B y 2D

Ítem	Tag	Descripción
1	C-3110-CR-1001	Chancadora Primaria Giratoria 63x130
2	C-3110-RB-1001	Rompedor de Rocas Hidráulico
3	C-3110-FE-1001	Alimentador de Placas
4	C-3110-FA-1001	Colector de Polvo de Chancado Primario
5	C-3120-CV-1001	Faja Transportadora de Sacrificio
6	C-3110-MA-1001	Electroimán Autolimpiante
7	C-3110-CN-1001	Grúa JIB Chancado Primario 160T

Fuente: Elaboración propia

Figura 11

Estación de chancado primario opciones 2C y 2E



Fuente: DRA

Tabla 20

Equipos principales de la estación de chancado 2C y 2E

Ítem	Tag	Descripción
1	C-3110-CR-1001	Chancadora Primaria Giratoria 63x130
2	C-3110-RB-1001	Rompedor de Rocas Hidráulico
3	C-3110-FE-1001	Alimentador de Placas con <i>Dribble Conveyor</i>
4	C-3110-FA-1001	Colector de Polvo de Chancado Primario
5	C-3120-CV-1001	Faja Transportadora de Sacrificio
6	C-3110-MA-1001	Electroimán Autolimpiante
7	C-3110-CN-1001	Grúa Puente Chancado Primario 160T

Fuente: Elaboración propia

3.3.2 Sistemas de manejo de materiales

Para la alternativa dentro del Tajo – Lado “talud” se evaluaron tres opciones de manejo de materiales:

- Opción 2A con cuatro fajas transportadoras: una faja de sacrificio a la salida de la estación de chancado primario y tres de larga distancia.
- Opción 2B con tres fajas transportadoras: una faja sacrificio a la salida de la estación de chancado primario y dos de larga distancia.
- Opción 2C con tres fajas transportadoras: una faja de sacrificio a la salida de la estación de chancado primario (subterránea en *Culvert*) y dos de larga distancia.
- Opción 2D con tres fajas transportadoras: una faja sacrificio a la salida de la estación de chancado primario y dos de larga distancia. Esta opción es una optimización de la Opción 2B.
- Opción 2E con tres fajas transportadoras: una faja de sacrificio a la salida de la estación de chancado primario (subterránea en *Culvert*) y dos de larga distancia. Esta opción es una optimización de la Opción 2C, tomando como base la ruta de las fajas transportadoras de la opción 2A optimizando el cruce con los caminos de acarreo minero.

Para el diseño de los equipos de manejo de materiales se utilizaron los criterios de proyecto que se resumen en la Tabla 9.

3.3.2.1 Opción In-Pit 2A. Para esta opción se definió el uso de cuatro fajas transportadoras, las que están descritas a continuación:

- CV-001 - Es una faja sacrificio de 40 m de longitud que tiene como función recibir el material y transferirlo al sistema de transporte de mineral grueso que alimentará la C1. y/o C2. Esta faja incluye un detector de metales y un electroimán para retirar placas o elementos metálicos dañinos para el sistema.
- CV-002 – Esta faja recibe el material desde la faja de sacrificio y tiene 494 m de longitud principalmente en estructura sobre el terreno elevándose con armadura

metálica en los últimos 80 m para acceder a la torre de transferencia hacia la CV-003.

- CV-003 – Consta de 595 m de los cuales aproximadamente el 40% se encuentra en estructura sobre terreno y el resto elevado con estructura metálica. Adicionalmente, se ha considerado la posibilidad de alimentar también la C2 en el futuro desde el chute de descarga de esta faja.
- CV-004 – Es una faja singular de 1.248 m, con tramos elevados con estructura metálica y estructuras sobre terreno y un cruce sobre el camino de acarreo minero en forma oblicua para el que se ha considerado un puente tipo galería metálica de dos tramos con pilares de armadura metálica. El pilar central del puente se encuentra sobre el camino de acarreo por lo que su implementación requiere la revisión del diseño del camino para implementar dispositivos de protección para la estructura.

Las características principales de las fajas se encuentran en la Tabla 21.

Tabla 21

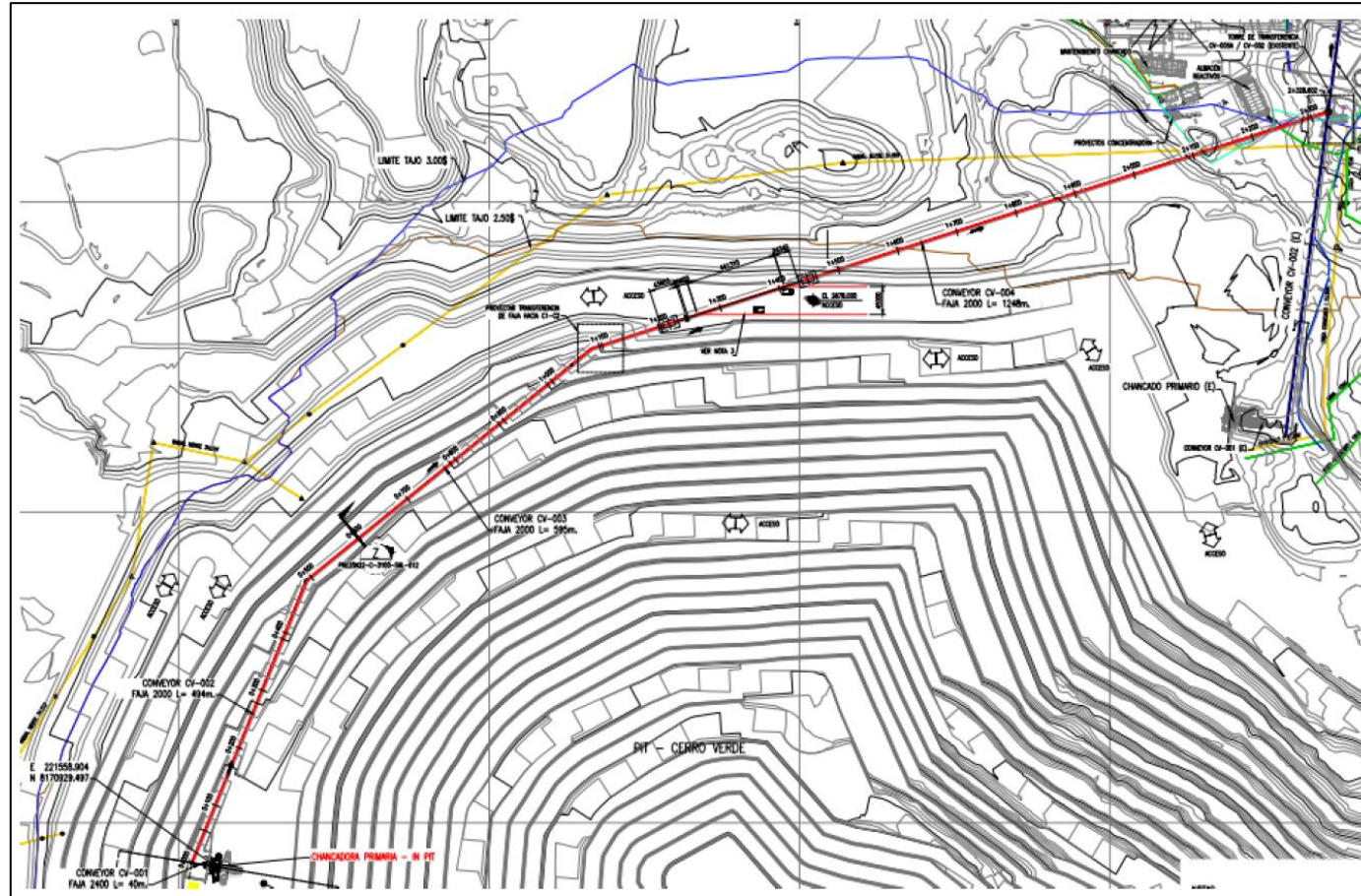
Opción 2A – Características principales de las fajas transportadoras

Faja	Capacidad de Diseño t/h	Ancho mm	Longitud Horizontal m	Vel. m/s	Tipo faja	Motores No x kW	Potencia instalada kW	Potencia consumida kW
CV-001	11.291	2.400	40	3.5	EP-500/3	1x132	132	86
CV-002	11.291	2.000	494	6	ST-3150	3x1.800	5.400	4.567
CV-003	11.291	2.000	595	6	ST-2500	3x1.400	4.200	3.525
CV-004	11.291	2.000	1.248	6	ST-3150	3x1.800	5.400	4.492

Fuente: Elaboración propia

Figura 12

Alternativa de manejo de materiales 2A – vista de planta



Fuente: SMCV

3.3.2.2 Opción In Pit 2B. Para esta opción se definió el uso de tres fajas transportadoras, las que están descritas a continuación:

- CV-001 - Es una faja sacrificio de 67 m de longitud que tiene como función recibir el material y transferirlo al sistema de transporte de mineral grueso que alimentará la C1 y/o la C2. Esta faja incluye un detector de metales y un electroimán para retirar placas o elementos metálicos dañinos para el sistema.
- CV-002 - Recibe el material desde la faja de sacrificio y tiene 1.015 m de longitud principalmente en estructura elevada con armaduras metálicas y un cruce de camino de acarreo con un puente tipo galería metálica de 70 m de longitud aproximadamente. Adicionalmente, se ha considerado la posibilidad de alimentar también la C2 en el futuro desde el chute de descarga de esta faja.
- CV-003 – Consta de 1.420 m de los cuales aproximadamente el 30% se encuentra en estructura sobre terreno y el resto elevado con armadura metálica.

Las características principales de las fajas se encuentran en la Tabla 22.

Tabla 22

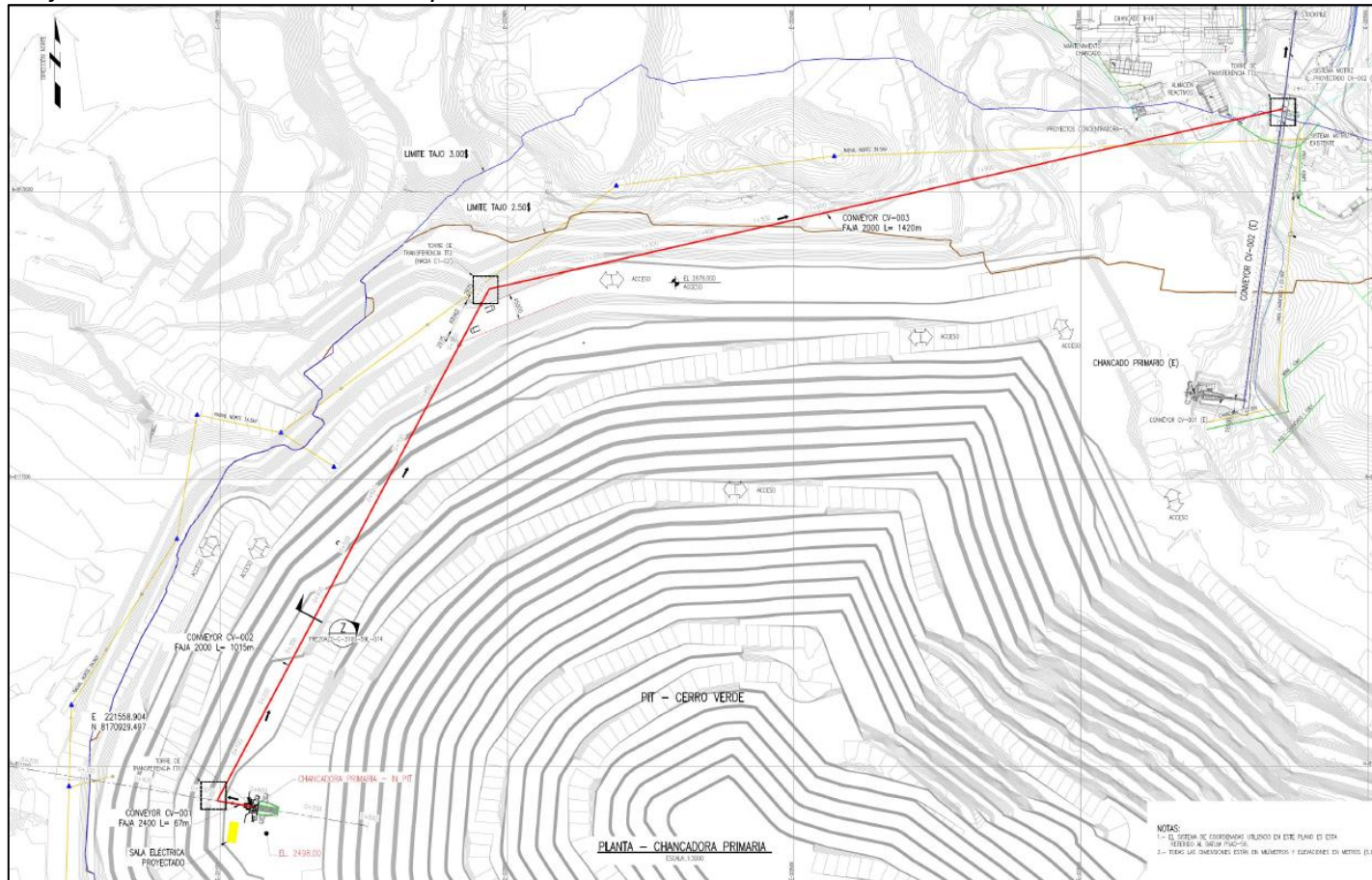
Opción 2B – Características principales de las fajas transportadoras

Faja	Capacidad de Diseño t/h	Ancho mm	Longitud Horizontal m	Vel. m/s	Tipo faja	Motores No x kW	Potencia instalada kW	Potencia consumida kW
CV-001	11.291	2.400	67	3.5	EP-500/3	1x132	145	105
CV-002	11.291	2.000	1.015	6	ST-6000	2x4.500	8.400	8.017
CV-003	11.291	2.000	1.420	6	ST-4000	2x2.500	5.000	4.357

Fuente: Elaboración propia

Figura 13

Alternativa de manejo de materiales 2B – vista de planta



Fuente: SMCV

3.3.2.3 Opción In Pit 2C. Para esta opción se definió el uso de tres fajas transportadoras, las que están descritas a continuación:

- CV-001 - Es una faja sacrificio de 255 m de longitud que tiene como función recibir el material y transferirlo al sistema de transporte de mineral grueso que alimentará la C1 y/o la C2.

Esta faja es subterránea y tiene la mayor parte de su recorrido en un *Culvert* bajo tierra. Esta faja tiene un electroimán autolimpiante en la descarga para retirar placas o elementos metálicos dañinos para el sistema.

- CV-002 - Recibe el material desde la faja de sacrificio y tiene 846 m de longitud principalmente en estructura elevada con armaduras metálicas y un cruce de camino de acarreo con un puente tipo galería metálica de 70 m de longitud aproximadamente. Adicionalmente, se ha considerado la posibilidad de alimentar también la C2 en el futuro desde el chute de descarga de esta faja.
- CV-003 – Consta de 1.426 m de los cuales aproximadamente el 30% se encuentra en estructura sobre terreno y el resto elevado con armadura metálica.

Las características principales de las fajas se encuentran en la Tabla 23.

Tabla 23

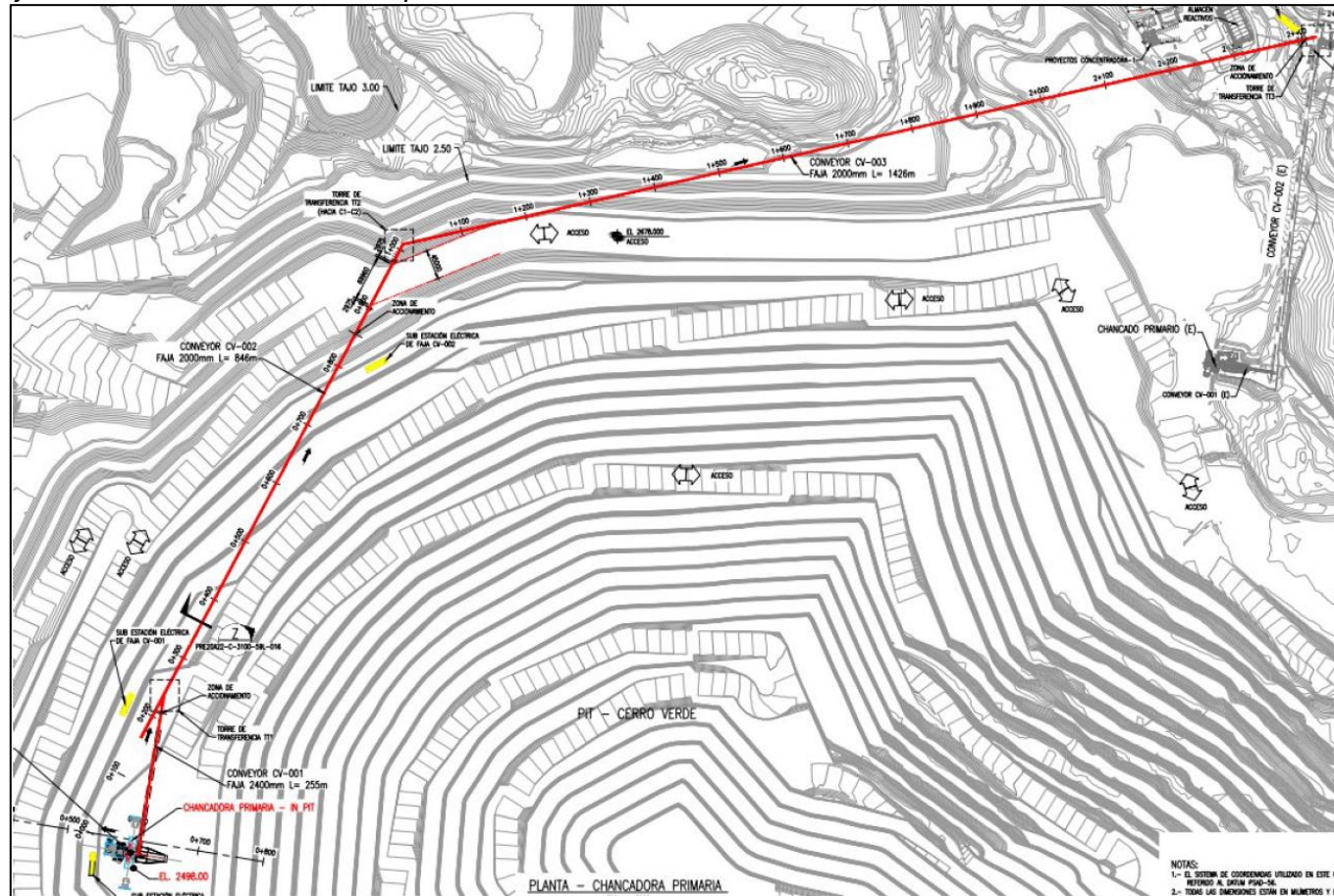
Opción 2C – Características principales de las fajas transportadoras

Faja	Capacidad de Diseño t/h	Ancho mm	Longitud Horizontal m	Vel. m/s	Tipo faja	Motores No x kW	Potencia instalada kW	Potencia consumida kW
CV-001	11.291	2.400	255	3.5	EP-4700/5	2x1.600	3.200	2.600
CV-002	11.291	2.000	846	6	ST-6300	2x4.050	8.100	7.253
CV-003	11.291	2.000	1.426	6	ST-2500	2x1.800	3.600	3.232

Fuente: Elaboración propia

Figura 14

Alternativa de manejo de materiales 2C – vista de planta



Fuente: SMCV

3.3.2.4 Opción In Pit 2D. Para esta opción se definió el uso de tres fajas transportadoras, las que están descritas a continuación:

- CV-001 - Es una faja sacrificio de 40 m de longitud que tiene como función recibir el material y transferirlo al sistema de transporte de mineral grueso que alimentará la C1 y/o la C2.

Esta faja incluye un detector de metales y un electroimán para retirar placas o elementos metálicos dañinos para el sistema.

- CV-002 - Recibe el material desde la faja de sacrificio y tiene 1.015 m de longitud principalmente en estructura elevada con armaduras metálicas y un cruce de camino de acarreo con un puente tipo galería metálica de 70 m de longitud aproximadamente. Adicionalmente, se ha considerado la posibilidad de alimentar también la C2 en el futuro desde el chute de descarga de esta faja.
- CV-003 – Consta de 1.420 m de los cuales aproximadamente el 30% se encuentra en estructura sobre terreno y el resto elevado con armadura metálica.

Las características principales de las fajas se encuentran en la Tabla 24.

Tabla 24

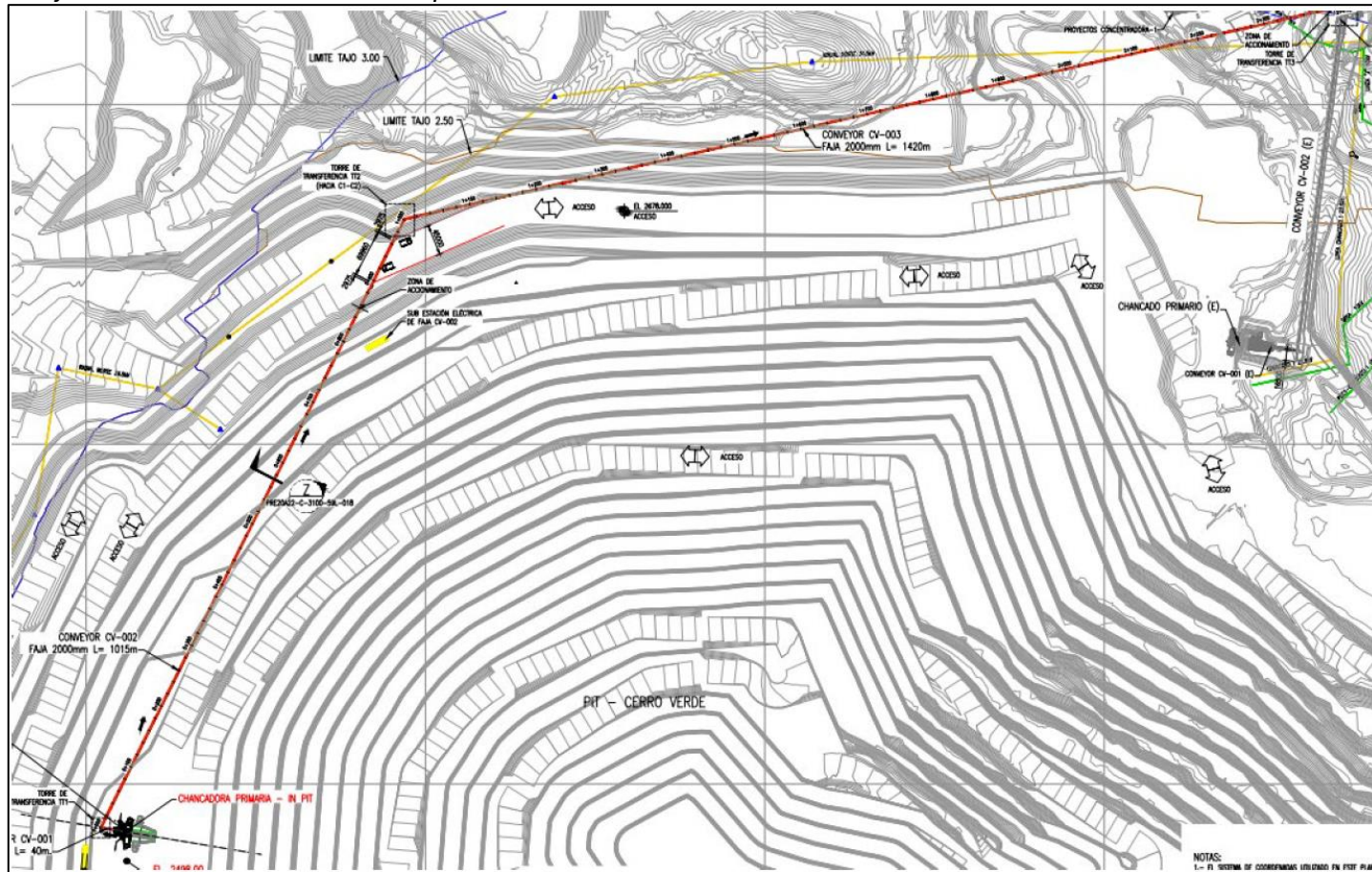
Opción 2D – Características principales de las fajas transportadoras

Faja	Capacidad de Diseño t/h	Ancho mm	Longitud Horizontal m	Vel. m/s	Tipo faja	Motores No x kW	Potencia instalada kW	Potencia consumida kW
CV-001	11.291	2.400	40	3.5	EP-500/3	1x145	145	97
CV-002	11.291	2.000	1.015	6	ST-6000	2x5.250	10.500	9.374
CV-003	11.291	2.000	1.420	6	ST-4000	2x1.800	3.600	3.232

Fuente: Elaboración propia

Figura 15

Alternativa de manejo de materiales 2D – vista de planta



Fuente: SMCV

3.3.2.5 Opción In Pit 2E. Para esta opción se definió el uso de tres fajas transportadoras, las que están descritas a continuación:

- CV-001 - Es una faja sacrificio de 456 m de longitud que tiene como función recibir el material del alimentador de zapatas y transferirlo al sistema de transporte de mineral grueso que alimentará la C1.

Esta faja incluye un detector de metales y un electroimán para retirar placas o elementos metálicos dañinos para el sistema.

- CV-002 - Recibe el material desde la faja de sacrificio y tiene 972 m de longitud principalmente en estructura elevada con armaduras metálicas en la mitad, y un cruce de camino de acarreo con un puente tipo galería metálica de 75 m de longitud aproximadamente.
- CV-003 – Consta de 968 m de los cuales aproximadamente el 75% se encuentra en estructura sobre terreno y el resto elevado con armadura metálica en el área de transferencia a la faja existente repotenciada.

Las características principales de las fajas se encuentran en la Tabla 25.

Tabla 25

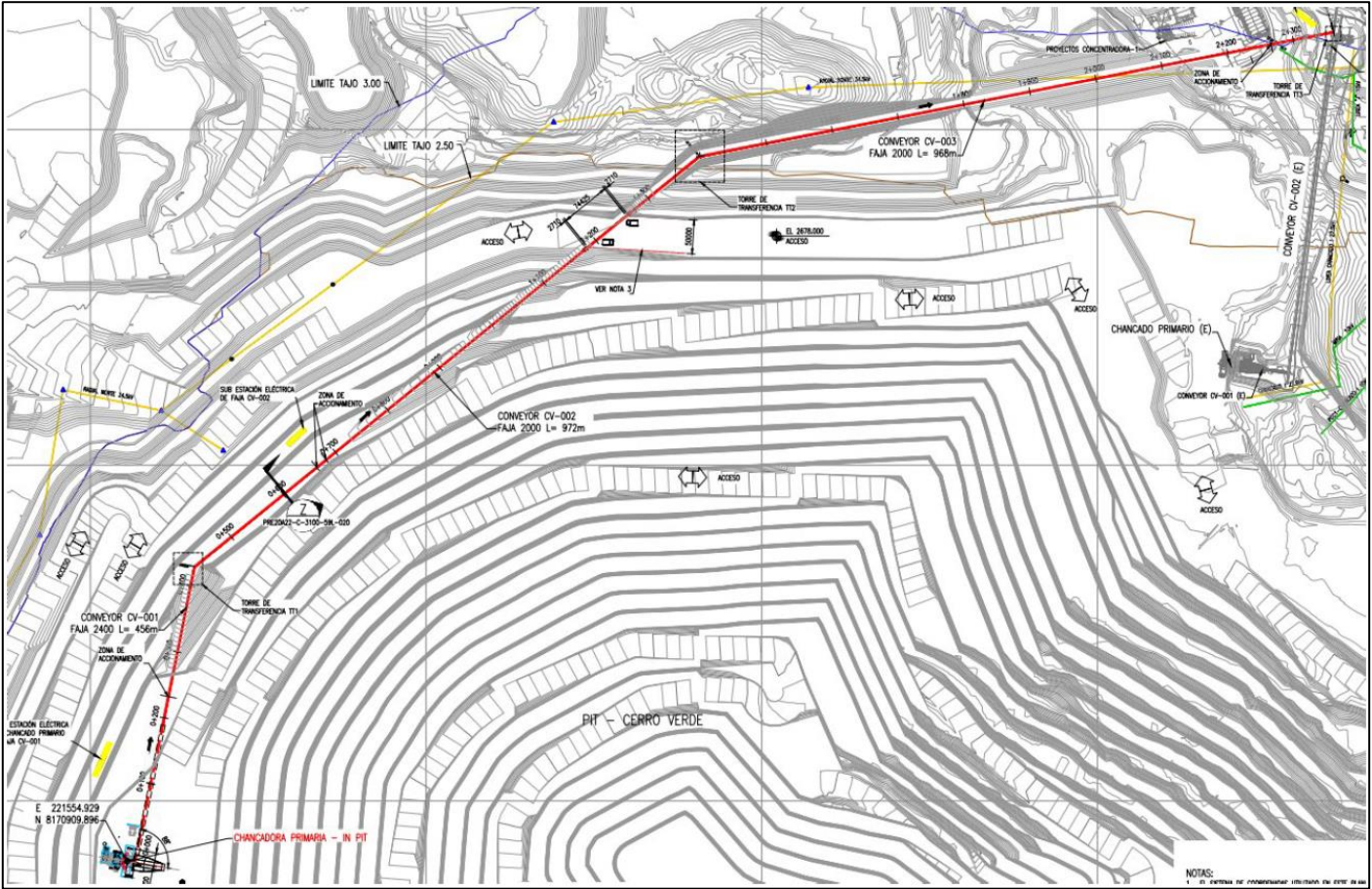
Opción 2E – Características principales de las fajas transportadoras

Faja	Capacidad de Diseño t/h	Ancho mm	Longitud Horizontal m	Vel. m/s	Tipo faja	Motores No x kW	Potencia instalada kW	Potencia consumida kW
CV-001	11.291	2.400	456	3.5	EP-8500/5	2x2.500	5.000	4.330
CV-002	11.291	2.000	972	6	ST-5400	2x3.200	6.400	5.696
CV-003	11.291	2.000	968	6	ST-2500	2x1.400	2.800	2.320

Fuente: Elaboración propia

Figura 16

Alternativa de manejo de materiales 2E – vista de planta



Fuente: SMCV

3.3.3 Evaluación cualitativa de las opciones

Fueron evaluadas las opciones de transporte de material grueso para la opción In-Pit lado Talud a partir de los criterios definidos en la Tabla 26, y los resultados son mostrados en la Tabla 27.

Tabla 26

Criterios de evaluación cualitativa

Característica	Ponderación	Criterio
Operabilidad	20%	
Capacidad operacional	4%	La alternativa produce beneficios a la operación en referencia a la capacidad de procesamiento
Impacto en la utilización	3%	La alternativa mejora la utilización del sistema considerando los valores medios operacionales
Disponibilidad	4%	La disponibilidad del sistema es mayor basado en las características de los equipos
Criticidad operacional	3%	El sistema propuesto disminuye los aspectos críticos operacionales a partir de robustez
Consumo energético	3%	La alternativa proporciona el menor consumo energético para la solución
Impacto en las operaciones mineras	3%	El arreglo seleccionado para la alternativa puede impactar o no en las operaciones mineras y/o en su productividad.
Mantenibilidad	15%	
Cantidad de equipos	4%	La menor cantidad de equipos y los parámetros operacionales pueden impactar positivamente en la disponibilidad del equipo
Facilidad de mantenimiento	3%	Los equipos definidos, así como su layout y desplazamiento proporcionan condiciones favorables para las tareas de mantenimiento.
Duración de las mantenciones	2%	Las características proporcionadas favorecen la ejecución de las mantenciones
Espacios para mantención	4%	El área es amplia y permite la ejecución adecuada de las tareas de manutención necesarias.
Estandarización de componentes	2%	La definición de los equipos permite una adecuada estandarización de los componentes, así como la reducción de partes de reposición de las instalaciones existentes
Constructibilidad	10%	
Facilidad de construcción	2%	La definición permite una modularización adecuada y una reducción en el esfuerzo de construcción
Impacto en las operaciones	2%	Durante las tareas de construcción el impacto en las operaciones mineras será más reducido considerando las definiciones realizadas.
Cronograma de implantación	3%	A partir de la definición propuesta se espera que el cronograma de implementación sea menor reduciendo el desembolso de dinero.
Accesos temporales para la construcción	3%	Por las características constructivas se ve un impacto en la operación minera en la etapa de producción.
Sustentabilidad	10%	
Huella de carbono	5%	Las características y definiciones del sistema presentan una reducción en la huella de carbono
Impacto ambiental	5%	Las características y definiciones presentan beneficio en las condiciones ambientales.

Fuente: Elaboración propia

Tabla 27

Evaluación cualitativa opciones In Pit – Lado talud

	Opción 2A			Opción 2B		Opción 2C		Opción 2D		Opción 2E	
Característica	Ponderación	Nota	Calificación	Nota	Calificación	Nota	Calificación	Nota	Calificación	Nota	Calificación
Operabilidad	20%	13%		14%		16%		15%		16%	
Capacidad operacional	4%	3	Mantiene la capacidad operacional	3	Mantiene la capacidad operacional	3	Mantiene la capacidad operacional	3	Mantiene la capacidad operacional	3	Mantiene la capacidad operacional
Impacto en la utilización	3%	3	Tienen la mayor cantidad de equipos impactando en la utilización	4	El menor número de equipos impacta positivamente en la utilización	5	El menor número de equipos impacta positivamente en la utilización	5	El menor número de equipos impacta positivamente en la utilización	5	El menor número de equipos impacta positivamente en la utilización
Disponibilidad	4%	3	Tiene el mayor número de fajas transportadoras.	4	Tiene 3 fajas transportadoras en total.	4	Tiene 3 fajas transportadoras en total.	4	Tiene 3 fajas transportadoras en total.	4	Tiene 3 fajas transportadoras en total.
Criticidad operacional	3%	4	Niveles de tensión más bajos	3	Niveles de tensión más altos	4	Niveles de tensión más bajos	3	Niveles de tensión más altos	3	Niveles de tensión más altos
Consumo energético	3%	4	Consumo energético 12.670 kW	4	Consumo energético 12.479 kW	3	Mayor consumo energético 13.085 kW	3	Consumo energético 12.703 kW	5	Consumo energético menor 12.346 kW
Impacto en las operaciones mineras	3%	3	Tiene un cruce de camino minero	3	Tiene un cruce de camino minero con menor longitud	5	Tiene un cruce de camino minero con menor longitud	5	Tiene un cruce de camino minero con menor longitud	5	Tiene un cruce de camino minero con menor longitud
Mantenibilidad	15%	9%		12%		14%		12%		15%	
Cantidad de equipos	4%	3	Mayor número	5	Menor número	5	Menor número	5	Menor número	5	Menor número
Facilidad de mantenimiento	3%	3	Mayor número de transferencias y puntos de mantención	4	Menor número de transferencias y puntos de mantención	4	Mejora las características de acceso para mantenciones	4	Menor número de transferencias y puntos de mantención	5	Acceso continuo
Duración de las mantenciones	2%	3	Mayor duración	4	Menor duración	4	Mejores accesos	3	Acceso restringido	5	Acceso continuo

Espacios para mantención	4%	3	Acceso muy restringido	4	Mejor acceso	5	Mayor espacio	4	Acceso mejorado	5	Acceso mejorado
Estandarización de componentes	2%	4	Mayor estandarización	3	Debido a la potencia del equipo la estandarización es más restringida	4	Buena estandarización	3	Debido a la potencia del equipo la estandarización es más restringida	4	Debido a la potencia del equipo la estandarización es más restringida
Constructibilidad	10%	6%		7%		8%		7%		9%	
Facilidad de construcción	2%	3	Mayor dificultad	3	Mayor dificultad	4	Dificultad media	3	Menor dificultad	5	Menor dificultad
Impacto en las operaciones	2%	3	Significativo	3	Significativo	3	Significativo	3	Significativo	4	Menor
Cronograma de implantación	3%	3	Adecuado	3	Adecuado	3	Adecuado	4	Adecuado	5	Menor
Accesos temporales para la construcción	3%	3	Significativo	4	Menor	5	Menor	4	Menor	4	Menor
Sustentabilidad	10%	6%		7%		6%		7%		8%	
Huella de carbono	5%	3	Media	3	Media	3	Media	3	Media	3	Media
Impacto ambiental	5%	3	Medio consumo energético	4	Menor consumo energético	3	Mayor consumo energético	4	Medio consumo energético	5	Medio consumo energético
		35%		40%		43%		41%		48%	
			63%		73%		78%		75%		87%

Fuente: DRA

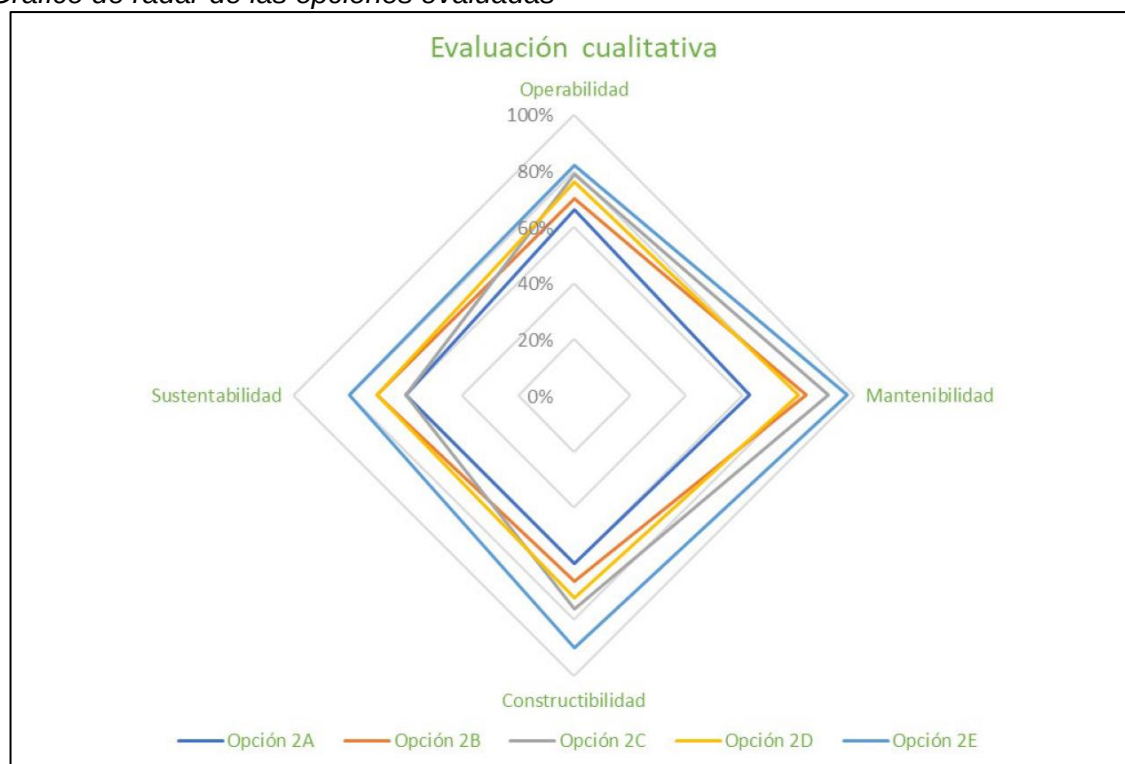
En esta tabla se observa que la opción 2E tiene mejores características técnicas seguida de la 2C que tiene una puntuación menor principalmente debido al trazo del sistema de manejo de materiales.

Aquí es adecuado indicar que las opciones 2C y 2E, presentan una estación de chancado semi-subterránea, la que trae ventajas para la operación en el lado talud.

La Figura 17 muestra un gráfico tipo radar mostrando las características de cada opción, donde la alternativa 2E sobresale en todos los aspectos evaluados, y la 2C destaca la operabilidad, mantenibilidad y constructibilidad.

Figura 17

Gráfico de radar de las opciones evaluadas



Fuente: DRA

3.3.4 Evaluación cuantitativa de las opciones

Considerando los metrados preliminares y levantamientos realizados por el equipo de ingeniería, se hizo la estimación de costos de inversión de las opciones. Para la composición del costo unitario y factorización se usó costos de proyectos desarrollados recientemente por DRA, muy similares, que obtuvieron un alto nivel de asertividad en el costo, que además son de la gran minería y están ubicados en territorio peruano.

Los costos operacionales se estimaron utilizando un modelo de costos desarrollados por DRA para operaciones similares. Este análisis uso ratios de la base de datos de DRA, y se consideró el costo de energía suministrado por SMCV de 51,50 USD/MWh.

CAPEX

El CAPEX estimado para cada opción del chancado primario se encuentra detallado en la tabla 28. Para el sistema de transporte de mineral grueso las estimaciones se encuentran detallados en la tabla 29.

El costo total para cada opción se muestra en la tabla 30.

Tabla 28

Costo de inversión de estación de chancado y obras civiles generales

Partida	Unidad	Opción 2A	Opción 2B	Opción 2C	Opción 2D	Opción 2E
Obras Civiles Generales						
Obras Geotécnicas	Civiles/ USD	19.536.207	19.834.479	4.957.089	15.820.880	7.192.011
Estación de Chancado						
Equipos	USD	15.553.544	15.553.544	15.553.544	15.553.544	15.553.544
Estructuras de Concreto	USD	4.410.450	4.410.450	14.624.961	4.410.450	14.907.824
Acero Estructural	USD	1.135.742	1.135.742	1.135.742	1.135.742	1.135.742
Electricidad	USD	5.994.835	5.994.835	9.267.565	5.994.835	9.864.470
Otros	USD	621.879	621.879	621.879	621.879	621.879
Repuestos de capital		Ídem	Ídem	Ídem	Ídem	Ídem
Impacto operacional		Ídem	Ídem	Ídem	Ídem	Ídem
SUB-TOTAL	USD	49.995.510	50.293.781	46.160.780	46.280.183	49.275.469

Fuente: Elaboración propia

Tabla 29*Costo de inversión de sistema de transporte de mineral grueso*

Partida	Unidad	Opción 2A	Opción 2B	Opción 2C	Opción 2D	Opción 2E
Equipos mecánicos	USD	29.848.020	26.080.308	32.033.771	25.383.020	27.613.433
Obras civiles/geotécnicas	USD	2.157.096	1.884.806	2.315.059	1.834.414	1.995.604
Concreto	USD	3.407.063	2.976.989	3.656.560	2.897.396	3.151.991
Estructuras especiales	USD	12.385.890	7.971.150	8.405.430	8.748.630	4.859.085
Electricidad	USD	18.824.251	13.419.487	13.182.357	14.089.982	11.345.132
Otros	USD	1.063.589	929.332	1.141.474	904.485	983.962
Repuestos de capital		Ídem	Ídem	Ídem	Ídem	Ídem
Impacto operacional		Ídem	Ídem	Ídem	Ídem	Ídem
SUB-TOTAL	USD	67.685.908	53.262.073	60.734.651	53.857.927	49.949.207

Fuente: Elaboración propia

Tabla 30*Costo total*

Partida	Unidad	Opción 2A	Opción 2B	Opción 2C	Opción 2D	Opción 2E
Estación de Chancado	USD	49.995.510	50.293.781	46.160.780	46.280.183	49.275.469
Fajas Transportadoras	USD	67.685.908	53.262.073	60.734.651	53.857.927	49.949.207
SUB-TOTAL	USD	117.681.418	103.555.854	106.895.431	100.138.109	99.224.677
Costos Indirectos	USD	29.420.354	25.888.964	26.723.858	25.034.527	24.806.169
Costos del Propietario	USD	9.414.513	8.284.468	8.551.635	8.011.049	7.937.974
Contingencia	USD	46.954.886	41.318.786	42.651.277	39.955.106	39.590.646
TOTAL	USD	203.471.172	179.048.072	184.822.201	173.138.791	171.559.466
Diferencia	%	18,6%	4,36%	7,73%	1%	0%

Fuente: Elaboración propia

OPEX

El OPEX para las tres opciones se encuentra resumido en la Tabla 31 para el chancado primario y en la Tabla 32 para el sistema de manejo de materiales.

Tabla 31*Costos operaciones del chancado primario*

Partida	Unidad	Opción 2A	Opción 2B	Opción 2C	Opción 2D	Opción 2E
Mano de Obra	USD/t	0,029	0,029	0,029	0,029	0,029
Materiales y repuestos	USD/t	0,043	0,043	0,043	0,043	0,043
Energía Eléctrica	USD/t	0,015	0,015	0,015	0,015	0,015
TOTAL	USD/t	0,087	0,087	0,087	0,087	0,087

Fuente: Elaboración propia

Tabla 32*Costos operacionales del sistema de transporte de mineral grueso*

Partida	Unidad	Opción 2A	Opción 2B	Opción 2C	Opción 2D	Opción 2E
Mano de Obra	USD/t	0,029	0,029	0,029	0,029	0,029
Materiales y repuestos	USD/t	0,076	0,069	0,069	0,069	0,069
Energía Eléctrica	USD/t	0,082	0,081	0,084	0,082	0,080
TOTAL	USD/t	0,186	0,179	0,182	0,180	0,178
Porcentaje	%	4,49%	0,6%	2,24%	0,6%	1,12%
COSTO ANUAL TRANSPORTE	MUSD	10,862	10,454	10,629	10,512	10,395
Diferencial anual	MUSD	0,467	0,059	0,234	0,117	0

Fuente: Elaboración propia

Resumen general de la evaluación de las opciones

Los resultados de la evaluación cuantitativa y cualitativa se muestran en la tabla 27

Tabla 33*Resumen de la evaluación cualitativa y cuantitativa*

Evaluación	Opción 2A	Opción 2B	Opción 2C	Opción 2D	Opción 2E
Cualitativa	5ta	4ta	2da	3ra	1ra
Cuantitativa	CAPEX	5ta	3ra	4ta	2da
	OPEX	5ta	2da	4ta	3ra

Fuente: Elaboración propia

Como se observa la opción 2E es la que mejores ventajas técnicas y económicas trae a la alternativa In Pit-Lado Talud. Esta opción fue generada a partir de las mejores soluciones para la estación de chancado 2C y del trazo de las fajas transportadoras 2A.

La opción 2C es la segunda desde el punto de vista técnico y 4ta desde el punto de vista económico.

De los diversos análisis desarrollados se definió que la estación de chancado preferente y que origina mejores condiciones operacionales para el lado talud es la semisubterránea, por lo que las alternativas 2A, 2B y 2D fueron descartadas.

Considerando la evaluación cuantitativa y cualitativa de las opciones 2A, 2B, 2C, 2D y 2E, para la alternativa Dentro del Tajo- Lado Talud la opción 2E se ve como la más ventajosa desde el punto de vista técnico y económico.

Capítulo IV. Análisis e interpretación de resultados

4.1 Análisis Trade-off de las opciones

Considerando los metrados preliminares y levantamientos realizados por el equipo de ingeniería, se hizo la estimación de costos de inversión de las opciones. Para la composición del costo unitario y factorización se usó costos de proyectos desarrollados recientemente por DRA, similares, que obtuvieron un alto nivel de asertividad en el costo, que además son de la gran minería y están ubicados en territorio peruano.

Los costos operacionales se estimaron utilizando un modelo de costos desarrollados por DRA para operaciones similares. Este análisis uso ratios de la base de datos de DRA, y se consideró el costo de energía suministrado por SMCV de 51,50 USD/MWh.

4.1.1 CAPEX

El CAPEX estimado para cada opción del chancado primario se encuentra detallado en la Tabla 34.

Para el sistema de transporte de mineral grueso las estimaciones se encuentran detallados en la Tabla 35.

El costo total para cada opción se muestra en la Tabla 36.

Tabla 34

Costo de inversión de estación de chancado y obras civiles generales

Partida	Unidad	Alternativa Fuera del Tajo 2	Alternativa dentro del Tajo 2E
Obras Civiles Generales			
Obras Civiles/ Geotécnicas	USD	26,984,796	7.192.011
Estación de Chancado			
Estación de chancado	USD	27,649,455	42,083,458
Repuestos de capital		Ídem	Ídem
Impacto operacional		Ídem	Ídem
SUB-TOTAL	USD	54.634.251	49.275.469

Fuente: Elaboración propia

Tabla 35*Costo de inversión de sistema de transporte de mineral grueso*

Partida	Unidad	Alternativa Fuera del Tajo 2	Alternativa dentro del Tajo 2E
Equipos mecánicos	USD	7,312,500	27,613,433
Obras civiles/geotécnicas	USD	528,469	1,995,604
Concreto	USD	834,700	3,151,991
Estructuras especiales	USD	924,000	4,859,085
Electricidad	USD	6,422,590	11,345,132
Otros	USD	260,570	983,962
Repuestos de capital		Ídem	Ídem
Impacto operacional		Ídem	Ídem
SUB-TOTAL	USD	16,282,829	49,949,207

Fuente: Elaboración propia

Tabla 36*Costo total*

Partida	Unidad	Alternativa Fuera del Tajo 2	Alternativa dentro del Tajo 2E
Estación de Chancado	USD	54,634,251	49,275,469
Fajas Transportadoras	USD	16,282,829	49,949,207
Reubicación de Instalaciones	USD	5,400,000	0
SUB-TOTAL	USD	76,317,080	99,224,677
Costos Indirectos (25%)	USD	19,079,270	24,806,169
Costos del Propietario (8%)	USD	6,105,366	7,937,974
Contingencia (30%)	USD	30,450,515	39,590,646
TOTAL	USD	131,952,231	171,559,466
Diferencia	USD	39,607,235	0

Fuente: Elaboración propia

4.1.2 OPEX

El OPEX para las tres opciones se encuentra resumido en la tabla 37 para el chancado primario y en la tabla 38 para el sistema de manejo de materiales.

Tabla 37*Costos operaciones del chancado primario*

Partida	Unidad	Alternativa Fuera del Tajo 2	Alternativa dentro del Tajo 2E
Mano de Obra	USD/t	0.029	0.029
Materiales y repuestos	USD/t	0.045	0.043
Energía Eléctrica	USD/t	0.015	0.015
TOTAL	USD/t	0.089	0.087

Fuente: Elaboración propia

Tabla 38*Costos operacionales del sistema de transporte de mineral grueso*

Partida	Unidad	Alternativa Fuera del Tajo 2	Alternativa dentro del Tajo 2E
Mano de Obra	USD/t	0.029	0.029
Materiales y repuestos	USD/t	0.051	0.069
Energía Eléctrica	USD/t	0.033	0.080
SUB-TOTAL	USD/t	0.112	0.178
Costo Adicional por Transporte de Camiones	USD/t	0.394	0
TOTAL	USD/t	0.506	0.178

Fuente: Elaboración propia

4.1.3 Evaluación económica

Con la información de CAPEX para ambas opciones, así como los costos operacionales se determinó el NPV para cada opción. En la tabla 39 se observan las premisas y resultados de esta evaluación.

Tabla 39*Costos Evaluación Económica*

Descripción	Unidad	Alternativa Fuera del Tajo 2	Alternativa dentro del Tajo 2E
Costo de inversión			
CAPEX	USD	131,952,231	171,559,466
Años de Inversión	Años	2025-2026	2025-2026
Entrada en Operación	Año	2026	2026
Fin de Operación	Año	2038	2038
Costo de operación			
Producción diaria	Ktpd	120	120
Producción anual	Mt/y	43.8	43.8
Costo anual de transporte de material	USD	22,162,800	7,796,400
Evaluación económica			
Tasa de descuento	%	10	10
NPV	MUSD	294,411,904	212,161,677
Ahorro Valor Presente	MUSD		49,968,644

Fuente: Elaboración propia

Realizado el análisis económico de ambas alternativas se puede indicar que, para el nivel de precisión del costo de inversión utilizado, la Alternativa In Pit tiene ventajas económicas sustanciales, proporcionando un ahorro en el NPV de 50MUSD aproximadamente, operando a una capacidad de 120,000 tpd.

En caso se incremente la capacidad de procesamiento a 160,000 tpd, el ahorro en NPV se incrementa a 78 MUSD.

4.2 Análisis económico de alto nivel

Para el siguiente análisis económico se estará considerando los siguientes supuestos, obtenidos del plan de minado a largo plazo generado el año 21 y el Forecast del primer trimestre del 2022. Teniendo:

Rendimiento:

- C1 (120 ktpd) y C2 (300 ktpd)

Stocks:

- Plan LOM considera destino de Stockpiles ($TCU \geq 0.23$, recuperado)
- Plan LOM considera destino de Stockpiles ($TCU \geq 0.17$ y < 0.23 , no recuperado)
- Plan LOM considera destino de Stockpiles ($TCU \geq 0.15$ y < 0.17 , no recuperado)
- Plan LOM considera destino de Stockpiles segregados (0.13-0.15, no recuperado)

Acarreo:

- Delta C es el mismo en todas las chancadoras
- No hay aumento en el tiempo de ciclo por el tráfico en las chancadoras

IPCC:

- No hay reducción en la utilización de la chancadora dentro del tajo debido a las voladuras.
- No se consideran retrasos en la salida de camiones mientras se construye la chancadora.

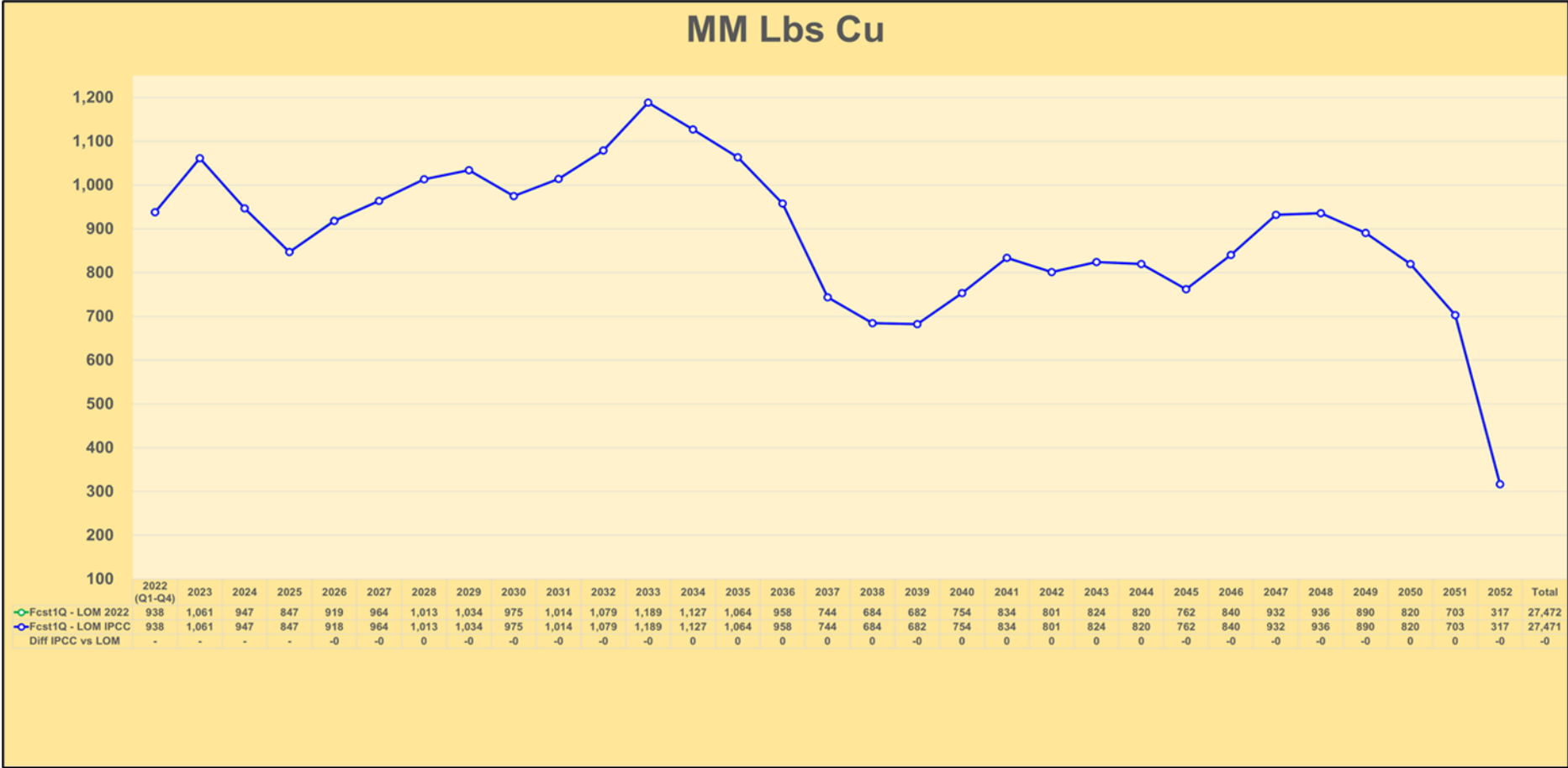
Dado que el rediseño de la chancadora para ser ubicada dentro del tajo en la fase CV7; que es una fase de diseño final, esta no afectaría a la cantidad de reservas de cobre de la mina. Lo cual se vera reflejado en los gráficos siguientes donde se comparará

- Tonelaje diario de movimiento
- Tonelaje diario para procesamiento
- Pushback rate por periodo
- Sinking rate por periodo

Donde se observará una diferencia será en la cantidad de camiones requeridos para alimentar la C1. Ya que el material será transportado mediante un sistema de fajas.

Figura 18

Reservas estimadas de cobre – LOM



Fuente: SMCV

Figura 19

Detalle de reservas de cobre (2022-2037)

			STP	LTP	LTP	LTP	LTP	LTP	LTP	LTP	LTP	LTP	LTP	LTP	LTP	LTP	LTP	LTP	LTP
Payable Cu Placed			2022	2023	2024	2025	2026	2027	2028	2029	2030	2031	2032	2033	2034	2035	2036	2037	2022-2037
Fcst1Q - LOM IPCC Mine Plan	PAYABLE CALC	Mill MMlbs	826	934	892	824	903	915	974	1,007	975	1,014	1,074	1,166	1,118	1,064	958	743	15,387
	PLACED	CL MMlbs	80	72	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	152
	PLACED	ROM MMlbs	32	55	55	24	15	49	39	26	0	0	5	22	8	0	0	0	332
	Total	MMlbs	938	1,061	947	847	918	964	1,013	1,034	975	1,014	1,079	1,189	1,127	1,064	958	744	15,872
Fcst1Q - LOM 2022 Mine Plan	PAYABLE CALC	Mill MMlbs	826	934	892	824	903	914	974	1,007	975	1,014	1,074	1,166	1,118	1,064	958	743	15,387
	PLACED	CL MMlbs	80	72	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	152
	PLACED	ROM MMlbs	32	55	55	24	15	50	39	26	0	0	5	22	8	0	0	0	333
	Total	MMlbs	938	1,061	947	847	919	964	1,013	1,034	975	1,014	1,079	1,189	1,127	1,064	958	744	15,872
Variance	PAYABLE	Mill MMlbs	-	-	-	-	-0	0	0	-0	-0	-0	-0	-0	0	0	0	0	0
	PLACED	CL MMlbs	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
	PLACED	ROM MMlbs	-	-	-	-	-0	-1	-0	-0	-0	-	-	0	-	-	-	-	-0
	Total	MMlbs	-	-	-	-	-0	-0	0	-0	-0	-0	-0	-0	0	0	0	0	-0
% Variance	PAYABLE	Mill %	-	-	-	-	-0%	0%	0%	-0%	-0%	-0%	-0%	-0%	0%	0%	0%	0%	0%
	PLACED	CL %	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
	PLACED	ROM %	-	-	-	-	-0%	-1%	-0%	-0%	-0%	-	-	0%	-	-	-	-	-0%
	Total	%	-	-	-	-	-0%	-0%	0%	-0%	-0%	-0%	-0%	-0%	0%	0%	0%	0%	-0%

Fuente: SMCV

Figura 20

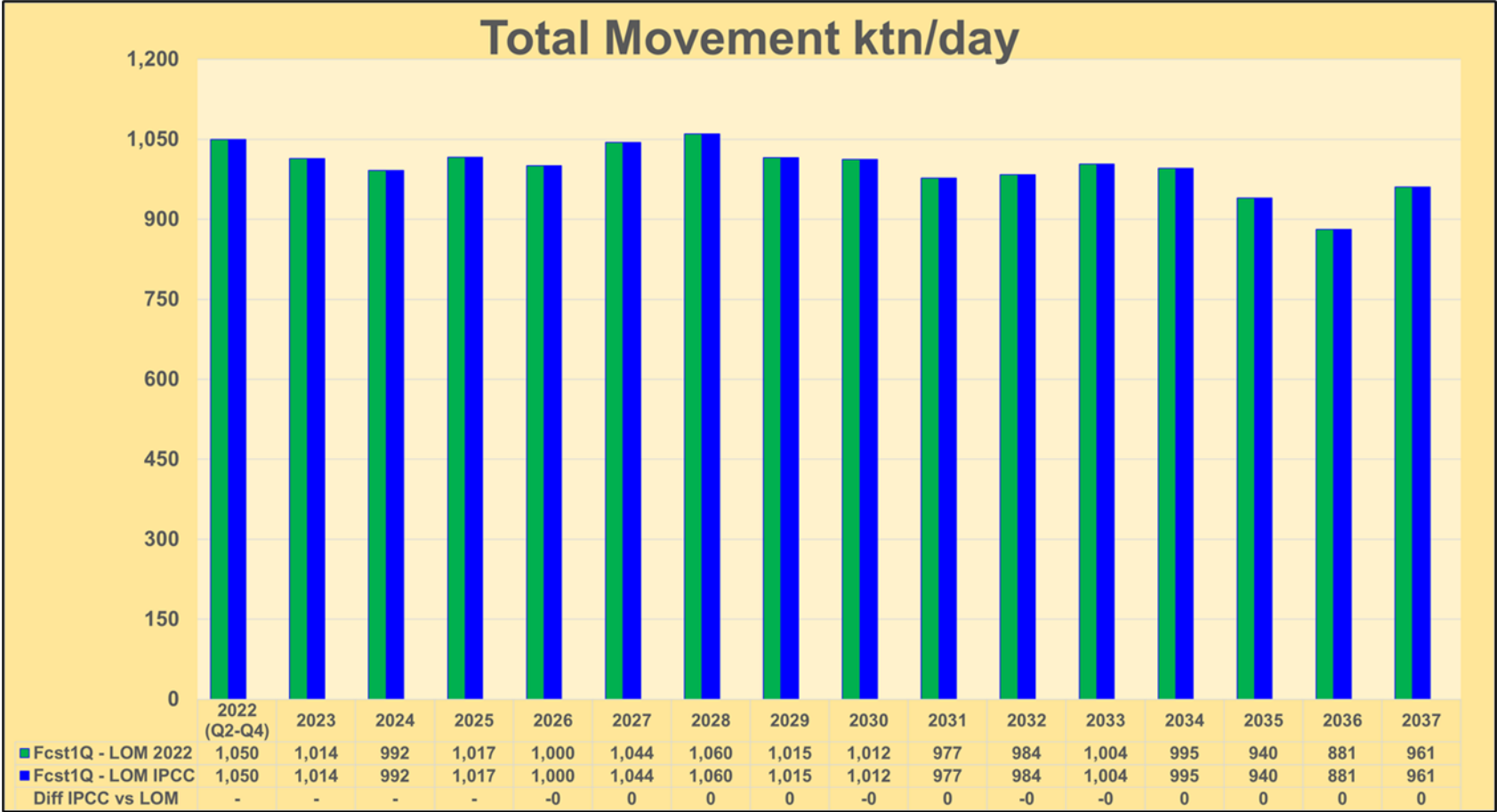
Detalle de reservas de cobre (2038-2052)

			LTP	LTP	LTP	LTP	LTP	LTP	LTP	LTP	LTP	LTP	LTP	LTP	LTP	LTP	LTP	LTP
Payable Cu Placed			2038	2039	2040	2041	2042	2043	2044	2045	2046	2047	2048	2049	2050	2051	2052	2022-2052
Fcst1Q - LOM IPCC Mine Plan	PAYABLE CALC	Mill MMlbs:	684	678	735	812	797	823	820	762	840	932	936	890	820	703	317	26,937
	PLACED	CL MMlbs:	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	152
	PLACED	ROM MMlbs:	-	5	18	22	4	0	-	-	-	-	-	-	-	-	-	382
	Total	MMlbs:	684	682	754	834	801	824	820	762	840	932	936	890	820	703	317	27,471
Fcst1Q - LOM 2022 Mine Plan	PAYABLE CALC	Mill MMlbs:	684	678	735	812	797	823	820	762	840	932	936	890	820	703	317	26,937
	PLACED	CL MMlbs:	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	152
	PLACED	ROM MMlbs:	-	5	18	22	4	0	-	-	-	-	-	-	-	-	-	383
	Total	MMlbs:	684	682	754	834	801	824	820	762	840	932	936	890	820	703	317	27,472
Variance	PAYABLE	Mill MMlbs:	0	0	0	0	0	0	0	-0	-0	-0	-0	-0	0	0	-0	0
	PLACED	CL MMlbs:	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
	PLACED	ROM MMlbs:	-	-0	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-0
	Total	MMlbs:	0	-0	0	0	0	0	0	-0	-0	-0	-0	-0	0	0	-0	-0
% Variance	PAYABLE	Mill %	0%	0%	0%	0%	0%	0%	0%	-0%	-0%	-0%	-0%	-0%	0%	0%	-0%	0%
	PLACED	CL %	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
	PLACED	ROM %	-	-0%	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-0%
	Total	%	0%	-0%	0%	0%	0%	0%	0%	-0%	-0%	-0%	-0%	-0%	0%	0%	-0%	-0%

Fuente: SMCV

Figura 21

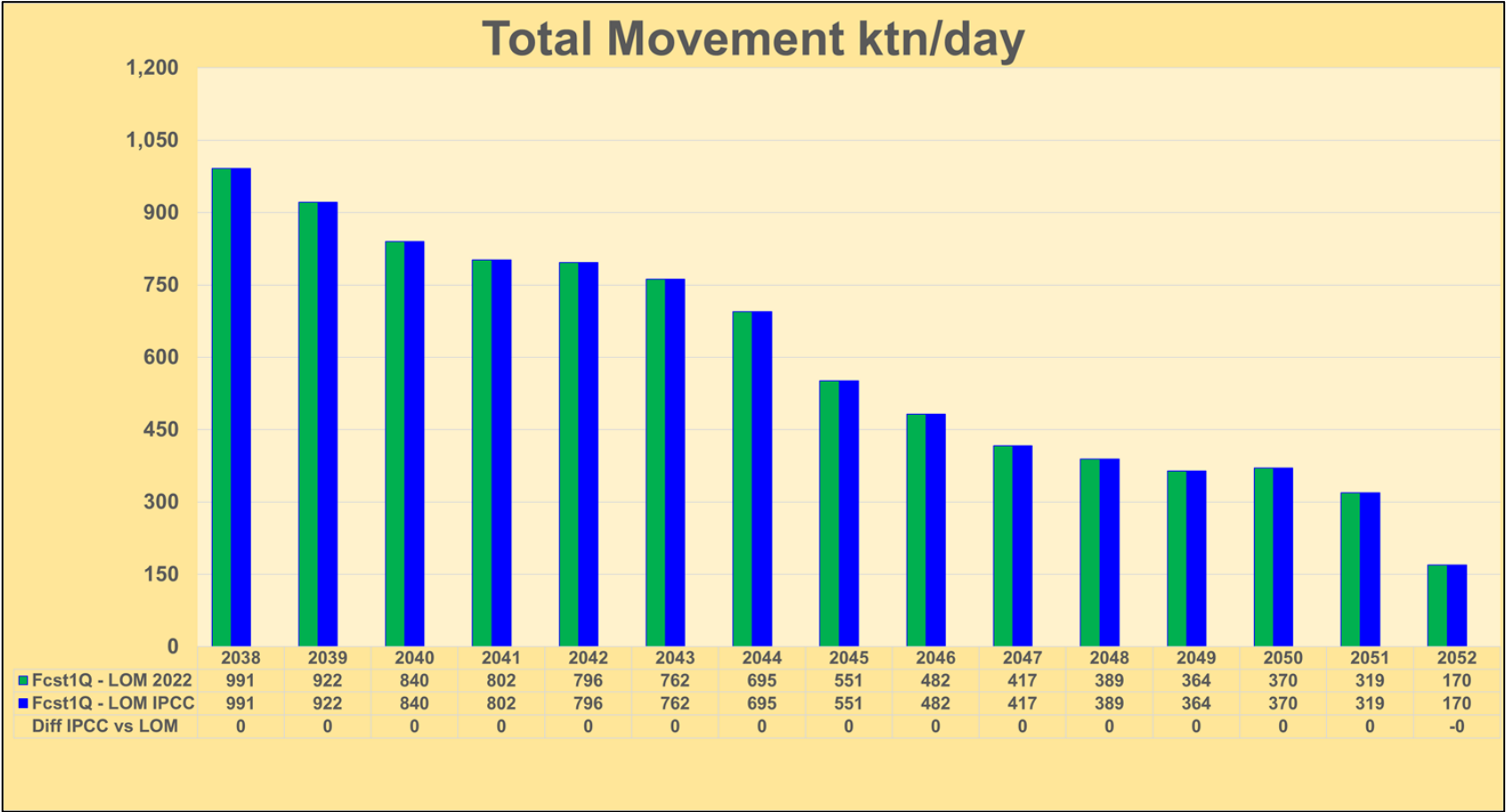
Movimiento de tonelaje diario por periodo (2022-2037)



Fuente: SMCV

Figura 22

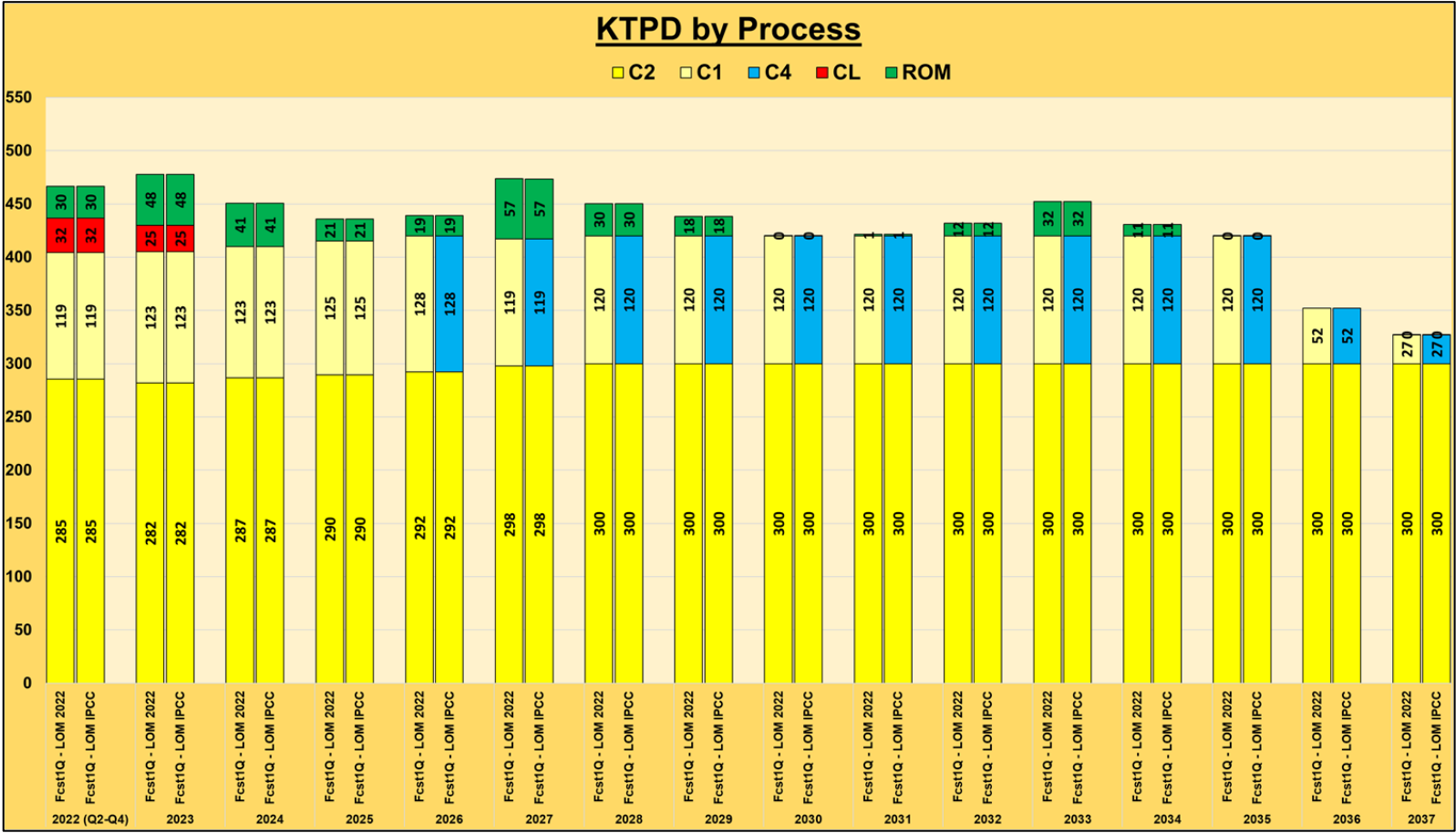
Movimiento de tonelaje diario por periodo (2038-2052)



Fuente: SMCV

Figura 23

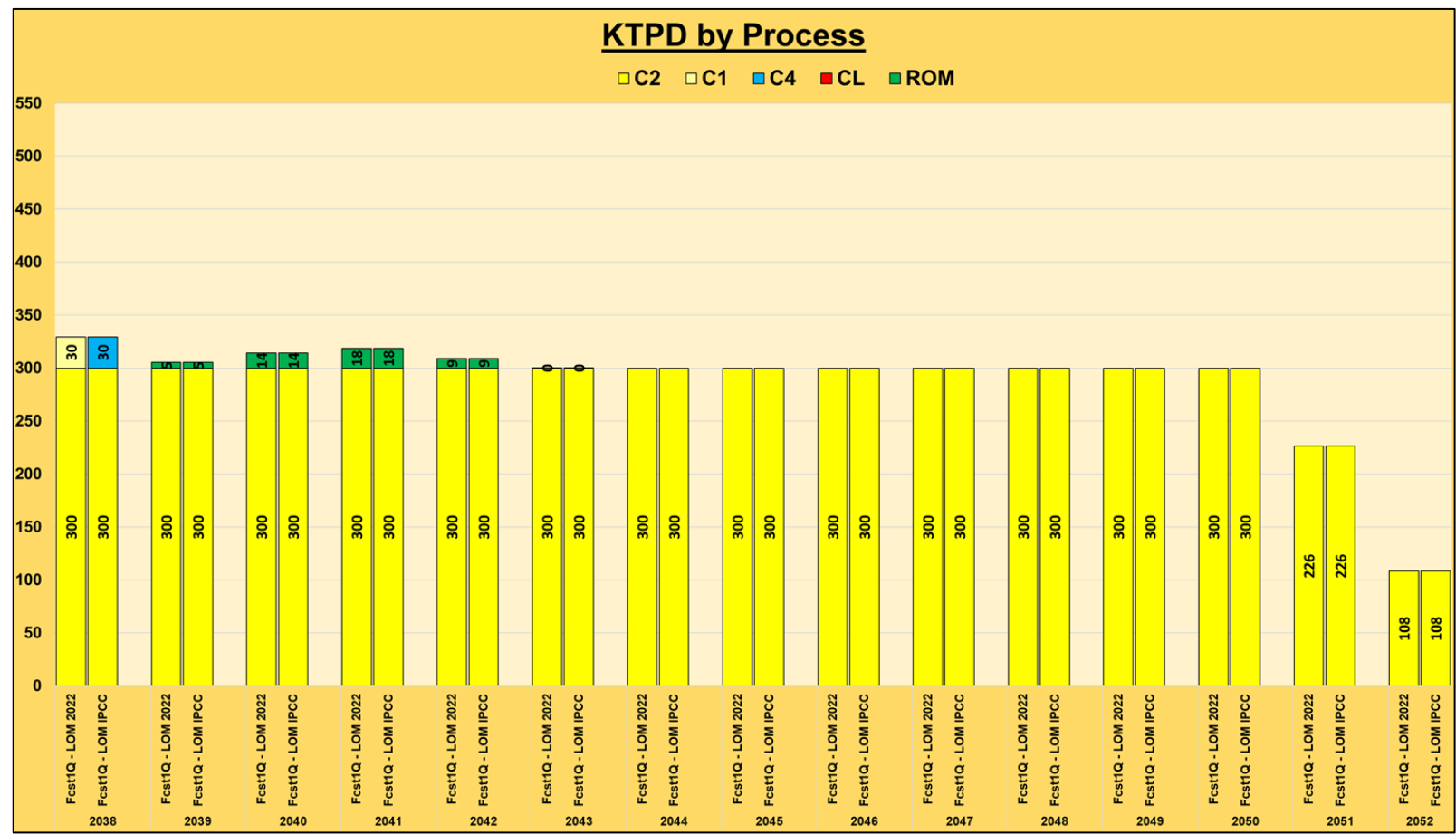
Tonelaje diario para procesamiento por periodo (2022-2037)



Fuente: SMCV

Figura 24

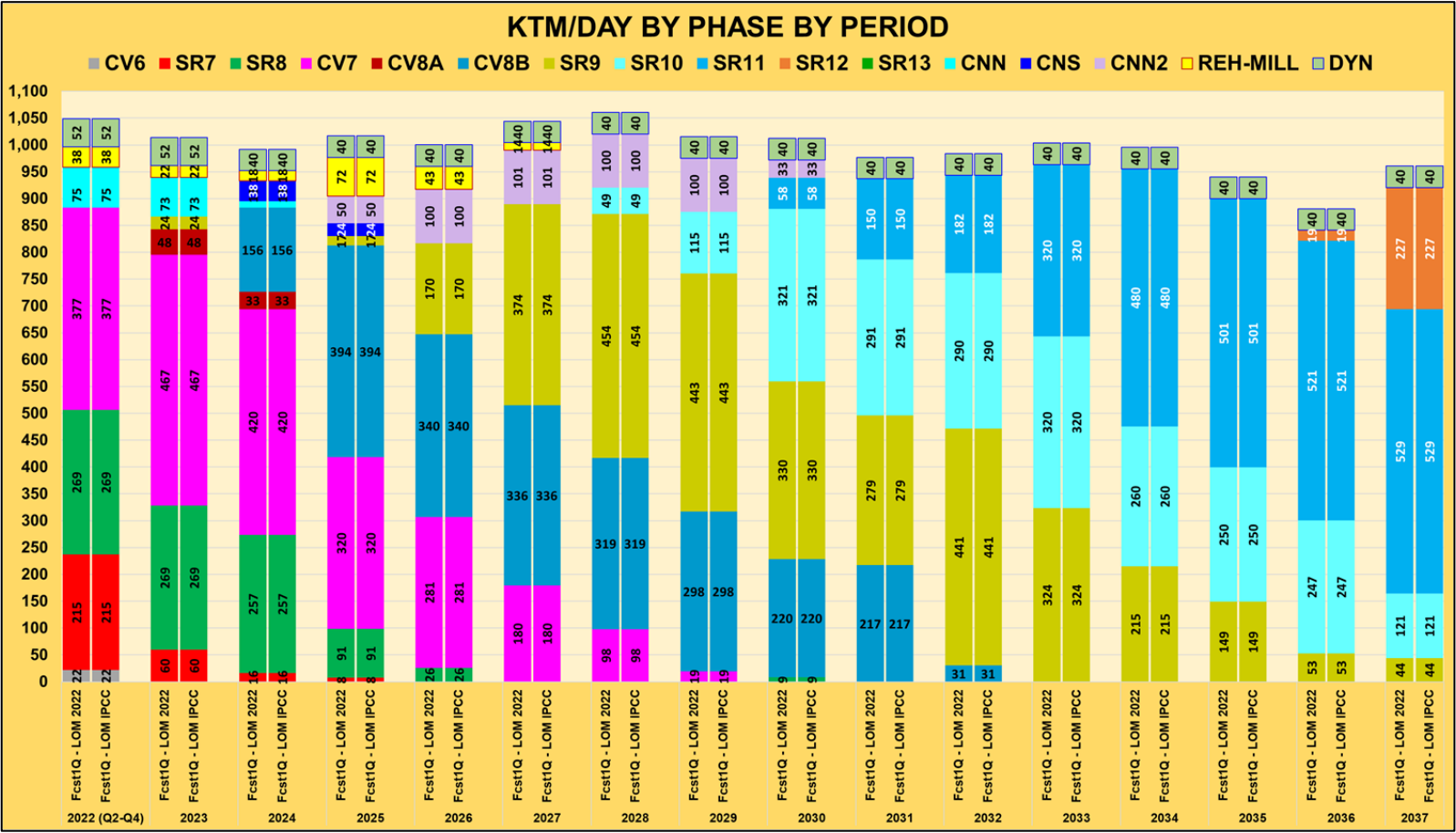
Tonelaje diario para procesamiento por periodo (2038-2052)



Fuente: SMCV

Figura 25

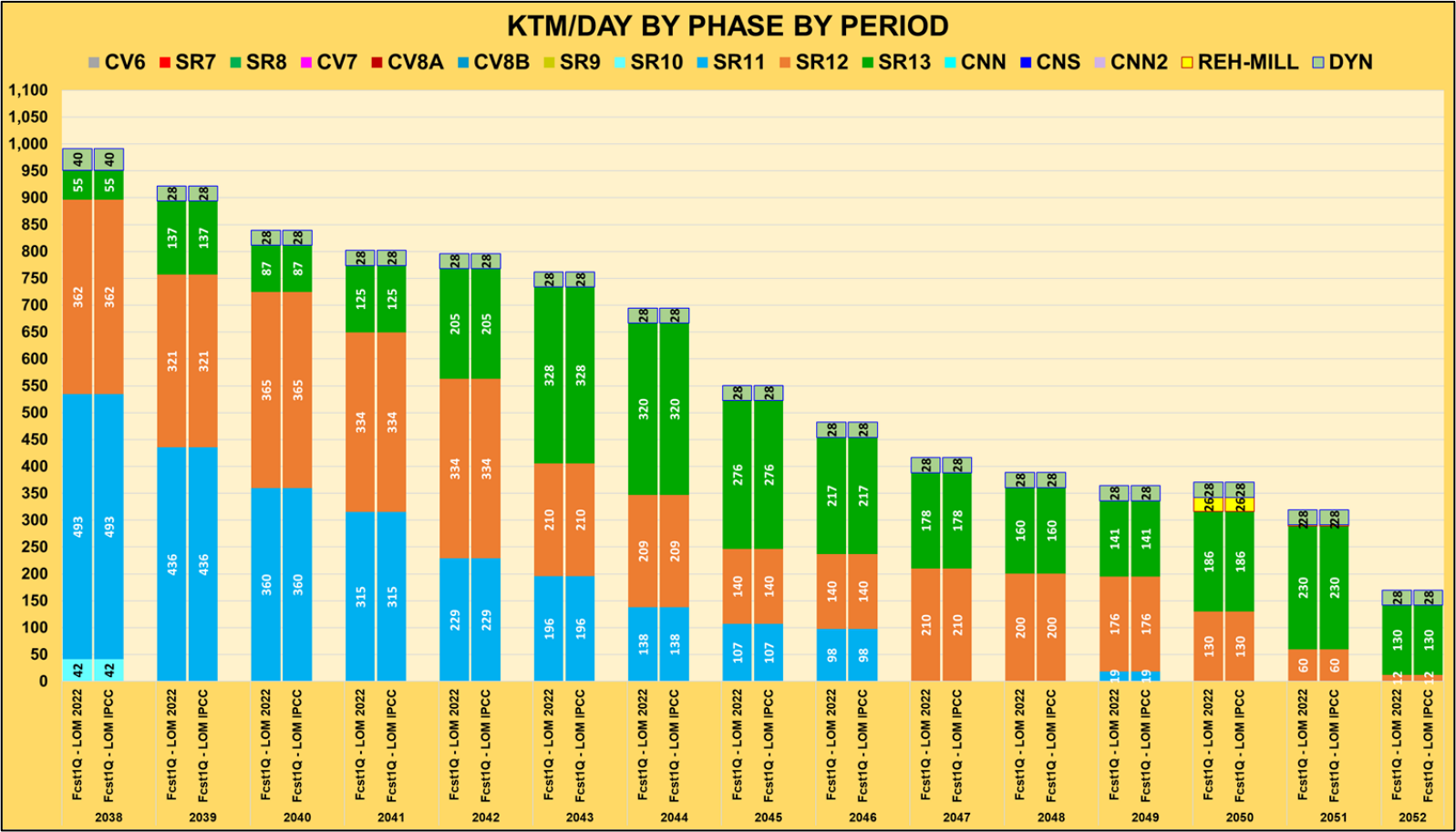
Pushback rate en ktpd por fase y periodo (2022-2037)



Fuente: SMCV

Figura 26

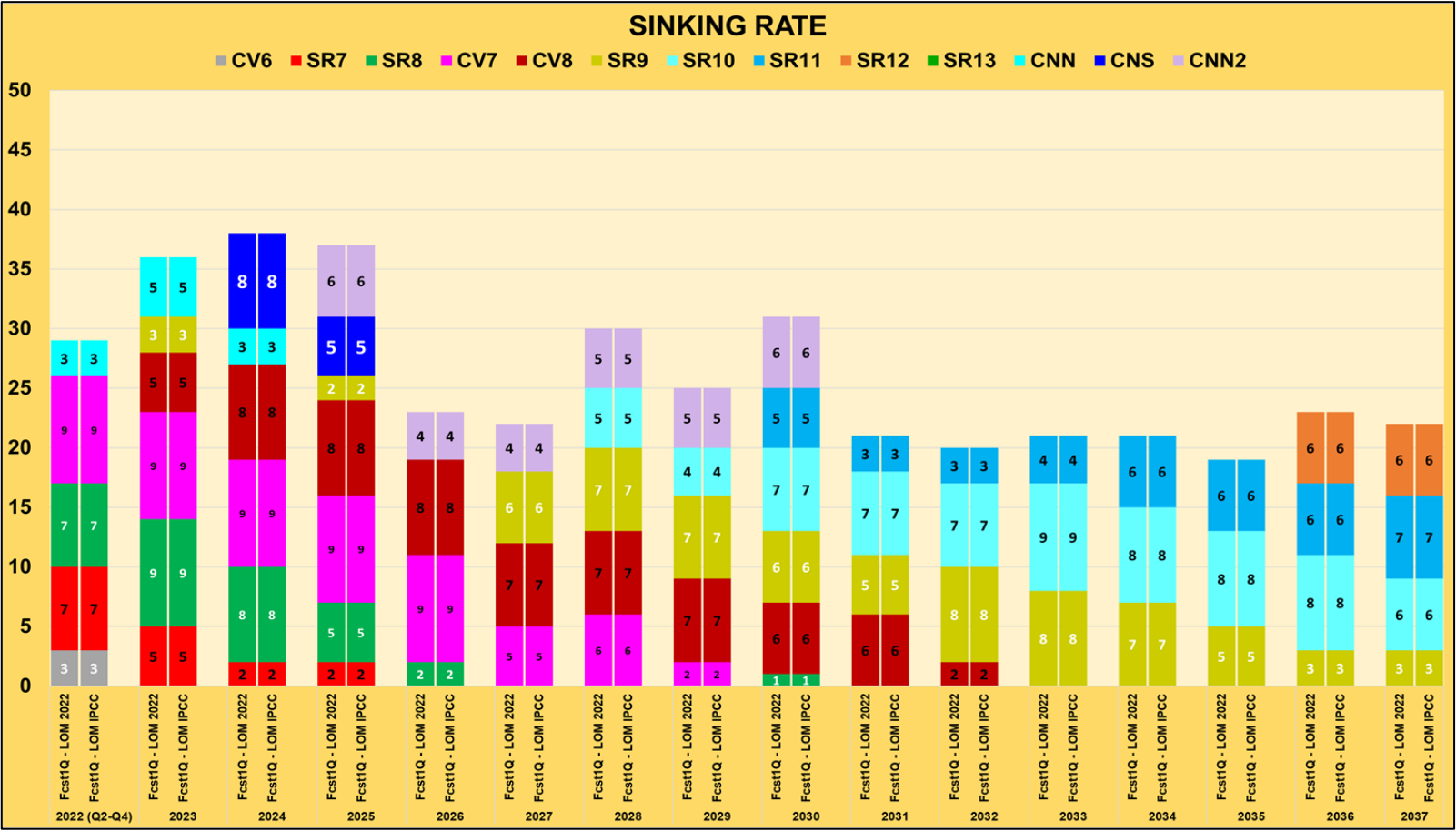
Pushback rate en ktpd por fase y periodo (2038-2052)



Fuente: SMCV

Figura 27

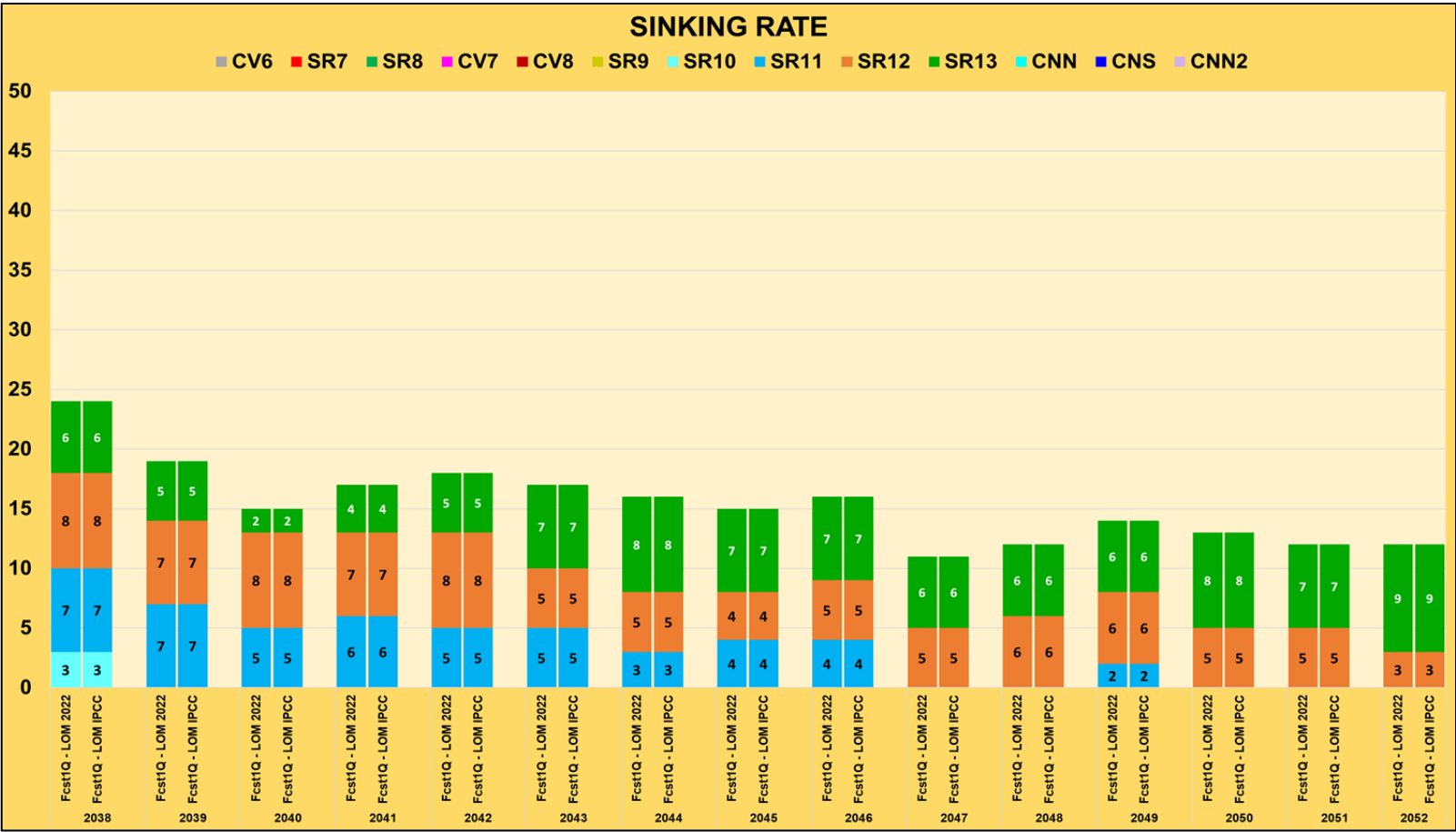
Sinking rate por fase y periodo (2022-2037)



Fuente: SMCV

Figura 28

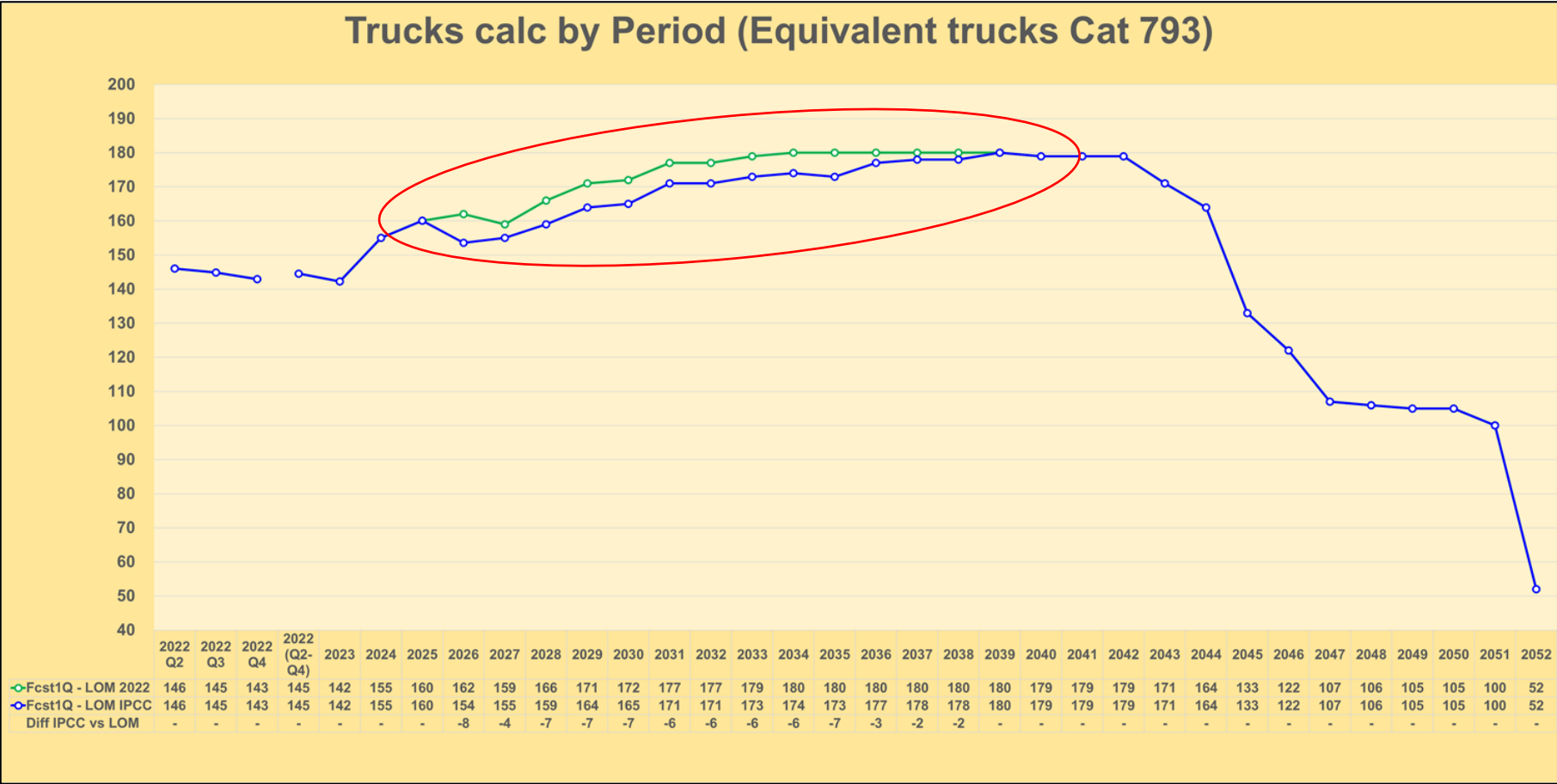
Sinking rate por fase y periodo (2038-2052)



Fuente: SMCV

Figura 29

Estimación de camiones por periodo



Fuente: SMCV

Para el análisis de Valor Presente se estará considerando los siguientes supuestos.

Tabla 40

Supuestos económicos

Precio asumido	
\$/lb – Cu	2.5
\$/lb – Mo	10
Costos	
Minado (\$/TM) – Sin acarreo	0.960
RH dyn (\$/TM) – Sin acarreo	0.500
Rehandle (\$/TM) – Sin acarreo	0.500
Acarreo (\$/ camión hora)	357
Proc Mill (\$/TM)	5.000
Proc Leach (\$/TM)	4.125
Proc ROM (\$/TM)	1.790
SX-EW (\$/lb – Cu)	0.270
Downstream Mill (\$/lb – Cu)	0.400
Downstream Mill (\$/lb – Mo)	3.400
OYM Transportador (\$/TM) – In-pit	0.178
OYM Transportador (\$/TM) – X-pit	0.112

Fuente: Elaboración propia

Tabla 41

Supuestos de capital

Fuera del Tajo	
Capital para chancadora fuera del tajo 160 Ktpd	98.5 M\$
Capital para sistema transportador de fajas	25.2 M\$
Total	124 M\$
Dentro del Tajo	
Capital para chancadora In-pit 160 Ktpd	76.7 M\$
Capital para sistema transportador de fajas C4 – C1 – 2.2 Km	74.1 M\$
Total	151 M\$

Fuente: Elaboración propia

Se evaluará dos escenarios de inversión según las siguientes tablas:

Tabla 42*Flujo de inversión – Caso 1*

	2022	2023	2024	2025	2026	2027	2028	Total
FC1Q – LOM 2022				37	86			124
FC1Q – LOM IPCC			29	122				151

Fuente: Elaboración propia

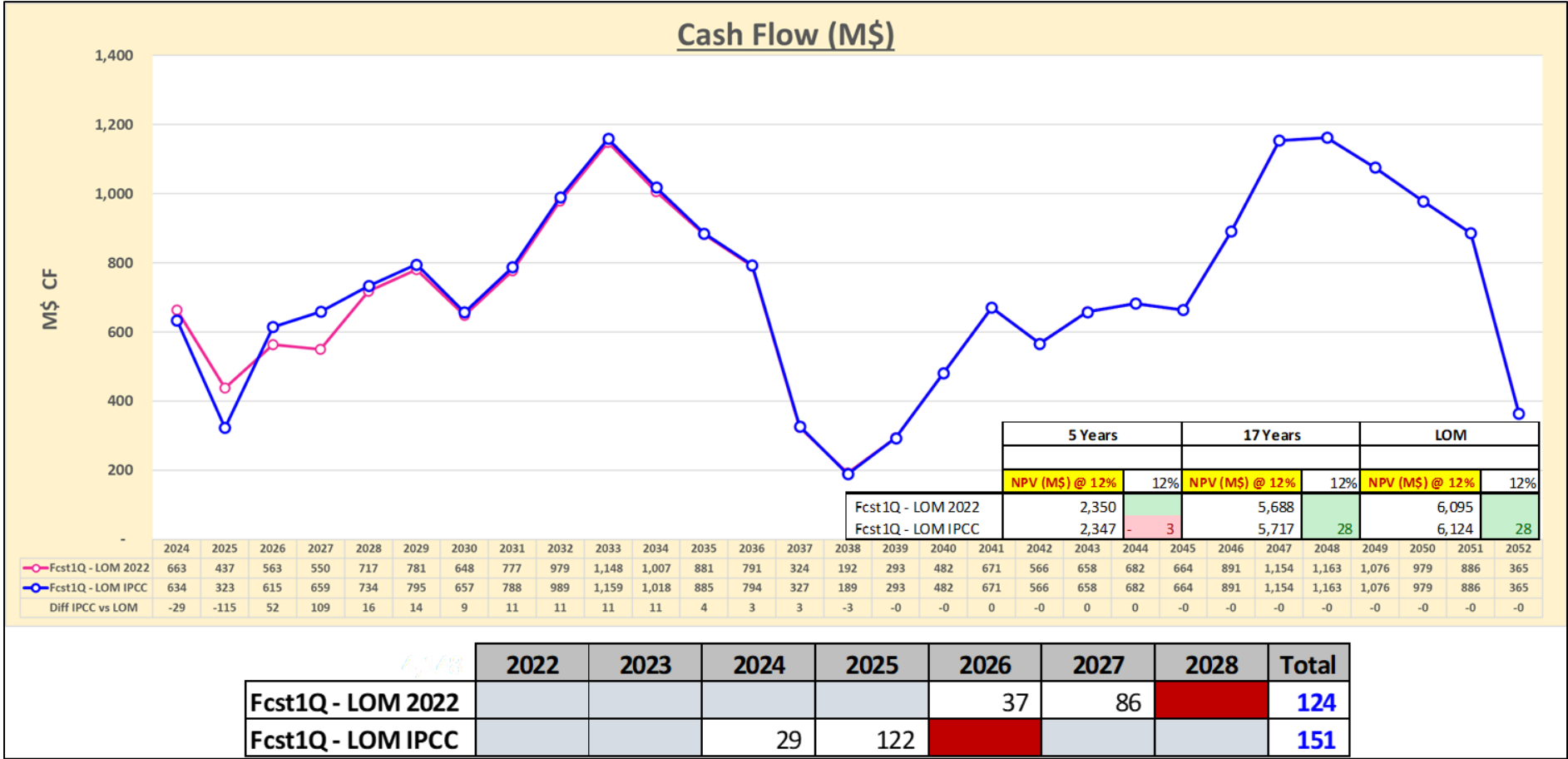
Tabla 43*Flujo de inversión – Caso 2*

	2022	2023	2024	2025	2026	2027	2028	Total
FC1Q – LOM 2022					37	86		124
FC1Q – LOM IPCC			29	122				151

Fuente: Elaboración propia

Figura 30

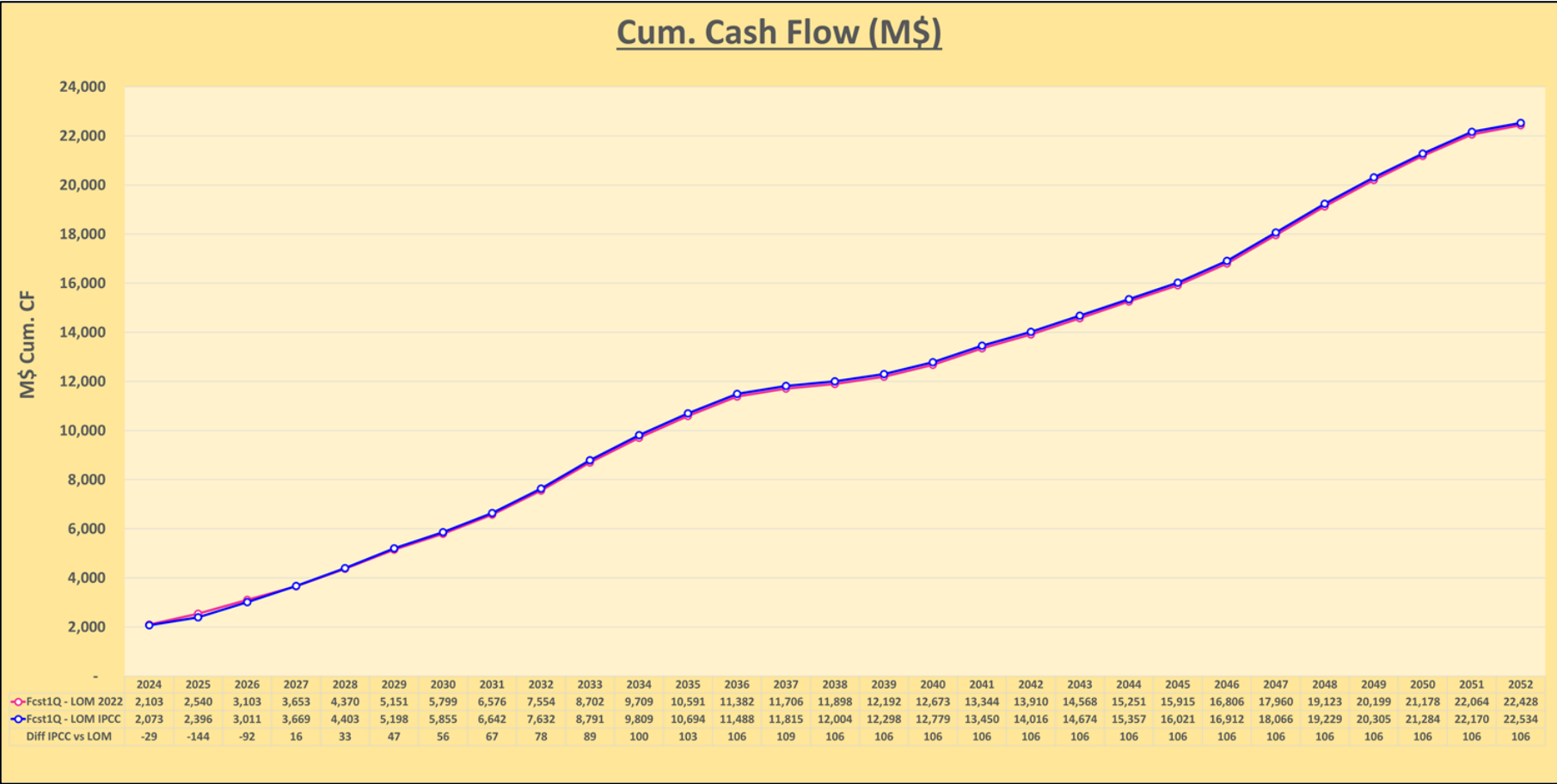
Flujo de caja económico a 2.5\$/lb – Cu (Caso 1)



Fuente: SMCV

Figura 31

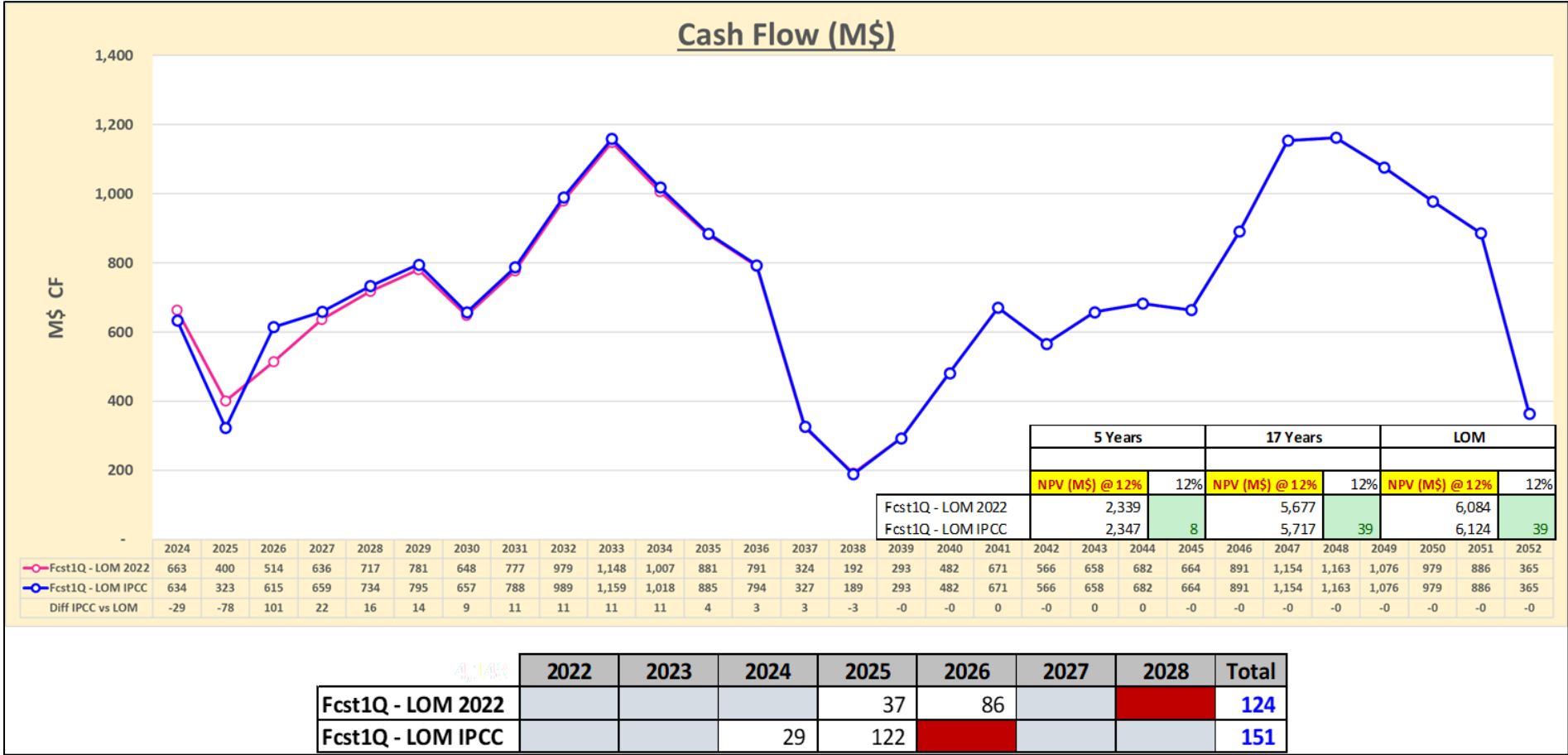
Flujo de caja económico acumulado a 2.5\$/lb – Cu (Caso 1)



Fuente: SMCV

Figura 32

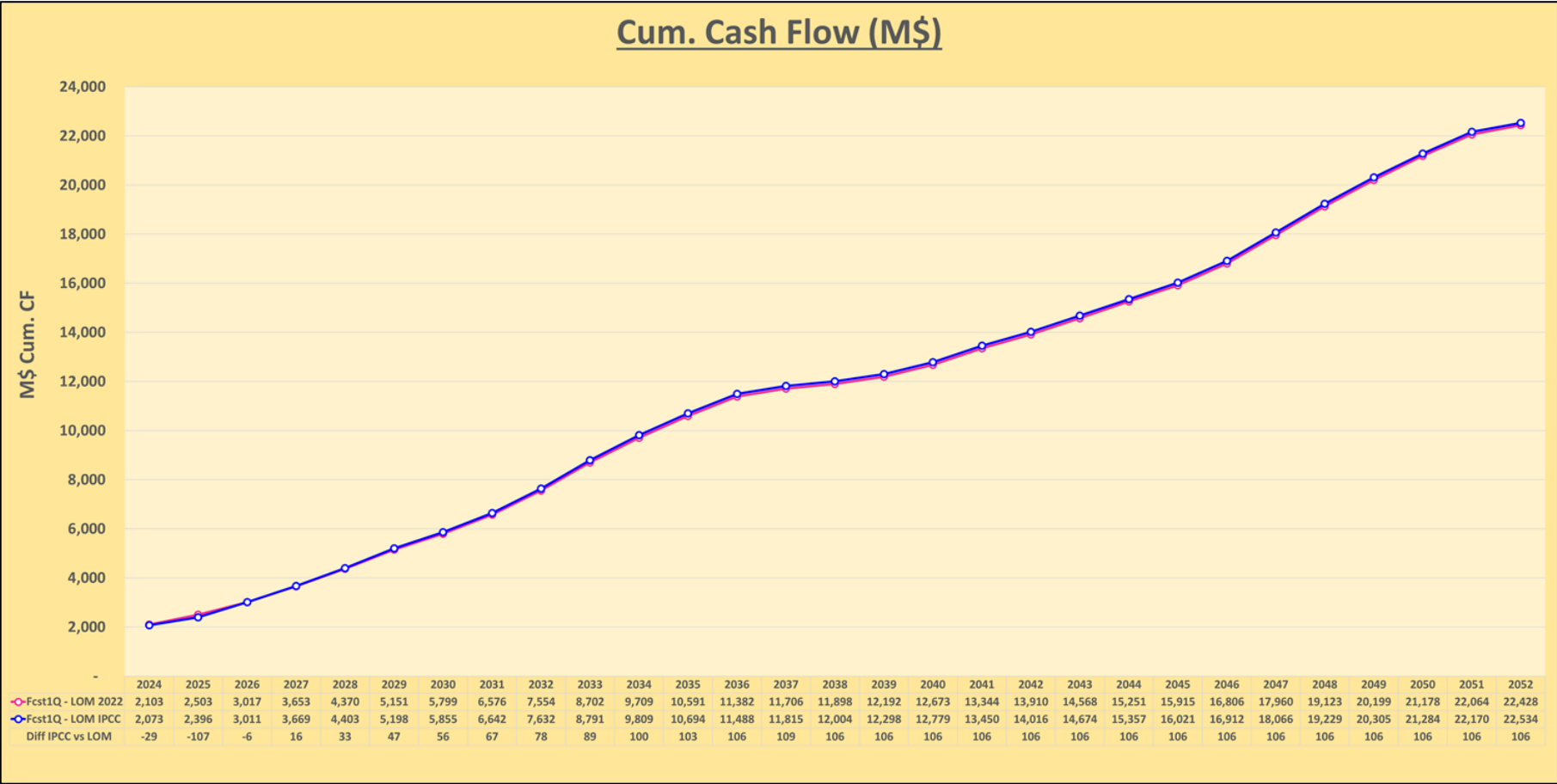
Flujo de caja económico a 2.5\$/lb – Cu (Caso 2)



Fuente: SMCV

Figura 33

Flujo de caja económico acumulado a 2.5\$/lb – Cu (Caso 2)



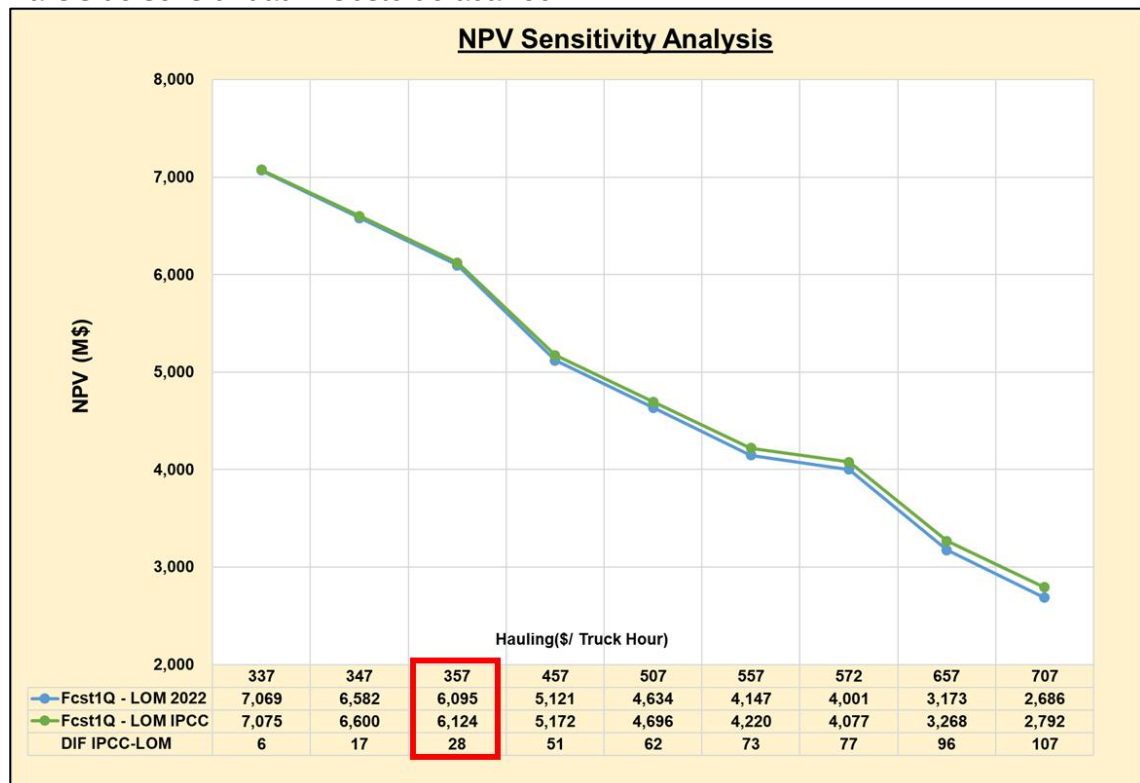
Fuente: SMCV

Dado que para ambos escenarios de inversión. Se genera un saldo favorable a favor de la implementación del IPCC. Se procede a realizar un análisis de sensibilidad de las dos variables que son más representativas del sistema de transporte de material:

- costo de acarreo con camiones
- costo de transporte por fajas.

Figura 34

Análisis de sensibilidad – Costo de acarreo



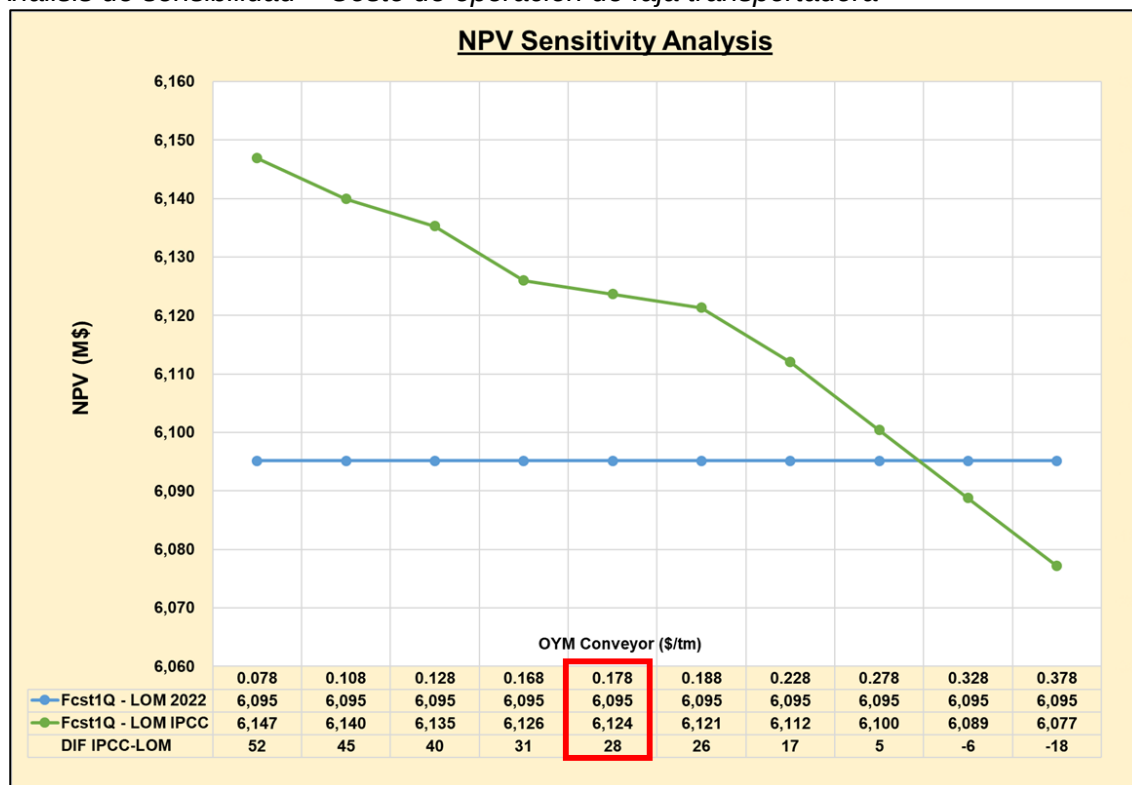
Fuente: SMCV

Se puede apreciar un pequeño saldo a favor del IPCC debido a que se requerirán menos camiones para el transporte de material.

Con respecto al costo de transporte por fajas, se observa que si dicho costo hubiera sido mayor al obtenido en dicho estudio (>0.328 en este caso), la rentabilidad del IPCC ya no sería suficiente como para reemplazar el acarreo tradicional.

Figura 35

Análisis de sensibilidad – Costo de operación de faja transportadora



Fuente: SMCV

4.3 Validación de hipótesis

- Hipótesis Nula (H_0) Un adecuado rediseño de la chancadora primaria dentro del tajo no permite reducir los costos operativos.
- Hipótesis Alternativa (H_A): Un adecuado rediseño de la chancadora primaria dentro del tajo permite reducir los costos operativos.

Para validar la hipótesis se comparan los datos de costos obtenidos en el proceso de chancado y transporte de material y se compara en el caso cuando la chancadora primaria esta fuera del tajo con el caso de la chancadora primaria dentro del tajo.

Se usarán los datos de las tablas resumen 37 y 38, obteniendo la Tabla 44, donde se mostrarán los datos a analizar.

Tabla 44*Costos operaciones para validación de hipótesis*

Proceso	Partida	Unidad	Alternativa Fuera del Tajo (1)	Alternativa dentro del Tajo (2)
Chancado	Mano de Obra	USD/t	0.029	0.029
	Materiales y repuestos	USD/t	0.045	0.043
	Energía Eléctrica	USD/t	0.015	0.015
Transporte de material	Mano de Obra	USD/t	0.029	0.029
	Materiales y repuestos	USD/t	0.051	0.069
	Energía Eléctrica	USD/t	0.033	0.080
	Costo Adicional por Transporte de Camiones	USD/t	0.394	0

Fuente: Elaboración propia

Para validar la hipótesis se utilizará la ANOVA y la función de distribución probabilística de Fisher, F, en donde:

- Grados de libertad del numerador = $k - 1 = 2 - 1 = 1$, donde “k” es la cantidad de grupos de estudio.
- Grados de libertad del denominador = $N - k = 14 - 2 = 12$, donde “N” es la cantidad de datos.

Graficando la función de distribución probabilística de Fisher para un nivel de significancia de 0.05.

Se sigue el siguiente procedimiento:

Cálculo de medias (X)

- $X_1 = (0.029 + 0.045 + 0.015 + \dots + 0.394) / 7 = \mathbf{0.085}$
- $X_2 = (0.029 + 0.043 + 0.015 + \dots + 0.000) / 7 = \mathbf{0.037}$

Cálculo de suma de cuadrados

- suma de cuadrados entre grupos = $SS_{entre} = \sum ni(X_i - X_g)^2$

Donde X_g es la media general de todos los datos en este caso:

$$Media = (0.029 + 0.045 + \dots + 0.080 + 0.000) / 14 = 0.083$$

$$SS_{entre} = 7(0.085 - 0.083)^2 + 7(0.037 - 0.083)^2$$

$$SS_{entre} = \mathbf{0.014}$$

- suma de cuadrados dentro del grupo = $SS_{dentro} = \sum \sum (X_{ij} - X_i)^2$

Donde X_{ij} valor individual j del grupo i

$$SS_{dentro} = (0.029 - 0.085)^2 + (0.045 - 0.085)^2 + \dots + (0.080 - 0.037)^2 + (0 - 0.037)^2$$

$$SS_{dentro} = \mathbf{0.037}$$

Cálculo de medias cuadráticas

- Media cuadrática entre grupos = $MS_{entre} = SS_{entre} / (k - 1) = \mathbf{0.014}$
- Media cuadrática dentro de grupos = $MS_{dentro} = SS_{dentro} / (N - k)$

$$MS_{dentro} = 0.037 / 12 = \mathbf{0.003}$$

Estadística de Fisher

- $F = MS_{entre} / MS_{dentro} = 0.014 / 0.003 = \mathbf{4.66}$

Cálculo de p – valor

- Usando software Minitab se obtiene p – valor = **0.043**

Como tenemos que $p - \text{valor} = 0.043 < 0.05$, se rechaza la Hipótesis Nula (H_0) y se acepta la Hipótesis Alternativa (H_A). Por lo tanto, el adecuado rediseño de la chancadora primaria dentro del tajo permite reducir los costos operativos.

Conclusiones

Se concluye en la Tabla 38 que la implementación del sistema IPCC, In-Pit Crusher and Conveyor, genera una reducción de costos operacionales en el transporte de material grueso. Reduciendo el costo 0.506 \$/TM a 0.178 \$/TM.

Se observa en la Tabla 36 que, el sistema IPCC requiere una mayor inversión inicial de aproximadamente 40 M\$ más que el sistema convencional de transporte. Debido a que requiere un mayor movimiento de tierras y preparación de terreno para la instalación de la chancadora semi- subterránea en una fase final de diseño – CV7.

Se concluye en la Tabla 39 que, para el análisis preliminar del costo de inversión, la Alternativa IPCC tiene ventajas económicas sustanciales, proporcionando un ahorro en el VPN de 50 M\$ aproximadamente, operando a una capacidad de 120 Ktpd. En caso se incremente la capacidad de procesamiento a 160 Ktpd, el ahorro en VPN se incrementa a 78 M\$.

Se observa; según las Figuras 21, 22, 23 y 24, que la implementación del sistema IPCC no afecta directamente al plan de minado con respecto a tonelaje de producción y procesamiento diario de la mina. Dado que su principal finalidad es la de reducir costos de transporte de material mediante uso de fajas.

Se observa en las Figuras 25 y 26, que el Pushback Rate tampoco muestra variabilidad, ya que la chancadora semi-subterránea que se implementara en la mina se encuentra en una fase final de diseño, en este caso la fase CV7. Por lo mismo, el Sinking Rate tampoco muestra variación según las Figuras 27 y 28.

Se observa en la Figura 29 que se reducirán la cantidad de camiones equivalentes al Cat 793 durante la fase de operación del sistema IPCC, de entre 6 y 8 camiones entre los años de operación desde 2025 al 2038. Generando un ahorro en costos operativos y repuestos para camiones. Así como una reducción de emisiones de CO₂, que es uno de los principales compromisos de la empresa.

Se concluye en las Figuras 30 y 32 que, independientemente del flujo de inversión que se simule, es más rentable el sistema de fajas transportadoras. Si analizamos el flujo de caja acumulado en las Figuras 31 y 33, se aprecia un saldo a favor del IPCC de 106 M\$ durante los años de operación del 2025 al 2038.

Se concluye en las Figuras 34 y 35 que, realizando un análisis de sensibilidad de las dos principales variables que son el costo de acarreo con camiones y el costo de transporte por fajas no afecta directamente al análisis general.

Recomendaciones

Si bien el plan LOM se evaluó con un precio de cobre de 2.5US\$ siendo un precio conservador, en la actualidad con precio de cobre superiores a 3.5US\$ tendríamos NPVs más altos haciendo el Proyecto más atractivo.

Para elegir la mejor opción de chancadora dentro del tajo (IPCC) a parte de revisar costos de capital (CAPEX) y de operación (OPEX); también se evaluó temas operativos como impacto de las fajas transportadoras dentro de rampas de diseño, ancho de Plataforma para instalación de infraestructura de chancadora, etc.

Todos estos proyectos de prefactibilidad de alto capital siempre tendrán que ser aprobados y sustentados a través de Instrumentos de Gestión Ambiental como un ITS (Instrumento técnico sustentatorio) y presentados en forma anticipada, en este caso se presentó previamente con 2 años.

Si bien la tasa de interés para la evaluación de este Proyecto fue de 12%, se podría optar por una tasa más conservadora haciendo en este caso más atractivo el Proyecto.

Los resultados de estabilidad para la geometría final del tajo (sector de influencia de la chancadora y faja transportadora) tanto para la condición estática como Pseudo estática indican $FS \geq 1.7$, $FS \geq 1.3$ que concuerdan con los criterios de aceptabilidad, recomiendan corroborar la clasificación de rellenos y Resistencia en juntas con ensayos de laboratorio (anexo estudio de estabilidad)

Referencias bibliográficas

- Carter R., (2015), *"Precise Planning is Paramount for IPCC Success"*, Engineering and Mining Journal.
- Chadwick J., *"In-Pit Crushing and Conveyors, New IPCC Ideas"*, (2010).
- Chadwick J., (2010), *"In-Pit Crushing and Conveyors, New IPCC Ideas"*, (1985)
- Cooper A., Turnbull D. *"Snowden/Sandvik: Optimizing of Pit Stages for IPCC"* (2008)
- Cooper A., *"Considering the Use of In-Pit Crushing and Conveying (IPCC) As an Alternative to Trucks"* (2008)
- Independent Mining Consultants, INC., *"In-Pit Crushing and Conveying Mine Planning and Operations"*, (1985).
- Kamrani, A. et al, (2022), *"In-Pit Crushing and Conveying Systems in Long-term Open Pit Mine Planning"*
- Loli Morales, Walter. *Metodología de la planificación a cielo abierto- IPCC* (2016)
- Mining Magazine Congress, *The Application of In-Pit Crushing and Conveying in Large, Hard Rock Open Pit Mines.* (2009)
- Nasirinezhad, A., (2021), *"Primary crusher site selection in open pit mines: Case study in Sungun copper mine"*
- Shamsi, M., (2021), *"Determination of the optimal transition point between a truck and shovel system and a semi-mobile In-pit crushing and conveying system"*
- Skilling Mining Review. *In-Pit Crushing and Conveying Mine Planning and Operations*, (1985)
- Toledo Salas William, Alex *Transporte en minas a cielo abierto: camiones versus sistema de chancado semi-movil dentro del tajo transportado por fajas*, (2013)

Anexos

	Pág.
Anexo 1: Actualización de Evaluación de Estabilidad Bidimensional del Tajo Cerro Verde, Sector Chancadora In-pit.....	1

Anexo 1: Actualización de Evaluación de Estabilidad Bidimensional del Tajo Cerro Verde, Sector Chancadora In-pit

Actualización de Evaluación de Estabilidad Bidimensional del Tajo Cerro Verde, Sector Chancadora In-pit

1.0 INTRODUCCIÓN Y OBJETIVOS

El presente documento efectuado por Itasca Perú S.A.C. (Itasca) a solicitud de la Sociedad Minera Cerro Verde S.A.A. (Cerro Verde) muestra la actualización del estudio realizado por Itasca (2021) referido al análisis de estabilidad física bidimensional, del Sector Oeste y Norte del Tajo Cerro Verde, donde se proyecta la instalación de una chancadora *in-pit* en la Pared Oeste del tajo, acompañado a una faja transportadora que llevará el material chancado de sur a norte (ver Figura 1).

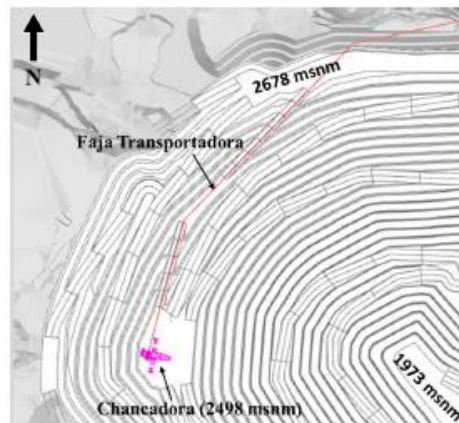


Figura 1. Ubicación de chancadora *in-pit* y faja transportadora.

La motivación de esta adenda se basa en el cambio geométrico ocurrido en el diseño final del tajo, en el sector de influencia de la chancadora. La Figura 2 muestra una comparación entre el diseño anterior y el diseño actualizado (líneas en negro y azul, respectivamente) para dos secciones analizadas en el estudio pasado (Itasca, 2021). Dados los cambios geométricos del nuevo diseño respecto al anterior, se observa que estos debieran ser favorables para la estabilidad por cuanto se amplía la plataforma ubicada en la parte alta del talud (Sección S1) y existe una menor profundización del tajo (S1 y S2). Tomando en cuenta esta condición, el juicio preliminar de Itasca

fue que los resultados obtenidos en el informe de Itasca (2021) no deberían cambiar sustancialmente, lo cual se corrobora en los resultados de estabilidad descritos en este reporte.

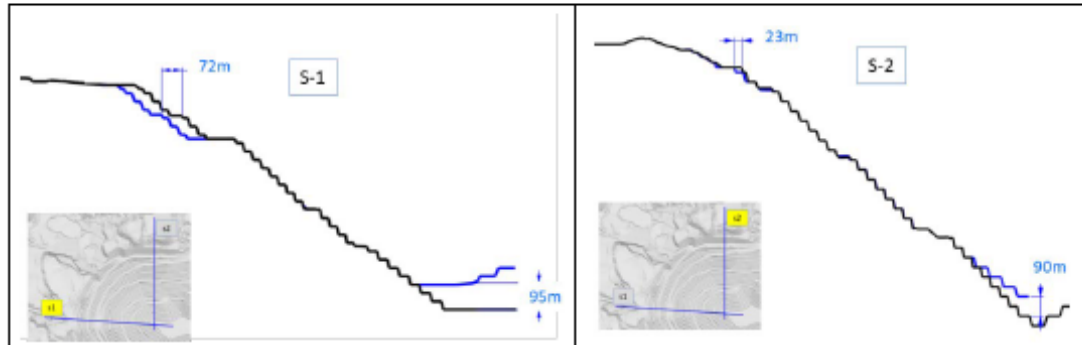


Figura 2.- Comparación de secciones, diseño anterior (color negro) y actualizado (azul)

Los trabajos aquí descritos corresponden a la secuencia de actividades definidas en los alcances del estudio y son detallados a continuación.

2.0 RECOPIACIÓN DE ANTECEDENTES

El presente capítulo resume los trabajos realizados, desde la colección de antecedentes detallados por Itasca (2021) y los cambios en la geometría de análisis, tendientes a desarrollar la evaluación de estabilidad del sector donde se ubicará la chancadora y su correspondiente faja transportadora.

2.1 Información Disponible

La Tabla 1 muestra un resumen de la información de cada componente del modelo geotécnico y topografías proporcionada por Cerro Verde, las que fueron empleadas por Itasca (2021). Con respecto al estudio de peligro sísmico, el presente estudio contempló el estudio recientemente desarrollado por ZerGeosystem (2022).

Tabla 1.- Resumen de información disponible del proyecto (Itasca, 2021)

Ítem	Información proporcionada por Cerro Verde
1	Estudios de referencia: • 2020 Geotechnical Study (CNI, 2020). • 2017 Geotechnical Study (CNI, 2017) • Estudio de Peligro Sísmico (ZerGeosystem, 2022)
2	Modelo Geotécnico: • Modelo de bloques geotécnico en formato ASCII, que define la distribución espacial de 4 Unidades Geotécnicas (UGs).
3	Modelo de Macizo Rocoso: • Modelo de bloques en formato ASCII con la distribución espacial de RMR, RQD, GSI y UCS.
4	Modelo de Dominios Estructurales: • Sólidos de dominios estructurales en formato DXF. La descripción de los dominios y los sets estructurales se basan en la información contenida en el informe de CNI (2020).
5	Modelo Estructural 3D: Fallas Mayores e Intermedias del tajo: • Fallas modeladas en formato DXF mediante superficies trianguladas
6	Modelo Hidrogeológico: Este componente del modelo geotécnico contempló dos fuentes de información, con la finalidad de analizar su influencia en la estabilidad del tajo: • Distribución de presiones de poro en 3D, a partir del Modelo Numérico Hidrogeológico desarrollado por Piteau Associates; y • Niveles freáticos, estimados por Cerro Verde a partir de datos de instrumentación.
7	Modelo Geológico: • Modelo de Bloques Geológico en formato ASCII que incluye litología, alteraciones y mineralización.
8	Planos topográficos correspondiente al diseño final de la estructura.
9	Información de instrumentación geotécnica en términos de lectura de prismas de la Pared Oeste.

2.2 Geometría de Análisis

La Figura 3 muestra el diseño proyectado para la condición final del tajo. También, se indica la localización de las secciones escogidas para los análisis de estabilidad, las cuales fueron orientadas con el objetivo de capturar la mayor pendiente y altura de talud de cada sector (Oeste y Norte) de influencia de la chancadora.

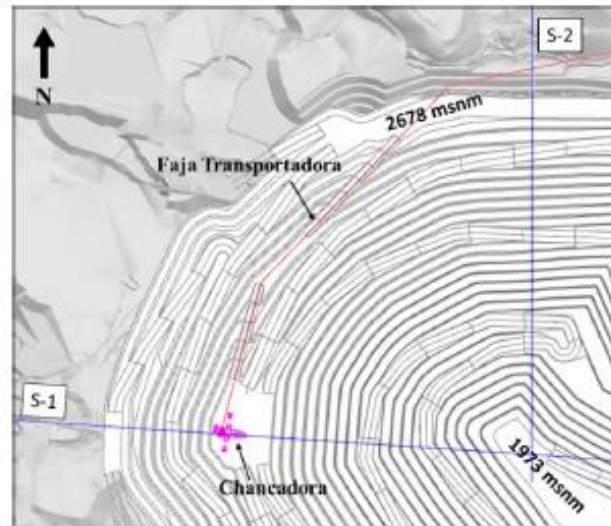


Figura 3. Condición final del tajo Cerro Verde (Sector Oeste y Norte) y secciones de análisis.

2.3 Unidades Geotécnicas (UGs)

Según la concepción actual del comportamiento geomecánico en Cerro Verde (CNI, 2020), la resistencia del macizo rocoso está controlada por el tipo de alteración, subdividiendo el macizo rocoso en cuatro Unidades Geotécnicas (UGs) cuya distribución espacial fue proporcionada a Itasca (2021) mediante un modelo de bloques. La siguiente tabla muestra la descripción de cada Unidad Geotécnica y la Figura 4 su distribución en cada sección de análisis.

Tabla 2.- Descripción geológica de unidades geotécnicas del macizo rocoso

Unidad	Descripción
UG-1	PE - Propilitico
UG-2	LPOT - Potásico inferior
UG-3	UPOT - Potásico superior
UG-4	LATE - Alteraciones recientes

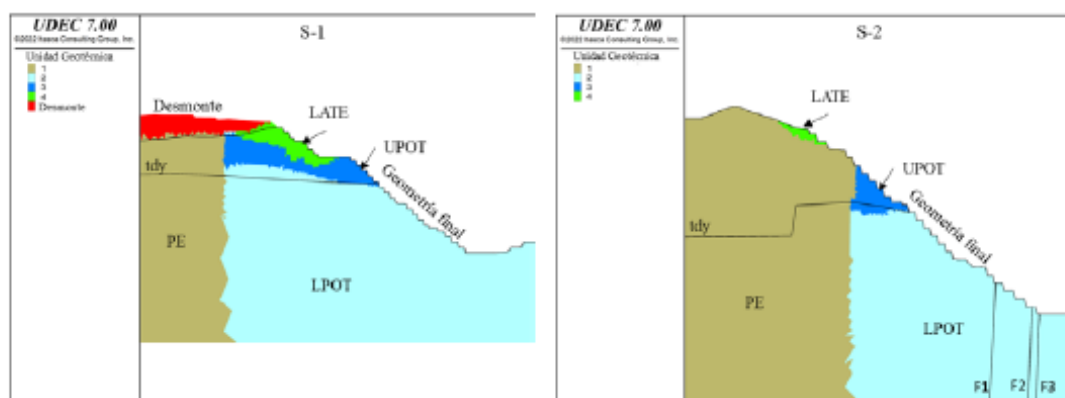


Figura 4. Unidades Geotécnicas proyectadas en secciones de análisis y localización del Tope de Yeso (tdy).

La Figura 5 muestra la distribución del Índice de Resistencia Geológica (GSI), además del tope de yeso, límite geológico bajo el cual la resistencia del macizo rocoso se ve incrementada significativamente.

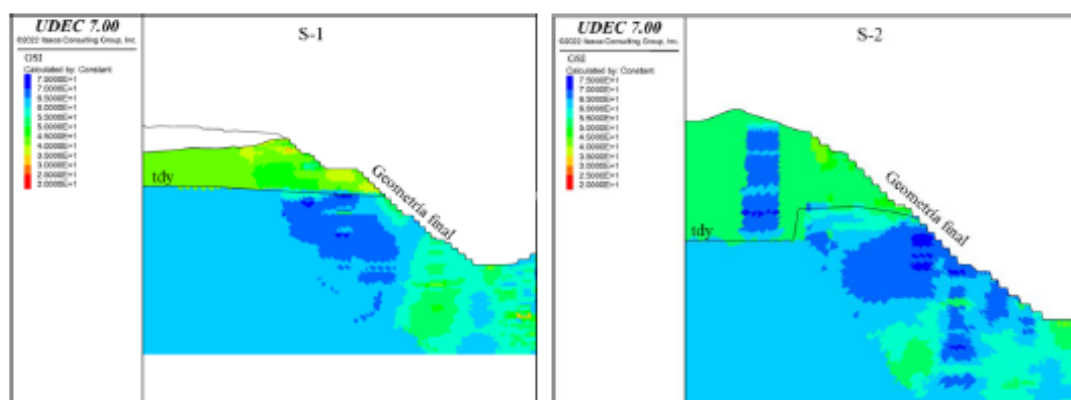


Figura 5. Distribución del modelo de bloques de GSI.

2.4 Fallas Principales

La información de Fallas Principales fue puesta a disposición de Itasca mediante un modelo estructural 3D, el cual muestra una tendencia de rumbos mayoritariamente EW y SE-NW, además de persistencias que abarcan mayoritariamente escalas acordes con el tajo (Figura 6).

La inclusión de las Fallas Principales en los modelos *UDEC* se basó en un criterio de inclusión que considera fallas cuya dirección de buzamiento se encuentre dentro de $\pm 30^\circ$ respecto a la dirección de buzamiento del talud al cual representa la sección de análisis. En general, la

disposición de estas fallas en el Sector Oeste no cumple con el criterio de inclusión (como es el caso de la S-1), mientras que la Sección S-2 el criterio de clasificación permite la inclusión de 3 fallas ubicadas al pie del talud (ver Figura 4), sin mayor relevancia en la estabilidad del talud. Esta situación es parte de las limitaciones habituales de la realización de análisis bidimensionales.

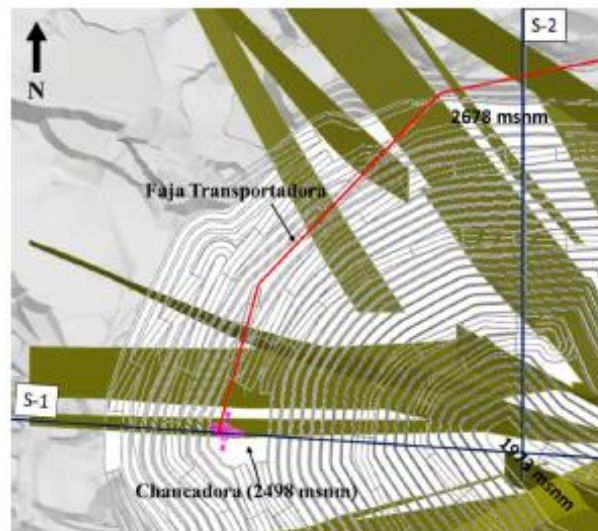


Figura 6.- Modelo de Fallas Principales

2.5 Dominios Estructurales – Fábrica Estructural

Las orientaciones de fallas menores y juntas para cada dominio estructural provienen del mapeo de celdas y la información de registros de taladros orientados, que abarcan campañas desde el año 1996 hasta la campaña de investigación geotécnica de 2018 y 2019 (CNI, 2020). En la Figura 7 se muestran los dominios estructurales del sector de análisis y en la Figura 8 la distribución de dominios en cada sección de análisis. Asimismo, en el Apéndice 1 se muestran los estereogramas utilizados para determinar las familias consideradas en cada una de las secciones.

La fábrica estructural fue considerada en los modelos numéricos como cortes explícitos que generan bloques discretos. Esto permite representar múltiples sistemas estructurales simultáneamente, cada uno con persistencia a lo largo del dominio al que pertenecen. Los modelos UDEC consideraron los sistemas estructurales más representativos de la pared del tajo analizada, y cuya dirección de buzamiento está en una ventana de $\pm 30^\circ$ en relación con la dirección de buzamiento del talud. Las secciones de análisis de la Pared Oeste consideraron hasta dos sistemas estructurales, formando un arreglo biplanar de las estructuras (Apéndice 1).

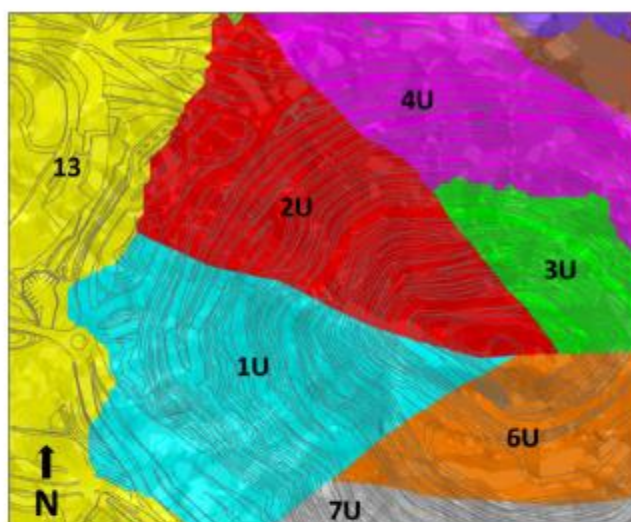


Figura 7. Representación de dominios estructurales del Tajo Cerro Verde, Pared Oeste y Norte.

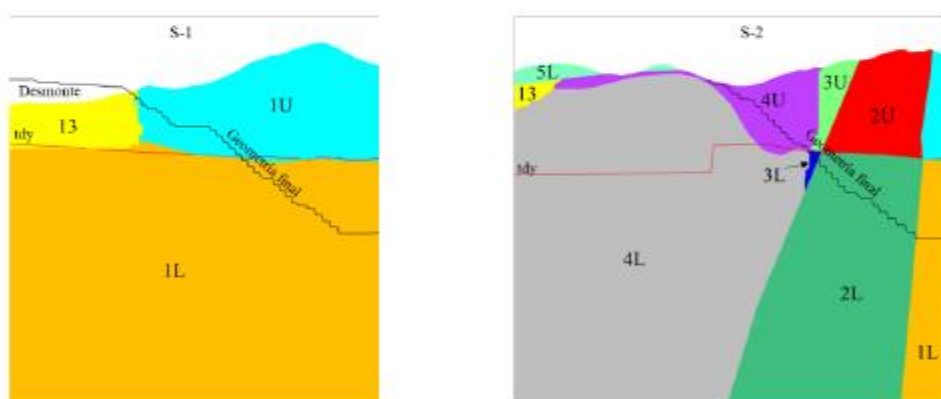


Figura 8. Distribución de dominios estructurales en cada sección de análisis

2.6 Propiedades de Resistencia Cortante y Elásticas

2.6.1 Resistencia de Macizo Rocoso

En los análisis de estabilidad se utilizó un modelo constitutivo para representar materiales cuyo comportamiento es acorde con el criterio Hoek-Brown (2002).

Los parámetros correspondientes a roca intacta fueron estimados por Itasca (2021) en el software RocData (Rocscience, 2020) a partir de la data de resultados de ensayos triaxiales, compresión

uniaxial y tracción indirecta disponibles del reporte de CNI (2020). Respecto a la calidad del macizo rocoso, el parámetro GSI fue leído directamente desde el modelo de bloques disponible. La Figura 9 muestra las envolventes de resistencia de roca intacta Hoek-Brown para cada UG, tanto en sus valores promedio como para envolventes equivalentes al Percentil 35 de las distribuciones.

Con la finalidad de considerar aspectos relacionados con la heterogeneidad del macizo rocoso, Itasca (2021) determinó los valores para cada parámetro, según su valor medio (Percentil 50) y su Percentil 35 (ver Tabla 3). Los análisis de estabilidad desarrollados consideraron valores de Percentil 35 para caracterizar la roca intacta, lo que basado en la experiencia de Itasca permite evitar la sobreestimación asociada a valores promedio en análisis determinísticos como los que se presentan en este estudio. Se observa que la UG4 es la unidad más débil, mientras que el resto de UGs muestran resistencias no confinadas por sobre los 100 MPa en el parámetro σ_c .

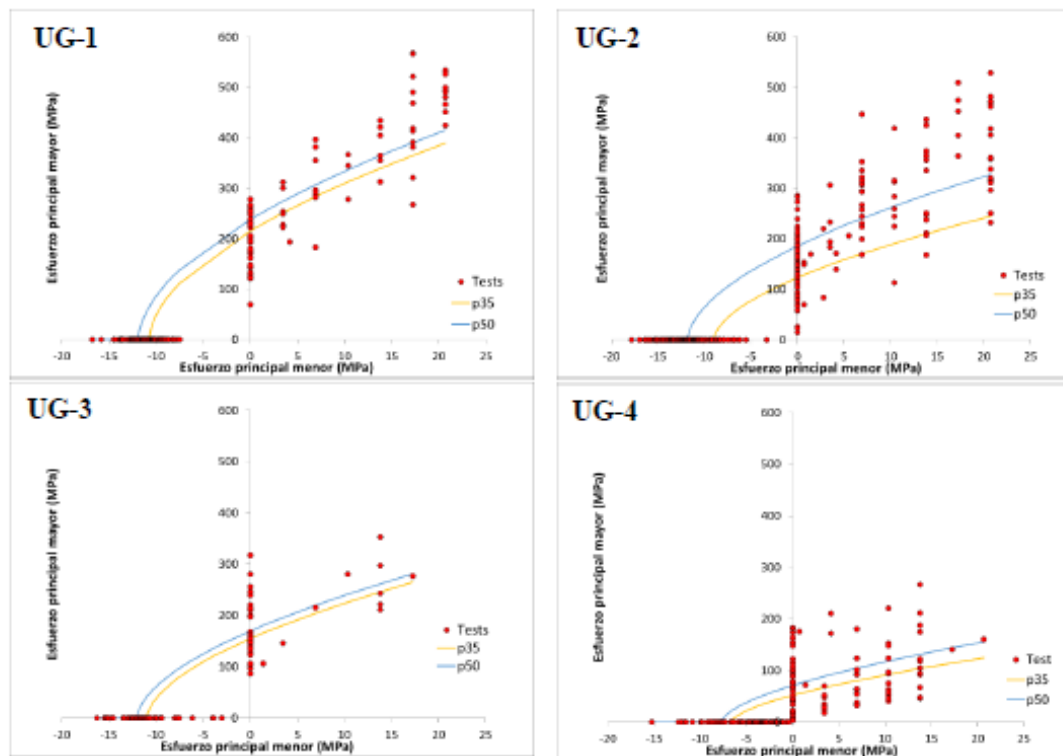


Figura 9. Envolventes de resistencia según unidad geotécnica (Itasca, 2021)

Tabla 3.- Parámetros de resistencia geomecánica a escala de macizo rocoso para las distintas unidades geotécnicas (Itasca, 2021)

Percentil	Unidad Geotécnica	m_i	σ_{ci} MPa	GSI
P35	UG-1	20	216	Modelo de bloques
	UG-2	14	124	
	UG-3	14	156	
	UG-4	8	52	
P50	UG-1	21	240	
	UG-2	16	187	
	UG-3	14	171	
	UG-4	9	71	

2.6.2 Resistencia Cortante del Depósito de Desmonte

De acuerdo con lo indicado por Cerro Verde, la resistencia cortante del material granular de los depósitos de desmonte que están presentes en la parte superior del tajo, es gobernada por la curva promedio de Leps (1970), según la siguiente relación:

$$\phi = 80.8 - 2.912 \times \ln(\sigma_N)$$

Donde σ_N es el esfuerzo efectivo normal en Pascales.

2.7 Propiedades de Resistencia Cortante de Juntas

La definición de los parámetros de resistencia al corte de discontinuidades tipo junta (*joint*) y Fallas Principales se basó en resultados de pruebas de corte directo realizados entre los años 2003 a 2019 (CNI, 2020). La Tabla 4 muestra un resumen de los valores de resistencia disponibles para juntas en base a la UG en la cual se emplazan, valores que son reportados como residuales en el reporte antes mencionado (CNI, 2020).

Tal como fue detallado por Itasca (2021), la utilización exclusiva de las propiedades residuales indicadas en la Tabla 4 para juntas, se traduce en resultados de estabilidad por debajo de lo observado en terreno en la condición actual del tajo (condición actual es referida a la topografía 2021, analizada por Itasca (2021)). Adicionalmente, una revisión conceptual de los tipos de rellenos y las resistencias parecen en algunos casos poco consistentes, ya que hay casos donde fracturas sin relleno presentan resistencias similares a fracturas donde se han reportado rellenos asociados a una alteración argílica. En base a esta revisión se decidió juntamente con Cerro Verde estimar propiedades de resistencia *peak* de juntas en base a correlaciones disponibles en la literatura.

Tabla 4.- Parámetros de resistencia residual de discontinuidades por unidad geotécnica (CNI, 2020)

Unidad geotécnica	Cohesión (kPa)	Desviación estándar de cohesión (kPa)	Fricción (°)	Desviación estándar de fricción (°)	Cantidad de ensayos
UG-1	36.5	6.9	26.7	1.8	31
UG-2	45.5	6.9	26.7	1.7	52
UG-3	38.6	6.9	26.7	1.7	29
UG-4	48.2	3.4	23.1	2.1	17
Fallas	58.6	13.1	20.7	2.9	9

Considerando que la herramienta de análisis seleccionada (*UDEC*) permite simular un comportamiento *peak* y *post-peak*, se estimaron propiedades *peak* de resistencia de las discontinuidades en base a información de parámetros tales como GSI y RQD presentes en el modelo de bloques, a partir de las siguientes correlaciones:

$$GSI = \frac{52 \times (J_r / J_a)}{(1 + J_r / J_a)} + \frac{RQD}{2} \quad (\text{Hoek, 2013})$$

$$\phi_{peak} = \tan^{-1}(J_r / J_a) \quad (\text{Barton and Bandis, 1981})$$

La Tabla 5 muestra los parámetros de fricción *peak* de las discontinuidades estimados por Itasca (2021) considerando valores representativos de GSI y RQD por Unidad Geotécnica, más la utilización combinada de las correlaciones antes indicadas. Esta información fue utilizada como *input* para la resistencia *peak* de los sistemas de juntas simulados en los modelos *UDEC*.

Tabla 5.- Parámetros de resistencia *peak* de discontinuidades por unidad geotécnica (Itasca, 2021)

Unidad geotécnica	GSI (promedio)	RQD (promedio)	Fricción <i>Peak</i> (°)
UG-1	62	75	42
UG-2	62	75	42
UG-3	45	45	37
UG-4	45	45	37

2.8 Input de Hidrogeología

De acuerdo con Itasca (2021), para incorporar el efecto del agua subterránea en la condición de estabilidad de los taludes analizados, tanto en la condición actual como en las etapas predictivas, se utilizaron dos fuentes de información:

- Información determinada por Cerro Verde con base en lecturas de instrumentación piezométrica, cuyos resultados fueron facilitados como niveles freáticos; y
- Información de presiones de poro generadas mediante un modelo numérico hidrogeológico desarrollado por la consultora Piteau Associates.

Ambas fuentes de información fueron contrastadas mediante la comparación entre la superficie freática derivada de la instrumentación versus la *iso* superficie de presión nula derivada del modelo numérico hidrogeológico en cada una de las secciones de análisis. Con base a esta comparación Itasca (2021) resaltó que la condición de agua subterránea en la condición actual (geometría 2021) de las Paredes Oeste y Norte es más desfavorable en el modelo numérico hidrogeológico que en lo observado a partir de la instrumentación (Figura 10 y Figura 11).

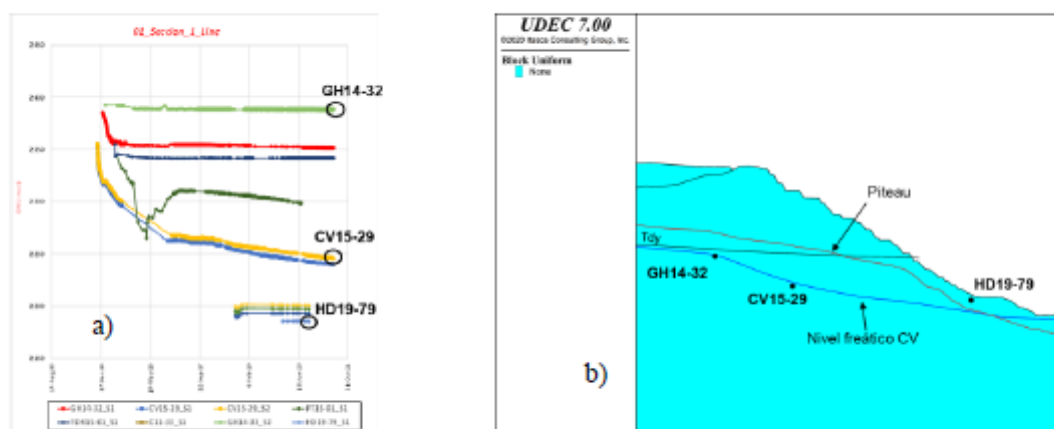


Figura 10. Pared Oeste de Cerro Verde. a) mediciones de piezómetros y b) Comparación entre el nivel freático estimado por Cerro Verde y las iso presiones ($PP=0$) del modelo hidrogeológico en Sección S-1.

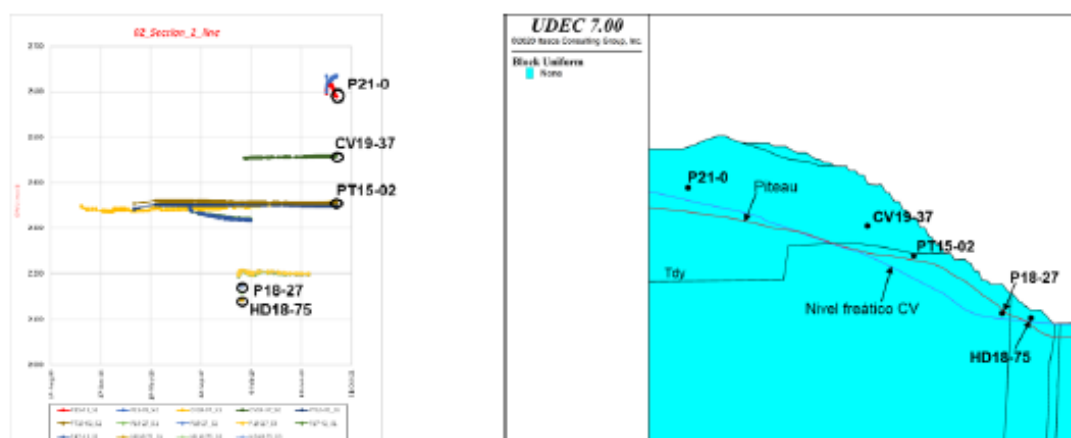


Figura 11. Pared Oeste de Cerro Verde. a) mediciones de piezómetros y b) Comparación entre el nivel freático estimado por Cerro Verde y las iso presiones (PP=0) del modelo hidrogeológico en Sección S-2.

2.9 Factor de Disturbancia

Se consideró que las propiedades del macizo rocoso varían en profundidad según el Factor de Disturbancia o Daño (D) representado por (Hoek, et al., 2002), que afecta la zona del macizo próxima a la excavación. Este Factor D toma en cuenta el impacto de la voladura y el efecto del desconfinamiento que ocasiona la excavación del tajo. La Figura 12 muestra esquemáticamente la configuración propuesta por Itasca para representar la distribución espacial del Factor de Daño y su magnitud en profundidad (Silva y Gómez, 2015). Para el caso del Tajo Cerro Verde se consideró un Factor D máximo de 0.85, consistente con una práctica de voladura controlada, tal como fue informada por personal de Cerro Verde.

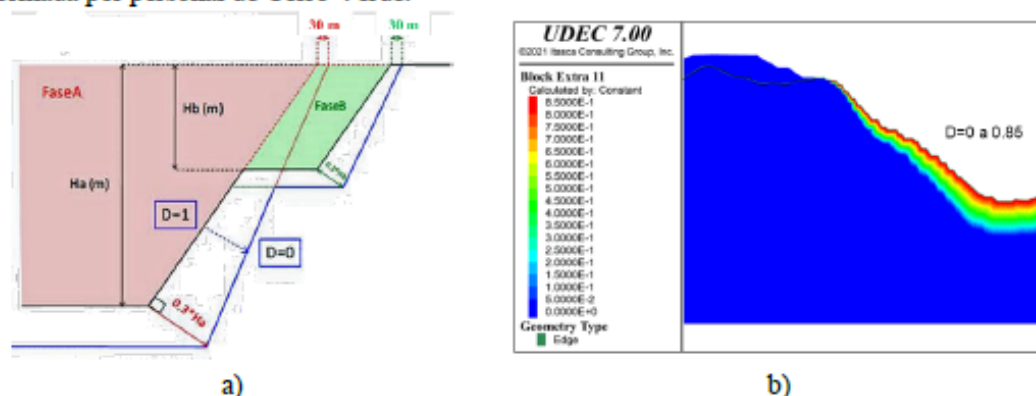


Figura 12. a) Geometría para el factor de daño en base a la altura, para cada un talud tipo, b) Incorporación de factor daño en modelo UDEC.

2.10 Criterios de Aceptabilidad

Dado que la chancadora es una infraestructura “civil” al interior del tajo, los resultados obtenidos de los análisis predictivos se deben contrastar contra criterios de aceptabilidad acordes con el perfil de riesgo que supone una infraestructura de este tipo. La definición de criterios por parte de Cerro Verde, se indican a continuación en términos de Factor de Seguridad (FS):

- Escala interrampa y global: $FS \geq 1.5$
- Escala interrampa y global bajo condición sísmica (pseudo estático): $FS \geq 1.0$

2.11 Condición Sísmica

De acuerdo con la literatura técnica existente, se recomienda que el coeficiente sísmico a ser considerado en la condición pseudo estática de diseño de taludes, sea obtenido como una fracción que varía entre 1/3 a 1/2 de la máxima aceleración esperada. Esta recomendación es consistente con las recomendaciones del Cuerpo de Ingenieros del Ejército de los Estados Unidos (U.S. Army Corps of Engineers, USACE, Hynes-Griffen y Franklin, 1984, Federal Highway Administration, 2011). Asimismo, es importante mencionar que la normativa peruana sobre taludes (E-050), no contempla recomendaciones de valor de coeficiente sísmico para el análisis pseudo estático de estabilidad de taludes y que, en la práctica, se ha generalizado la utilización del criterio del 50 % del PGA (*Peak Ground Acceleration*).

En este caso se ha empleado un periodo de retorno de 100 años. Consecuentemente, a partir del estudio de peligro sísmico de ZerGeosystem (2022), donde se indica aceleración máxima 0.228 g para dicho periodo de retorno, se aplicó en los análisis un coeficiente sísmico de 0.114 para el caso pseudo estático.

3.0 ANÁLISIS NUMÉRICO EN UDEC

Para la realización de los análisis numéricos, se utilizó la versión 7.0 del programa *UDEC* (Itasca, 2020), el cual permite evaluar el comportamiento de materiales discontinuos y capturar modos de falla con control estructural y/o mixtos.

3.1 Consideraciones de la Modelación Numérica en UDEC

La característica más importante del código *UDEC* es la representación de forma explícita de las discontinuidades. De esta forma es posible representar inestabilidades complejas que se desarrollen principalmente a partir de las estructuras presentes en el macizo rocoso.

3.1.1 Condición Estructural

Como se indicó anteriormente, las Fallas Principales que cumplen el criterio de inclusión (ver Sección 2.4) fueron representadas de forma explícita con una persistencia acorde con el modelo estructural 3D. Por su parte, las estructuras de menor escala (juntas) han sido incorporadas mediante cortes explícitos con espaciamientos de 10 m, considerados razonables para introducir el efecto de las discontinuidades a la escala de los análisis. La información detallada de los conjuntos estructurales definidos en cada dominio se informa en el Apéndice 1. La Figura 13 muestra, a modo de ejemplo, la representación de cortes explícitos en la Sección S-1 para los sistemas seleccionados desde los Dominios 1U y 1L y que cumplen el criterio de inclusión. Estas discontinuidades son aplicadas hasta una distancia aproximada de 300 m por detrás del talud con la finalidad de optimizar los tiempos de cómputo.

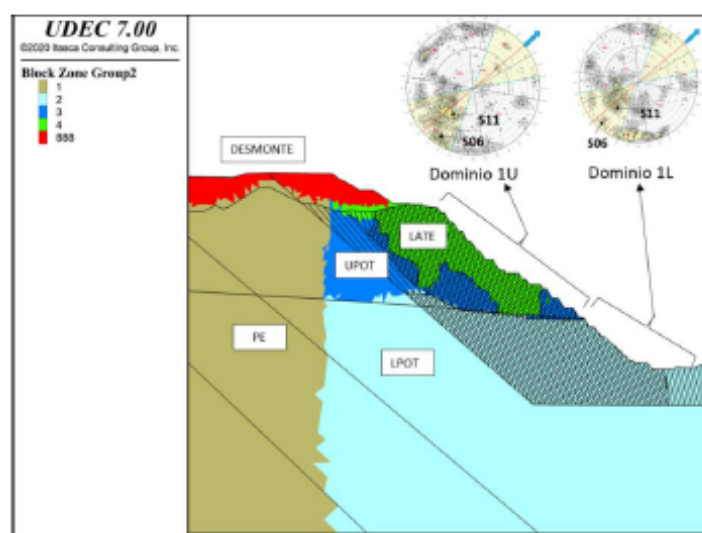


Figura 13. Cortes estructurales explícitos para la Sección S-1.

3.1.2 Puentes de Roca

Considerando que la representación de sistemas de juntas a partir de persistencias que abarcan toda la extensión del modelo se ubica en un escenario extremadamente conservador, se estimaron propiedades equivalentes de las juntas ponderando diferentes porcentajes de puente de roca. Como consecuencia de la carencia de información actualizada referente a la estimación del porcentaje de puentes de roca en los sistemas, Itasca (2021) en conjunto con Cerro Verde, decidieron desarrollar análisis de sensibilidad que consideraran diferentes porcentajes de puente de roca para evaluar su impacto en la estabilidad. La Tabla 6 muestra el resumen de propiedades equivalentes de juntas para puentes de roca de 20% y 25%.

De acuerdo con Itasca (2021), el concepto de porcentaje de puente de roca se basa en considerar que las discontinuidades no son completamente persistentes a lo largo del talud, de manera que se introduce el aporte de resistencia del macizo rocoso. Este aporte se calcula comenzando por linealizar la envolvente de falla de Hoek-Brown asociada al macizo rocoso en el rango entre 0 y 1 MPa de confinamiento (por considerarse que los posibles mecanismos planares pueden ocurrir a nivel superficial). Así, la resistencia ponderada de las discontinuidades se determina tomando un porcentaje de la resistencia Hoek-Brown linealizada del macizo rocoso, al que se suma el porcentaje restante procedente de la envolvente Mohr-Coulomb de resistencia de la discontinuidad. Dado que las propiedades de resistencia *post-peak* de las juntas son extremadamente bajas a juicio de Itasca, estas fueron incrementadas en una desviación estándar. Por tanto, la envolvente Mohr-Coulomb de la discontinuidad, mostrada en la Figura 14 (en rojo), corresponde a propiedades *post-peak* más la desviación estándar, la misma figura muestra la resistencia de discontinuidades para un puente de roca de 20%. El cálculo ponderado la resistencia cortante de Hoek-Brown y Mohr-Coulomb.

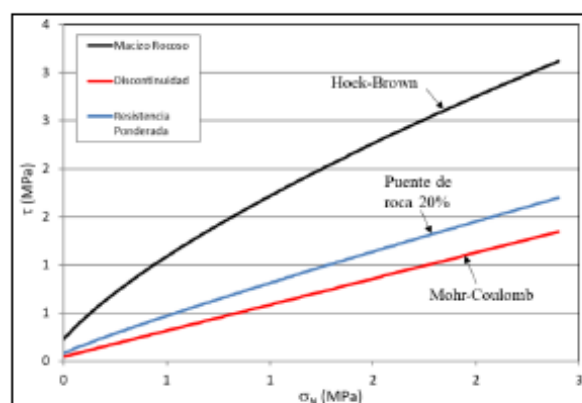


Figura 14. Cálculo de resistencia combinada por puentes de roca en discontinuidades (Itasca, 2021)

Tabla 6.- Propiedades de resistencia en discontinuidades (peak y post-peak) para cada porcentaje de puente de roca (Itasca, 2021)

Unidad Geotécnica	JUNTAS			Puente de Roca (%)
	c (Pa)*	ϕ° peak	ϕ° post-peak+d.e.	
UG-1	299000	47.2	38.4	20
UG-2	229100	45.1	35.6	
UG-3	128800	39.8	33.6	
UG-4	92200	36.6	27.4	
UG-1	363100	48.3	40.5	25
UG-2	273600	45.8	37.2	
UG-3	149700	40.6	34.8	
UG-4	102300	36.5	27.9	

(*): Cohesión es la misma para caso peak y post-peak
d.e.: Desviación estándar.

3.2 Análisis de los Resultados

3.2.1 Evaluación Condición Actual

Con la finalidad tener un punto de partida y validar la condición de estabilidad de la geometría actual (año 2021) de la Pared Oeste del Tajo Cerro Verde, Itasca (2021) estudió la Sección S-3 (ver ubicación en Figura 15).

De acuerdo con Itasca (2021) los análisis preliminares efectuados utilizando solamente información de resistencia residual de las juntas (ver Tabla 4) arrojaron Factores de Seguridad (FS) indicativos de una condición en equilibrio marginal ($FS \sim 1.0$), asociados a un mecanismo estructural, según muestra la Figura 15. Esta condición, en base a la información indicada por personal de Cerro Verde, no es acorde con lo observado en terreno ya que, si fuera el caso, se debería traducir en agrietamientos y movilizaciones que no se han observado en el sector.

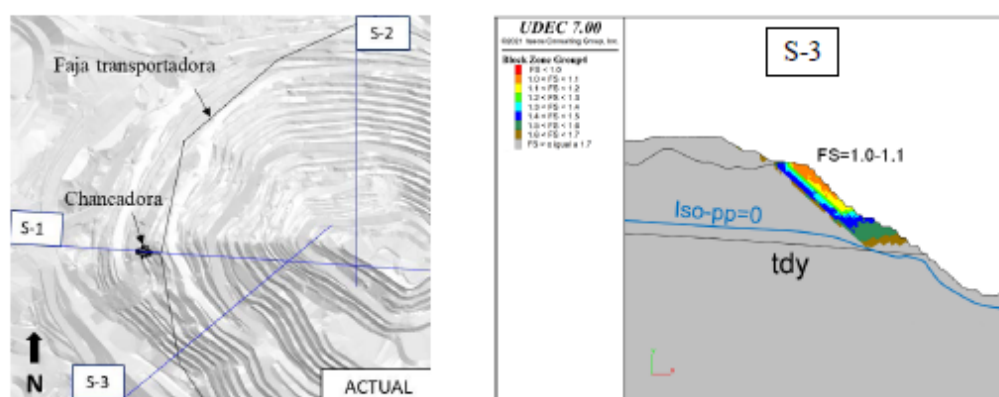


Figura 15. Resultados de FS considerando propiedades residuales de juntas y presiones de poro, en sección S-3 (Itasca, 2021).

Acorde a estos resultados preliminares, una de las validaciones de mayor relevancia para la estabilidad de los taludes en el caso de Cerro Verde se centró en la estimación de propiedades de resistencia cortante representativas de las discontinuidades y las estimaciones de puente de roca que representen adecuadamente lo observado en terreno. La consideración de análisis utilizada en todos los resultados que se muestran a continuación es que la resistencia de las discontinuidades considera inicialmente una resistencia *peak* para luego pasar al *post peak + desviación estándar*.

La Figura 16 y Figura 17 muestran resultados de FS obtenidos por Itasca (2021), para puentes de roca de 20 y 25%, y condiciones alternativas de presiones de agua a partir de Nivel Freático y Presiones de Poro, respectivamente. Los resultados asumiendo un puente de roca de 20% muestran una condición estable con $FS = 1.3-1.4$ considerando ambos escenarios de agua subterránea. Por

su parte, el caso de puente de roca de 25% muestra una condición con $FS=1.5-1.6$ para el cálculo con Nivel Freático y $FS=1.4-1.5$ en los análisis con presiones de poro. De acuerdo con discusiones técnicas llevadas a cabo con personal de Cerro Verde, los FS obtenidos considerando ambos puentes de roca, podrían ser considerados como representativos de la condición actual de la Pared Oeste del tajo.

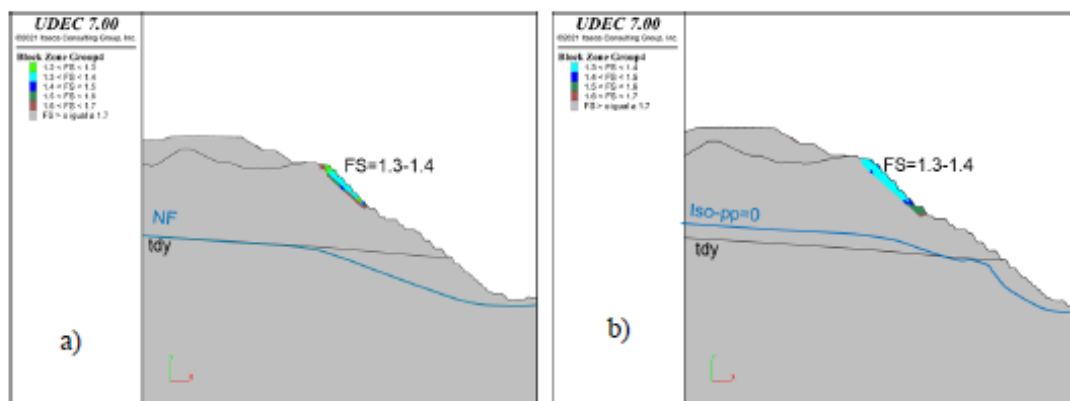


Figura 16. Factores de seguridad considerando puente de roca de 20%, a) nivel freático y b) presiones de poros – Sección S-3

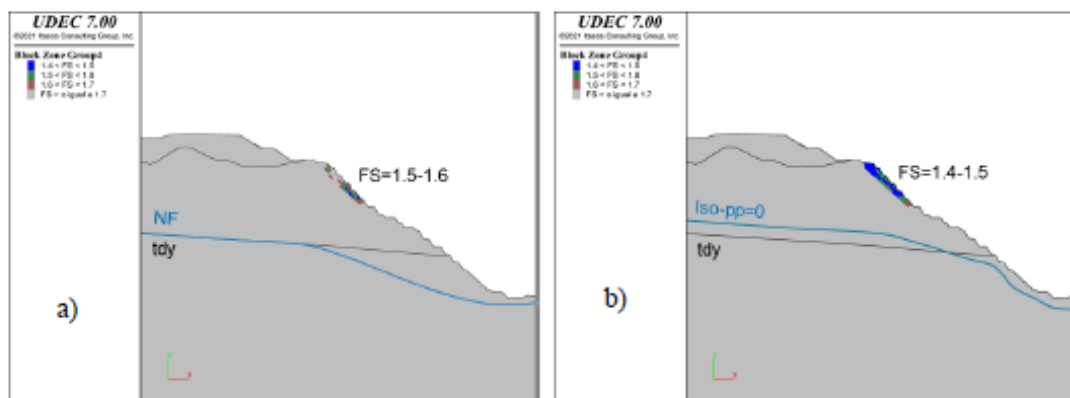


Figura 17. Factores de seguridad considerando puente de roca de 25%, a) nivel freático y b) presiones de poros – Sección S-3

3.2.2 Consideraciones Respecto de la Instrumentación Geotécnica

El presente acápite entrega información que busca determinar de forma más cuantitativa la condición de estabilidad que mejor representa la condición actual de la Pared Oeste en términos de FS.

De acuerdo con Morgenstern (1995) los factores de seguridad son un indicativo del comportamiento de deformación de las paredes del tajo, es decir, un adecuado factor de seguridad podría significar que las deformaciones no sean excesivas. En ese sentido, Narendranathan et al (2013) compilaron tasas de desplazamiento de taludes medidos en tajos en relación con la determinación de factores de seguridad (ver Tabla 7).

Tabla 7.- Tasas de desplazamiento asociados a factores de seguridad, Narendranathan (2020)

Tasa de desplazamiento (mm/mes)	Factor de Seguridad
<1.5	>1.5
1.5 a 3	1.2 a <1.5
3 a 7.5	1.1 a <1.2
>7.5	<1.1

La Figura 18 muestra la evolución de lecturas de prismas representativos de la Pared Oeste del tajo (cercanos a la Sección S-3), donde se observa que los niveles de desplazamiento alcanzan tasas aproximadas en el rango de 1.5 a 3 mm/mes, en consecuencia y de acuerdo con Narendranathan et al (2013), los factores de seguridad en este sector podrían estar en el rango de 1.2 a 1.5, lo que en conjunto con los resultados anteriores denota que los puentes de roca entre de 20 y 25% serían razonablemente representativos de la condición de resistencia de las discontinuidades.

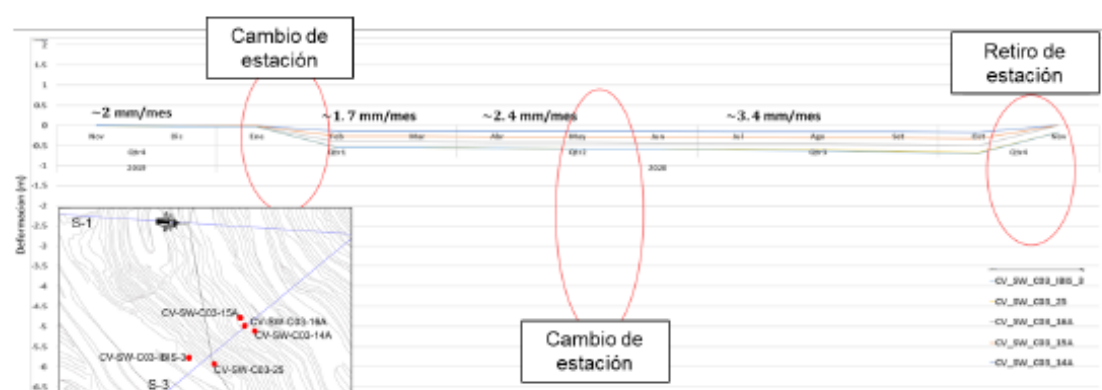


Figura 18. Lecturas de prismas Pared Oeste de Cerro Verde.

3.2.3 Análisis Predictivos Sección S-1 y S-2 en Geometría Final del Tajo

Con base en obtenidos por Itasca (2021) referido a factores de seguridad a partir de alternativas de puente de roca y su comparación con las lecturas de prismas ubicados en torno a la Sección S-3, se realizaron los análisis de estabilidad estáticos y pseudo estáticos para la geometría final del tajo, empleando como premisa la ocurrencia de puentes de roca de 20% en las discontinuidades de las secciones S-1 y S-2. La Tabla 8 muestra un resumen de los factores de seguridad en las secciones analizadas para la condición estática y pseudo estática.

Cabe notar que se utilizaron paralelamente los datos de agua subterránea a partir de estimaciones de niveles freáticos (desarrolladas por Cerro Verde) y del modelo numérico hidrogeológico de Piteau, sin embargo, es necesario indicar que estos escenarios fueron estimados para el estudio de Itasca (2021) y por lo tanto para el diseño anterior. Se observa que el diseño actualizado alcanza una menor profundización en ambos sectores y el ángulo de talud es igual o menor para el Sector Oeste y Norte, respectivamente (ver Figura 2). Bajo esta condición, al ajustar la condición de agua acorde con el diseño actualizado, su condición de estabilidad debiera ser similar o superior a la obtenida en el estudio pasado (Itasca, 2021). De igual modo se sugiere la actualización del modelo hidrogeológico y una verificación de la estabilidad de la condición final para corroborar lo acá mencionado.

El Apéndice 2, muestra las salidas gráficas del modelo *UDEC* en cada sección.

Tabla 8.- Resumen de factores de seguridad

Sección	Factor de Seguridad (Estático/Pseudo Estático)	
	Puente de roca Condición de agua	20%
		Geometría Final
S-1	PP	$\geq 1.7 /$ ≥ 1.3
	NF	$\geq 1.7 /$ ≥ 1.3
S-2	PP	$\geq 1.7 /$ ≥ 1.3
	NF	$\geq 1.7 /$ ≥ 1.3

PP: Presiones de poros del modelo de Piteau Associates.

NF: Nivel freático determinado por Cerro Verde.

4.0 CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

En base a los resultados obtenidos del estudio es posible concluir lo siguiente:

- A partir del análisis de estabilidad en *UDEC*, realizado por Itasca (2021), concluye que el supuesto de 20% a 25% de puente de roca para determinar la resistencia equivalente de los sistemas estructurales (incluyendo resistencias *peak* y *post-peak*), se traduce en una condición de estabilidad de la geometría actual acorde con lo observado en terreno ($FS=1.3-1.6$). De manera que para el presente estudio se empleó como premisa inicial la resistencia de juntas con un 20% de puente de roca;
- La condición de estabilidad derivada de los resultados del modelo *UDEC* para la geometría final del tajo (sector de influencia de la chancadora y faja transportadora), tanto en condición estática y pseudo estática, indican $FS \geq 1.7$ y $FS \geq 1.3$, respectivamente, acorde con los criterios de aceptabilidad considerados para la instalación de infraestructura “civil” dentro del tajo;
- Los análisis corroboran lo observado por Itasca (2021), referido a que los mecanismos principales que podrían controlar la estabilidad de las Paredes Oeste y Norte del Tajo Cerro Verde se relacionan principalmente con el aspecto estructural a escala de fábrica del macizo rocoso, donde debido a los elevados valores de GSI, RQD y UCS (sobre todo en el sector bajo tope de yeso) el macizo rocoso no parece tener un rol determinante en la estabilidad de las paredes analizadas;
- Se recomienda corroborar la clasificación de rellenos y resistencia en juntas mediante ensayos de laboratorio, como así también la validación en terreno del puente de roca de 20% y corroborar las estimaciones de ángulo de fricción *peak* tomados a partir de correlaciones de calidad y blocosidad del macizo rocoso, referidos a partir de los resultados de Itasca (2021);
- Se desarrollaron análisis de sensibilidad con ambas fuentes de información hidrogeológica (nivel freático de instrumentación y presiones de poro de modelo numérico de flujo), a pesar de existir diferencias entre ambas, los resultados no muestran diferencias significativas en la estabilidad del talud en función de uno u otro escenario.
- Si bien, los modelos del diseño actualizado fueron analizados con la misma información de agua utilizada en el anterior (Itasca, 2021), se observa que el sector de interés, ubicado en la parte alta de talud (localización futura de la chancadora), está por sobre el sector influenciado por la condición de agua. Por otro lado, los resultados en la parte baja del talud y dada la menor profundización y ángulos de talud iguales o inferiores a los del diseño anterior, sugieren que un ajuste en la condición de agua en base al diseño actualizado, debiera traducirse en condiciones de estabilidad similares o mejores a las obtenidas en el estudio anterior (Itasca, 2021).