

Universidad Nacional de Ingeniería
Facultad de Ingeniería Geológica Minera y Metalúrgica



TRABAJO DE SUFICIENCIA PROFESIONAL

**Evaluación técnica y económica de las actividades de descarga
en los depósitos de material estéril para cumplir con el plan de
producción del LOM**

Para obtener el título profesional de Ingeniero de Minas

Elaborado por

Luis Grados Arrieta

 [0009-0002-0856-8656](https://orcid.org/0009-0002-0856-8656)

Asesor

M.Sc. Jose Antonio Corimanya Mauricio

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

LIMA – PERÚ

2025

Citar/How to cite	Grados Arrieta [1]
Referencia/Reference	[1] L. Grados Arrieta, <i>“Evaluación técnica y económica de las actividades de descarga en los depósitos de material estéril para cumplir con el plan de producción del LOM”</i> [Trabajo de suficiencia profesional de pregrado]. Lima (Perú): Universidad Nacional de Ingeniería, 2025.
Estilo/Style: IEEE (2020)	

Citar/How to cite	(Grados, 2025)
Referencia/Reference	Grados, L. (2025). <i>Evaluación técnica y económica de las actividades de descarga en los depósitos de material estéril para cumplir con el plan de producción del LOM</i> . [Trabajo de suficiencia profesional de pregrado, Universidad Nacional de Ingeniería]. Repositorio institucional Cybertesis UNI.
Estilo/Style: APA (7ma ed.)	

Dedicatoria

La presente tesis la dedico a mis queridos padres por su apoyo incondicional, quienes son mi motivo y mi motor para seguir saliendo adelante, su dedicación y esfuerzo me han enseñado que el éxito solo se alcanza con esfuerzo y sacrificio.

Agradecimientos

A mis padres, que con su ejemplo de integridad, constancia y sacrificio ha sido mi mayor inspiración a lo largo de este camino académico.

Este logro no sería posible sin ustedes.

Resumen

El presente estudio se desarrolla en la unidad minera Cobre Sur, dedicada a la explotación de cobre diseminado mediante el método Open Pit, y analiza la viabilidad técnica y económica de las actividades de descarga en los depósitos de material estéril para garantizar el cumplimiento del Plan de Producción del LOM. Actualmente, la mina dispone de tres depósitos de material estéril (Toro Oeste, Coco Oeste y Kora) con permisos ambientales vigentes; sin embargo, el Depósito Toro Oeste, diseñado en el EIA 98 con capacidad de 515,2 Mt, resulta insuficiente frente a la demanda proyectada de 3.115,3 Mt, derivada del nuevo cálculo de reservas a un mayor precio del cobre. Aunque existen áreas colindantes para ampliación, no se cuenta con permisos ambientales, lo que pone en riesgo la continuidad operativa.

El objetivo de la investigación fue evaluar, técnica y económicamente, la continuidad de las descargas en los depósitos para cumplir el LOM. Los resultados muestran que el diseño vigente es factible y asegura la sostenibilidad operativa, pero la capacidad del Depósito de Desmonte Toro Oeste, según el EIA 98, es insuficiente para la demanda proyectada. El análisis económico determinó que el Caso Base es la opción más rentable, con un costo total de acarreo de 1.032 MUS\$, menor que la Alternativa 1 (1.623 MUS\$) y la Alternativa 2 (1.213 MUS\$), evaluadas a una tasa de descuento del 10 %, y con el mayor Valor Presente Neto (VPN) entre las opciones. Asimismo, se estableció que mantener el plan de producción implica un incremento de CAPEX por la adquisición adicional de volquetes y que el Depósito de Desmonte Coco Oeste presenta capacidad limitada, lo que refuerza la necesidad de ampliar el Depósito de Desmonte Toro Oeste. Se concluye que es fundamental gestionar a tiempo los permisos ambientales para habilitar las descargas en Toro Oeste, garantizando así la sostenibilidad de las operaciones y minimizando impactos económicos negativos.

Palabras claves — Descarga de material estéril, depósito de material estéril, plan de producción del LOM (Life of Mine), costos de acarreo, Valor Presente Neto.

Abstract

This study was conducted at the Cobre Sur mining unit, dedicated to the extraction of disseminated copper using the Open Pit method, and analyzes the technical and economic feasibility of waste material dumping activities in the waste rock storage facilities to ensure compliance with the Life of Mine (LOM) Production Plan. Currently, the mine has three waste rock dumps (Toro Oeste, Coco Oeste, and Kora) with valid environmental permits; however, the Toro Oeste Dump, designed in the EIA 98 with a storage capacity of 515.2 Mt, is insufficient compared to the projected demand of 3,115.3 Mt, resulting from the new reserve estimate at a higher copper price. Although there are adjacent areas suitable for expansion, environmental permits are lacking, which jeopardizes operational continuity.

The objective of this research was to evaluate, both technically and economically, the continuity of dumping activities in the storage facilities to meet the LOM plan. The results show that the current design is feasible and ensures operational sustainability; however, the capacity of the Toro Oeste Dump, according to EIA 98, is insufficient for the projected demand. The economic analysis determined that the Base Case is the most profitable option, with a total hauling cost of US\$ 1,032 million, lower than Alternative 1 (US\$ 1,623 million) and Alternative 2 (US\$ 1,213 million), evaluated at a discount rate of 10%, and it also provides the highest Net Present Value (NPV) among the options. Additionally, it was established that maintaining the production plan requires an increase in CAPEX due to the acquisition of additional trucks, and that the Coco Oeste Dump has limited capacity, reinforcing the need to expand the Toro Oeste Dump. It is concluded that timely management of environmental permits is essential to enable dumping at Toro Oeste, ensuring the sustainability of operations and minimizing negative economic impacts.

Keywords — Waste rock dumping, waste rock storage facility, Life of Mine Production Plan, hauling costs, Net Present Value.

Tabla de Contenido

	Pág.
Resumen	v
Abstract	vi
Introducción	xii
Capítulo I. Parte introductoria del trabajo	1
1.1 Generalidades.....	1
1.2 Descripción del problema de investigación.....	1
1.3 Objetivo.....	2
1.4 Hipótesis	2
1.5 Variables	3
1.6 Antecedentes referenciales	3
1.6.1 Antecedentes internacionales	3
1.6.2 Antecedentes nacionales	5
Capítulo II. Marcos teórico y conceptual.....	8
2.1 Marco Teórico	8
2.1.1 Depósito de material estéril.....	8
2.1.2 Costos de acarreo.....	17
2.1.3 Valor Presente Neto – VPN.....	20
2.1.4 Permisos ambientales para la descarga de material estéril	24
2.2 Marco conceptual.....	25
2.2.1 Banco.....	25
2.2.2 Cresta	25
2.2.3 Pie.....	25
2.2.4 Berma	25
2.2.5 Estéril.....	25
2.2.6 Acarreo	26
2.2.7 Ley	26

Capítulo III. Desarrollo del trabajo de investigación	27
3.1 Recolección de datos	27
3.1.1 Unidad de estudio	27
3.1.2 Costo histórico de acarreo por flota	30
3.1.3 Costo histórico por consumo de llantas	33
3.1.4 Costo histórico de consumo de combustible	37
3.2 Procesamiento de la información	38
3.2.1 Calculo de costo anual de acarreo por flota	38
3.2.2 Calculo de costo anual por consumo de llantas.....	40
3.2.3 Calculo de costo anual por consumo de combustible	44
3.2.4 Evaluación de alternativas.....	45
Capítulo IV. Análisis e interpretación de resultados	61
4.1 Evaluación del cálculo de volquetes	61
4.2 Evaluación de costos de acarreo.....	63
4.3 Evaluación de indicadores financieros	65
4.4 Validación de hipótesis.....	68
Conclusiones	70
Recomendaciones	71
Referencias bibliográficas.....	72
Anexos	74

Lista de Tablas

	Pág.
Tabla 1 : Matriz de consistencia.....	3
Tabla 2 : Costo de acarreo (M\$)por flota en el 2014	31
Tabla 3 : Costo de acarreo (M\$)por flota en el 2015	32
Tabla 4 : Costo de acarreo (M\$)por flota en el 2016	33
Tabla 5 : Costo por consumo de llantas en el 2014	34
Tabla 6 : Costo por consumo de llantas en el 2015	35
Tabla 7 : Costo por consumo de llantas en el 2016	36
Tabla 8 : Consumo de combustible en el 2014	37
Tabla 9 : Consumo de combustible en el 2015	37
Tabla 10: Consumo de combustible en el 2016	38
Tabla 11: Costo promedio de acarreo por flota en el 2014.....	39
Tabla 12: Costo promedio de acarreo por flota en el 2015.....	39
Tabla 13: Costo promedio de acarreo por flota en el 2016.....	40
Tabla 14: Costo promedio anual de acarreo por camión.....	40
Tabla 15: Costo promedio de acarreo por marca de llanta en el 2014	41
Tabla 16: Costo promedio de acarreo por marca de llanta en el 2015	42
Tabla 17: Costo promedio de acarreo por marca de llanta en el 2016	43
Tabla 18: Horas promedio de vida útil por tipo de llanta.....	44
Tabla 19: Costo promedio por tipo de llanta.....	44
Tabla 20: Costo promedio anual por consumo de combustible	45
Tabla 21: Secuencia de descarga de material estéril – Caso Base.....	46
Tabla 22: Material movido por año.....	47
Tabla 23: Número de volquetes Caso Base – Plan de 15 años	48
Tabla 24: Costo de acarreo (US\$/t) – Caso base.....	49
Tabla 25: Tonelaje total destinado a D.D. Coco Oeste sin Toro Oeste	52
Tabla 26: Secuencia de descarga de material estéril - Caso 1.....	52

Tabla 27: Número de volquetes Caso 1 – Plan de 15 años	53
Tabla 28: Costo de acarreo (US\$/t) – Caso 1	54
Tabla 29: Secuencia de descarga de material estéril - Caso 2.....	57
Tabla 30: Número de volquetes Caso 2 – Plan de 15 años	58
Tabla 31: Costo de acarreo (US\$/t) – Caso 2	59
Tabla 32: Variación porcentual N° de volquetes – Caso 1 vs Caso base	63
Tabla 33: Variación porcentual N° de volquetes – Caso 2 vs Caso base	63
Tabla 34: Variación porcentual costos de acarreo – Caso 1 vs Caso base	65
Tabla 35: Variación porcentual costos de acarreo – Caso 2 vs Caso base	65
Tabla 36: Indicadores financieros Caso 1 vs Caso Base	66
Tabla 37: Indicadores financieros Caso 2 vs Caso Base	67

Lista de Figuras

	Pág.
Figura 1 : Parámetros de un depósito de material estéril	10
Figura 2 : Geometría de un depósito de material estéril.....	12
Figura 3 : Disposición de depósitos de material estéril en laderas	13
Figura 4 : Disposición de depósitos de material estéril en quebradas	14
Figura 5 : Disposición de depósitos de material estéril en lifts o pilas	14
Figura 6 : Descarga hacia el talud del depósito de material estéril.....	16
Figura 7 : Descarga sobre el depósito de material estéril.....	17
Figura 8 : Mapa de unidades litológicas.....	29
Figura 9 : Caso base – Secuencia de descargas 2017 – 2031	50
Figura 10: Alternativa 1 – Secuencia de descargas 2017 – 2025.....	55
Figura 11: Alternativa 2 – Secuencia de descargas 2017 – 2026.....	60
Figura 12: Numero de volquetes – Caso base	61
Figura 13: Numero de volquetes – Caso 1 vs Caso base	62
Figura 14: Numero de volquetes – Caso 2 vs Caso base	62
Figura 15: Costos de acarreo – Caso base.....	63
Figura 16: Costos de acarreo – Caso 1 vs Caso base	64
Figura 17: Costos de acarreo – Caso 2 vs Caso base	64

Introducción

La gestión de depósitos de material estéril en minas a tajo abierto es un factor clave para mantener la continuidad del plan de producción y controlar los costos de acarreo, además de cumplir con los compromisos ambientales establecidos. El presente trabajo, analiza la capacidad actual de disposición de la unidad minera y las alternativas para optimizarla.

El estudio se encuentra organizado en cuatro capítulos que permiten abordar de manera secuencial y estructurada la problemática planteada.

Capítulo I: Presenta la parte introductoria del trabajo, incluyendo las generalidades del estudio, la descripción detallada del problema de investigación y su contexto operativo, así como los objetivos generales y específicos. También expone la hipótesis planteada, las variables involucradas y su relación con los indicadores de evaluación. Además, incorpora un análisis de antecedentes referenciales tanto internacionales como nacionales, los cuales sirven de base para contextualizar y sustentar la relevancia del estudio.

Capítulo II: Desarrolla el marco teórico y conceptual que sustenta la investigación. En este apartado se detallan los fundamentos técnicos sobre depósitos de material estéril, sus componentes y criterios de diseño, así como los conceptos y metodologías de cálculo de los costos de acarreo. Asimismo, se explica el uso del Valor Presente Neto (VPN) como herramienta clave para la evaluación económica, complementado con un marco conceptual que define los términos y parámetros esenciales empleados a lo largo del trabajo.

Capítulo III: Describe el desarrollo del trabajo de investigación, comenzando por la caracterización de la unidad de estudio y su contexto geográfico y geológico. A continuación, se detallan los procedimientos para la recolección de datos históricos y operativos, así como el procesamiento de esta información para calcular costos unitarios y anuales de acarreo, consumo de llantas y combustible. Finalmente, se presentan las metodologías aplicadas para la evaluación técnica y económica de tres alternativas de

disposición de material estéril, incluyendo el dimensionamiento de flota y estimación de costos.

Capítulo IV: Expone el análisis y discusión de resultados, comparando de forma sistemática las alternativas evaluadas en cuanto a requerimiento de volquetes, costos de acarreo proyectados y principales indicadores financieros, entre ellos el VPN. Se interpretan los hallazgos en relación con el cumplimiento del plan de producción del LOM y se identifican las implicancias técnicas y económicas de cada escenario.

Finalmente, se incluyen las conclusiones y recomendaciones, que sintetizan los hallazgos más relevantes y proponen acciones estratégicas para optimizar las operaciones de descarga, asegurar el cumplimiento del plan de producción y garantizar la sostenibilidad técnica y económica de la operación minera en el horizonte de vida útil establecido.

Capítulo I. Parte introductoria del trabajo

1.1 Generalidades

La descarga de material estéril en los depósitos de material estéril es importante para la sostenibilidad de una mina sin impactar al ambiente, para ello es necesario tener el diseño y la ingeniería, así como los permisos correspondientes para la descarga de material en los depósitos de material estéril y no tener restricciones.

Para asegurar las actividades de descarga en los depósitos de material estéril se debe considerar parámetros como el tonelaje de material a descargar en el depósito según el plan de producción, capacidad disponible de descarga según el diseño final del depósito de material estéril, área disponible, permisos y autorizaciones legales

La omisión de estos parámetros genera impactos en la continuidad de las operaciones, el incumplimiento del plan de producción del LOM, impactos económicos como el incremento de los costos de acarreo como consecuencia del aumento de la distancia de acarreo por la redirección del material estéril a otras zonas de descarga más lejanas. En la unidad de estudio los costos más elevados son los costos de acarreo.

1.2 Descripción del problema de investigación

La explotación de yacimientos de cobre mediante minería a tajo abierto genera un elevado movimiento de material estéril que debe ser descargado en depósitos especialmente diseñados. La capacidad de almacenamiento de estos depósitos fue definida en los estudios ambientales iniciales bajo condiciones económicas distintas a las actuales, con precios del cobre significativamente menores. En consecuencia, la actualización de reservas ha determinado un incremento considerable en el volumen de material estéril a movilizar, volumen que supera la capacidad proyectada y autorizada en los depósitos disponibles.

Esta situación configura una problemática crítica para la operación minera, ya que la descarga planificada en los próximos años sobrepasa las capacidades aprobadas, sin contar con nuevas autorizaciones para áreas adicionales de disposición. La insuficiencia

de capacidad de los depósitos condiciona la continuidad operativa, afectando directamente el cumplimiento del plan de producción establecido en el plan de vida de mina (LOM).

A ello se suma la problemática operativa relacionada con el número de camiones requeridos para movilizar el material estéril. El incremento en el volumen de desmonte genera una mayor demanda de flota, lo que puede derivar en cuellos de botella logísticos, tiempos de espera elevados en las descargas y una utilización ineficiente de los equipos disponibles.

Por otro lado, el acarreo constituye el componente de costo más elevado en la operación minera, y la ampliación del volumen a transportar se traduce en un incremento significativo de los costos de operación. La mayor distancia de acarreo hacia los depósitos, junto con la mayor cantidad de viajes requeridos, puede impactar directamente en la rentabilidad del proyecto, sin que hasta la fecha se cuente con una evaluación técnica y económica integral que cuantifique este efecto.

En conjunto, la insuficiencia de capacidad de los depósitos de material estéril, la mayor exigencia en el número de camiones necesarios y el incremento sostenido de los costos de acarreo representan factores críticos que comprometen la viabilidad operativa y económica de la unidad minera a lo largo de la vida del proyecto.

Por lo anterior expuesto se plantea la siguiente interrogante:

¿En qué medida una inadecuada evaluación técnico-económica de la descarga de los depósitos de material estéril impacta en el cumplimiento de la Producción del LOM?

1.3 Objetivo

Evaluar técnica y económicamente la continuidad de las actividades de descarga en los depósitos de material estéril para cumplir con el Plan de Producción del LOM.

1.4 Hipótesis

La evaluación técnica y económica de las actividades de descarga en los depósitos de material estéril, permitirá asegurar la continuidad operativa de la mina y cumplir con el Plan de Producción del LOM.

1.5 Variables

Variable Independiente (V.I.): Evaluación técnico-económica

Variable dependiente (V.D.): Plan de Producción – LOM

Tabla 1

Matriz de consistencia

PROBLEMA	OBJETIVOS	HIPOTESIS	VARIABLES		INDICADORES
¿En qué medida un inadecuad evaluación técnico-económica de la descarga de los depósitos de material estéril impacta en el cumplimiento de la Producción del LOM?	Evaluar técnica y económicamente la continuidad de las actividades de descarga en los depósitos de material estéril para cumplir con el Plan de Producción del LOM.	La evaluación técnica y económica de las actividades de descarga en los depósitos de material estéril, permitirá asegurar la continuidad operativa de la mina y cumplir con el Plan de Producción del LOM.	X: Independiente / Causa	Y: Dependiente / Efecto	Nº de camiones (54 camiones)
			.Evaluación técnico- económica .	Plan de Producción – LOM	Valor Presente Neto (1306 M\$)

Fuente: Elaboración propia

1.6 Antecedentes referenciales

1.6.1 Antecedentes internacionales

Bush, T. (2003). Strategies for automating open pit mine haulage planning. Esta tesis doctoral aborda el desafío de integrar la planificación del acarreo dentro del planeamiento minero general, sin depender de simuladores. Se centra en automatizar el cálculo de rutas óptimas, distancias de transporte, ubicación de rampas y estimación de flota, empleando modelos de teoría de grafos, análisis de caminos mínimos y algoritmos de programación de tareas. El trabajo se enfoca en diseñar herramientas de soporte a la decisión que permitan a los planificadores identificar configuraciones más eficientes sin requerir software de simulación especializado. Aplicando los métodos en datos reales de minas en EE. UU., se lograron mejoras significativas en la estimación del número de camiones necesarios, balance de carga entre frentes de trabajo, y rutas con menores pendientes y curvas. La automatización propuesta también permite iterar más rápidamente entre diferentes planes de mina.

Caballero, M. (2020). Optimización de las distancias de transporte mediante la ubicación y diseño de botaderos en Minera Antucoya”, tiene como objetivo reducir los costos de acarreo mediante la optimización de las distancias de transporte en la mina, a través del análisis y rediseño de la ubicación de los botaderos de material estéril. Se plantean alternativas adicionales o modificaciones a los botaderos existentes, buscando minimizar los tiempos de transporte desde las distintas fases del tajo. La metodología parte de la determinación del tonelaje de estéril a movilizar según el plan de minado, y se proponen tres alternativas de ubicación para los botaderos, todas con la capacidad necesaria y localizadas en diferentes zonas dentro de la unidad minera. Cada alternativa es evaluada técnica y económicamente, considerando principalmente los costos de transporte, para finalmente seleccionar la opción que proporcione mayores beneficios. La alternativa seleccionada fue la número 1, ya que respeta los límites de propiedad y línea base establecidos, y aprovecha el espacio autorizado para la pila ROM como botadero, representando la solución más eficiente para la operación.

Puell, J. (2017). Methodology for a dump design optimization in large-scale open pit mines. Este estudio propone una metodología para optimizar la ubicación y el diseño de botaderos (dumps) en minas a tajo abierto de gran escala. El objetivo central es minimizar los costos operacionales de transporte, que representan uno de los componentes más altos en minería a cielo abierto. Para ello, se formula un modelo de optimización lineal (LP) que permite determinar la localización óptima de botaderos respetando restricciones de capacidad volumétrica y distancia máxima de acarreo. Aplicando esta metodología a una mina de cobre del suroeste de EE. UU., se identificaron opciones de diseño que lograron una reducción sustancial en los kilómetros recorridos por la flota y, por ende, en el uso de combustible y mantenimiento. Los resultados validan que el rediseño estratégico de botaderos, sin modificar la infraestructura minera existente, puede generar mejoras económicas significativas.

1.6.2 Antecedentes nacionales

Arroyo, N. (2022). Evaluación al dimensionamiento de flota de carguío y acarreo para el mejoramiento de la productividad en la mina santa este – unidad minera Iscaycruz 2022. Esta tesis busca establecer el número óptimo de equipos de carguío y acarreo necesarios para alcanzar una mejora significativa en la productividad de la mina Iscaycruz. A partir de un diagnóstico operacional, se analizan los volúmenes de material, tiempos de ciclo, distancia de acarreo, capacidad de los equipos y eficiencia operativa. Se aplican fórmulas de balance de flota entre palas y camiones, considerando factores de utilización, tiempos de espera y disponibilidad mecánica. La propuesta técnica demuestra que mediante una correcta relación de cargadores y camiones, ajustada al ritmo de minado requerido, se incrementa el rendimiento diario, se reducen los cuellos de botella y se disminuyen los costos unitarios por tonelada. La investigación concluye que el redimensionamiento de la flota impacta positivamente en la rentabilidad de la operación minera.

Bazán, A. (2016). Cálculo del número de unidades de la flota de camiones en el tajo abierto San Gerardo, perteneciente a la Compañía Minera Atacocha. La tesis tiene como objetivo principal determinar el número óptimo de camiones necesarios para cumplir con la producción planificada en el tajo abierto San Gerardo, de la Compañía Minera Atacocha, asegurando eficiencia en el acarreo de material estéril y mineral. La metodología se basa en la caracterización del ciclo de acarreo, que incluye análisis de distancias, tiempos de carga y descarga, capacidades de camiones, velocidad promedio, pendiente de las vías, y el rendimiento del cargador frontal. Se evalúan diferentes configuraciones de flota y se calculan los tiempos de ciclo completos, lo que permite estimar el número mínimo de camiones requerido para mantener la continuidad operativa. Los resultados muestran que, con una correcta asignación de flota, se puede lograr una reducción significativa en el tiempo total de acarreo, mejorando la productividad general y optimizando los costos operativos.

Infante, J. (2020). Influencia de dimensionamiento de flota para optimizar la producción minera a tajo abierto en Santiago de Chuco - La Libertad 2018. Esta investigación plantea un modelo basado en sistemas de despacho como herramienta de soporte para el dimensionamiento de flota en una operación minera a tajo abierto ubicada en La Libertad. El objetivo es optimizar el uso de equipos de acarreo mediante el análisis de datos operacionales en tiempo real y el monitoreo de los ciclos de acarreo. La metodología incluye la recopilación de datos de productividad, disponibilidad mecánica, tiempos de espera y asignación de camiones por frente. Se implementa un sistema de despacho automatizado que permite tomar decisiones dinámicas en la distribución de la flota, lo que conlleva a una mejor utilización de los camiones, reducción de tiempos muertos y aumento de la eficiencia general. El modelo propuesto permite mantener niveles de producción constantes, optimizando el número de unidades utilizadas y mejorando los indicadores económicos de la operación.

Neyra, A. (2020). Estudio del cálculo de flota de camiones para una operación minera a cielo abierto. Esta tesis desarrolla un análisis técnico para determinar la flota de camiones necesaria para transportar mineral y desmonte en una mina a cielo abierto ubicada en Pasco, perteneciente a Nexa Resources. El estudio considera el tonelaje a movilizar por fase de minado, la velocidad y capacidad de carga de los camiones, pendientes y resistencia de las rutas, y factores como el tiempo de ciclo, eficiencia mecánica y operativa. Con estos datos, se formula un modelo de cálculo que permite definir el número de camiones por año y por frente de operación. Los resultados permiten identificar cuellos de botella y proponer un dimensionamiento que equilibre la relación entre cargadores y camiones, garantizando continuidad operativa. Se concluye que una adecuada estimación de la flota puede representar un ahorro sustancial en costos de operación y mayor cumplimiento del cronograma de producción.

Terán, G y Rojas, W. (2021). Análisis para la selección y reemplazo de equipos de acarreo para mejorar la producción en una empresa minera de La Libertad 2021. Este trabajo tiene como finalidad evaluar la necesidad de renovar parte de la flota de acarreo

en una mina de tajo abierto en La Libertad, con el propósito de mejorar la capacidad de producción diaria. Se realiza un análisis comparativo entre los equipos actuales y modelos nuevos disponibles en el mercado, considerando rendimiento, costos de inversión, mantenimiento, consumo de combustible y disponibilidad mecánica. A través de cálculos de productividad por unidad y costos unitarios, se propone una configuración óptima de flota que permite alcanzar metas de producción más exigentes sin incrementar proporcionalmente los costos. Se concluye que el reemplazo parcial de equipos antiguos por unidades de mayor capacidad y eficiencia genera una mejora en la productividad diaria y una reducción de los costos operativos a largo plazo.

Capítulo II. Marcos teórico y conceptual

2.1 Marco Teórico

2.1.1 *Depósito de material estéril*

El depósito de material estéril, también conocido como botadero de desmonte, es una infraestructura esencial en operaciones mineras a tajo abierto, ya que permite disponer de los materiales que no tienen valor económico pero deben removerse para acceder al mineral. El diseño, ubicación y gestión de estos depósitos impactan directamente en los costos operativos, la productividad de la flota de acarreo, la seguridad operacional y el cumplimiento ambiental de la mina.

Desde un punto de vista técnico, el material estéril debe ser transportado desde las diferentes fases del tajo hacia zonas designadas, conocidas como botaderos, que deben contar con capacidad suficiente, estabilidad geotécnica y cumplir con restricciones topográficas, legales y ambientales. (Fuente: Chávez, 2009).

Además, la distancia de acarreo, la pendiente de las vías y la configuración del depósito afectan el tiempo de ciclo de los camiones, influyendo en el dimensionamiento de la flota y en el costo total por tonelada transportada. (Fuente: Hartman & Mutmansky, 2002).

El proceso de planificación de botaderos considera criterios como: capacidad volumétrica, accesibilidad, cercanía al frente de minado, condiciones del terreno, impacto visual, y restricciones por zonas de exclusión o comunidades cercanas. Asimismo, se debe prever el manejo adecuado de aguas lluvias y estabilidad a largo plazo, siguiendo normativas ambientales nacionales e internacionales. (Fuente: Flores & Montenegro, 2018).

La selección de la ubicación óptima de los botaderos busca minimizar la distancia promedio de acarreo y, por ende, el consumo de combustible, el desgaste de equipos y los costos asociados al transporte. En estudios recientes, se ha demostrado que una buena planificación de depósitos de estéril puede generar ahorros operativos de hasta un 10–

15 % en flota, especialmente en minas con topografía compleja o en expansión. (Fuente: Caballero, 2020)

2.1.1.1 Componentes de un depósito de material estéril. Un depósito de material estéril, también conocido como botadero de desmonte, está compuesto por varios elementos que garantizan su funcionalidad operativa, estabilidad geotécnica y cumplimiento ambiental. Los principales componentes son:

Cuerpo del botadero:

Es el volumen total donde se acumula el material estéril, que generalmente se dispone en capas sucesivas (lift) compactadas parcialmente. Su geometría depende de la topografía, el volumen proyectado y los criterios geotécnicos.

Taludes y bermas de contención:

Son estructuras de contorno que definen la estabilidad del depósito. Su diseño considera ángulos de fricción, cohesión del material, y altura total, asegurando que no se produzcan fallas por deslizamiento (Flores & Montenegro, 2018).

Zanja perimetral de coronación y canales de desvío:

Se ubican en la parte superior o alrededor del depósito para evitar que las aguas superficiales erosionen el talud. Estos canales redirigen el agua de lluvia hacia drenajes seguros, cumpliendo funciones hidráulicas y de protección ambiental (INEI & MINEM, 2019).

Sistema de drenaje interno:

Está compuesto por filtros, capas drenantes o tubos que permiten evacuar el agua infiltrada, evitando la acumulación de presión de poros en el interior del depósito, lo cual es crítico para la estabilidad a largo plazo (Chávez, 2009).

Accesos y vías de acarreo:

Son caminos diseñados para permitir el ingreso seguro de los camiones hacia las zonas de descarga. Deben contar con pendientes adecuadas, radios de giro y bermas de seguridad.

Línea base y límites autorizados:

Corresponde al perímetro legal y técnico en el que se puede construir el depósito. Incluye restricciones ambientales, sociales, zonas arqueológicas y límites de propiedad (Caballero, 2020).

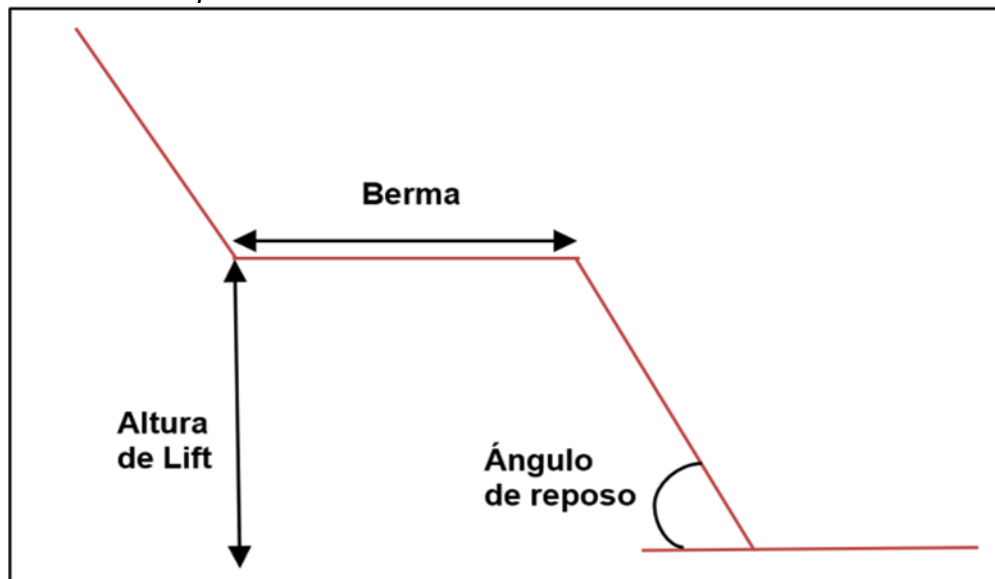
Área de pie del talud o plataforma base:

Zona inferior del botadero donde se instalan filtros de contacto o medidas de contención en caso de infiltraciones o para facilitar la recolección de escurrimientos.

Cada uno de estos componentes debe ser diseñado considerando los principios de estabilidad geotécnica, facilidad operativa, eficiencia de acarreo y cumplimiento normativo. Además, en proyectos modernos, se incorporan consideraciones de cierre y post cierre, como revegetación, monitoreo de estabilidad y control de escorrentía.

Figura 1

Parámetros de un depósito de material estéril



Fuente: Vasquez et al (2009)

2.1.1.2 Diseño final de un depósito de material estéril. El diseño final de un depósito de material estéril es una etapa crítica dentro del planeamiento minero, ya que representa la configuración definitiva del espacio destinado a almacenar los materiales sin valor económico extraídos durante la operación. Su objetivo es asegurar una disposición segura, estable, operativamente eficiente y ambientalmente responsable del estéril, considerando todo el horizonte de vida de la mina y los requerimientos de cierre.

Este diseño debe integrar elementos como: la capacidad volumétrica requerida, según los planes de minado; la estabilidad física de los taludes bajo diferentes condiciones geotécnicas; la minimización de las distancias de acarreo (para reducir los costos de transporte); y el cumplimiento de restricciones legales y ambientales. A nivel técnico, el diseño final se expresa mediante planos topográficos en 2D y modelos digitales 3D que representan la geometría del botadero, incluyendo sus plataformas, bermas, vías internas, canales de drenaje y límites de línea base. (Fuente: Chávez, 2009)

Un diseño adecuado permite reducir hasta en un 7 % los tiempos de transporte mediante una mejor ubicación y geometría del depósito. Para ello, se deben evaluar varias alternativas considerando variables como: accesibilidad, pendiente del terreno, proximidad a frentes activos, capacidad de expansión, y limitaciones por áreas de exclusión. Asimismo, el diseño debe prever aspectos de manejo hídrico, como canales de coronación, control de escorrentías y sistemas de drenaje interno, fundamentales para evitar erosión y garantizar la estabilidad a largo plazo. (Fuente: Caballero, 2020)

En contextos donde se busca optimizar costos, se han utilizado herramientas de análisis técnico-económico que permiten comparar alternativas de diseño final en términos de costo por tonelada transportada, consumo de combustible, necesidad de equipos y posibles impactos sociales o ambientales. En consecuencia, el diseño final no solo debe cumplir requisitos técnicos, sino también integrarse al Plan de Cierre de Mina, asegurando su estabilización post-operación y recuperación ambiental. (Fuente: MINEM, 2019)

Durante el planeamiento de la mina y debido a que el Stripping es calculable, se debe planear la capacidad de los depósitos de material estéril de manera que, la mina pueda desarrollar las actividades de descarga de material estéril además de cumplir con el Plan de Producción del LOM. Para estimar el espacio físico necesario para el diseño final de un depósito de material estéril se debe calcular el volumen total de material estéril de acuerdo al Plan de Producción del LOM, utilizando la siguiente ecuación:

$$\text{Volumen depósito de materil estéril (m}^3\text{)} = \frac{\text{Tonelaje in situ planeado de material estéril (t)}}{\text{Densidad de material suelto } \left(\frac{\text{t}}{\text{m}^3}\right)}$$

En segundo lugar, el diseño final de un depósito de material estéril debe considerar los parámetros geotécnicos de diseño los cuales son determinados por un estudio geotécnico. Los parámetros estimados son los siguientes:

- **Banco:**

Unidad básica de un depósito de material estéril, también denominado como lift.

- **Berma:**

Distancia entre la cresta de un banco y el pie del banco superior.

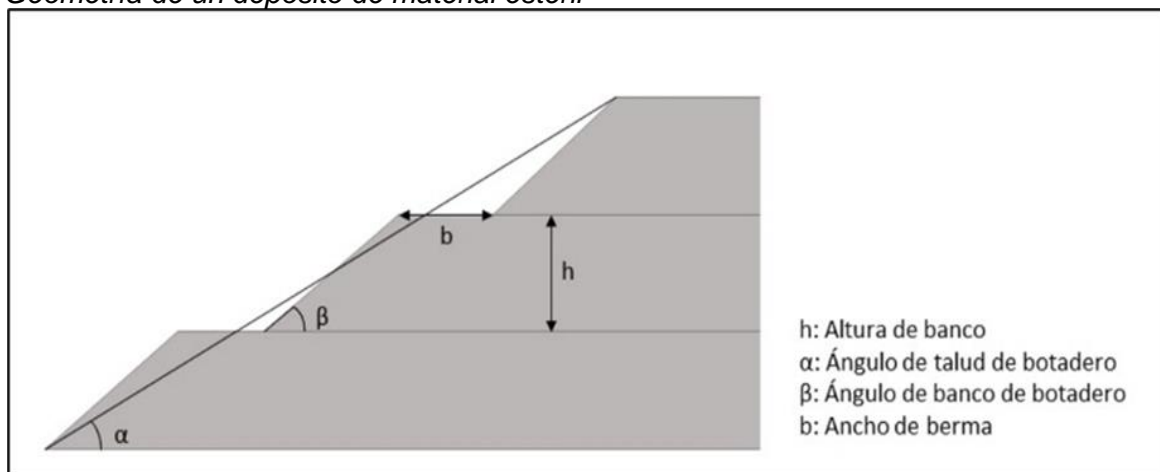
- **Ángulo de banco o talud:**

Ángulo formado entre el horizonte del pie y la cresta de un mismo banco.

En la figura 2. se muestra de forma general la geometría de un depósito de material estéril.

Figura 2

Geometría de un depósito de material estéril



Fuente: Vasquez et al (2009)

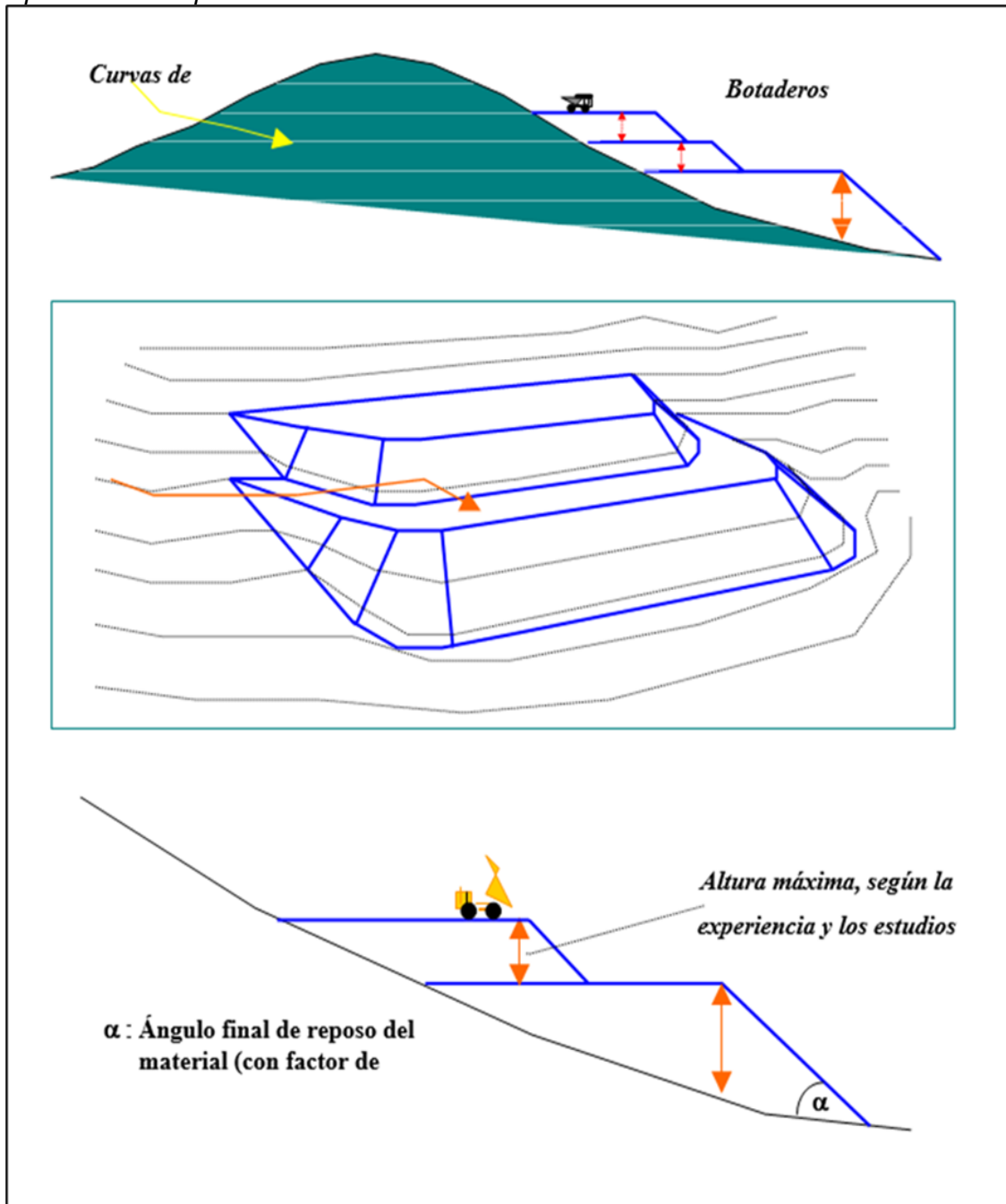
2.1.1.3 Disposición de un depósito de material estéril. Existen 3 formas de disponer el material en un depósito de desmonte, estos dependerán principalmente de la topografía del área de apilamiento; son los siguientes:

En laderas:

El desmonte se descarga o dispone en las laderas de los cerros cercanos al tajo. Es una de las más utilizadas en las operaciones debido a su simplicidad para la descarga, mantención y estabilidad de los Lift.

Figura 3

Disposición de depósitos de material estéril en laderas



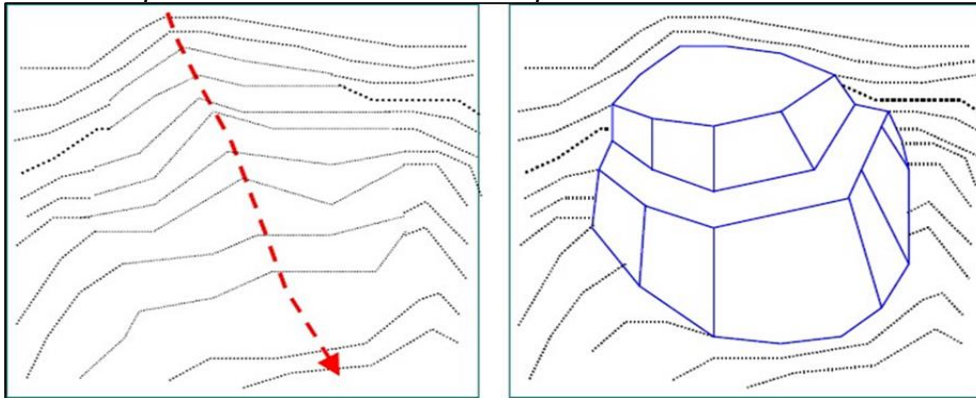
Fuente: Vasquez et al (2009)

En quebradas:

Esta forma de disposición solamente se realiza cuando no representa un riesgo real o potencial para el lugar, para esto se debe realizar un estudio del sector que incluya estudios de los posibles cauces de agua que puedan ser afectados por esta disposición de desmonte.

Figura 4

Disposición de depósitos de material estéril en quebradas



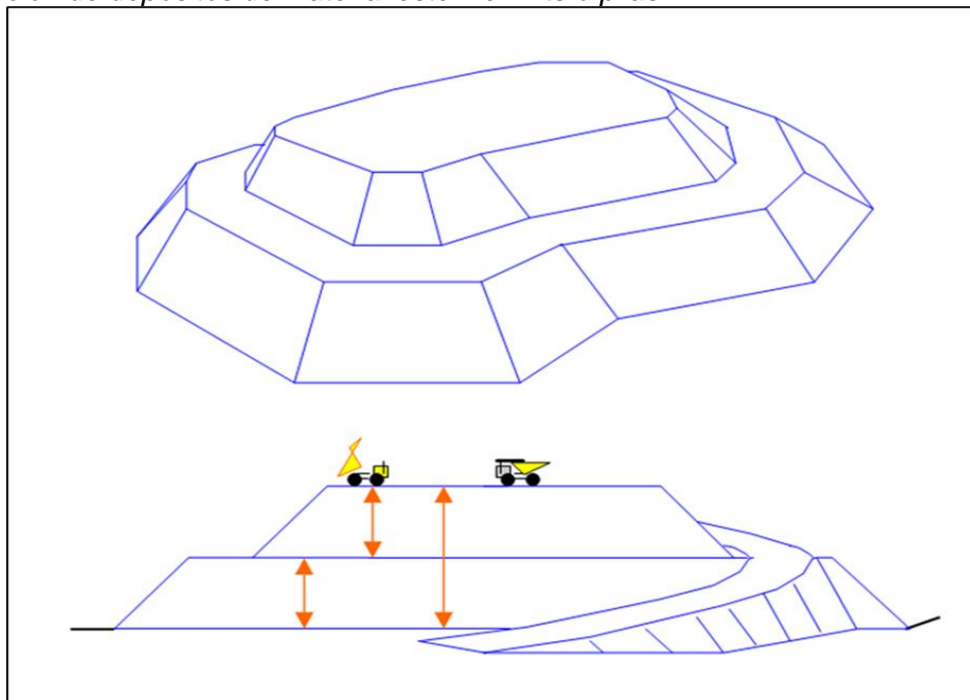
Fuente: Vasquez et al (2009)

En Lifts o pilas:

Cuando no existe condiciones para disponer el desmonte en laderas o quebradas se debe recurrir a la construcción de depósitos de desmontes de pilas o lifts. Cuando se realiza esta forma de disposición de desmonte debe considerarse la construcción o habilitación permanente de accesos a cada lift, a diferencia de cuando se dispone el desmonte en laderas en donde los accesos son temporales y se habilitan en los mismos cerros.

Figura 5

Disposición de depósitos de material estéril en lifts o pilas



Fuente: Vasquez et al (2009)

2.1.1.4 Operación en depósitos de desmonte. La operación en depósitos de desmonte implica el conjunto de actividades destinadas al transporte, disposición y control del material estéril removido en una mina a tajo abierto. Esta operación debe cumplir criterios de eficiencia operativa, estabilidad geotécnica y normativas ambientales. En términos generales, el material estéril es transportado por camiones desde las diferentes fases del tajo hasta los botaderos definidos en el plan de minado, siguiendo rutas establecidas que minimicen tiempos de ciclo y consumo de combustible. (Fuente: Chávez, 2009)

Durante la operación, es fundamental garantizar una descarga ordenada del material en capas horizontales sucesivas, a fin de evitar inestabilidad del talud y permitir un asentamiento progresivo. El relleno debe realizarse respetando la secuencia establecida en el diseño final del botadero, comenzando desde los sectores más bajos hacia los más altos, y desde el fondo hacia el perímetro. Además, la coordinación con el centro de despacho permite asignar camiones a zonas específicas del depósito, lo cual ayuda a balancear la construcción del botadero y evitar sobrecargas localizadas. (Fuente: Flores & Montenegro, 2018)

En la parte superior del depósito deben mantenerse accesos adecuados para los equipos, bermas de seguridad, y sistemas de drenaje superficial como canales de coronación para evitar erosión. La supervisión continua es clave para verificar la calidad de la disposición, registrar desvíos operativos y tomar acciones correctivas. En operaciones modernas, también se incluyen monitoreos geotécnicos (con piezómetros y prismas topográficos) para detectar posibles movimientos o saturaciones internas que comprometan la estabilidad a corto o largo plazo. (Fuente: MINEM, 2019).

Un botadero mal operado puede generar impactos significativos, como deslizamientos, colmatación de cauces naturales o afectación visual al entorno. Por ello, la operación debe integrarse al sistema general de planeamiento minero y al plan de cierre de mina, previendo la estabilización final, revegetación y control de escorrentía post-operación. (Fuente: Caballero, 2020)

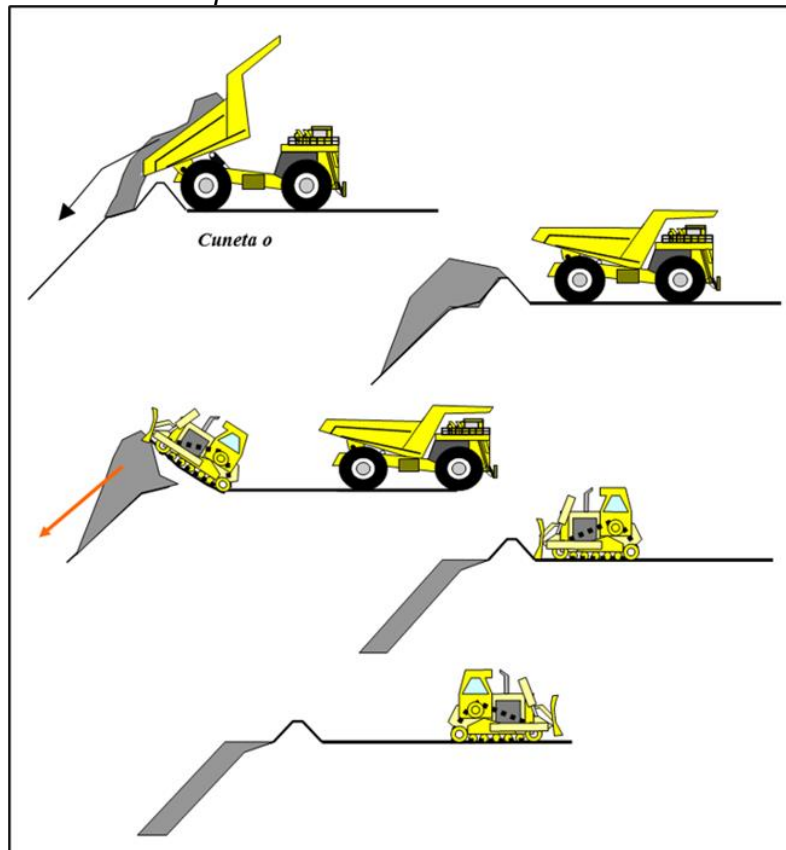
La descarga del desmonte se realiza normalmente cerca a la berma de seguridad del depósito de desmonte. Se debe tener en cuenta las condiciones del terreno para considerar una distancia adecuada a la berma de seguridad y así evitar los accidentes durante o después de la actividad.

Cuando el camión realiza la descarga del desmonte en el depósito de desmonte, requiere de la ayuda de equipos auxiliares de empuje, ya sean los wheeldozers o bulldozers. Estos equipos empujan el material y construyen la berma de seguridad en el depósito de desmonte. La descarga del desmonte puede realizarse de 2 maneras.

- Hacia el talud: El camión se posiciona de retroceso justo antes de la berma de seguridad del depósito de desmonte. Posteriormente el equipo auxiliar empuja el material hacia el talud y construye la berma de seguridad para la próxima descarga.
- Sobre el depósito de desmonte: El camión descarga sobre la plataforma del depósito de desmonte y el equipo auxiliar empuja el material hacia el talud.

Figura 6

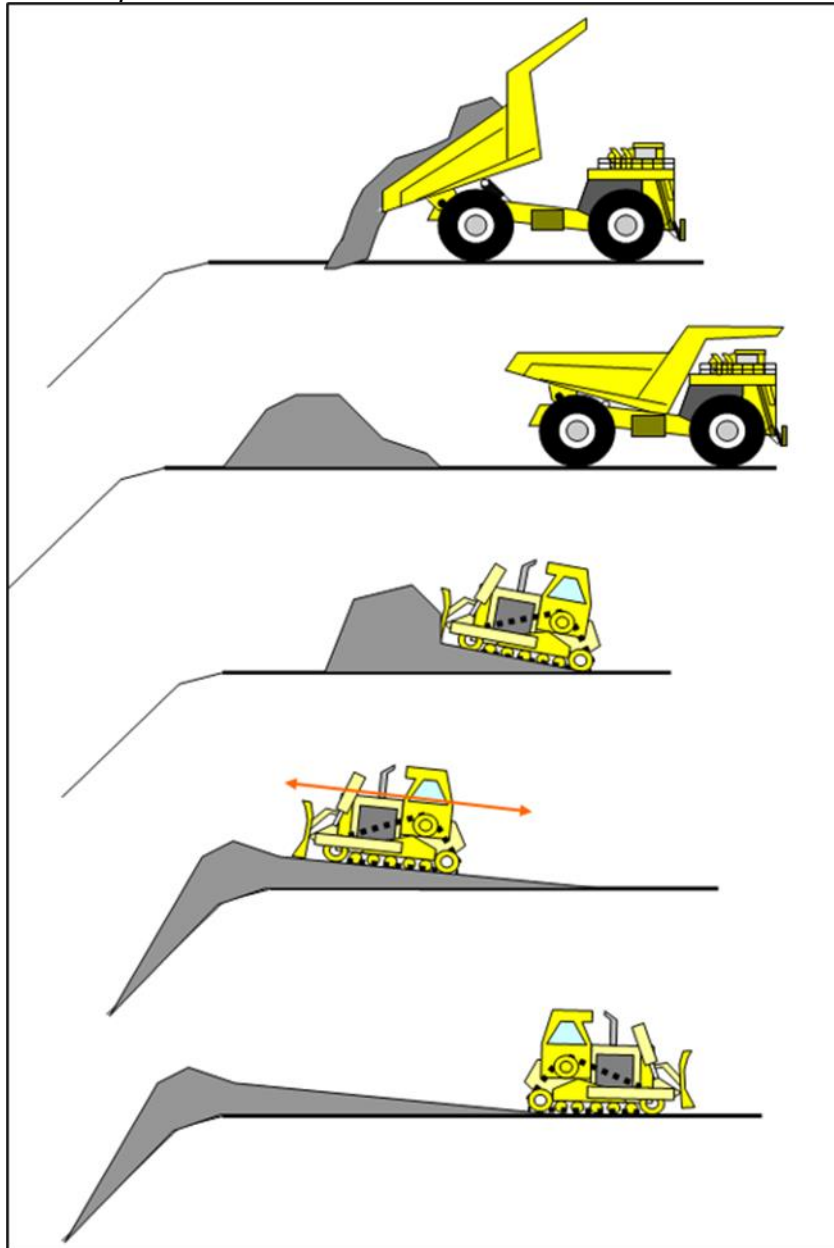
Descarga hacia el talud del depósito de material estéril



Fuente: Vasquez et al (2009)

Figura 7

Descarga sobre el depósito de material estéril



Fuente: Vasquez et al (2009)

2.1.2 Costos de acarreo

El acarreo es la actividad mediante la cual se transporta el mineral útil o el material estéril desde el frente de trabajo hacia su destino final, como chancadoras, pilas de lixiviación o botaderos. En operaciones a tajo abierto, esta actividad es generalmente realizada por camiones mineros (off-road) y representa uno de los procesos de mayor consumo de tiempo, combustible y recursos financieros.

En términos económicos, el acarreo puede representar entre el 30 % y 60 % del costo total de operación minera. Esto se debe no solo al consumo de combustible y mantenimiento de flota, sino también al alto costo de adquisición y operación de los equipos. Por ello, optimizar el costo de acarreo es esencial para mejorar la rentabilidad global de una operación minera. (Fuente: Hartman & Mutmansky, 2002)

2.1.2.1 Componentes del costo de acarreo. El costo unitario de acarreo (USD/t) está compuesto por los siguientes elementos:

Costos fijos:

- Depreciación del camión
- Seguro y costos financieros
- Costos indirectos administrativos

Costos variables:

- Combustible (usualmente representa el 40–50 % del costo variable total)
- Lubricantes
- Neumáticos
- Mantenimiento preventivo y correctivo
- Piezas de desgaste

Mano de obra directa e indirecta

Otros factores operacionales:

- Disponibilidad mecánica (% del tiempo que el equipo está operativo)
- Utilización operacional (proporción del tiempo que el equipo trabaja frente al total disponible)
- Eficiencia de operación (influenciada por el operador, las condiciones climáticas y el control de flota)

2.1.2.2 Cálculo del costo de acarreo. El cálculo del costo unitario de acarreo se puede realizar mediante la siguiente fórmula general:

$$C = (CT \times T) / Q \quad (1)$$

Donde:

C = Costo unitario de acarreo (USD/t)

CT = Costo por hora de operación del camión (USD/h)

T = Tiempo total de ciclo (horas)

Q = Capacidad útil del camión (toneladas)

El tiempo total de ciclo incluye:

- Tiempo de carga
- Tiempo de acarreo (ida)
- Tiempo de descarga
- Tiempo de retorno (vuelta)
- Tiempos de espera (si los hubiera)

Por ejemplo, si un camión cuesta \$250/h, tiene un tiempo de ciclo de 0.5 h y transporta 100 toneladas, el costo de acarreo sería:

$$C = (250 \times 0.5) / 100 = \$1.25/t \quad (2)$$

Este tipo de cálculo permite comparar distintas configuraciones de flota, rutas y distancias de acarreo.

2.1.2.3 Factores que incrementan el costo de acarreo.

- Distancia creciente entre el tajo y el destino (chancadora o botadero)
- Mal diseño de rampas: excesiva pendiente o longitud
- Tiempos muertos por falta de coordinación entre equipos
- Sobredimensionamiento de flota, lo que genera ociosidad de camiones
- Falta de mantenimiento preventivo, que reduce disponibilidad de equipos
- Condiciones climáticas adversas o geotecnia inestable que ralentiza el ciclo

2.1.2.4 Optimización del costo de acarreo.

- Para reducir el costo de acarreo, se deben aplicar estrategias como:
- Optimización de rutas y ubicación de botaderos (Caballero, 2020)
- Dimensionamiento correcto de flota (match factor entre cargadores y camiones)

- Monitoreo en tiempo real del ciclo de acarreo mediante sistemas de despacho (Fleet Management Systems)
- Diseño adecuado de vías de acarreo, considerando pendientes máximas, radios de giro y bermas de seguridad
- Capacitación de operadores, para mejorar la eficiencia en velocidad y maniobras

El análisis del costo de acarreo es clave en la planificación y control operativo de cualquier mina a tajo abierto. Al identificar correctamente los factores que lo componen y utilizar herramientas de modelamiento y monitoreo, es posible lograr reducciones significativas en costos por tonelada y mejorar la eficiencia global de la operación minera.

2.1.3 Valor Presente Neto – VPN

El Valor Presente Neto (VPN) es un criterio de evaluación económica que permite determinar la rentabilidad de un proyecto de inversión, comparando el valor presente de sus ingresos futuros con el valor presente de sus egresos. El VPN mide el excedente económico que genera un proyecto después de recuperar la inversión inicial y cubrir los costos, descontando los flujos futuros a una tasa que refleje el costo del capital o el riesgo asociado.

El principio que sustenta el VPN es el valor del dinero en el tiempo, el cual establece que una unidad monetaria disponible hoy tiene más valor que esa misma unidad en el futuro debido a su capacidad de generar rendimientos si se invierte. (Fuente: Jiménez et al, 2007)

El VPN de una propuesta de inversión se representa con la siguiente ecuación:

$$VPN = -I_0 + \sum_{t=1}^n \left(\frac{F_t}{(i+1)^n} \right) \quad (3)$$

Donde:

F_t = Flujo de caja por periodo

i = Tasa de descuento

n = Número de periodo

I_0 = Inversión inicial

2.1.3.1 Elementos clave en el cálculo del VPN.

Flujos de caja netos (Ft)

Son los ingresos menos los egresos proyectados en cada periodo. Incluyen:

- Ingresos por ventas o producción.
- Costos de operación (OPEX).
- Costos de mantenimiento.
- Impuestos y otros gastos relevantes.

Inversión inicial

Incluye el CAPEX: adquisición de maquinaria, construcción de infraestructura, estudios preliminares, permisos, etc.

Tasa de descuento (i)

Se determina con base en:

- El costo promedio ponderado de capital (WACC).
- El riesgo país.
- La incertidumbre del proyecto.

Una tasa más alta indica mayor riesgo y reduce el valor presente de los flujos futuros.

Si el VPN de un proyecto es positivo, la inversión deberá realizarse y si es negativo, deberá rechazarse. Las inversiones con VPN positivos incrementan el valor de la empresa, puesto que tienen un rendimiento mayor que el mínimo aceptable.

El VPN de los proyectos variarán en función de la tasa mínima atractiva de corte utilizada, es decir que la deseabilidad referente a los diferentes proyectos cambiará, si cambia la tasa de rendimiento mínimo aceptable por la empresa

El valor de una empresa es el resultado compuesto de los valores de las distintas partes que lo integran. Cuando una empresa asume un proyecto con un VPN positivo, el valor de esa empresa debe aumentar en una cantidad igual al monto de ese valor presente neto.

El VPN representa la cantidad que un proyecto añadirá valor de la empresa. Para un proyecto dado, el VPN variará según varíe el costo de capital destinado para el descuento de los flujos de efectivo. Entre mayor sea la tasa de descuento, menor será el VPN del proyecto.

2.1.3.2 Ventajas y limitaciones

2.1.3.2.1 Ventajas del Valor Presente Neto (VPN).

Considera el valor del dinero en el tiempo:

El VPN descuenta todos los flujos de caja futuros al presente, permitiendo una comparación justa entre beneficios que ocurren en distintos momentos. Esto es clave porque reconoce que un sol hoy vale más que un sol en el futuro, debido a su capacidad de inversión.

Mide la rentabilidad absoluta del proyecto:

A diferencia de indicadores porcentuales como la TIR, el VPN entrega una medida monetaria directa del valor generado por el proyecto. Si el VPN es positivo, se sabe exactamente cuánto valor se está creando en términos netos.

Facilita la comparación entre alternativas:

Es ideal para evaluar proyectos mutuamente excluyentes, pues permite elegir el que maximiza el valor económico agregado. Es especialmente útil en decisiones de inversión con presupuesto limitado.

Permite incorporar el riesgo a través de la tasa de descuento:

El método admite ajustar la tasa de descuento según el nivel de riesgo del proyecto, del mercado o del sector. Esto permite una evaluación más realista en escenarios de incertidumbre.

Se adapta a cualquier horizonte temporal:

Puede aplicarse a proyectos de corta, media o larga duración, como sucede en minería o infraestructura, donde los horizontes económicos pueden superar los 15 o 20 años.

Sencillez en la interpretación:

Si el VPN es mayor que cero, el proyecto genera valor. Si es menor que cero, destruye valor. Esta claridad es valiosa para la toma de decisiones gerenciales. (Fuente: Jiménez et al, 2007)

2.1.3.2.2 Limitaciones del Valor Presente Neto (VPN).

Depende fuertemente de la estimación precisa de los flujos de caja:

Pequeñas variaciones en los ingresos proyectados, costos operativos o inversiones pueden alterar significativamente el VPN. Esto lo hace sensible a supuestos inadecuados o demasiado optimistas.

La tasa de descuento puede ser difícil de definir correctamente:

Elegir una tasa que represente fielmente el costo de oportunidad del capital o el riesgo del proyecto no siempre es trivial. Una tasa muy alta puede hacer inviable un buen proyecto; una tasa muy baja puede sobrestimar su rentabilidad.

No refleja directamente el rendimiento porcentual:

Aunque el VPN indica cuánto valor se crea, no expresa qué tan eficiente es el uso del capital en términos relativos. Por ello, se suele complementar con la Tasa Interna de Retorno (TIR) para tener una visión más completa.

No contempla explícitamente la flexibilidad gerencial:

El modelo tradicional de VPN no incorpora decisiones estratégicas que puedan tomarse en el futuro (como expandir, detener o reconfigurar el proyecto). Este análisis se aborda con métodos más complejos como las opciones reales.

Puede ser engañoso si se comparan proyectos con diferentes magnitudes de inversión:

Un proyecto con un VPN alto pero con enorme inversión puede ser menos eficiente que otro con menor inversión y VPN más bajo, si no se considera el rendimiento relativo (como el Índice de Rentabilidad).

Asume certeza en los plazos y montos:

El VPN convencional trabaja con valores determinados por año y no considera explícitamente la variabilidad estocástica de ingresos o egresos, salvo que se aplique un análisis de sensibilidad o riesgo. (Fuente: Jiménez et al, 2007)

2.1.4 Permisos ambientales para la descarga de material estéril

La descarga de material estéril en operaciones mineras a tajo abierto está sujeta a regulaciones estrictas debido a su potencial impacto ambiental, particularmente en la alteración del suelo, escorrentía superficial y estabilidad física de los botaderos. En el Perú, estas actividades deben cumplir con lo dispuesto en el Reglamento de Seguridad y Salud Ocupacional en Minería, aprobado por el Decreto Supremo N.º 024-2016-EM y modificado por el D.S. N.º 023-2017-EM, publicado en el Diario Oficial El Peruano.

2.1.4.1 Normas aplicables. El D.S. N.º 023-2017-EM establece que todo depósito de desmonte o botadero debe estar debidamente autorizado y construido conforme a lo aprobado en el Estudio de Impacto Ambiental (EIA), Declaración de Impacto Ambiental (DIA) o Instrumento de Gestión Ambiental Correctivo (IGAC), según corresponda. Específicamente, el artículo 105 del reglamento indica que:

“Los botaderos de desmonte deberán ser construidos y operados de acuerdo con el diseño aprobado en el estudio ambiental correspondiente, adoptando medidas de control para evitar riesgos geotécnicos, ambientales y de seguridad.”

Además, la Guía Ambiental para Botaderos de Desmonte en Minería Metálica del Ministerio de Energía y Minas (MINEM, 2019), complementa esta normativa y señala que todo botadero debe contar con un permiso ambiental que asegure:

- Su localización fuera de cuerpos de agua o zonas de alta pendiente inestable.
- Su capacidad volumétrica.
- Un sistema de drenaje superficial y subterráneo.
- Medidas para prevenir erosión, generación de drenaje ácido y dispersión de polvo.
- Un plan de monitoreo y cierre progresivo.

2.1.4.2 Procedimiento de autorización. Para obtener la autorización ambiental para la descarga de material estéril, el titular minero debe:

- Incluir el diseño del botadero en el EIA, EIA-d, IGAC o PAMA según sea el caso.
- Contar con un Informe Técnico Sustentatorio (ITS) en caso de modificaciones no significativas en el diseño o ubicación.
- Obtener opinión favorable del Servicio Nacional de Certificación Ambiental para las Inversiones Sostenibles (SENACE) si se trata de proyectos grandes o de modificación del EIA.
- Acreditar la viabilidad geotécnica y estabilidad física del depósito, así como la implementación de medidas de prevención ambiental.

En caso de operaciones en fase de exploración, los permisos se rigen por el D.S. N.º 042-2017-EM, que establece requisitos diferenciados para depósitos temporales de desmonte.

2.1.4.3 Cumplimiento y fiscalización. La Superintendencia Nacional de Fiscalización Laboral (SUNAFIL) y el OEFA (Organismo de Evaluación y Fiscalización Ambiental) están facultados para fiscalizar que las operaciones mineras cumplan con la normativa respecto a la operación, diseño, cierre y monitoreo de botaderos de desmonte.

2.2 Marco conceptual

2.2.1 Banco

Unidad básica de un depósito de material estéril, también denominado como lift.

2.2.2 Cresta

Punto más alto de un banco.

2.2.3 Pie

Punto más bajo de un banco

2.2.4 Berma

Distancia entre la cresta de un banco y el pie del banco superior.

2.2.5 Estéril

Mineral que es minado del tajo abierto y que no tiene valor económico.

2.2.6 Acarreo

Proceso en el cual se traslada el material a su destino parcial o final, ya sea a depósitos de material estéril, stocks de mineral con baja ley, pads de lixiviación, stocks de mineral de alta ley, chancadora, etc.

2.2.7 Ley

Contenido de metal valioso en una mena, expresado generalmente en porcentaje o en gramos de metal por tonelada de mena.

Capítulo III. Desarrollo del trabajo de investigación

3.1 Recolección de datos

3.1.1 *Unidad de estudio*

El proyecto minero se ubica en la región sur del Perú, dentro del ámbito territorial del departamento de Moquegua, en la provincia de Mariscal Nieto. Geográficamente, se encuentra asentado en la vertiente occidental de la cordillera de los Andes, a una altitud aproximada de 3,400 a 3,600 metros sobre el nivel del mar, lo cual lo clasifica como un yacimiento de altura, con condiciones climáticas frías y con oscilaciones térmicas considerables durante el día.

La zona de operaciones se desarrolla en una meseta andina rodeada de quebradas profundas y terrenos ondulados, lo que requiere una infraestructura vial especializada para garantizar la conectividad permanente.

El acceso al proyecto minero se realiza principalmente por vía terrestre, a través de una carretera afirmada que conecta con la carretera Panamericana Sur. Desde este punto, un ramal vial asciende hacia la zona operativa atravesando diversas comunidades altoandinas. Esta ruta permite el transporte continuo de personal, equipos y materiales desde centros logísticos ubicados en la costa sur del país.

Adicionalmente, el proyecto cuenta con una línea férrea privada que se extiende desde las instalaciones de procesamiento hasta un puerto en la costa del océano Pacífico, facilitando el despacho de concentrados minerales. Esta conexión ferroviaria es una ventaja estratégica para las operaciones de exportación, reduciendo los costos logísticos y mejorando la seguridad del transporte de productos finales.

3.1.1.1 Geología regional. El proyecto minero se encuentra emplazado dentro de la Cordillera Occidental del sur del Perú, una unidad geológica que forma parte de la faja magmática andina, caracterizada por una intensa actividad ígnea y tectónica desde el Mesozoico hasta el Cenozoico. En términos estructurales, la región pertenece al

denominado Cinturón Estructural del Ande del Sur, el cual alberga numerosos yacimientos de tipo pórfido cuprífero de clase mundial.

El basamento geológico está compuesto principalmente por rocas volcánicas y sedimentarias del Jurásico y Cretácico, sobre las cuales se han emplazado grandes intrusivos del Oligoceno y Mioceno, mayoritariamente compuestos por dioritas, granodioritas y tonalitas.

Estos intrusivos están asociados a la fase de magmatismo de la Formación Toquepala, relacionada directamente con la mineralización de cobre, molibdeno y en menor proporción oro.

La región presenta una estructura dominada por fallas inversas y sistemas de fracturas conjugadas, que controlan tanto el ascenso del magma como la circulación de fluidos hidrotermales. Estas condiciones estructurales favorecieron el desarrollo de zonas de alteración hidrotermal concéntricas, típicas de los sistemas pórfidos, que van desde alteración potásica central (biotita, ortoclasa), pasando por fílmica y argílica, hasta una alteración propilítica periférica (clorita, epidota, calcita).

Desde el punto de vista metalogenético, el sistema presenta una intensa stockwork de vetillas de cuarzo con sulfuros diseminados, donde predominan minerales como calcopirita, bornita y molibdenita, acompañados de pirita como mineral accesorio. La mineralización se encuentra principalmente hospedada en la granodiorita intrusiva, aunque también se han reportado cuerpos mineralizados en las rocas volcánicas adyacentes.

La región es además parte de la provincia metalogenética Cuajone-Toquepala-Quellaveco, reconocida por concentrar algunas de las mayores reservas de cobre de América del Sur.

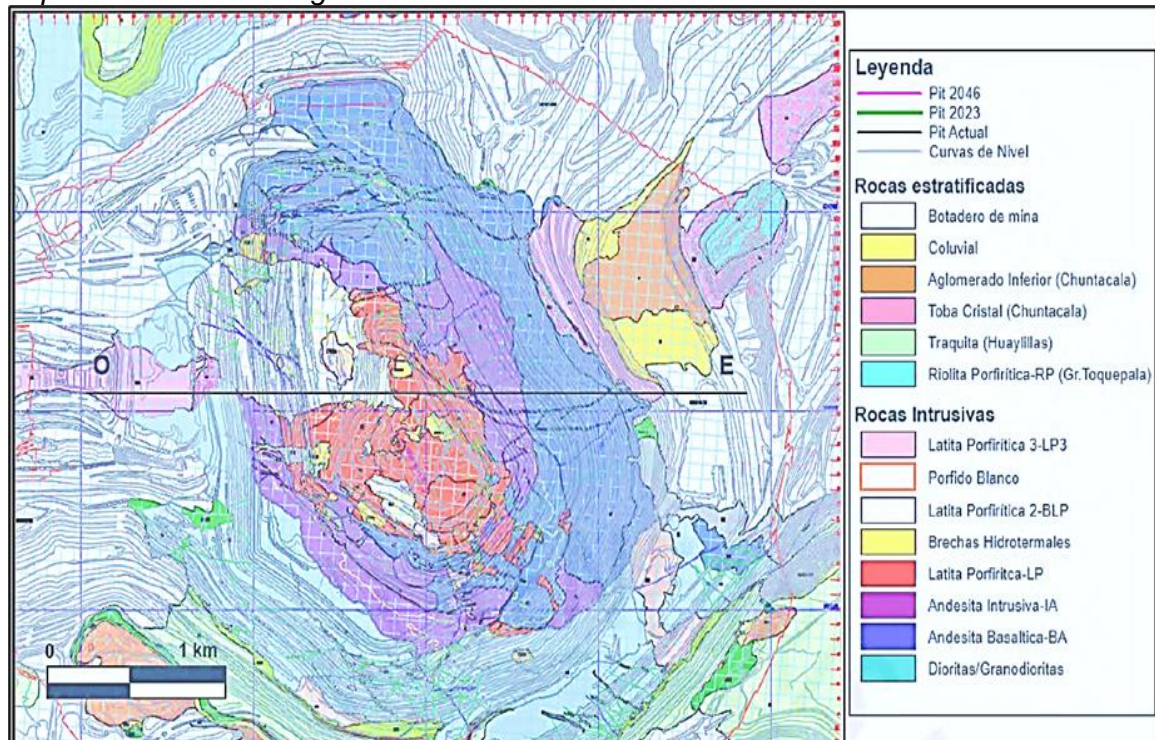
El control geológico regional y la prolongada estabilidad tectónica han favorecido la preservación de estos cuerpos mineralizados en profundidad, haciendo posible su explotación mediante minería a tajo abierto.

3.1.1.2 Geología local. El yacimiento se localiza en una región geológicamente compleja, dominada por rocas intrusivas paleógenas emplazadas en un basamento de unidades volcánicas y sedimentarias mesozoicas. Se trata de un depósito típico de tipo pórfido cuprífero, con mineralización asociada a intrusivos intermedios y una zonación hidrotermal bien desarrollada. La geología local está caracterizada por las siguientes principales unidades litológicas:

3.1.1.2.1 Granodiorita Principal (Unidad Intrusiva Principal). Es la roca huésped predominante en la zona mineralizada. Se trata de una granodiorita de color gris claro a medio, textura fanerítica, y grano medio a grueso. Está compuesta por cuarzo, plagioclasa, biotita y hornblenda, con accesoria apatita y magnetita. Presenta un intenso desarrollo de stockwork de vetillas de cuarzo y alteración potásica (ortoclasa secundaria y biotita). Es la unidad más favorable para la mineralización de calcopirita, bornita y molibdenita.

Figura 8

Mapa de unidades litológicas



Fuente: Proyecto minero

3.1.1.2.2 Pórfido Dacítico (Intrusión Tardía). Unidad de menor extensión, pero geológicamente importante por su rol en el sistema hidrotermal. Se trata de un pórfido dacítico porfídico, de grano fino, con fenocristales de plagioclasa y cuarzo en una matriz microcristalina. Este intrusivo corta a la granodiorita y está relacionado con fases tardías de mineralización y alteración filmica-argílica. Localmente puede presentar zonas de brechificación y enriquecimiento supergénico.

3.1.1.2.3 Rocas volcánicas Andesíticas (Formación Toquepala). Estas rocas forman parte del basamento volcánico sobre el que se emplazan los cuerpos intrusivos. Están compuestas por andesitas piroxénicas con texturas afíricas a porfídicas. Aunque son menos mineralizadas que la granodiorita, en sectores periféricos muestran alteración propilítica (clorita, epidota, carbonatos) y vetillas de cuarzo-pirita que pueden indicar halos de mineralización.

3.1.1.2.4 Brechas hidrotermales. Se presentan en zonas restringidas, generalmente en contacto entre el pórfido dacítico y la granodiorita. Se componen de fragmentos angulosos de ambas litologías en matriz de cuarzo y clorita, con abundante pirita y, en algunos casos, bornita diseminada. Estas brechas son indicativas de pulsos de sobrepresión hidrotermal tardíos.

3.1.1.2.5 Cobertera Superficial y Saprolito. La zona superior del depósito muestra un desarrollo de capa de oxidación y zona de lixiviación. Aquí se identifican minerales como cuprita, crisocola, hematita y óxidos de hierro, formando una capa supergénica rica en cobre secundario. Este material ha sido históricamente objeto de minería selectiva en la etapa inicial de desarrollo del tajo.

3.1.2 Costo histórico de acarreo por flota

El costo histórico de acarreo por flota es un indicador clave para evaluar la eficiencia y el gasto en transporte de material a lo largo del tiempo. Su análisis permite identificar variaciones, tendencias y oportunidades de optimización, sirviendo de base para comparaciones y proyecciones futuras.

Tabla 2*Costo de acarreo (M\$)por flota en el 2014*

2014	KOT 830E/830TL	CAT 793C	KOT 930E/930E- 4	KOT 930E- 4SE	CAT 793D	CAT 797F
Ene	1,113.20	687.4	1,513.20	-	55.8	672.6
N° Flota	13	7	15		2	13
Feb	1,258.40	274.9	774.5	-	59	989.2
N° Flota	13	7	15		2	13
Mar	917.1	820.6	1,046.80	-	634	619.3
N° Flota	12	7	15		2	13
Abr	816.5	276.3	1,412.90	-	50	843.7
N° Flota	12	7	15		2	13
May	878.9	314	1,585.90	8.2	46.4	1,340.70
N° Flota	12	6	15		2	14
Jun	932.4	722.9	1,003.50	23.8	67.4	1,660.30
N° Flota	12	6	15	2	2	14
Jul	841.9	287.8	1,507.80	25.3	103.9	730
N° Flota	12	4	15	2	2	14
Ago	766.1	347	1,416.90	18.4	72.4	1,376.80
N° Flota	12	4	15	2	2	16
Set	789.3	363.6	1,740.50	5.2	404.7	1,323.10
N° Flota	12	4	15	2	2	17
Oct	1,244.30	363.8	1,587.00	25.9	399.6	3,624.00
N° Flota	12	4	15	2	2	18
Nov	1,285.00	598.4	1,138.50	14.4	164.1	1,478.80
N° Flota	12	4	15	2	2	18
Dic	705.6	260.2	781.9	14.3	57	1,528.10
N° Flota	12	4	15	2	2	18

Fuente: Departamento de Planeamiento Mina

Tabla 3*Costo de acarreo (M\$)por flota en el 2015*

2015	KOT 830E/830TL	CAT 793C	KOT 930E/930E- 4	KOT 930E- 4SE	CAT 793D	CAT 797F
Ene	1,064.90	277	743.5	13.8	49.4	2,223.40
N° Flota	12	4	15	2	2	18
Feb	641.8	205.7	1,401.30	19.6	67.4	3,256.30
N° Flota	12	4	15	2	2	18
Mar	731.3	263.8	2,083.40	37.4	72.9	1,331.80
N° Flota	10	4	15	2	2	18
Abr	1,049.50	407	1,722.30	20.8	46.7	1,794.00
N° Flota	10	4	15	2	2	18
May	1,146.30	342.3	1,450.00	18.8	49.7	1,680.40
N° Flota	10	4	15	2	2	18
Jun	1,156.40	241.6	995.2	43.8	41.6	1,945.30
N° Flota	10	4	15	2	2	18
Jul	896.2	232.2	981.8	2	26.5	1,362.40
N° Flota	10	4	15	2	2	18
Ago	1,072.00	318.7	1,196.10	22.3	57.3	2,665.60
N° Flota	10	4	15	2	2	18
Set	708	288.6	813.3	33.6	52.9	1,825.70
N° Flota	10	4	15	2	2	18
Oct	635.7	245.8	1,532.80	42.5	55.8	2,881.70
N° Flota	10	4	15	2	2	18
Nov	909.5	102.6	346.3	24.6	189.5	1,400.70
N° Flota	10	4	15	2	2	18
Dic	1,494.90	286.5	1,221.30	36.9	103.5	5,019.00
N° Flota	10	4	15	2	2	18

Fuente: Departamento de Planeamiento Mina

Tabla 4*Costo de acarreo (M\$)por flota en el 2016*

2016	KOT 830E/830TL	CAT 793C	KOT 930E/930E- 4	KOT 930E- 4SE	CAT 793D	CAT 797F
Ene	473.7	214.3	1,242.40	37.5	88.8	3,050.60
N° Flota	10	4	15	2	2	18
Feb	759.7	141.7	962.4	111	144	2,202.50
N° Flota	10	4	15	2	2	18
Mar	1,095.90	216.9	1,108.40	171.4	114	2,216.20
N° Flota	10	4	15	2	2	18
Abr	715.5	272.7	1,236.20	115.7	648	3,518.50
N° Flota	9	4	15	2	2	18
May	685.6	162	710.1	21.1	43.5	1,670.20
N° Flota	9	4	15	2	2	18
Jun	503.9	282.7	590.7	47.6	58	2,317.30
N° Flota	5	5	15	2	2	18
Jul	810	142.4	1,646.80	129.5	638.3	2,558.40
N° Flota	5	4	15	2	2	18
Ago	382.1	442	673.8	74	79.6	1,698.60
N° Flota	5	4	15	2	2	18
Set	359.6	145.4	615.5	87.4	98	2,035.90
N° Flota	5	4	15	2	2	18
Oct	403.7	614.8	1,131.90	72.3	88.2	2,423.10
N° Flota	5	4	15	2	2	18

Fuente: Departamento de Planeamiento Mina

3.1.3 Costo histórico por consumo de llantas

El análisis del costo histórico por consumo de llantas permite evaluar el impacto económico del desgaste y reemplazo de neumáticos en la operación minera. Este indicador refleja tanto las condiciones de uso y mantenimiento de la flota como la eficiencia en la gestión de repuestos, y es clave para identificar tendencias de gasto y oportunidades de optimización.

Tabla 5*Costo por consumo de llantas en el 2014*

Promedio Horas	Ene	Feb	Mar	Abr	May	Jun	Jul	Ago	Set	Oct	Nov	Dic
Michelin 40 x 57	7,616	7,431	7,537	7,656	7,578	7,710	7,788	7,084		7,222	6,339	8,704
Bridgestone 40 x 57			8,267	7,901	8,455	6,541	7,759		7,614	3,640	6,617	6,247
Michelin 53/80 x 63	5,925	7,152	5,768	6,642	6,327		6,526	4,213	4,272	4,728	4,721	6,265
Bridgestone 53/80 x 63	7,500	5,154	6,396	7,103	8,249	6,655	6,633	7,341	7,034	4,853	7,731	7,228
Bridgestone 59/80 x 63	7,282	5,835	4,403	6,559	416		5,530	6,401	7,634	6,668	5,644	4,556
Michelin 59/80 x 63	3,551	4,614	4,363	5,670	5,290	5,526	5,227	5,838	7,198	5,160	5,191	4,502

Llantas Consumidas	Ene	Feb	Mar	Abr	May	Jun	Jul	Ago	Set	Oct	Nov	Dic
Bridgestone 40/00R 57	-	-	3	3	3	2	5	-	1	1	3	3
Bridgestone 53/80R 63	3	1	3	5	2	4	1	5	10	2	1	1
Michelin 40/00R 57	10	4	4	5	6	9	10	1	-	5	4	2
Michelin 53/80R 63	5	3	1	11	9	-	1	4	1	1	2	5
Bridgestone 59/80 x 63	5	3	1	2	1	-	1	2	1	6	3	2
Michelin 59/80 x 63	2	3	5	2	4	5	5	4	1	7	6	9

US\$ TOTALES	Ene	Feb	Mar	Abr	May	Jun	Jul	Ago	Set	Oct	Nov	Dic
Bridgestone 40/00R 57	-	-	88,091	86,280	87,364	57,955	157,638	-	30,907	37,330	106,482	102,642
Bridgestone 53/80R 63	154,187	64,304	168,378	273,730	101,906	234,602	65,759	309,264	599,132	117,534	54,236	52,989
Michelin 40/00R 57	315,978	139,169	134,241	165,686	202,059	279,456	321,843	34,337	-	155,549	126,450	59,028
Michelin 53/80R 63	252,957	146,921	50,206	557,388	454,310	-	51,800	196,424	49,930	49,930	100,136	249,926
Bridgestone 59/80R 63	267,088	156,920	64,232	100,906	62,049	-	65,687	125,411	64,232	396,099	195,867	129,191
Michelin 59/80R 63	124,626	185,667	313,628	124,626	252,581	311,748	311,409	248,163	61,041	425,832	357,313	541,241

Fuente: Departamento de Planeamiento Mina

Tabla 6*Costo por consumo de llantas en el 2015*

Promedio Horas	Ene	Feb	Mar	Abr	May	Jun	Jul	Ago	Set	Oct	Nov	Dic
Michelin 40 x 57	7,098	6,788	6,446	7,158	6,263	6,574	6,650	7,549		6,701	7,105	6,258
Bridgestone 40 x 57	9,260	7,056	7,873		7,305	7,475	5,384	7,071	6,033	6,703	6,741	6,928
Michelin 53/80 x 63	4,595	4,579	4,643	5,041	5,177	6,100	5,751	5,484	5,864	6,176	5,756	
Bridgestone 53/80 x 63	6,905	5,883	5,309	6,483	5,451	4,899	6,586	5,627	6,966	7,846		5,425
Bridgestone 59/80 x 63	6,058	3,685	5,540		5,228	3,603	5,762	4,888	4,648	3,525	4,288	4,646
Michelin 59/80 x 63	4,834	5,985	4,166	4,991	4,937	4,347	4,017	4,730	4,128	4,219	5,238	5,340

Llantas Consumidas	Ene	Feb	Mar	Abr	May	Jun	Jul	Ago	Set	Oct	Nov	Dic
Bridgestone 40/00R 57	1	1	3	-	7	1	1	2	2	7	2	5
Bridgestone 53/80R 63	7	6	7	3	10	4	2	1	1	1	-	2
Michelin 40/00R 57	3	4	8	4	4	4	1	5	-	6	5	2
Michelin 53/80R 63	4	7	10	4	6	3	5	6	11	5	6	-
Bridgestone 59/80 x 63	5	2	4	-	3	3	7	4	3	4	4	6
Michelin 59/80 x 63	11	8	5	14	6	7	10	1	9	8	4	6

US\$ TOTALES	Ene	Feb	Mar	Abr	May	Jun	Jul	Ago	Set	Oct	Nov	Dic
Bridgestone 40/00R 57	32,698	34,153	100,602	-	250,307	37,205	40,423	69,618	76,173	241,291	67,736	172,623
Bridgestone 53/80R 63	353,415	321,370	369,758	155,574	527,974	231,607	102,344	58,248	51,172	51,172	-	114,923
Michelin 40/00R 57	100,441	137,348	264,323	142,603	125,322	130,458	27,069	165,411	-	189,392	179,394	56,838
Michelin 53/80R 63	147,673	339,463	499,824	197,734	297,512	149,259	248,244	290,791	533,756	246,340	290,791	-
Bridgestone 59/80R 63	318,595	124,098	249,997	-	186,147	186,147	431,152	250,379	180,773	234,257	239,631	358,355
Michelin 59/80R 63	657,747	482,931	294,614	824,256	353,997	411,299	587,570	58,757	528,813	470,056	235,857	352,542

Fuente: Departamento de Planeamiento Mina

Tabla 7*Costo por consumo de llantas en el 2016*

Promedio Horas	Jan	Feb	Mar	Abr	May	Jun	Jul	Ago	Sep	Oct
Michelin 40 x 57	7,759	6,750	7,940	6,848	6,338	5,740		5,134	6,559	8,162
Bridgestone 40 x 57	7,294	6,184	6,924	7,030	6,780	7,594	6,032	5,349	5,831	4,693
Michelin 53/80 x 63	5,207	6,294	5,588	3,683	5,363	4,091	5,223	5,716	6,105	6,107
Bridgestone 53/80 x 63	5,995	5,492	5,645	5,393	6,075	6,120	6,062	5,758	5,893	4,418
Bridgestone 59/80 x 63	4,275	4,357	5,595	5,212	5,513	6,068	5,782	5,373	5,463	5,067
Michelin 59/80 x 63	5,113	2,171	4,956	4,622	3,227	4,597	4,220	4,203	3,655	5,008

Llantas Consumidas	Jan	Feb	Mar	Abr	May	Jun	Jul	Ago	Sep	Oct
Bridgestone 40/00R 57	7	3	9	3	4	1	5	4	3	1
Bridgestone 53/80R 63	5	6	10	6	5	6	4	2	2	2
Michelin 40/00R 57	5	5	2	6	1	3	-	1	4	1
Michelin 53/80R 63	1	3	8	2	4	4	7	8	5	7
Bridgestone 59/80 x 63	8	5	5	6	4	7	10	6	12	9
Michelin 59/80 x 63	3	2	5	4	4	3	3	3	6	1

US\$ TOTALES	Jan	Feb	Mar	Abr	May	Jun	Jul	Ago	Sep	Oct
Bridgestone 40/00R 57	242,722	103,486	321,786	108,159	137,896	40,423	197,442	148,582	108,725	38,951
Bridgestone 53/80R 63	271,281	294,250	547,128	331,740	276,167	292,931	213,518	102,344	102,862	106,936
Michelin 40/00R 57	177,186	177,186	70,688	232,725	37,260	97,027	-	29,514	145,193	34,248
Michelin 53/80R 63	49,268	147,804	394,144	98,536	197,072	197,072	344,876	375,446	255,857	364,702
Bridgestone 59/80R 63	496,559	306,046	298,489	373,469	248,708	435,518	629,222	374,477	815,962	615,585
Michelin 59/80R 63	176,271	117,514	297,077	181,028	235,028	176,271	176,271	176,271	403,887	66,979

Fuente: Departamento de Planeamiento Mina

3.1.4 Costo histórico de consumo de combustible

El análisis del costo histórico de consumo de combustible es esencial para evaluar la eficiencia operativa y el impacto económico del abastecimiento energético en la flota de acarreo. Este indicador permite identificar tendencias de gasto, relacionarlas con condiciones de operación y plan de minado, y detectar oportunidades para optimizar el rendimiento y reducir costos.

Tabla 8

Consumo de combustible en el 2014

MES	COSTO	GALONES	\$ / GAL
ENERO	14,363,972	3,848,043	3.73
FEBRERO	13,866,754	3,734,755	3.71
MARZO	16,004,557	4,235,224	3.78
ABRIL	15,858,889	4,125,989	3.84
MAYO	16,274,718	4,359,985	3.73
JUNIO	15,544,174	4,124,088	3.77
JULIO	16,100,358	4,315,402	3.73
AGOSTO	15,633,806	4,225,343	3.7
SETIEMBRE	15,452,600	4,326,416	3.57
OCTUBRE	15,443,000	4,423,355	3.49
NOVIEMBRE	14,546,655	4,342,858	3.35
DICIEMBRE	14,392,909	4,709,659	3.06
TOTAL	183,482,392	50,771,117	3.62

Fuente: Departamento de Planeamiento Mina

Tabla 9

Consumo de combustible en el 2015

MES	COSTO	GALONES	\$ / GAL
ENERO	11,897,718	4,418,707	2.69
FEBRERO	9,915,392	3,991,205	2.48
MARZO	11,259,055	4,397,023	2.56
ABRIL	11,386,745	4,506,909	2.53
MAYO	11,701,830	4,531,234	2.58
JUNIO	11,858,226	4,477,016	2.65
JULIO	11,796,453	4,570,252	2.58
AGOSTO	11,321,904	4,709,640	2.4
SETIEMBRE	11,294,467	4,622,838	2.44
OCTUBRE	10,892,768	4,575,674	2.38
NOVIEMBRE	10,292,688	4,486,629	2.29
DICIEMBRE	10,077,665	4,654,936	2.16
TOTAL	133,694,911	53,942,063	2.48

Fuente: Departamento de Planeamiento Mina

Tabla 10*Consumo de combustible en el 2016*

MES	COSTO	GALONES	\$ / GAL
ENERO	9,853,716.61	4,418,707	2.23
FEBRERO	8,062,234.10	3,991,205	2.02
MARZO	9,233,748.30	4,397,023	2.1
ABRIL	9,329,301.63	4,506,909	2.07
MAYO	9,606,216.08	4,531,234	2.12
JUNIO	9,804,665.04	4,477,016	2.19
JULIO	9,688,934.24	4,570,252	2.12
AGOSTO	9,136,701.60	4,709,640	1.94
SETIEMBRE	9,153,219.24	4,622,838	1.98
OCTUBRE	8,785,294.08	4,575,674	1.92
TOTAL	92,737,030.86	44,800,498	2.07

Fuente: Departamento de Planeamiento Mina

El Plan de Minado LOM (Life of Mine) se presenta en el Anexo 01, mientras que el diseño de los depósitos de material estéril y sus respectivas capacidades en toneladas se detallan en los Anexos 02 y 03. Para determinar con precisión los ciclos de acarreo de las flotas de camiones en la unidad minera, es fundamental conocer las velocidades operativas específicas de cada flota y los tiempos fijos asociados a las distintas etapas del proceso de acarreo. La información de velocidades se encuentra en el Anexo 04, mientras que los tiempos fijos se presentan en el Anexo 05.

Adicionalmente, para la evaluación técnico–económica de los diferentes escenarios de operación, es necesario estimar el número de camiones requeridos en cada caso. Este cálculo depende de variables clave como la disponibilidad física y la utilización operativa de cada flota de camiones, las cuales están determinadas en el LOM de la mina. La integración de todos estos datos permitirá desarrollar un análisis integral que optimice la asignación de flota, minimice costos de acarreo y garantice el cumplimiento de los objetivos de producción.

3.2 Procesamiento de la información

3.2.1 *Calculo de costo anual de acarreo por flota*

Una vez completada la recolección de datos, la información será procesada utilizando el software Microsoft Excel 2019, empleando sus herramientas de cálculo,

organización y análisis estadístico para consolidar los resultados. Los registros presentados en las tablas 2, 3 y 4 fueron organizados y analizados para obtener el costo promedio anual de acarreo por camión correspondiente a los años 2014, 2015 y 2016. En el caso del año 2016, dado que la base de datos disponible abarca únicamente hasta el mes de octubre, se procedió a completar la serie incorporando los valores presupuestados para los meses de noviembre y diciembre, con el fin de mantener la comparabilidad y consistencia de la serie histórica. Este procedimiento asegura que el análisis refleje un panorama integral de los costos anuales, evitando sesgos derivados de la ausencia de datos en determinados periodos.

Tabla 11

Costo promedio de acarreo por flota en el 2014

2014	KOT 830E/830TL	CAT 793C	KOT 930E/930E-4	KOT 930E- 4SE	CAT 793D	CAT 797F
Ene	85,632	98,199	100,882		27,893	51,741
Feb	96,796	39,267	51,636		29,525	76,094
Mar	76,426	117,229	69,785		316,992	47,636
Abr	68,042	39,470	94,194		25,005	64,903
May	73,243	52,341	105,730		23,208	95,764
Jun	77,702	120,475	66,902	11,914	33,708	118,595
Jul	70,158	71,954	100,518	12,661	51,965	52,146
Ago	63,845	86,756	94,457	9,190	36,187	86,050
Set	65,777	90,903	116,031	2,598	202,344	77,829
Oct	103,691	90,944	105,803	12,942	199,796	201,333
Nov	107,082	149,590	75,902	7,217	82,062	82,154
Dic	58,800	65,049	52,128	7,153	28,511	84,895
\$Año/Camión	947,194	1,022,175	1,033,968	63,674	1,057,195	1,039,140

Fuente: Elaboración propia

Tabla 12

Costo promedio de acarreo por flota en el 2015

2015	KOT 830E/830TL	CAT 793C	KOT 930E/930E-4	KOT 930E- 4SE	CAT 793D	CAT 797F
Ene	88,746	69,247	49,564	6,907	24,675	123,522
Feb	53,486	51,429	93,417	9,784	33,714	180,907
Mar	73,133	65,950	138,893	18,714	36,436	73,988
Abr	104,954	101,741	114,820	10,393	23,333	99,665
May	114,630	85,580	96,669	9,388	24,831	93,357
Jun	115,636	60,406	66,350	21,921	20,808	108,070
Jul	89,615	58,056	65,454	987	13,231	75,691
Ago	107,202	79,666	79,737	11,147	28,630	148,090
Set	70,803	72,142	54,217	16,796	26,434	101,430
Oct	63,568	61,460	102,186	21,242	27,881	160,092
Nov	90,953	25,642	23,084	12,322	94,771	77,818
Dic	149,487	71,624	81,423	18,434	51,728	278,833
\$Año/Camión	1,122,213	802,942	965,814	158,032	406,472	1,521,461

Fuente: Elaboración propia

Tabla 13*Costo promedio de acarreo por flota en el 2016*

2016	KOT 830E/830TL	CAT 793C	KOT 930E/930E-4	KOT 930E- 4SE	CAT 793D	CAT 797F
Ene	47,368	53,581	82,828	18,739	44,395	169,476
Feb	75,974	35,429	64,158	55,493	72,002	122,363
Mar	109,593	54,217	73,893	85,698	57,007	123,123
Abr	79,500	68,172	82,415	57,864	323,994	195,470
May	76,174	40,506	47,340	10,531	21,750	92,788
Jun	100,781	56,537	39,381	23,789	29,000	128,740
Jul	162,004	35,591	109,784	64,735	319,150	142,135
Ago	76,424	110,510	44,917	37,020	39,802	94,367
Set	71,922	36,358	41,036	43,698	49,009	113,107
Oct	80,731	153,692	75,461	36,174	44,120	134,618
Nov	88,047	64,459	66,121	43,374	100,023	131,619
Dic	88,047	64,459	66,121	43,374	100,023	131,619
\$Año/Camión	1,056,564	773,513	793,456	520,489	1,200,275	1,579,423

Fuente: Elaboración propia

Se obtiene costo promedio anual de acarreo por camión.

Tabla 14*Costo promedio anual de acarreo por camión*

	2014	2015	2016	PROMEDIO
KOT 830E/830TL	947,194	1,122,213	1,056,564	1,041,991
CAT 793C	1,022,175	802,942	773,513	866,210
KOT 930E/930E-4	1,033,968	965,814	793,456	931,079
KOT 930E-4SE	63,674	158,032	520,489	339,260
CAT 793D	1,057,195	406,472	1,200,275	1,128,735
CAT 797F	1,039,140	1,521,461	1,579,423	1,380,008

Fuente: Elaboración propia

3.2.2 Cálculo de costo anual por consumo de llantas

Asimismo, a partir de la información contenida en las tablas 5, 6 y 7 se procederá a determinar el costo promedio anual por uso de llantas correspondiente a los años 2014, 2015 y 2016. Este análisis permitirá evaluar la evolución del gasto asociado al desgaste y reemplazo de neumáticos, así como su impacto en los costos operativos totales de la flota de acarreo. En el caso particular del año 2016, dado que la base de datos disponible solo abarca hasta el mes de octubre, se complementará la serie incorporando los valores presupuestados para noviembre y diciembre. Esta medida busca mantener la consistencia de la información histórica y asegurar que el cálculo del promedio anual sea representativo del comportamiento real del consumo de llantas durante todo el ejercicio.

Tabla 15*Costo promedio de acarreo por marca de llanta en el 2014*

US\$ /LLANTA (2014)	ENE	FEB	MAR	ABR	MAY	JUN	JUL	AGO	SET	OCT	NOV	DIC	PROM 2014
Bridgestone 40/00R 57			29,364	28,760	29,121	28,978	31,528		30,907	37,330	35,494	34,214	31,744
Bridgestone 53/80R 63	51,396	64,304	56,126	54,746	50,953	58,651	65,759	61,853	59,913	58,767	54,236	52,989	57,474
Michelin 40/00R 57	31,598	34,792	33,560	33,137	33,677	31,051	32,184	34,337		31,110	31,613	29,514	32,416
Michelin 53/80R 63	50,591	48,974	50,206	50,672	50,479		51,800	49,106	49,930	49,930	50,068	49,985	50,158
Bridgestone 59/80R 63	53,418	52,307	64,232	50,453	62,049		65,687	62,706	64,232	66,017	65,289	64,596	60,999
Michelin 59/80R 63	62,313	61,889	62,726	62,313	63,145	62,350	62,282	62,041	61,041	60,833	59,552	60,138	61,719

Fuente: Elaboración propia

Tabla 16*Costo promedio de acarreo por marca de llanta en el 2015*

US\$ /LLANTA (2015)	ENE	FEB	MAR	ABR	MAY	JUN	JUL	AGO	SET	OCT	NOV	DIC	PROM 2015
Bridgestone 40/00R 57	32,698	34,153	33,534		35,758	37,205	40,423	34,809	38,087	34,470	33,868	34,525	35,412
Bridgestone 53/80R 63	50,488	53,562	52,823	51,858	52,797	57,902	51,172	58,248	51,172	51,172		57,462	53,514
Michelin 40/00R 57	33,480	34,337	33,040	35,651	31,331	32,615	27,069	33,082		31,565	35,879	28,419	32,406
Michelin 53/80R 63	36,918	48,495	49,982	49,434	49,585	49,753	49,649	48,465	48,523	49,268	48,465		48,049
Bridgestone 59/80R 63	63,719	62,049	62,499		62,049	62,049	61,593	62,595	60,258	58,564	59,908	59,726	61,364
Michelin 59/80R 63	59,795	60,366	58,923	58,875	59,000	58,757	58,757	58,757	58,757	58,757	58,964	58,757	59,039

Fuente: Elaboración propia

Tabla 17*Costo promedio de acarreo por marca de llanta en el 2016*

US\$ /LLANTA (2016)	ENE	FEB	MAR	ABR	MAY	JUN	JUL	AGO	SET	OCT	NOV	DIC	PROM 2016
Bridgestone 40/00R 57	34,675	34,495	35,754	36,053	34,474	40,423	39,488	37,146	36,242	38,951	36,770	36,770	36,770
Bridgestone 53/80R 63	54,256	49,042	54,713	55,290	55,233	48,822	53,380	51,172	51,431	53,468	52,681	52,681	52,681
Michelin 40/00R 57	35,437	35,437	35,344	38,788	37,260	32,342		29,514	36,298	34,248	34,963	34,963	34,963
Michelin 53/80R 63	49,268	49,268	49,268	49,268	49,268	49,268	49,268	46,931	51,171	52,100	49,508	49,508	49,508
Bridgestone 59/80R 63	62,070	61,209	59,698	62,245	62,177	62,217	62,922	62,413	67,997	68,398	63,135	63,135	63,135
Michelin 59/80R 63	58,757	58,757	59,415	45,257	58,757	58,757	58,757	58,757	67,315	66,979	59,151	59,151	59,151

Fuente: Elaboración propia

Cada tipo de flota tiene asignado un modelo específico de llanta, seleccionado en función de sus características operativas y condiciones de trabajo. A partir de esta asignación, se determina para cada flota el promedio de horas de vida útil que alcanza una llanta bajo condiciones reales de operación. Con esta información, y considerando el precio de adquisición de cada modelo, se calcula el costo promedio por llanta correspondiente a cada tipo de flota. Este procedimiento permite contar con indicadores precisos para la gestión de inventarios, el control de costos y la evaluación de la eficiencia en el uso de neumáticos dentro de la operación minera.

Tabla 18

Horas promedio de vida útil por tipo de llanta

CAMIÓN	MARCA DE LLANTA	2014	2015	2016	PROMEDIO DE HORAS
793/830	Michelin 40 x 57	7,550	6,796	6,879	7,075
	Bridgestone 40 x 57	7,316	7,037	6,537	6,963
930	Michelin 53/80 x 63	6,046	5,343	5,501	5,630
	Bridgestone 53/80 x 63	6,943	5,882	5,734	6,186
797	Bridgestone 59/80 x 63	6,069	4,873	5,291	5,411
	Michelin 59/80 x 63	5,044	4,726	4,172	4,647

Fuente: Elaboración propia

Tabla 19

Costo promedio por tipo de llanta

CAMIÓN	MARCA DE LLANTA	2014	2015	2016	COSTO (US\$/LLANTA)
793/830	Michelin 40 x 57	32,416	32,406	34,963	23,160
	Bridgestone 40 x 57	31,744	35,412	36,770	25,807
930	Michelin 53/80 x 63	50,158	48,049	49,508	34,848
	Bridgestone 53/80 x 63	57,474	53,514	52,681	34,532
797	Bridgestone 59/80 x 63	60,999	61,364	63,135	45,819
	Michelin 59/80 x 63	61,719	59,039	59,151	39,891

Fuente: Elaboración propia

3.2.3 Cálculo de costo anual por consumo de combustible

La información contenida en las tablas 8, 9 y 10 fue procesada para obtener el costo promedio anual por consumo de combustible, expresado en US\$/gal, correspondiente a los años 2014, 2015 y 2016. Este indicador permite evaluar la eficiencia energética de la

flota de acarreo y su impacto en los costos operativos de la unidad minera. En el caso del año 2016, dado que los registros disponibles abarcan únicamente hasta el mes de octubre, se completó la serie utilizando los valores presupuestados para los meses de noviembre y diciembre, con el fin de mantener la coherencia y comparabilidad de la información histórica. Este procedimiento asegura que los resultados reflejen una estimación anual más representativa, evitando distorsiones por la ausencia de datos en los últimos meses del año.

Tabla 20

Costo promedio anual por consumo de combustible

PERIODO	US\$/GAL
2014	3.62
2015	2.48
2016	2.07
PROMEDIO	2.72

Fuente: Elaboración propia

3.2.4 Evaluación de alternativas

En esta sección se presentara el análisis comparativo orientado a cuantificar los impactos económicos derivados de modificar la ruta de disposición del material estéril, redirigiendo las descargas desde el Depósito de Desmonte Toro Oeste (DDTO) hacia el Depósito de Desmonte Coco Oeste (DDCO). La evaluación considera los costos asociados al acarreo, tiempos de ciclo, disponibilidad de flota y posibles ahorros u sobrecostos resultantes, con el objetivo de determinar la alternativa más eficiente y económicamente favorable para la operación minera.

3.2.4.1 Caso base. El análisis contempló el movimiento total de material proyectado para un horizonte de 15 años, considerando la secuencia de descargas de desmonte en los depósitos disponibles sin restricciones ambientales. Con esta base, se realizó el cálculo del número de volquetes requeridos para atender las necesidades de transporte en cada etapa del plan, así como la proyección de los costos de acarreo asociados. Este procedimiento permite estimar con mayor precisión el impacto económico y operativo de las alternativas evaluadas en el estudio.

3.2.4.1.1 Secuencia de descarga de desmonte. De acuerdo con el plan de disposición de desmontes (Anexo 1), se proyecta el tonelaje total que será transportado a los depósitos de desmonte Toro Oeste y Coco Oeste durante un horizonte de 15 años, considerando un escenario sin restricciones ambientales. Esta planificación establece la secuencia y volumen de material a depositar en cada instalación, lo que permitirá evaluar la capacidad operativa, la disponibilidad de espacio y los costos asociados al acarreo en el largo plazo.

Tabla 21

Secuencia de descarga de material estéril – Caso Base

AÑO	TORO OESTE	COCO OESTE
	Kt	Kt
2017	81,999	27,135
2018	51,717	16,019
2019	12,475	60,572
2020	29,255	101,594
2021	129,287	6,000
2022	131,410	
2023	105,435	28,663
2024	78,810	59,687
2025	75,525	61,265
2026	90,581	48,003
2027	138,918	-
2028	111,417	-
2029	123,577	-
2030	106,339	-
2031	85,200	-
TOTAL	1,351,947	408,937

Fuente: Elaboración propia

3.2.4.1.2 Cálculo de volquetes. Para determinar el número de volquetes necesarios se requiere conocer, para cada año, el tonelaje total de material a mover, las

rutas de acarreo definidas, los ciclos de transporte y las velocidades operativas específicas de cada tipo de volquete. El cálculo considera no solo el mineral y desmonte planificados, sino también el lastre, equivalente a 657 kt anuales, así como la humedad promedio del material, estimada en 2,02 %. Estos valores son fundamentales para obtener una estimación precisa de la carga efectiva y del tiempo de ciclo, asegurando que la proyección de flota responda a las condiciones reales de operación. La información detallada para este análisis se presenta en la tabla siguiente, la cual integra todos los factores mencionados.

Tabla 22

Material movido por año

AÑO	MATERIAL MOVIDO
	kt
2017	164,342
2018	159,761
2019	168,948
2020	172,922
2021	176,181
2022	172,941
2023	185,245
2024	193,380
2025	193,624
2026	188,408
2027	193,888
2028	185,266
2029	184,706
2030	188,217
2031	176,751

Fuente: Elaboración propia

Los ciclos de acarreo son obtenidos por la herramienta Haulage del software MineSight, el cual necesita la digitalización de las rutas de acarreo y las velocidades de cada flota (Anexos 4 y 5).

Tabla 23*Número de volquetes Caso Base – Plan de 15 años*

AÑO	NUMERO DE VOLQUETES
2017	46
2018	48
2019	48
2020	48
2021	48
2022	50
2023	50
2024	50
2025	50
2026	52
2027	52
2028	54
2029	54
2030	54
2031	54

Fuente: Departamento de Planeamiento Mina

3.2.4.1.3 Costos de acarreo. Los parámetros utilizados para el cálculo de los costos de acarreo corresponden a los determinados en el capítulo anterior, correspondiente al procesamiento de la información. El costo total de acarreo se estimará como la suma de tres componentes principales: costo de consumo de llantas, costo de consumo de combustible y costo de mantenimiento general.

El consumo de combustible por cada flota, así como las horas de operación por volquete, se obtuvieron a partir de la herramienta Haulage del software MineSight, la cual permite calcular de manera precisa los tiempos de ciclo y el consumo energético en función de las rutas y condiciones operativas.

Estos datos, combinados con el número de volquetes requeridos y los parámetros técnicos y económicos presentados en las tablas anteriores, permiten estimar de forma consistente los costos de acarreo proyectados para los próximos 15 años, de acuerdo con el plan de minado aprobado. Los resultados de este cálculo se presentan en la siguiente tabla, constituyendo la base para el análisis comparativo y la evaluación económica de las alternativas de operación.

Tabla 24

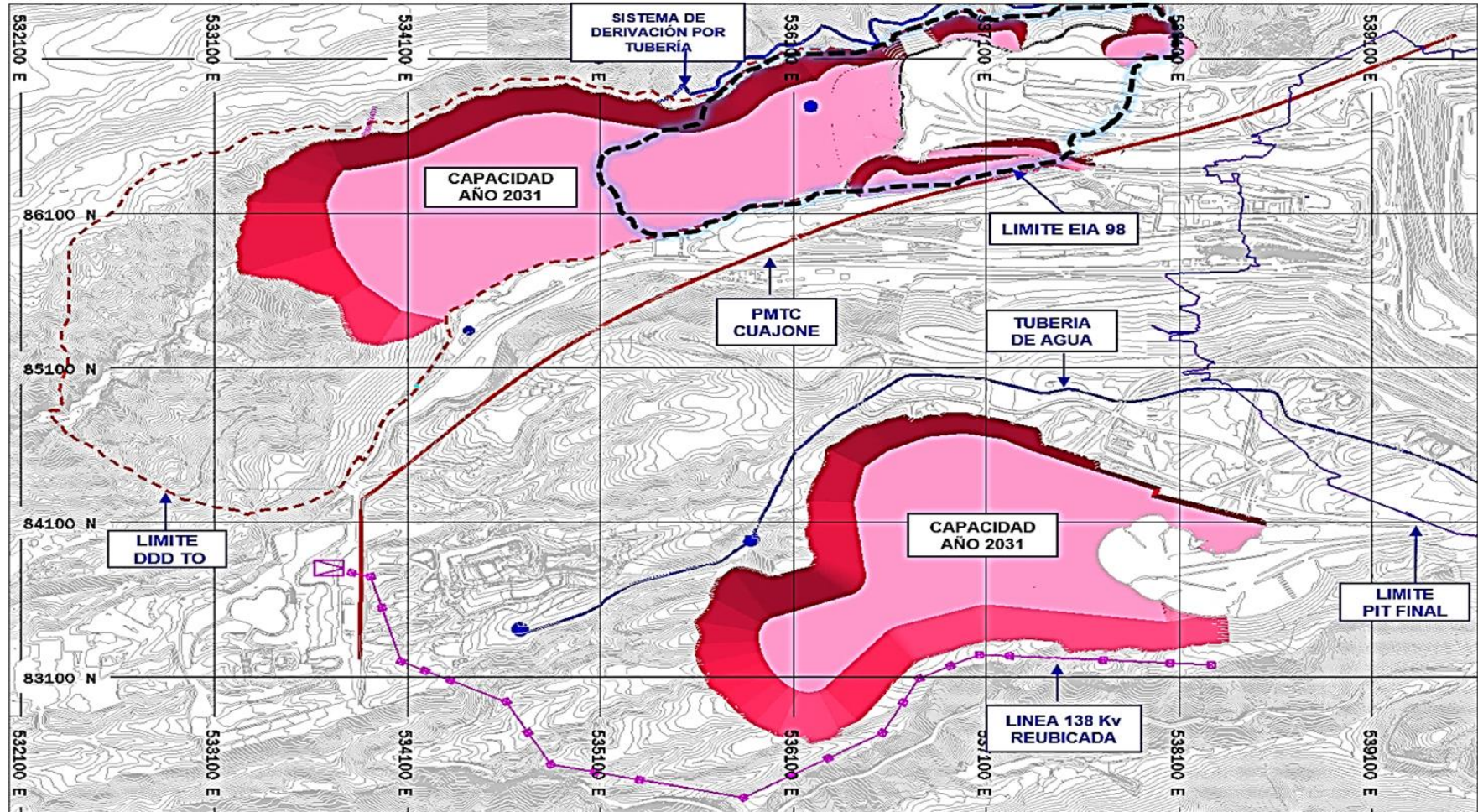
Costo de acarreo (US\$/t) – Caso base

CASO BASE							
	US\$ LLANTA	US\$ COMBUSTIBLE	US\$ COSTOS A.	TOTAL	# CAMIONES	TONELAJE X AÑO	US\$/T
2014					53		0.679
2015					51		0.630
2016					46		0.600
2017	16,853,082	47,991,076	51,149,778	115,993,936	46	166,998,230	0.695
2018	12,883,824	62,670,533	52,585,756	128,140,113	48	174,340,086	0.735
2019	23,325,568	116,126,681	52,585,756	192,038,006	48	169,162,444	1.135
2020	47,221,931	239,616,758	52,585,756	339,424,445	48	173,414,517	1.957
2021	55,184,079	225,140,018	52,585,756	332,909,853	48	177,002,293	1.881
2022	61,639,426	255,786,089	53,169,920	370,595,435	50	174,394,095	2.125
2023	33,209,566	139,231,869	53,169,920	225,611,355	50	175,848,636	1.283
2024	24,791,486	108,932,227	53,169,920	186,893,633	50	184,632,754	1.012
2025	25,264,789	123,303,639	53,169,920	201,738,348	50	185,115,203	1.090
2026	42,806,854	199,624,042	53,754,083	296,184,979	52	183,035,716	1.618
2027	27,564,238	118,333,527	53,754,083	199,651,849	52	193,160,228	1.034
2028	65,184,086	263,230,375	54,338,246	382,752,707	54	188,324,619	2.032
2029	46,352,453	190,723,391	54,338,246	291,414,091	54	186,630,156	1.561
2030	51,339,818	232,490,499	54,338,246	338,168,564	54	190,278,286	1.777
2031	48,937,850	233,817,495	54,338,246	337,093,591	54	180,432,136	1.868

Fuente: Elaboración propia

Figura 9

Caso base – Secuencia de descargas 2017 – 2031



Fuente: Elaboración propia

3.2.4.2 Alternativa: Caso 1. En este caso de análisis se consideró no realizar descargas de material en el Depósito de Desmonte Toro Oeste desde el año 2017, redirigiendo todo el volumen previsto hacia el Depósito de Desmonte Coco Oeste.

Esta decisión operativa implica la necesidad de estimar el tiempo de vida útil del Depósito de Desmonte Coco Oeste, considerando su capacidad actual, las tasas de llenado proyectadas y las condiciones operativas.

Cabe resaltar que el plan de disposición se encuentra sujeto a restricciones ambientales, las cuales limitan ciertas áreas de descarga y condicionan el ritmo de acumulación.

Para evaluar el impacto de este cambio, se llevó a cabo el cálculo del número de volquetes requeridos y la proyección de los costos de acarreo, integrando variables como distancias de transporte, ciclos de acarreo, velocidades de operación y disponibilidad de flota.

3.2.4.2.1 Secuencia de descarga de desmonte. De acuerdo con el plan de disposición de desmontes (Anexo 1) y considerando la no utilización del Depósito de Desmonte Toro Oeste para nuevas descargas, todo el material previsto originalmente para este destino se redirigirá al Depósito de Desmonte Coco Oeste. Ver Tabla 25.

Tomando como referencia la capacidad máxima de almacenamiento de este último (Anexo 3), se estima que su tiempo de vida útil, en el Caso 1, será de aproximadamente 9 años, lo que proyecta su ocupación total hasta el año 2025.

Este resultado se obtiene considerando las tasas anuales de descarga y el volumen acumulado, y constituye un dato clave para la planificación de mediano plazo, ya que la saturación del depósito requerirá la habilitación de nuevas áreas o la reconfiguración de la estrategia de disposición de material estéril. Ver Tabla 26.

Tabla 25*Tonelaje total destinado a D.D. Coco Oeste sin Toro Oeste*

AÑO	TORO OESTE	COCO OESTE
	kt	kt
2017	-	109,133
2018	-	67,736
2019	-	73,047
2020	-	130,849
2021	-	135,287
2022	-	131,410
2023	-	134,099
2024	-	138,497
2025	-	136,790
2026	-	138,584
2027	-	138,918
2028	-	111,417
2029	-	123,577
2030	-	106,339
2031	-	85,200
TOTAL	-	1,760,884

Fuente: Elaboración propia

Tabla 26*Secuencia de descarga de material estéril - Caso 1*

AÑO	TORO OESTE	COCO OESTE
	kt	kt
2017	-	109,133
2018	-	67,736
2019	-	73,047
2020	-	130,849
2021	-	135,287
2022	-	131,410
2023	-	134,099
2024	-	138,497
2025	-	136,790
2026	90,581	48,003
2027	138,918	-
2028	111,417	-
2029	123,577	-
2030	106,339	-
2031	85,200	-
TOTAL	656,033	1,104,851

Fuente: Elaboración propia

3.2.4.2.2 Cálculo de volquetes. Para el Caso I, el cálculo del número de volquetes se basó en el mismo tonelaje anual, rutas, ciclos y velocidades del Caso Base, con la excepción de no considerar rutas hacia el Depósito de Desmonte Toro Oeste hasta 2025. Los ciclos se obtuvieron con la herramienta Haulage de MineSight, incorporando distancias, pendientes, velocidades y tiempos operativos. Con estos datos, junto con los factores de carga y parámetros de la flota, se determinó el número óptimo de volquetes necesarios para cumplir las metas de producción.

Tabla 27

Número de volquetes Caso 1 – Plan de 15 años

AÑO	NUMERO DE VOLQUETES
2017	64
2018	64
2019	64
2020	68
2021	70
2022	70
2023	72
2024	72
2025	74
2026	74
2027	74
2028	74
2029	74
2030	74
2031	74

Fuente: Departamento de Planeamiento Mina

3.2.4.2.3 Costos de acarreo. Siguiendo la misma metodología aplicada en el Caso Base, se procedió a estimar los costos de acarreo para el escenario evaluado, considerando los parámetros operativos, rutas, tiempos de ciclo, consumos y factores económicos previamente definidos. A partir de estos datos, y aplicando las fórmulas y criterios establecidos en el capítulo anterior, se obtuvieron los siguientes resultados, los cuales se presentan en la tabla correspondiente para su análisis comparativo.

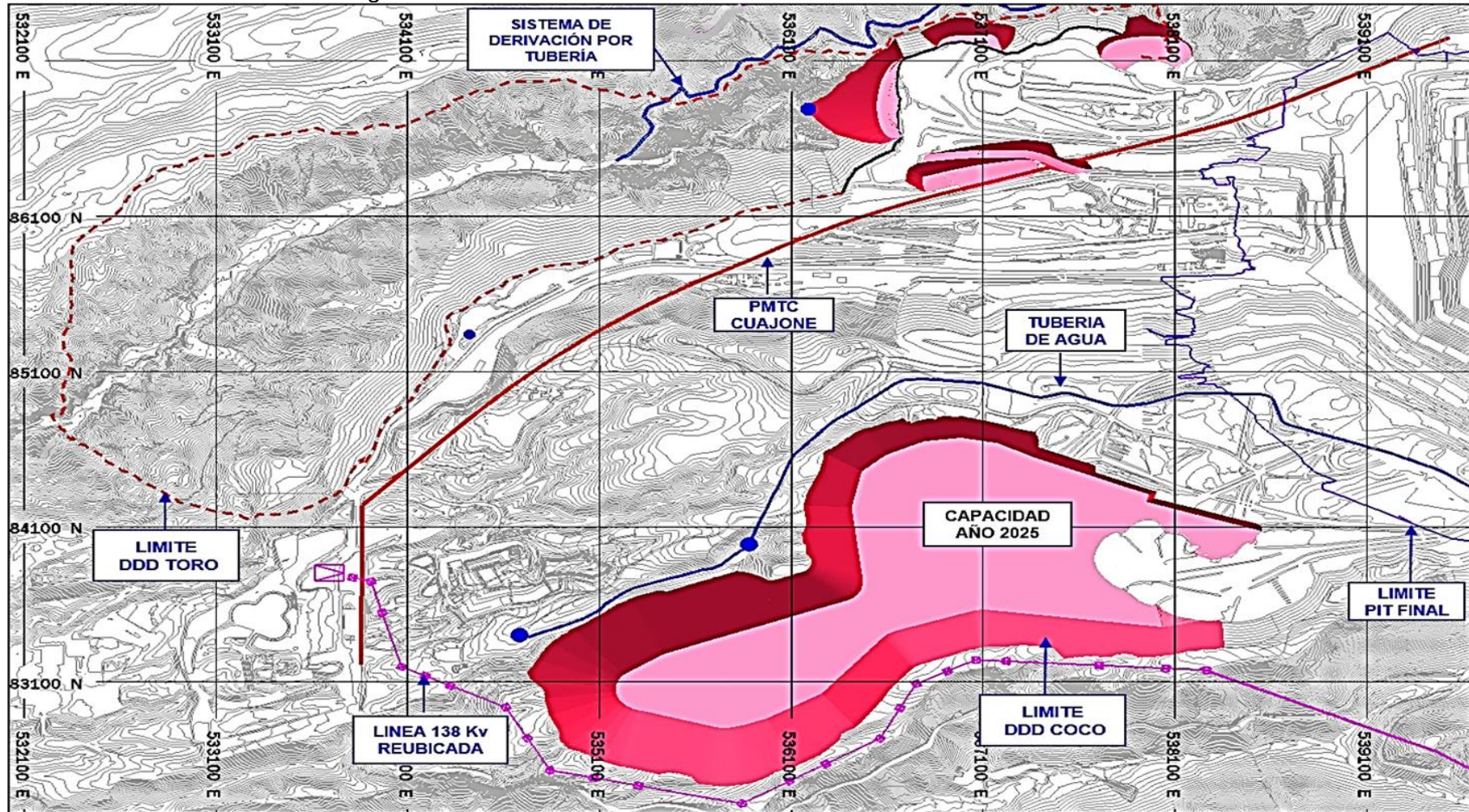
Tabla 28*Costo de acarreo (US\$/t) – Caso 1*

ALTERNATIVA: CASO 1							
	US\$ LLANTA	US\$ COMBUSTIBLE	US\$ COSTOS A.	TOTAL	# CAMIONES	TONELAJE X AÑO	US\$/t
2014					53		0.679
2015					51		0.630
2016					46		0.600
2017	42,764,864	133,332,238	56,407,249	232,504,351	64	164,342,195	1.415
2018	38,861,416	182,556,153	75,211,968	296,629,537	64	159,760,926	1.857
2019	44,708,837	220,511,543	92,342,589	357,562,969	64	168,947,933	2.116
2020	61,929,021	340,547,830	58,427,390	460,904,241	68	172,921,668	2.665
2021	120,694,248	654,971,152	59,011,554	834,676,954	70	176,181,098	4.738
2022	123,456,984	660,344,391	59,011,554	842,812,928	70	172,941,355	4.873
2023	88,698,040	455,761,851	59,595,717	604,055,608	72	185,245,192	3.261
2024	65,696,439	346,892,873	59,595,717	472,185,029	72	193,379,947	2.442
2025	70,993,296	432,122,351	60,179,881	563,295,528	74	193,623,701	2.909

Fuente: Elaboración propia

Figura 10

Alternativa 1 – Secuencia de descargas 2017 – 2025



Fuente: Elaboración propia

3.2.4.3 Alternativa: Caso 2. En este escenario se considera descargar material en el Depósito de Desmonte Toro Oeste hasta alcanzar su capacidad máxima de almacenamiento y su límite operativo de descarga, para luego redirigir el excedente hacia el Depósito de Desmonte Coco Oeste.

Esta estrategia requiere estimar el tiempo de vida útil de ambos depósitos, considerando sus capacidades proyectadas y las tasas anuales de disposición.

El plan de operación se encuentra sujeto a restricciones ambientales que condicionan la secuencia y ubicación de las descargas.

Para evaluar el impacto operativo y económico de esta configuración, se realizó el cálculo del número de volquetes requeridos y la proyección de los costos de acarreo, incorporando variables como distancias de transporte, ciclos de acarreo, velocidades de operación y parámetros de disponibilidad de flota.

3.2.4.3.1 Secuencia de descarga de desmonte. Considerando el plan de disposición de desmontes (Anexo 1) y la estrategia de descargar material en el Depósito de Desmonte Toro Oeste hasta alcanzar su capacidad máxima de almacenamiento y el límite de descarga permitido según el EIA 98, se prevé posteriormente redirigir el material excedente hacia el Depósito de Desmonte Coco Oeste.

De acuerdo con el tonelaje remanente para alcanzar la capacidad máxima del D.D. Toro Oeste (Anexo 3), se estima que su tiempo de vida útil será de aproximadamente 4 años, lo que implica su ocupación total hacia el año 2020. A partir del año 2021, la disposición de desmonte se realizará exclusivamente en el D.D. Coco Oeste. Según el tonelaje pendiente para completar la capacidad máxima de este último (Anexo 3), se proyecta que su vida útil se extenderá hasta el año 2026.

La planificación secuencial de estas descargas permite anticipar necesidades operativas y prever acciones de mitigación ante la saturación de capacidad. La tabla 29 presenta de forma detallada la secuencia de descarga de desmonte para este caso, constituyendo una herramienta clave para la gestión de espacios y el control de costos asociados al acarreo.

Tabla 29*Secuencia de descarga de material estéril - Caso 2*

AÑO	TORO OESTE	COCO OESTE
	kt	kt
2017	81,999	27,135
2018	51,717	16,019
2019	12,475	60,572
2020	29,255	101,594
2021	-	135,287
2022	-	131,410
2023	-	134,099
2024	-	138,497
2025	-	136,790
2026	-	138,584
2027	138,918	-
2028	111,417	-
2029	123,577	-
2030	106,339	-
2031	85,200	-
TOTAL	740,898	1,019,986

Fuente: Elaboración propia

3.2.4.3.2 Cálculo de volquetes. Para el Caso II, el cálculo del número de volquetes se efectuó considerando el mismo tonelaje total de material movido por año, así como las rutas de acarreo, ciclos de transporte y velocidades operativas definidas en el Caso Base. La diferencia principal radica en que no se contemplan rutas con destino al Depósito de Desmonte Toro Oeste durante el período comprendido entre 2021 y 2026, ya que el material se destina a otros depósitos según la planificación establecida.

Los ciclos de acarreo fueron determinados utilizando la herramienta Haulage del software MineSight, la cual proporciona datos precisos de cada ruta, incluyendo distancias, pendientes, velocidades, tiempos de carga y descarga. Con esta información, junto con el tonelaje por ruta, los factores de carga de los volquetes y los parámetros operativos de la flota (disponibilidad física, utilización y match factor), se determinó el número óptimo de volquetes necesarios para garantizar el cumplimiento de las metas de producción en este escenario.

Tabla 30*Número de volquetes Caso 2 – Plan de 15 años*

AÑO	NUMERO DE VOLQUETES
2017	46
2018	48
2019	48
2020	48
2021	68
2022	70
2023	70
2024	70
2025	74
2026	74
2027	74
2028	74
2029	74
2030	74
2031	74

Fuente: Departamento de Planeamiento Mina

3.2.4.3.3 Costos de acarreo. Utilizando la misma metodología empleada en el Caso Base y Caso 1, se realizó la estimación de los costos de acarreo correspondientes al escenario en evaluación, tomando en cuenta los parámetros operativos, rutas, tiempos de ciclo, consumos y factores económicos definidos previamente. Con esta información, y aplicando las fórmulas y criterios establecidos en el capítulo anterior, se obtuvieron los resultados que se presentan en la tabla respectiva para su análisis comparativo.

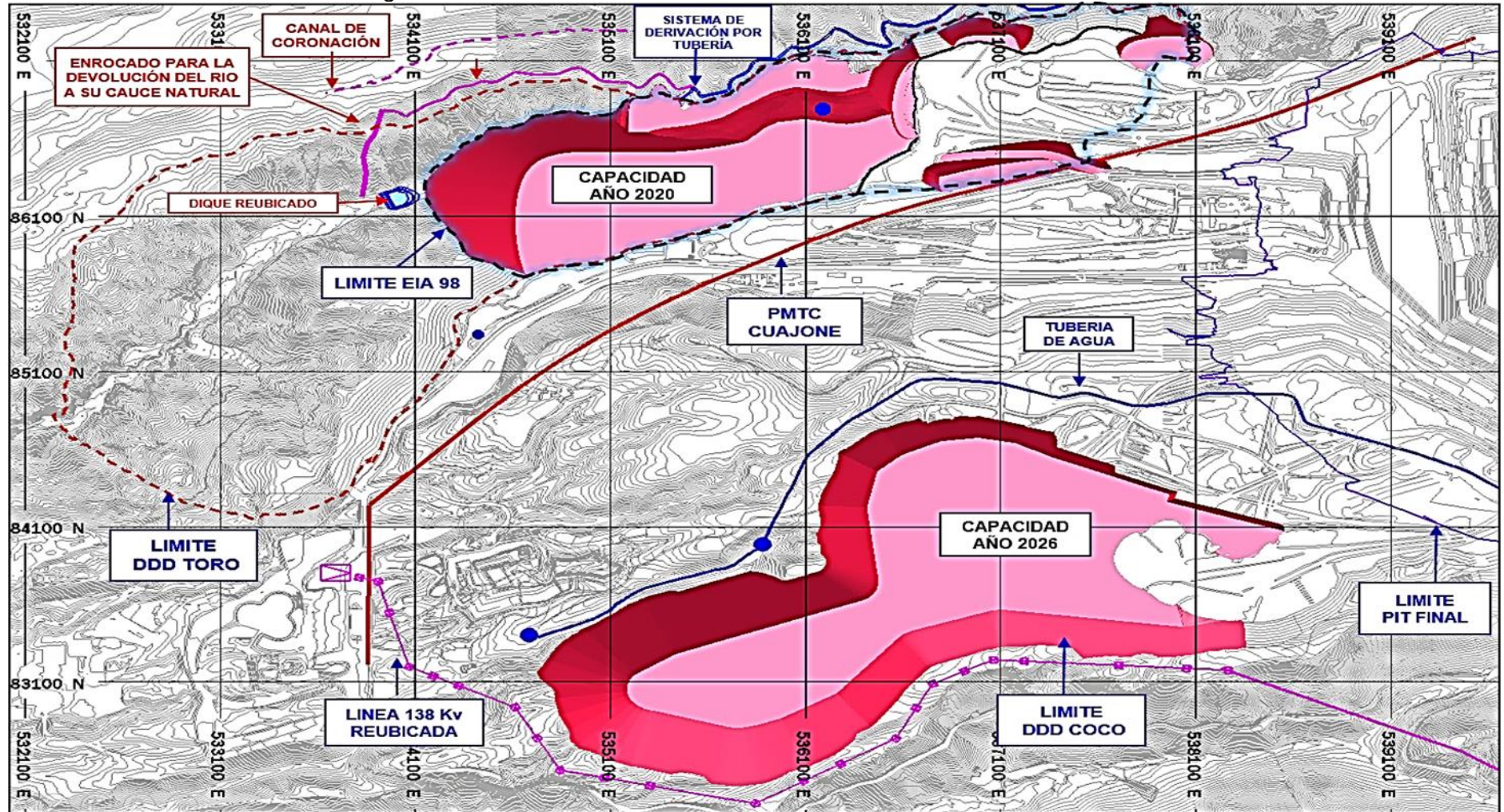
Tabla 31*Costo de acarreo (US\$/t) – Caso 2*

ALTERNATIVA: CASO 2							
	US\$ LLANTA	US\$ COMBUSTIBLE	US\$ COSTOS A.	TOTAL	# CAMIONES	TONELAJE X AÑO	US\$/t
2014					53		0.679
2015					51		0.630
2016					46		0.600
2017	16,853,082	47,991,076	51,149,778	115,993,936	46	161,069,213	0.720
2018	12,883,824	62,670,533	52,585,756	128,140,113	48	156,578,653	0.818
2019	23,325,568	106,126,681	52,585,756	182,038,006	48	165,583,757	1.099
2020	47,221,931	209,616,758	52,585,756	309,424,445	48	169,478,812	1.826
2021	116,355,843	631,151,143	58,427,390	805,934,376	68	172,673,706	4.667
2022	119,990,717	640,538,895	59,011,554	819,541,165	70	169,498,110	4.835
2023	88,698,040	457,468,063	59,011,554	605,177,657	70	181,558,330	3.333
2024	63,256,600	328,367,316	59,011,554	450,635,469	70	189,532,016	2.378
2025	68,279,613	410,107,459	60,179,881	538,566,952	74	189,770,944	2.838
2026	112,267,897	577,764,955	60,179,881	750,212,732	74	184,658,426	4.063

Fuente: Elaboración propia

Figura 11

Alternativa 2 – Secuencia de descargas 2017 – 2026



Fuente: Elaboración propia.

Capítulo IV. Análisis e interpretación de resultados

A continuación, se presentan los resultados obtenidos en el presente trabajo, derivados de la evaluación económica de las tres alternativas analizadas en el capítulo anterior.

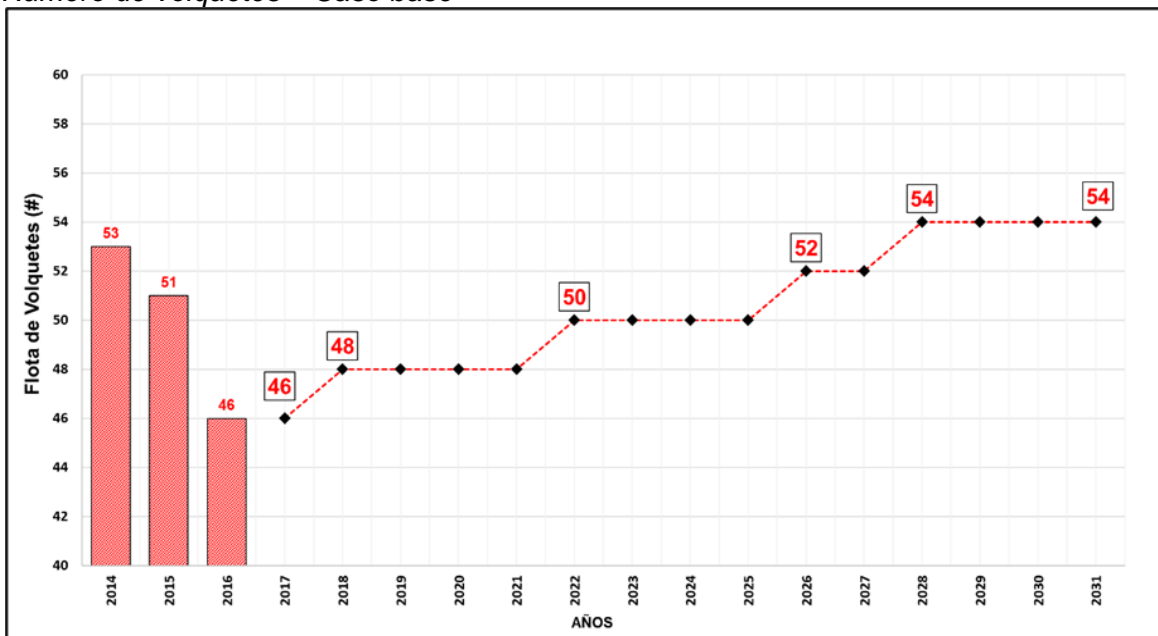
Entre los principales hallazgos se incluyen: el cálculo del número de volquetes requeridos para cada alternativa, la comparación de los costos de acarreo entre ellas y la presentación de indicadores financieros clave que permiten valorar su viabilidad y desempeño económico.

4.1 Evaluación del cálculo de volquetes

Se presentan los resultados del cálculo del número de volquetes para las tres alternativas evaluadas, así como la comparación entre ellas, con el objetivo de identificar y analizar las variaciones existentes en cuanto a requerimientos de flota y su impacto operativo y económico.

Figura 12

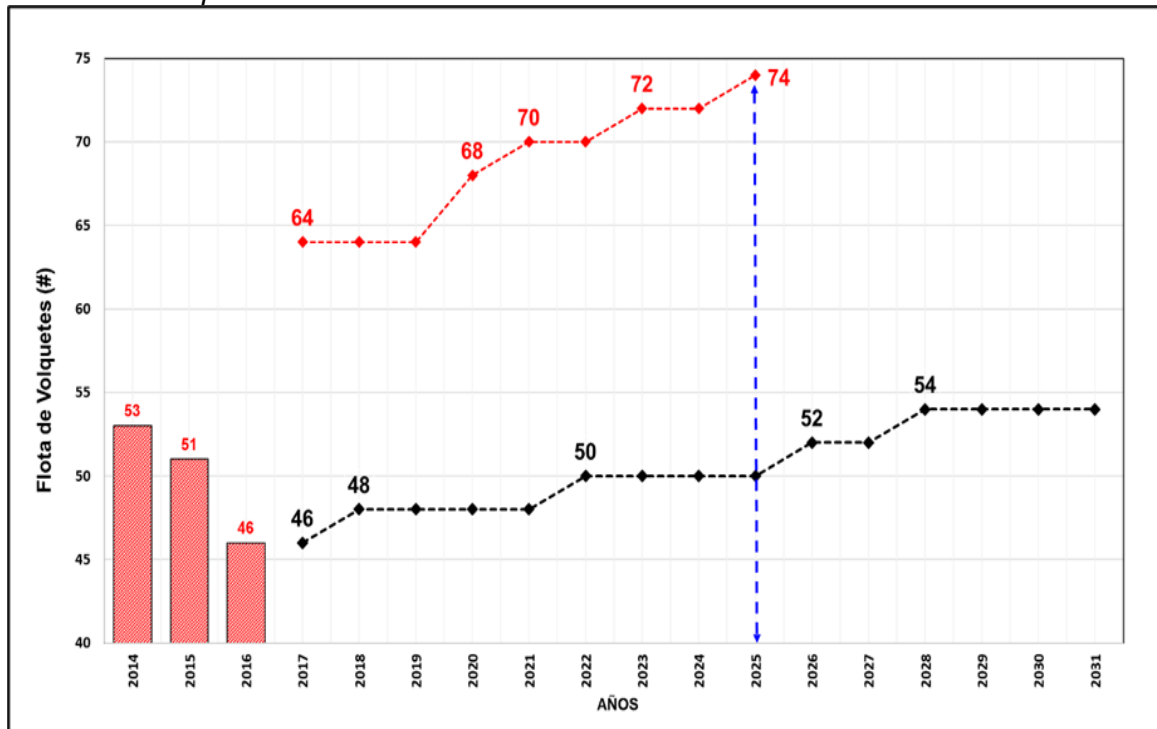
Numero de volquetes – Caso base



Fuente: Elaboración propia

Figura 13

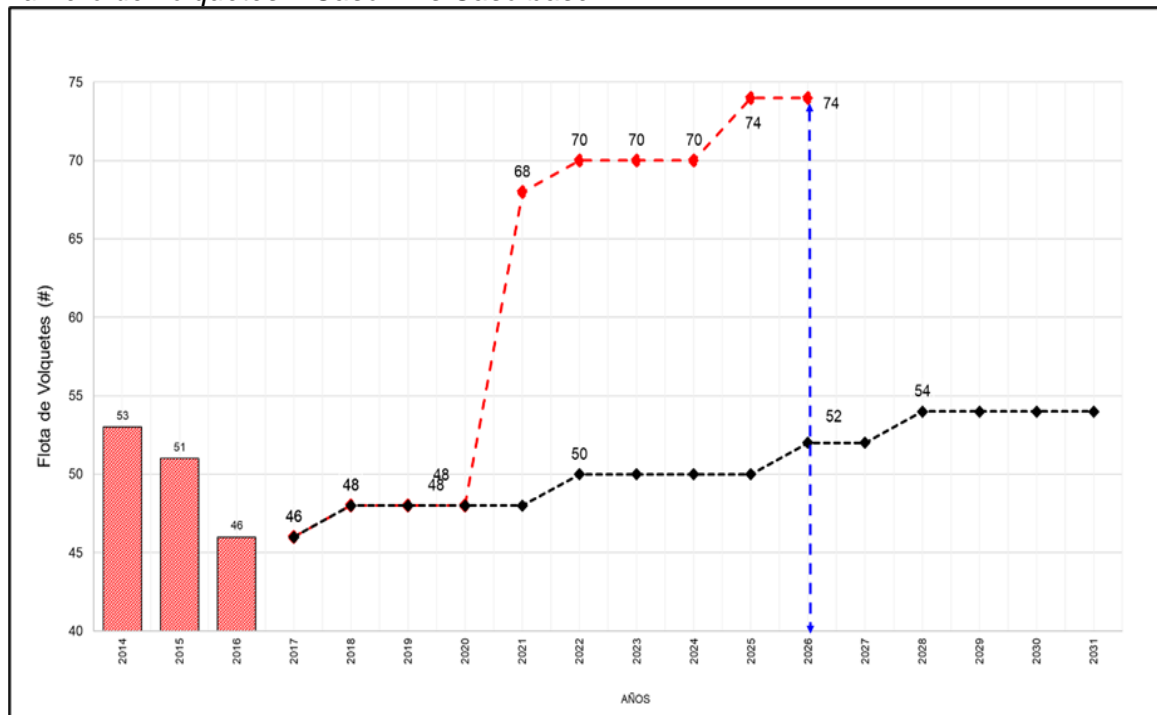
Numero de volquetes – Caso 1 vs Caso base



Fuente: Elaboración propia

Figura 14

Numero de volquetes – Caso 2 vs Caso base



Fuente: Elaboración propia

Tabla 32

Variación porcentual N° de volquetes – Caso 1 vs Caso base

	VARIACIÓN
2017-2019	35%
2020-2022	42%
2023-2025	45%

Fuente: Elaboración propia

Tabla 33

Variación porcentual N° de volquetes – Caso 2 vs Caso base

	VARIACIÓN
2017-2019	-
2020-2022	37%
2023-2025	43%

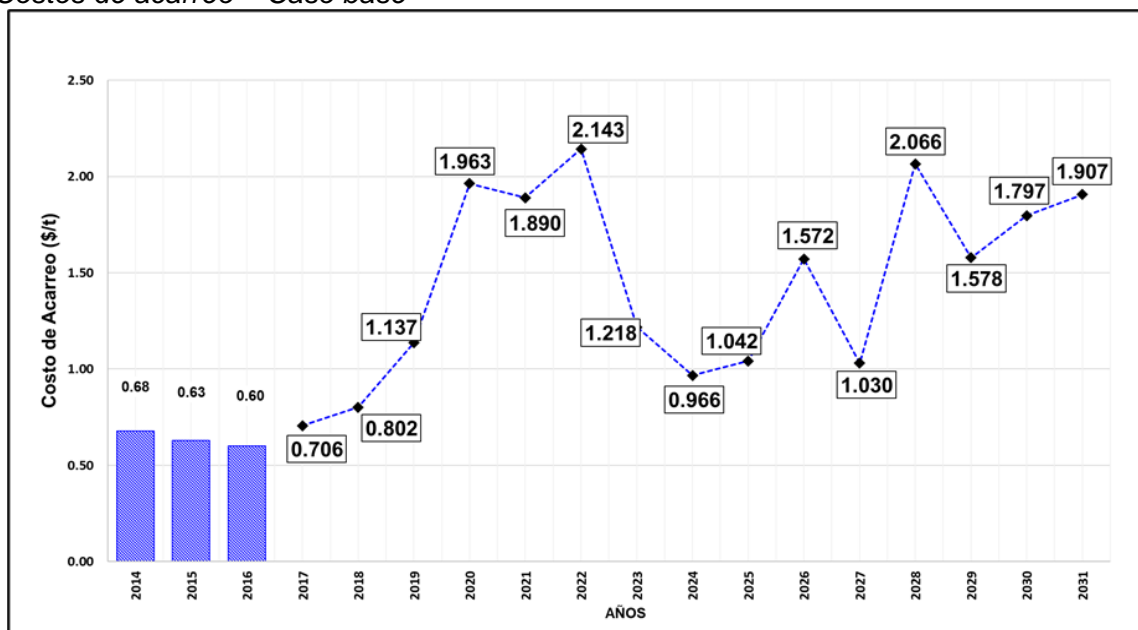
Fuente: Elaboración propia

4.2 Evaluación de costos de acarreo

Se presentan los resultados de la estimación de los costos de acarreo correspondientes a las tres alternativas evaluadas, así como su comparación directa, con el fin de identificar y analizar las variaciones existentes entre ellas. Este análisis permitirá determinar el impacto económico de cada opción y facilitar la selección de la alternativa más eficiente.

Figura 15

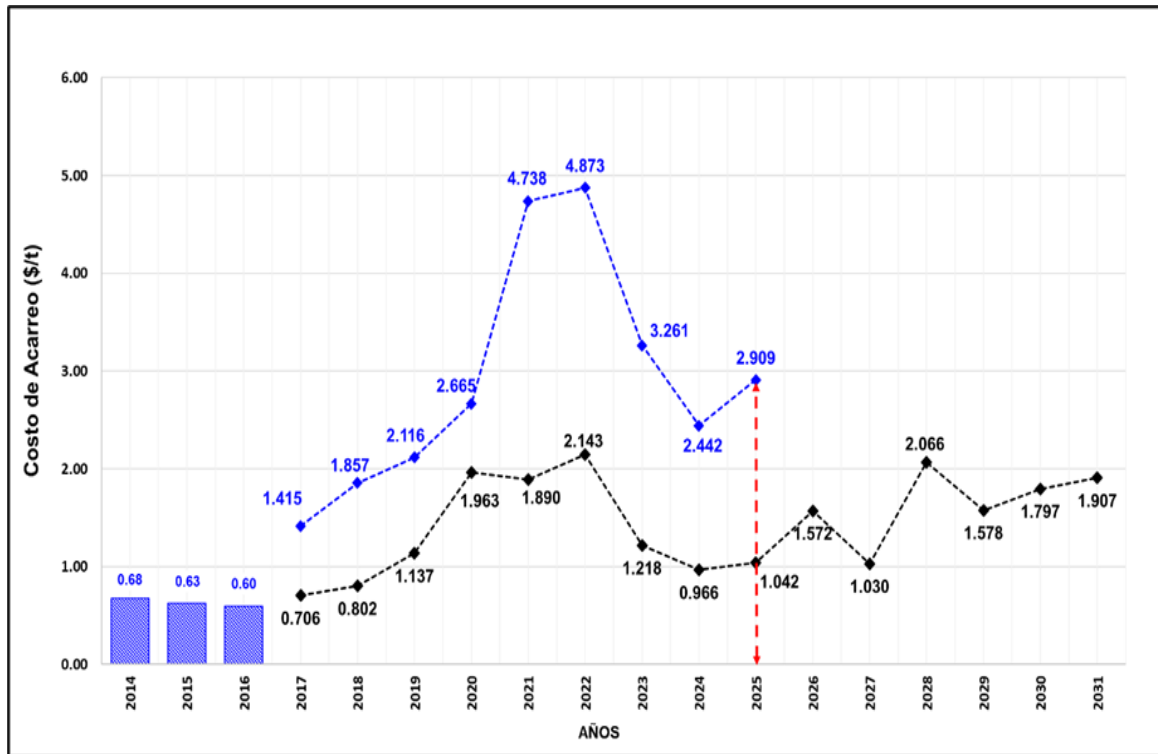
Costos de acarreo – Caso base



Fuente: Elaboración propia

Figura 16

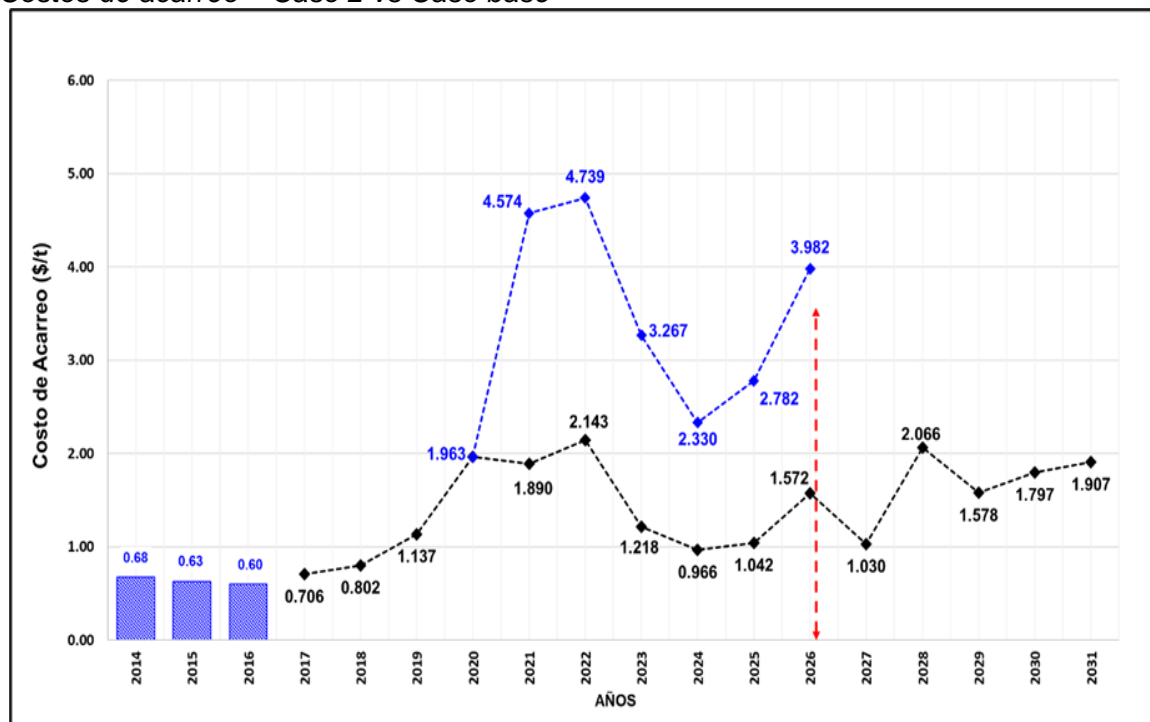
Costos de acarreo – Caso 1 vs Caso base



Fuente: Elaboración propia

Figura 17

Costos de acarreo – Caso 2 vs Caso base



Fuente: Elaboración propia

Tabla 34*Variación porcentual costos de acarreo – Caso 1 vs Caso base*

	VARIACIÓN
2017	100%
2018	131%
2019	86%
2020	36%
2021	151%
2022	127%
2023	168%
2024	153%
2025	179%

Fuente: Elaboración propia

Tabla 35*Variación porcentual costos de acarreo – Caso 2 vs Caso base*

	VARIACIÓN
2017	-
2018	-
2019	-
2020	27%
2021	142%
2022	121%
2023	168%
2024	141%
2025	167%
2026	153%

Fuente: Elaboración propia

4.3 Evaluación de indicadores financieros

Se presentan los resultados de la estimación de los flujos de caja y del Valor Presente Neto (VPN) para cada una de las alternativas evaluadas. Este análisis se ha realizado incorporando tanto los costos operativos (OPEX) como los costos de inversión (CAPEX) asociados exclusivamente al acarreo de material estéril, considerando las proyecciones de tonelaje, distancias de transporte, consumo de recursos y vida útil de los depósitos. La comparación de estos indicadores financieros permitirá determinar el impacto económico de cada alternativa, identificando aquella que maximiza la rentabilidad y optimiza el uso de recursos en el horizonte de planificación establecido.

Tabla 36

Indicadores financieros Caso 1 vs Caso Base

COSTOS											
AÑO	EA	2017	2018	2019	2020	2021	2022	2023	2024	2025	TOTAL
CASO BASE											
Flota de Volquetes	#	46.0	48.0	48.0	48.0	48.0	50.0	50.0	50.0	50.0	438.0
Adición de Volquetes	#		2.0				2.0				4.0
CAPEX											
Adición de Volquetes	M\$		10.4				10.4				20.8
OPEX											
Consumo de Neumáticos	M\$	16.9	12.9	23.3	47.2	55.2	61.6	33.2	24.8	25.3	300.4
Consumo de Combustible	M\$	48.0	62.7	116.1	239.6	225.1	255.8	139.2	108.9	123.3	1,318.7
Mantenimiento General	M\$	51.1	52.6	52.6	52.6	52.6	53.2	53.2	53.2	53.2	474.3
TOTAL	M\$	116.0	138.6	192.0	339.4	332.9	381.0	225.6	186.9	201.8	2,114.2
ALTERNATIVA 1											
Flota de Volquetes	#	64.0	64.0	64.0	68.0	70.0	70.0	72.0	72.0	74.0	618.0
Adición de Volquetes	#	18.0			4.0	2.0		2.0		2.0	28.0
CAPEX											
Adición de Volquetes	M\$	94.0			21.0	10.0		10.0		10.0	145.0
OPEX											
Consumo de Neumáticos	M\$	42.8	38.9	44.7	61.9	120.7	123.5	88.7	65.7	71.0	657.9
Consumo de Combustible	M\$	133.3	182.6	220.5	340.5	655.0	660.3	455.8	346.9	432.1	3,427.0
Mantenimiento General	M\$	56.4	75.2	92.3	58.4	59.0	59.0	59.6	59.6	60.2	579.7
Operadores	M\$	1.5	1.5	1.5	1.8	2.0	2.0	2.2	2.2	2.4	17.1
TOTAL	M\$	328.0	298.2	359.0	483.6	846.7	844.8	616.3	474.4	575.7	4,826.7
INDICADORES FINANCIEROS											
Flujo de Caja	M\$	-212	-160	-167	-144	-514	-464	-391	-288	-374	-2,712
Flujo de Caja Acumulado	M\$	-212	-372	-539	-683	-1,197	-1,660	-2,051	-2,339	-2,712	-11,764
Valor Presente Neto	10.00%	M\$	-1,623								
	15.00%	M\$	-1,300								
	20.00%	M\$	-1,064								

Fuente: Elaboración propia

Tabla 37

Indicadores financieros Caso 2 vs Caso Base

COSTOS												
AÑO	EA	2017	2018	2019	2020	2021	2022	2023	2024	2025		TOTAL
CASO BASE												
Flota de Volquetes	#	46.0	48.0	48.0	48.0	48.0	50.0	50.0	50.0	50.0	52.0	490.0
Adición de Volquetes	#		2.0				2.0				2.0	6.0
CAPEX												
Adición de Volquetes	M\$		10.0				10.0				10.0	30.0
OPEX												
Consumo de Neumáticos	M\$	16.9	16.9	12.9	23.3	47.2	55.2	61.6	33.2	24.8	25.3	42.8
Consumo de Combustible	M\$	48.0	48.0	62.7	116.1	239.6	225.1	255.8	139.2	108.9	123.3	199.6
Mantenimiento General	M\$	51.1	51.1	52.6	52.6	52.6	52.6	53.2	53.2	53.2	53.2	53.8
TOTAL	M\$	116.0	138.2	192.0	339.4	332.9	380.6	225.6	186.9	201.8	306.2	2,419.6
ALTERNATIVA 1												
Flota de Volquetes	#	46.0	48.0	48.0	48.0	68.0	70.0	70.0	70.0	74.0	74.0	616.0
Adición de Volquetes	#		2.0			20.0	2.0			4.0		28.0
CAPEX												
Adición de Volquetes	M\$		10.0			31.0	10.0			21.0		72.0
OPEX												
Consumo de Neumáticos	M\$	16.9	12.9	23.3	47.2	116.4	120.0	88.7	63.3	68.3	112.0	669.0
Consumo de Combustible	M\$	48.0	62.7	116.1	239.6	631.2	640.5	457.5	328.4	410.1	578.0	3,512.1
Mantenimiento General	M\$	51.1	52.6	52.6	52.6	58.4	59.0	59.0	59.0	60.2	60.0	564.5
Operadores	M\$					1.7	1.9	1.9	1.9	2.3	2.3	12.0
TOTAL		116.0	138.2	192.0	339.4	838.7	831.4	607.1	452.6	561.9	752.3	4,829.6
INDICADORES FINANCIEROS												
Flujo de Caja	M\$	0	0	0	0	-506	-451	-382	-266	-360	-446	-2,410
Flujo de Caja Acumulado	M\$	0	0	0	0	-506	-957	-1,338	-1,604	-1,964	-2,410	-8,778
Valor Presente Neto	10.00%	M\$	-1,213									
	15.00%	M\$	-889									
	20.00%	M\$	-664									

Fuente: Elaboración propia

De las tablas presentadas, se observa que el redireccionamiento de las descargas de desmonte hacia un depósito alternativo impacta negativamente en la rentabilidad del proyecto, ya que incrementa de forma significativa el gasto total de acarreo. Este aumento se debe principalmente a mayores distancias de transporte, tiempos de ciclo más prolongados y, en consecuencia, mayor consumo de combustible, desgaste de llantas y costos de mantenimiento.

Como resultado, el Valor Presente Neto (VPN) de la empresa se ve reducido, dado que los flujos de caja futuros disminuyen por el incremento de los costos operativos (OPEX) vinculados al transporte de material estéril. Este efecto evidencia la importancia de optimizar la ubicación y uso de los depósitos de desmonte, ya que decisiones en la logística de acarreo pueden tener repercusiones significativas en los indicadores financieros del proyecto.

4.4 Validación de hipótesis

La hipótesis de investigación planteada establece que:

H0: La evaluación técnica y económica de las actividades de descarga en los depósitos de material estéril, NO permitirá asegurar la continuidad operativa de la mina y cumplir con el Plan de Producción del LOM.

HA: La evaluación técnica y económica de las actividades de descarga en los depósitos de material estéril, permitirá asegurar la continuidad operativa de la mina y cumplir con el Plan de Producción del LOM.

Para contrastar estas hipótesis se evaluaron tres escenarios: un Caso Base y dos alternativas. El Caso Base, con todos los depósitos habilitados, presentó un VPN de 0 MUSD, mientras que la Alternativa 1 y la Alternativa 2 registraron valores de -1,623 MUSD y -1,213 MUSD respectivamente, a una tasa de descuento del 10 %.

Los resultados muestran que las alternativas generan pérdidas económicas sustanciales respecto al Caso Base, lo cual evidencia que la continuidad del plan de producción y la viabilidad de la operación solo son posibles bajo un escenario en el que los

depósitos proyectados puedan operar en concordancia con el LOM. Por ello, se rechaza la hipótesis nula (H_0) y se acepta la hipótesis alterna (H_A).

En cuanto a la metodología de validación, se debe precisar que en este tipo de estudios no se aplican pruebas estadísticas inferenciales debido a la naturaleza de los datos. La evaluación técnica y económica en minería trabaja con datos determinísticos, obtenidos del diseño de mina, proyecciones de reservas, planes de acarreo y flujos de caja. Estos no constituyen muestras aleatorias ni presentan variabilidad estadística que pueda ser sometida a pruebas de hipótesis clásicas.

De acuerdo con Torries (1998), la evaluación de proyectos mineros se centra en la comparación de alternativas mediante indicadores como el VPN o la TIR, considerando escenarios determinísticos o simulaciones, sin necesidad de recurrir a contrastes estadísticos. En la misma línea, Gentry y O'Neil (1984) afirman que la incertidumbre en minería se aborda a través de escenarios y análisis de sensibilidad, mientras que Park (2011) enfatiza que la ingeniería económica fundamenta la toma de decisiones en la comparación cuantitativa de opciones mutuamente excluyentes, más que en pruebas estadísticas de significancia.

En consecuencia, la validación de la hipótesis en este estudio se basa en la comparación de escenarios determinísticos de factibilidad técnica y económica, confirmando que la evaluación efectivamente permite asegurar la continuidad operativa y el cumplimiento del LOM.

Conclusiones

El diseño más reciente de los depósitos de desmonte disponibles en la mina es técnicamente factible y garantiza la sostenibilidad de las operaciones de descarga conforme al Plan de Minado de 15 años y al LOM.

La capacidad de almacenamiento del Depósito de Desmonte Toro Oeste, de acuerdo con el diseño aprobado en el EIA 98, no es suficiente para recibir todo el material asignado en el Plan de Minado de 15 años y el LOM.

En la evaluación económica de las alternativas, se estableció como condición no afectar el Plan de Producción, lo que implica un incremento del CAPEX debido a la adquisición adicional de volquetes.

El Caso Base evaluó el escenario ideal donde se tiene habilitados todos los depósitos de desmonte. Por lo que es fundamental iniciar gestiones para la obtención de los permisos ambientales (EIA) que permitan las descargas en el área del Depósito de Desmonte Toro Oeste para los años posteriores a 2020.

Las alternativas evaluadas resultaron menos rentables que el Caso Base; la Alternativa 1 (-1,623 MUS\$) y la Alternativa 2 (-1,213 MUS\$), evaluadas a una tasa de descuento del 10 %.

Si bien en el presente estudio se evaluaron y compararon dos alternativas de disposición de material estéril, los resultados muestran que ninguna de ellas es económicamente viable en el marco del plan de producción proyectado. En tal sentido, la comparación de escenarios se orienta a evidenciar el impacto económico de operar sin contar con los permisos ambientales correspondientes, más que a definir una opción óptima de operación.

Por ello, la conclusión fundamental del estudio es que se debe priorizar la gestión oportuna de los permisos ambientales para la ampliación del Depósito Toro Oeste, asegurando la continuidad operativa de la mina y la sostenibilidad técnica y económica del proyecto.

Recomendaciones

Es necesario garantizar el inicio oportuno de la elaboración de los expedientes técnicos que respalden las solicitudes de autorización de descarga y la ampliación del límite de disposición, conforme al diseño más reciente de los depósitos de desmonte.

Resulta fundamental mantener una comunicación constante y coordinada entre el área de Planeamiento Mina, la Gerencia y las demás áreas involucradas, a fin de informar sobre el avance del Depósito de Desmonte Toro Oeste y las posibles consecuencias operativas y económicas de no contar con los permisos de descarga en los plazos establecidos.

El compromiso institucional de la compañía minera es esencial para gestionar y obtener con éxito las autorizaciones de descarga de material ante las autoridades competentes.

Cualquier actividad que contravenga las disposiciones del Decreto Supremo N° 023 por parte del titular minero podrá ser objeto de sanciones que incluyan multas, paralización temporal o incluso la suspensión definitiva de las operaciones.

Referencias bibliográficas

- Arroyo, N. (2022). *Evaluación al dimensionamiento de flota de carguío y acarreo para el mejoramiento de la productividad en la mina santa este – unidad minera Iscaycruz 2022*. [Tesis de pregrado, Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga].
- Bazán, Á. (2016). *Cálculo del número de unidades de la flota de camiones en el tajo abierto San Gerardo, perteneciente a la Compañía Minera Atacocha*. [Tesis de pregrado, Universidad Continental].
- Bush, T. A. (2003). *Strategies for automating open pit mine haulage planning*. [Tesis doctoral, Missouri University of Science and Technology].
- Caballero, M. J. (2020). *Optimización de las distancias de transporte mediante la ubicación y diseño de botaderos en Minera Antucoya*. [Tesis de pregrado, Universidad de Chile].
- Chávez, A. (2009). *Manual de planificación minera*. Lima: Escuela de Ingeniería de Minas – UNI.
- Decreto Supremo N.º 023-2017-EM. *Modifica el Reglamento de Seguridad y Salud Ocupacional en Minería*. Diario Oficial El Peruano, 17 de mayo de 2017.
- Decreto Supremo N.º 024-2016-EM. *Reglamento de Seguridad y Salud Ocupacional en Minería*.
- Flores, J. y Montenegro, R. (2018). *Diseño geotécnico de depósitos de desmonte en minería de tajo abierto*. Revista Minería y Geotecnia, 12(2), 33–48.
- Flores, J., & Montenegro, R. (2018). *Diseño geotécnico de depósitos de desmonte en minería de tajo abierto*. Revista Minería y Geotecnia.
- Gentry, D. W., & O’Neil, T. J. (1984). *Mine Investment Analysis*. Society of Mining Engineers of AIME.
- Hartman, H. L. y Mutmanský, J. M. (2002). *Introductory Mining Engineering* (2nd ed.). New York: Wiley.

- Infante, J. (2020). *Influencia de dimensionamiento de flota para optimizar la producción minera a tajo abierto en Santiago de Chuco - La Libertad 2018*. [Tesis de licenciatura, Universidad Privada del Norte].
- Instituto Nacional de Estadística e Informática (INEI) y Ministerio de Energía y Minas (MINEM). (2019). *Guía ambiental para botaderos de desmonte en minería metálica*.
- Jiménez, F., Espinoza, C. y Fonseca, L. (2007). *Ingeniería Económica* (3.ª ed.). Lima, Perú: Fondo Editorial de la Universidad Nacional de Ingeniería.
- Ministerio de Energía y Minas (2019). *Guía Ambiental para Botaderos de Desmonte en Minería Metálica*.
- Neyra, A. (2020). *Estudio del cálculo de flota de camiones para una operación minera a cielo abierto*. [Tesis de pregrado, Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión].
- Park, C. S. (2011). *Contemporary Engineering Economics* (5th ed.). Pearson Education.
- Puell, J. (2017). *Methodology for a dump design optimization in large-scale open pit mines*. University of Arizona
- Rudenno, V. (2009). *The Mining Valuation Handbook: Mining and Energy Valuation for Investors and Management* (3rd ed.). John Wiley & Sons.
- Terán, G y Rojas, W. (2021). *Análisis para la selección y reemplazo de equipos de acarreo para mejorar la producción en una empresa minera de La Libertad 2021*. [Tesis de licenciatura].
- Torries, T. F. (1998). *Evaluating Mineral Projects: Applications and Misconceptions*. Society for Mining, Metallurgy, and Exploration (SME).
- Vásquez, A., Galdames, B., & Le-Feaux, R. (2009). *Diseño y Operaciones de Minas a Cielo Abierto* [Universidad de Chile].

Anexos

	Pág.
Anexo 1: Plan de minado a 15 años – LOM.....	1
Anexo 2: Diseños de depósitos de material estéril.....	3
Anexo 3: Capacidad de los depósitos de material estéril	5
Anexo 4: Velocidades promedio de los equipos de acarreo.....	6
Anexo 5: Tiempos fijos por rutas para los equipos de acarreo	7

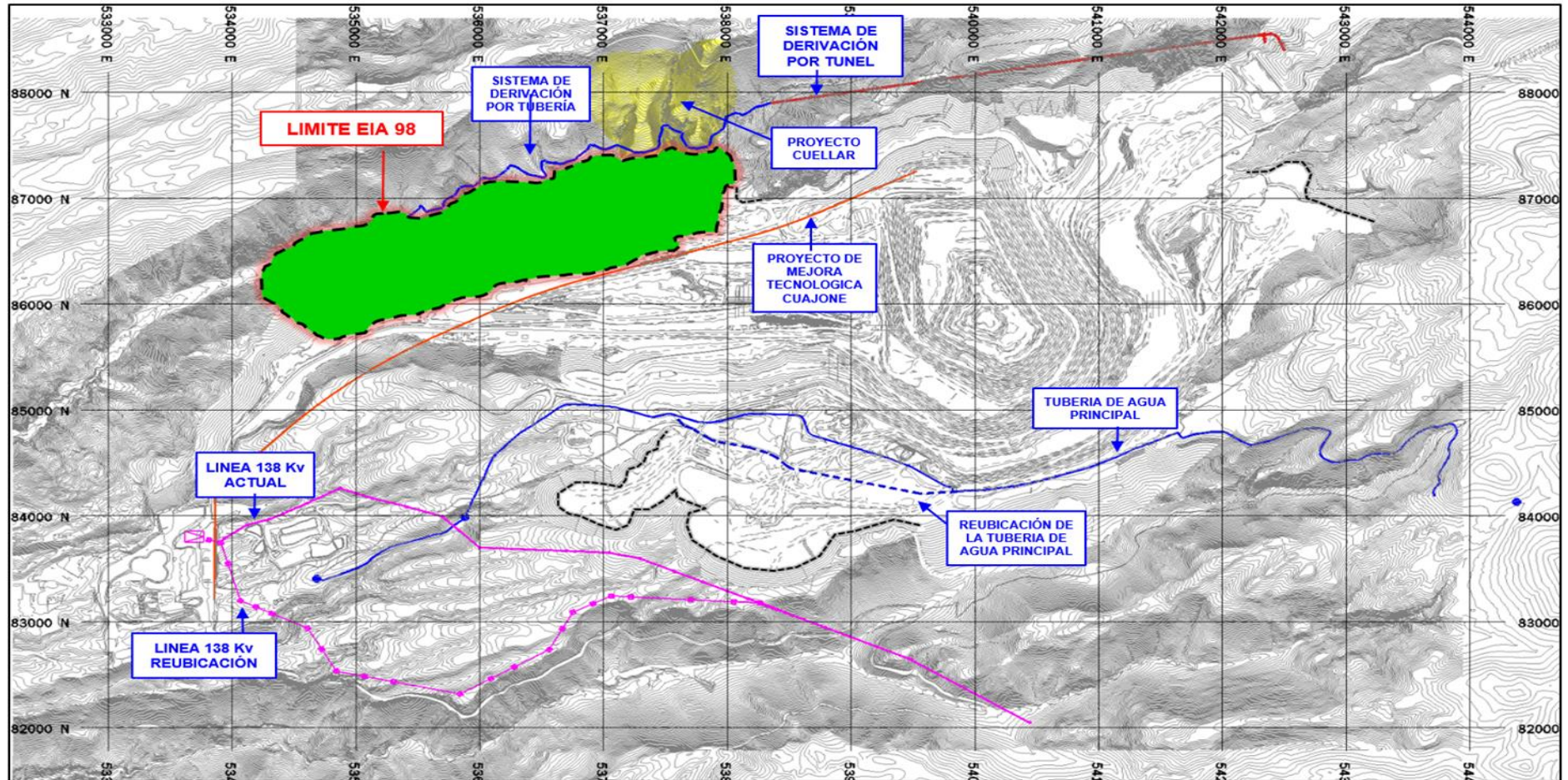
Anexo 1: Plan de minado a 15 años – LOM

PLAN DE MINADO - DETALLADO																	
AÑO	EA	2017	2018	2019	2020	2021	2022	2023	2024	2025	2026	2027	2028	2029	2030	2031	TOTAL
Enviado a Concentradora (Mineral)	Kt	30,564	29,469	28,899	29,555	28,486	28,467	28,913	28,542	28,624	28,022	28,158	29,226	29,561	30,281	30,450	437,217
Ley de Cobre	%	0.617 %	0.655 %	0.656 %	0.662 %	0.656 %	0.656 %	0.656 %	0.651 %	0.651 %	0.646 %	0.637 %	0.638 %	0.639 %	0.638 %	0.637 %	0.648%
Recuperación de Cobre	%	85.29 %	83.91 %	84.78 %	85.28 %	84.84 %	85.11 %	85.44 %	84.97 %	84.88 %	84.47 %	84.43 %	85.05 %	85.11 %	85.56 %	85.68 %	84.97%
Ley de Corte de Cobre	%	0.32%	0.36%	0.24%	0.27%	0.34%	0.35%	0.40%	0.41%	0.44%	0.41%	0.42%	0.42%	0.45%	0.44%	0.43%	0.30%
Work Index	Kwh/T _c	16.94	17.28	17.41	17.07	17.95	17.97	17.61	17.93	17.78	18.22	18.09	17.43	17.10	16.68	16.59	17.50
Cobre en Concentrado	t	160,751	162,049	160,646	166,862	158,447	158,936	162,026	157,913	158,209	152,999	151,500	158,506	160,838	165,166	166,210	2,401,059
Stock > 0.40 %Cu	Kt	11,915						159	558	3,452	947	2,208	3,462	4,412	3,032	2,979	33,123
Ley de Cobre	%	0.426 %						0.401 %	0.401 %	0.421 %	0.405 %	0.408 %	0.411 %	0.425 %	0.419 %	0.411 %	0.420%
Recuperación de Cobre	%																0.00%
Work Index	Kwh/T _c	18.47						18.60	18.01	18.18	18.51	19.30	17.92	18.02	16.60	16.30	17.75
Stock > 0.30 %Cu	Kt	1,602	3,655			1,270	2,054	7,512	8,524	8,786	6,564	10,962	12,050	8,566	6,677	8,963	87,186
Ley de Cobre	%	0.386	0.328 %			0.320 %	0.327 %	0.343 %	0.347 %	0.348 %	0.351 %	0.356 %	0.356 %	0.352 %	0.356 %	0.362 %	0.350%
Recuperación de Cobre	%																0.00%
Work Index	Kwh/T _c	17.48	17.35			18.36	18.99	18.79	18.07	17.62	18.78	18.97	17.95	18.28	17.10	16.39	18.00
Stock > 0.219 %Cu	Kt		5,188	141	2,173	3,146	3,752	7,269	9,399	8,330	6,868	6,312	9,195	5,320	4,612	3,110	74,813
Ley de Cobre	%		0.262 %	0.228 %	0.246 %	0.256 %	0.257 %	0.261 %	0.258 %	0.258 %	0.257 %	0.260 %	0.259 %	0.256 %	0.257 %	0.254 %	0.258%
Recuperación de Cobre	%																0.00%
Work Index	Kwh/T _c		16.83	15.70	17.37	19.05	18.57	19.33	19.05	18.73	19.44	19.31	19.05	18.80	18.73	17.97	18.78
Stock > 0.204 %Cu	Kt		815	131	417	664	1,177	1,093	1,499	1,275	1,160	958	1,759	1,073	934	1,425	14,380
Ley de Cobre	%		0.211 %	0.212 %	0.210 %	0.211 %	0.209 %	0.211 %	0.210 %	0.211 %	0.212 %	0.212 %	0.211 %	0.210 %	0.210 %	0.210 %	0.211%
Recuperación de Cobre	%																0.00%
Work Index	Kwh/T _c		16.23	16.18	16.94	19.58	19.64	19.74	19.78	19.42	19.27	19.15	19.63	19.49	19.12	19.27	19.19

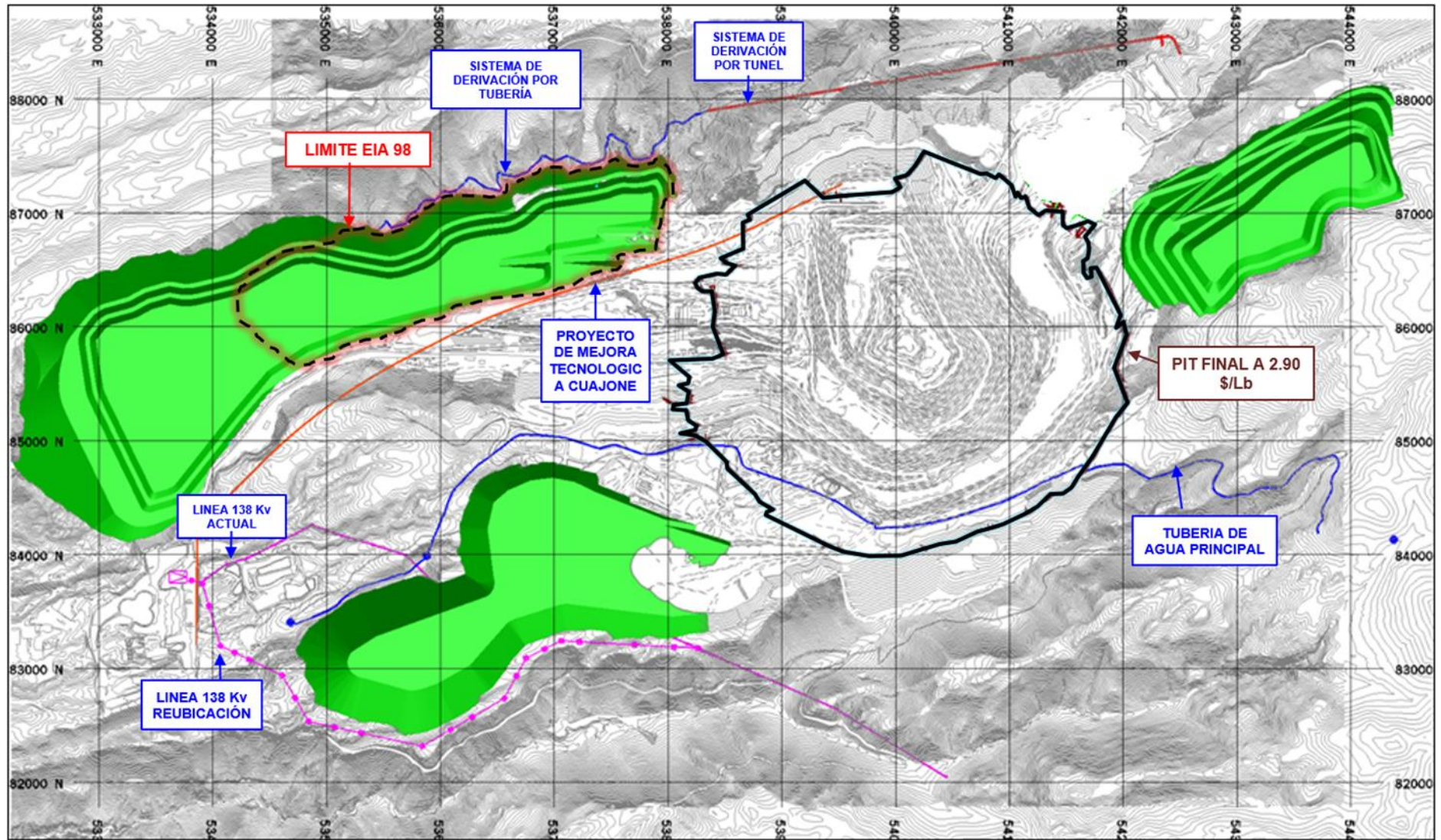
PLAN DE MINADO - RESUMEN																	
AÑO	EA	2017	2018	2019	2020	2021	2022	2023	2024	2025	2026	2027	2028	2029	2030	2031	TOTAL
Material Movido	Kt	160,412	155,922	164,927	168,822	172,017	168,841	180,901	188,875	189,114	184,001	189,373	180,922	180,372	183,814	172,575	2,640,889
Material Minado	Kt	156,780	154,065	151,584	164,896	168,742	165,967	179,044	187,018	187,257	182,144	187,516	165,845	176,619	180,061	171,843	2,579,382
Enviado al Deposito Desmonte	Kt	114,874	114,717	133,619	135,349	135,287	131,410	134,099	138,497	136,790	138,584	138,918	111,417	129,577	136,339	124,495	1,953,973
Enviado a Concentradora (Mineral)	Kt	30,564	29,469	28,899	29,555	28,486	28,467	28,913	28,542	28,624	28,022	28,158	29,226	29,561	30,281	30,450	437,217
Remanejo de Stock de Sulfuros	Kt	3,448	0	11,487	3,741	1,417	1,017	0	0	0	0	0	1,264	1,896	1,896	0	26,169
Material dentro del Tajo	Kt	27,115	29,469	17,411	25,814	27,069	27,450	28,913	28,542	28,624	28,022	28,158	27,962	27,665	28,384	30,450	411,048
Enviado a Lixiviación	Kt	1,191	2,029	1,990	1,191	3,015	1,981	1,857	1,857	1,857	1,857	1,857	1,857	1,860	1,902	1,078	27,378
Remanejo de Stock de Lixiviable		184	1,857	1,855	184	1,857	1,857	1,857	1,857	1,857	1,857	1,857	1,857	1,857	1,857	732	23,383
Material dentro del Tajo		1,007	172	135	1,007	1,158	124	0	0	0	0	0	0	3	45	346	3,995
Enviado al Stock Sulfuro	Kt	13,517	9,658	271	2,590	5,080	6,983	16,032	19,980	21,843	15,539	20,440	26,466	19,371	15,256	16,478	209,503
Enviado al Stock Lixiviable	Kt	267	48	148	137	149								3	37	74	862

PLAN DE DISPOSICIÓN DE DESMONTE																	
	EA	2017	2018	2019	2020	2021	2022	2023	2024	2025	2026	2027	2028	2029	2030	2031	TOTAL
Toro Oeste	kt	81,999	51,717	12,475	29,255	129,287	131,410	105,435	78,810	75,525	90,581	138,918	111,417	123,577	106,339	85,200	1,351,947
Kora	kt	5,741	46,981	60,572	4,500									6,000	30,000	39,295	193,089
Coco Oeste	kt	27,135	16,019	60,572	101,594	6,000		28,663	59,687	61,265	48,003						408,937
TOTAL		114,874	114,717	133,619	135,349	135,287	131,410	134,099	138,497	136,790	138,584	138,918	111,417	129,577	136,339	124,495	1,953,973

Anexo 2: Diseños de depósitos de material estéril



DEPÓSITO DE DESMONTE A 0.90 \$/Lb Cu (EIA 1998)



DEPÓSITO DE DESMONTE A 2.90 \$/Lb Cu (PCM 2016)

Anexo 3: Capacidad de los depósitos de material estéril

D.D. TORO OESTE 0.9 \$/lb (EIA 98)		
	EA	Total
Capacidad Máxima	kton	515,200
Tonelaje para alcanzar su capacidad máxima	kton	173,346

D.D. TORO OESTE (2.9 \$/lb)		
	EA	Total
Capacidad Máxima	kton	3,115,300

D.D. COCO OESTE		
	EA	Total
Tonelaje para alcanzar su capacidad máxima	kton	1,029,348

D.D. KORA		
	EA	Total
Capacidad Maxima	kton	622,500

Anexo 4: Velocidades promedio de los equipos de acarreo

2021													
Cargado (km/hr)													
Volquete\Pendiente	-12.00	-10.00	-8.00	-6.00	-4.00	-2.00	0.00	2.00	4.00	6.00	8.00	10.00	12.00
K830	14.1	14.1	14.1	14.7	33.5	33.3	26.2	22.1	17.0	13.9	11.0	9.6	8.4
K930 E	15.6	15.6	15.6	14.9	34.0	36.0	26.4	21.3	15.1	12.1	10.2	8.9	7.8
K930 4SE	14.6	14.6	14.6	15.2	34.8	34.6	28.8	25.0	19.0	15.8	12.9	11.3	9.7
C793	14.0	14.0	14.0	14.4	32.1	33.3	26.3	22.8	15.8	13.2	10.6	8.3	7.5
C797F	14.2	14.2	14.2	14.5	33.6	34.4	27.9	23.7	17.7	14.4	11.6	10.3	9.1
Vacio (km/hr)													
Volquete\Pendiente	-12.00	-10.00	-8.00	-6.00	-4.00	-2.00	0.00	2.00	4.00	6.00	8.00	10.00	12.00
K830	26.5	26.5	26.5	27.6	37.4	37.5	34.3	33.7	33.3	32.7	27.1	23.8	20.5
K930 E	29.2	29.2	29.2	28.1	37.9	41.1	37.3	34.9	30.2	28.1	25.3	21.5	18.7
K930 4SE	27.6	27.6	27.6	28.6	38.7	38.9	35.6	35.4	35.3	35.1	29.6	25.9	22.6
C793	26.0	26.0	26.0	26.8	36.0	37.5	34.4	32.6	29.9	28.2	24.4	19.9	18.9
C797F	26.7	26.7	26.7	27.7	37.4	38.7	35.4	34.8	33.2	32.5	27.2	22.3	20.6

Anexo 5: Tiempos fijos por rutas para los equipos de acarreo

RUTAS	CICLO RUTA MIN				
	793C/D	830	930E	930E-4SE	797F
F5 2980 D SRC CO DST	58	56	57	51	54
F5 2980 M SRC HPC DST	55	52	53	47	50
F5 2995 D SRC CO DST	59	57	57	51	55
F5 2995 M SRC HPC DST	54	52	52	46	49
F5 3010 D SRC CO DST	57	56	57	51	54
F5 3010 M SRC HPC DST	53	51	51	45	49
F5 3025 D SRC CO DST	58	56	57	51	54
F5 3025 M SRC HPC DST	52	50	51	45	48
F5 3040 D SRC CO DST	51	50	51	45	48
F5 3040 M SRC HPC DST	48	46	47	41	44
F6A 3100 M SRC HPC DST	41	39	40	35	38
F6A 3115 D SRC CO DST	43	42	42	37	40
F6A 3115 M SRC HPC DST	40	38	39	34	37
F6A 3115 ST SRC ST DST	42	41	41	37	39
F6A 3130 D SRC CO DST	41	40	40	36	39
F6A 3130 M SRC HPC DST	39	37	38	33	36
F6A 3130 ST SRC ST DST	40	39	39	35	37
F6A 3145 D SRC CO DST	40	39	39	35	38
F6A 3145 M SRC HPC DST	37	35	36	31	34
F6A 3145 ST SRC ST DST	39	38	38	34	36
F6A 3160 D SRC CO DST	38	38	38	34	36
F6A 3160 M SRC HPC DST	35	33	34	30	32
F6A 3160 ST SRC ST DST	38	37	37	33	35
F6B 3250 D SRC CO DST	30	30	30	27	29
F6B 3250 M SRC HPC DST	26	25	25	23	24
F6B 3250 ST SRC ST DST	30	29	29	27	28
F6B 3265 D SRC CO DST	29	29	29	27	28
F6B 3265 M SRC HPC DST	25	24	24	22	23
F6B 3265 ST SRC ST DST	29	29	29	26	27
F6B 3280 D SRC CO DST	28	29	28	26	27
F6B 3280 M SRC HPC DST	24	24	24	22	23
F6B 3280 ST SRC ST DST	28	28	28	25	27
F6B 3295 D SRC CO DST	38	38	37	34	36
F6B 3295 ST SRC ST DST	37	36	36	33	35
F6B 3310 D SRC CO DST	37	37	37	34	36
F6B 3310 Ox SRC ST3505N DST	37	36	36	33	35
F6B 3310 ST SRC ST DST	35	35	34	31	33
F6B 3325 D SRC CO DST	35	35	35	32	34
F6B 3325 ST SRC ST DST	34	33	33	30	32
F6B 3340 D SRC CO DST	34	34	33	31	33
F6B 3340 ST SRC ST DST	32	32	32	29	31
F6B 3355 D SRC CO DST	32	32	32	30	31
F6B 3355 Ox SRC ST3505N DST	33	33	33	30	32
F6B 3355 ST SRC ST DST	31	31	31	28	30
F6B 3370 D SRC CO DST	31	31	31	29	30
F7 3400 D SRC CO DST	30	31	30	28	30
F7 3415 D SRC CO DST	29	29	29	27	28
F7 3430 D SRC CO DST	23	24	23	22	23
F7 3445 D SRC CO DST	22	23	22	21	22
F7 3460 D SRC CO DST	19	20	19	18	19
F7 3475 D SRC TO DST	14	15	14	14	15
F7 3490 D SRC TO DST	14	15	15	14	15
F8 3625-1 D SRC CO DST	24	24	24	22	23
F8 3640 D SRC CU DST	24	24	25	22	23
F8 3640-1 D SRC CO DST	23	24	23	21	23
F8 3655 D SRC CU DST	23	23	24	21	22
F8 3655-1 D SRC CO DST	25	26	25	23	25
ST3445 SRC PAD LIX DST	33	32	33	31	33
ST3505S SRC PAD LIX DST	34	33	34	32	34
ST5 SRC HPC DST	23	22	24	22	24
ST75 SRC HPC DST	9	9	10	10	11
STRE	32	29	31	30	32