

Universidad Nacional de Ingeniería
Facultad de Ingeniería Geológica Minera y Metalúrgica



TESIS

**Selección de equipos de carguío para reducir costos de minado
en una mina de cobre a tajo abierto**

Para obtener el título profesional de Ingeniero de Minas


Elaborado por

Erick Elvis Hinostraza De la Cruz

 [0009-0003-1111-0547](https://orcid.org/0009-0003-1111-0547)

Asesor

MBA. Enrique Alfonso Paredes Rivero

 0000-0003-0852-5613

LIMA – PERÚ

2024

Citar/How to cite	Hinostroza De la Cruz [1]
Referencia/Reference	[1] E. Hinostroza De la Cruz, “ <i>Selección de equipos de carguío para reducir costos de minado en una mina de cobre a tajo abierto</i> ” [Tesis de pregrado]. Lima (Perú): Universidad Nacional de Ingeniería, 2024.
Estilo/Style: IEEE (2020)	

Citar/How to cite	(Hinostroza, 2024)
Referencia/Reference	Hinostroza, E. (2024). <i>Selección de equipos de carguío para reducir costos de minado en una mina de cobre a tajo abierto</i> . [Tesis de pregrado, Universidad Nacional de Ingeniería]. Repositorio institucional Cybertesis UNI.
Estilo/Style: APA (7ma ed.)	

Dedicatoria

Dedico con todo mi corazón esta tesis a mi madre Elva De la Cruz y a toda mi familia, pues sin ellos no hubiese podido ser posible todo esto. Su bendición a diario a lo largo de mi vida fue clave para guiarme en el camino del bien. Por esto doy mi trabajo en ofrenda a su egregio apoyo.

Agradecimientos

Un agradecimiento especial a los amigos que logré conocer a lo largo de mi estadía en la Universidad Nacional de Ingeniería, mi alma mater, a los profesores y a todo el personal que es parte de ella, fue muy gratificante pasar buenos años de mi vida junto a ustedes.

Un agradecimiento especial para el Ingeniero José Corimanya por su gran apoyo en la asesoría de la presente tesis.

Resumen

En el presente trabajo de investigación, se planteó una selección de equipos de carguío en una mina de cobre a tajo abierto con el objetivo de reducir los costos de minado, especialmente el costo de carguío y acarreo.

En base a los datos recolectados, se procedió a elaborar 02 escenarios, un caso base que considera la configuración actual de palas de la mina y el nuevo caso que considera una nueva configuración de palas comprando equipos de mayor productividad y menor costo operativo respecto a los equipos pequeños de carguío.

El caso base considera una configuración de 08 palas P&H 4100 AC, 04 palas P&H 2800 y 04 cargadores frontales CAT994.

El nuevo caso considera una configuración inicial de 10 palas P&H 4100 AC, 02 palas P&H 2800 y 01 cargador frontal CAT994 que en el transcurso del periodo LOM se irán dando de baja a los equipos pequeños.

Las alternativas fueron desarrolladas definiendo el mismo tonelaje movido de mineral y desmonte, por lo tanto, el impacto de la selección de equipos será específicamente en la reducción de costos de carguío y acarreo.

La nueva configuración de palas considera una reducción de tiempo de carguío promedio de 1.47min a 1.11min para cargar los camiones CAT 793, una reducción del 24% en tiempo. Los beneficios aguas abajo por la disminución del tiempo de carguío son importantes, representa una reducción de 94 MM\$ en los costos de carguío, una reducción de 76 MM\$ en los costos de acarreo por necesitar menos tiempo de carguío en el ciclo de acarreo, una reducción de 34 MM\$ en el capital destinado para el overhaul de las palas pequeñas que ahora ya no se realizará, además la reducción de emisión de gases CO₂ de 38,831 toneladas por reducir el ciclo de acarreo.

En base a la evaluación económica el nuevo caso obtuvo un NPV@8% de 7,164 MM\$, siendo 230 MM\$ mayor al caso base, en base a estos resultados se recomienda optar por la alternativa del nuevo caso por ser económica y ambientalmente atractivo.

Palabras Clave — Carguío, acarreo, costos, CO2, evaluación económica.

Abstract

In the present research work, a selection of loading equipment in an open pit copper mine was proposed with the objective of reducing mining costs, especially the cost of loading and hauling.

Based on the data collected, 02 scenarios were developed, base case that considers the current configuration of mine shovels and the new case that considers a new configuration of shovel by purchasing equipment with higher productivity and lower operative cost compared to small loading equipment.

The base case considers a configuration of 08 P&H 4100 AC shovels, 04 P&H 2800 shovels and 04 CAT994 loaders.

The new case considers an initial configuration of 10 P&H 4100 AC shovel, 02 P&H 2800 shovel and 01 CAT994 loader that over the course of the LOM period the small equipment will be shutdown.

The alternatives were developed defining the same tonnage moved of ore and waste, therefore, the impact of the equipment selection will be specifically on the reduction of loading and hauling costs.

The new shovel configuration considers an average loading time reduction from 1.47min to 1.11min for load the CAT 793 trucks, 24% reduction in time.

The downstream benefits of reduced loading time are significant, representing a \$94 million reduction in loading costs, a \$76 million reduction in hauling costs due to the need for less loading time in the haul cycle, a \$34 million reduction in capital allocated for the overhaul of small shovels that will not be performed, in addition, the reduction of CO₂ gas emissions of 38,831 tons by reducing the haulage cycle.

Based on the economic evaluation, the new case obtained a NPV@8% of 7,164 MM\$, being 230 MM\$ higher than the base case, based on these results it is recommended to opt for the alternative of the new case because it is economically and environmentally attractive

Keywords — Loading, haulage, costs, CO2, economic evaluation.

Tabla de contenido

	Pág.
Resumen.....	v
Abstract.....	vii
Introducción.....	xiv
Capítulo I. Parte introductoria del trabajo.....	1
1.1 Generalidades.....	1
1.2 Descripción del problema de investigación.....	2
1.3 Objetivos del estudio.....	3
1.3.1 Objetivo general.....	3
1.3.2 Objetivos específicos.....	3
1.4 Hipótesis general.....	3
1.4.1 Hipótesis General.....	3
1.4.2 Hipótesis específicas.....	3
1.5 Antecedentes investigativos.....	4
1.5.1 Internacionales.....	4
1.5.2 Nacionales.....	5
Capítulo II. Marcos teórico y conceptual.....	7
2.1 Marco teórico.....	7
2.1.1 Operaciones de carguío en minas a tajo abierto.....	7
2.1.2 Costos en operación minera a Tajo Abierto.....	10
2.1.3 Costo Ambiental.....	17
2.2 Marco conceptual.....	18
2.3 Tipo y diseño de la investigación.....	19
2.3.1 Enfoque.....	19
2.3.2 Alcance.....	19
2.3.3 Diseño de la investigación.....	19
2.4 Unidad de análisis.....	20

2.4.1	Descripción	21
2.4.2	Geología Regional	22
2.4.3	Geología Local.....	24
2.4.4	Geología Estructural	25
2.4.5	Operaciones unitarias	26
2.4.6	Perforación	27
2.4.7	Voladura	28
2.4.8	Carguío.....	29
2.4.9	Acarreo	32
Capítulo III. Desarrollo del trabajo de investigación		34
3.1	Recolección de datos.....	34
3.1.1	Plan de minado.....	34
3.1.2	Costos	34
3.1.3	Cost Index	34
3.1.4	Velocidades del camión de acarreo	34
3.1.5	Emisión de CO2.....	34
3.2	Procesamiento de la información	35
3.2.1	Configuración de palas	35
3.2.2	Estimación de costos actuales.....	36
3.2.3	Productividad de palas.....	38
3.2.4	Flota y horas de camiones	40
3.2.5	Reducción de la huella de carbono CO2.....	42
3.3	Análisis de la información	44
Capítulo IV. Análisis y discusión de resultados		45
Conclusiones		58
Recomendaciones		59
Referencias bibliográficas		60
Anexos.....		62

Lista de Tablas

	Pág.
Tabla 1: Matriz de Consistencia.....	2
Tabla 2: Ciclo de carguío de pala (seg) asumiendo 90° Angulo de oscilación.....	9
Tabla 3: Análisis del efecto en el costo de la flota pala/camión.....	12
Tabla 4: Índice de precios para maquinaria y equipo de construcción	16
Tabla 5: ENR cost índices Engineering. New Record	17
Tabla 6: Costos de minado para una mina a tajo abierto en 1992	37
Tabla 7: Costos de proceso para una mina a tajo abierto en 1992.....	37
Tabla 8: Costos de minado para una mina a tajo abierto en 2023	37
Tabla 9: Costos de proceso para una mina a tajo abierto en 2023.....	38
Tabla 10: Velocidades del camión CAT 793 D.....	40
Tabla 11: Tiempos fijos para camión CAT 793 D.....	40
Tabla 12: Flujo de caja del caso base parte 1	52
Tabla 13: Flujo de caja del caso base parte 2.....	53
Tabla 14: Flujo de caja del caso propuesto parte 1	54
Tabla 15: Flujo de caja del caso propuesto parte 2.....	55

Lista de Figuras

	Pág.
Figura 1: Nomenclatura de palas	7
Figura 2: Representación diagramática de una pala P&H 4100XPC.....	8
Figura 3: Típico modelo de tiempo.....	9
Figura 4: Costo total de minado por actividad	11
Figura 5: Mine/Mill CAPEX como función a las toneladas minadas diariamente	14
Figura 6: Tamaño de Molino versus toneladas molidas diariamente.....	15
Figura 7: Costo operacional a tajo abierto, Tp es el tonelaje movido por día	15
Figura 8: Plano de ubicación de Cerro Verde en Perú	20
Figura 9: Plano de ubicación de Cerro Verde en Arequipa	21
Figura 10: Columna Estratigráfica del yacimiento minero Cerro Verde	23
Figura 11: Geología Regional del yacimiento Cerro Verde	24
Figura 12: Geología Local del yacimiento Cerro Verde.....	25
Figura 13: Geología Estructural del yacimiento Cerro Verde.....	26
Figura 14: Elementos de una broca tricónica	27
Figura 15: Perforadora rotativa Pit Viper 351	28
Figura 16: Sistema Mine to Mill representado como fragmentación	29
Figura 17: Pala P&H 4100 XPC	30
Figura 18: Pala 2800 XPC	31
Figura 19: Cargador 994H	32
Figura 20: Camión minero CAT793.....	33
Figura 21: Configuración de palas del caso base.....	35
Figura 22: Configuración de palas del nuevo caso.....	36
Figura 23: Producción anual de palas del caso base	39
Figura 24: Producción anual de palas del nuevo caso	39
Figura 25: Horas de Acarreo del caso base vs el caso base.....	41
Figura 26: Número de camiones del caso base vs el caso base.....	42

Figura 27: Consumo de Diesel (gal) del caso base vs nuevo caso	43
Figura 28: Emisión de CO2 del caso base vs nuevo caso	43
Figura 29: Comparación de costos de minado sin costos de Carguío y Acarreo.....	45
Figura 30: Comparación de costos de Procesamiento	46
Figura 31: Comparación de costos de Downstream.....	46
Figura 32: Comparación de costos de Carguío	47
Figura 33: Comparación de costos de Acarreo	47
Figura 34: Comparación de OPEX.....	48
Figura 35: Comparación de OPEX acumulado.....	48
Figura 36: Comparación de CAPEX.....	49
Figura 37: Comparación de CAPEX acumulado	49
Figura 38: Revenue	50
Figura 39: Revenue acumulado	50
Figura 40: Comparación de profit.....	56
Figura 41: Comparación de profit acumulado	57

Introducción

El presente trabajo plantea un análisis para reducir el costo de minado mediante la selección de equipos de carguío en una mina de cobre a tajo abierto.

El contenido del trabajo está estructurado en cuatro capítulos, descritos a continuación.

El Capítulo I, se titula Parte introductoria del trabajo y contiene;

Generalidades, donde se describe el alcance de la investigación y el beneficio que esta pueda generar.

Descripción del problema de investigación, donde se detalla los inconvenientes que se encuentran las diferentes minas para reducir los costos de minado.

Objetivos de estudio, donde se detalla la finalidad del presente trabajo de investigación.

Hipótesis general, donde se exponen los impactos que encontraremos por la correcta selección de equipos de carguío.

Antecedentes Investigativos, donde se muestran los antecedentes nacionales e internacionales respecto a la reducción de costos de minado.

El Capítulo II, se titula Marcos teórico y conceptual, y contiene:

Marco Teórico, donde se detalla 3 subcapítulos como Operaciones de carguío en minas a Tajo Abierto, Costos en operación minera a Tajo Abierto y Costo ambiental.

Marco Conceptual, donde se definen palabras recurrentes en el presente trabajo de investigación que explican un significado.

Tipo y diseño de la investigación; donde se define que la investigación es cuantitativa, el alcance es correlacional porque la variable dependiente que es selección de equipos de carguío varía en función a la variable independiente que son los costos de minado.

Unidad de Análisis; se describe a la unidad de análisis a la operación minera a Tajo Abierto de Cerro Verde de la empresa Sociedad Minera Cerro Verde S.A.C.

El Capítulo III, se titula Desarrollo del trabajo de investigación, donde se profundiza en la metodología y en los pasos a realizar en la selección de equipos de carguío.

Este capítulo cuenta con 3 subcapítulos como son;

Recolección de datos, es este punto se detalla cómo se recolectaron los datos como el plan de minado que usaremos como base para la evaluación, costos obtenidos mediante benchmark, cost index que nos permitirá actualizar los costos antiguos obtenidos, velocidad del equipo de acarreo y la emisión de CO₂.

Procesamiento de la información, en donde se trabajan los datos utilizando diversas herramientas.

Análisis de la información, donde se realiza el análisis de correlación entre las alternativas y explicar el comportamiento de estas.

Finalmente el Capítulo IV, titulado Análisis y discusión de resultados, en el cual se analizan los resultados obtenidos de las alternativas en donde la selección de equipos de carguío luego de analizarlos se comparan con los costos de minado relacionados a cada alternativa desarrollada.

En este capítulo se realiza la contrastación de las hipótesis, “La selección de carguío influirá en la reducción del costo de minado”, es favorable.

Capítulo I. Parte introductoria del trabajo

1.1 Generalidades

En la actualidad las condiciones del negocio minero están afectadas por el efecto de la oferta y la demanda de los metales, por ende, como operación minera no podemos intervenir en ellos tratando de subir o bajar los precios de los metales ya que estos obedecen a la ley de la oferta y la demanda, sin embargo, existen muchas formas de poder optimizar el valor de la mina, una de ellas es incrementando la productividad y la otra es reduciendo los costos operativos.

La presente investigación mostrará el impacto de reducir costos significativamente utilizando un enfoque de estrategia de equipos de carguío, reemplazando equipos de baja productividad y alto costo operativo por equipos de carguío con mejor productividad y menor costo operativo para una mina a tajo abierto de cobre al sur del Perú.

El método de trabajo que usaremos para demostrar la efectividad del presente trabajo de investigación será cuantitativo, cuantificaremos los resultados en una evaluación económica, incluyendo los inputs de costo y producción, esta evaluación económica representará la disminución de costos operativos manteniendo constantes la producción mineral simplemente cambiando los equipos de producción de carguío.

El alcance de este proyecto de investigación será el desarrollo y evaluación económica de escenarios considerando diferentes estrategias de equipos de carguío en una mina a tajo abierto de cobre.

Las limitaciones que se encontraron al realizar el presente proyecto de investigación es las pocas investigaciones en el país sobre el tema específico que se ha realizado y la menor bibliografía también respecto al tema de investigación.

Tabla 1

Matriz de consistencia

PROBLEMA	OBJETIVOS	HIPÓTESIS	VARIABLES		INDICADORES
			DEPENDIENTE	INDEPENDIENTE	
¿En qué la selección de equipos de carguío influye en los costos de minado en minas de cobre a tajo abierto?	<ul style="list-style-type: none"> - Seleccionar los equipos de carguío para reducir el costo de minado en minas de cobre a tajo abierto - Seleccionar equipos de carguío para reducción del ciclo de acarreo de los camiones. - Seleccionar equipos de carguío para reducir el tiempo de carguío del camión. - Seleccionar equipos de carguío para reducir las emisiones de CO2. 	<ul style="list-style-type: none"> - La selección de equipos de carguío influirá en la reducción del costo de minado. - La selección de equipos de carguío influirá en la reducción del ciclo de acarreo de los camiones. - La selección de equipos de carguío influirá en la reducción del tiempo de carguío de los camiones. - La selección de equipos de carguío influirá en la reducción de emisiones de CO2. 	Costos de minado	Selección de equipos de carguío	Millones de dólares de Net Present Value

Fuente: Elaboración propia.

1.2 Descripción del problema de investigación

Las operaciones mineras según Cueva (2009), en la publicación *“Modelo de Reducción de costos en el sector minero”*. Nos menciona que una de las variables más importantes para que la actividad minera sea rentable y productiva es la reducción de costos estratégica. Nosotros no podemos predecir o controlar el precio de metales, por lo contrario, si podemos controlar el proceso y reducir los costos para ser competitivos.

La gestión de ventas y costos según Brañes (2008), en el curso de *“Planeamiento de Minado”*, desarrolla que el enfoque de la empresa tiene diferentes directivas, una de ellas es mejorar la utilidad incrementando las ventas manteniendo los costos, a esto se llama “Enfoque en ventas” y la siguiente consiste en incrementar la utilidad manteniendo constante las ventas, pero disminuyendo los costos, a esto se llama “Enfoque en costos”.

El reemplazo de equipos puede significar una mejora en la operación y reducción de costos de operación si se orientan de una forma estratégica, escoger equipos de gran productividad y menores costos unitarios puede impactar en la reducción de costos. Según Barrientos (2016), en la publicación “*Reemplazo de cargadores frontales en operaciones mineras a cielo abierto*”, nos muestra una evaluación de reemplazo de equipos de carguío para mejorar el valor de la mina, tomando un enfoque de reducción de costos.

¿En qué medida el cambio de estrategia de equipos de carguío influye en los costos en empresas mineras a tajo abierto?

1.3 Objetivos del estudio

1.3.1 Objetivo general

- Seleccionar los equipos de carguío para reducir el costo de minado en minas de cobre a tajo abierto.

1.3.2 Objetivos específicos

- Seleccionar equipos de carguío para reducción del ciclo de acarreo de los camiones.
- Seleccionar equipos de carguío para reducir el tiempo de carguío del camión.
- Seleccionar equipos de carguío para reducir las emisiones de CO₂.

1.4 Hipótesis general

1.4.1 Hipótesis General

- La selección de equipos de carguío influirá en la reducción del costo de minado.

1.4.2 Hipótesis específicas

- La selección de equipos de carguío influirá en la reducción del ciclo de acarreo de los camiones.
- La selección de equipos de carguío influirá en la reducción del tiempo de carguío de los camiones.
- La selección de equipos de carguío influirá en la reducción de emisiones de CO₂.

1.5 Antecedentes investigativos

A continuación, se describen los antecedentes relacionados al tema de investigación, realizados en los ámbitos internacional y nacional.

1.5.1 Internacionales

C.O. Aksoy “et al”. (2005), en la publicación “*Truck-Shovel optimization accounting for cost, safety, and operational practice*”, desarrolla que al seleccionar equipos de carguío y transporte se debe considerar factores como disponibilidad de equipos, vida de uso económico, costos de mantenimiento, costos operativos, disponibilidad de piezas de repuesto. Teniendo en cuenta estos factores, se seleccionarán camiones y palas con diferentes capacidades optimizando la flota de equipos de la mina.

En el estudio de la mina Eynéz a tajo abierto en la región de Soma, Turquía. Se hizo una optimización pala-camión basado en el movimiento de 5 a 20 millones de metros cúbicos de material. El resultado mostró que la baja capacidad de palas fue desfavorable debido a la alta expectativa de producción. La alta capacidad de las palas también fue desfavorable debido a las afectaciones de salud y seguridad causados por altos impactos de vibración en los equipos de acarreo durante el ciclo de carguío. El número de pases requerido para cargar un camión pasó de 3 a 6, equipos con alta capacidad de carguío se consideraron antieconómicos debido al alto valor de inversión y costos operativos.

Barrientos, V. (2016), en la publicación “*Reemplazo de cargadores frontales en operaciones mineras a cielo abierto*”, explica que la adquisición de equipos involucra un porcentaje del costo total de un proyecto minero, también cuando el proyecto está en marcha, son importantes los costos de operación y mantenimiento. El presupuesto para su posterior reemplazo es cuantioso y requiere un estudio detallado.

Estudios sobre operaciones mineras a tajo abierto en Chile, indica que los costos de mantenimiento se han estimado en alrededor del 44% del costo total de producción de una mina, y entre un 20 a 40% está relacionado con las reparaciones de componentes mayores.

En la operación minera de estudio los equipos cargadores frontales de 21 yd³ son utilizados como equipo de producción y decidieron en la alternativa que tiene menos costos globales a largo plazo, se concluyó que la mejor opción era de reemplazo del equipo por uno nuevo.

Podemos inferir además que el reemplazo de equipos puede ser beneficioso si se mantiene con un objetivo de optimizar la operación, al elegir equipos de menor costo operativo y mayor productividad.

1.5.2 Nacionales

Cueva, O. (2009), en la publicación "*Modelo de Reducción de costos en el sector minero*", menciona que la minería es una actividad que no controla precios de venta de sus productos, por lo general debe trabajar en optimizar los procesos y bajar los costos para seguir siendo competitivos.

La reducción de costos no significa eliminar o quitar costos dentro de un proceso productivo, también significa incrementar costos que impacten en el desarrollo y la mejora de un proceso, para que al final se logre un menor costo unitario.

Antes de incrementar o eliminar costos se debe realizar un diagnóstico de los procesos, identificar los cuellos de botella en el proceso y proponer mejoras.

Es por ello, por lo que optimizar la flota de equipos de carguío para reducir costos se convierte en una necesidad de empresa para ser competitivos en una industria en la que no controlamos los precios del metal, pero si podemos controlar nuestra operación para reducir costos.

Vitteri, J. (2013), en la publicación "*Variabilidad en los procesos de carguío y transporte con equipos pesados*"; por lo general en una operación minera se desconoce la existencia de la variabilidad y sus efectos nocivos. explica que por lo general se acepta que el mínimo costo de operación se obtiene con la mayor utilización del equipo de carguío. Esto sucede por la idea que los cargadores siempre tengan camiones a su alrededor para que no deje de trabajar a causa de que el equipo de carguío tiene 2 veces el costo horario de los camiones.

Se infiere que, si se llega a manejar el concepto de “variabilidad”, las causas estarán resueltas.

El optimizar la flota de equipos de carguío podemos reducir esta variabilidad, ayudando los procesos aguas abajo como el de transporte de material, mantenimiento, etc.

Capítulo II. Marcos teórico y conceptual

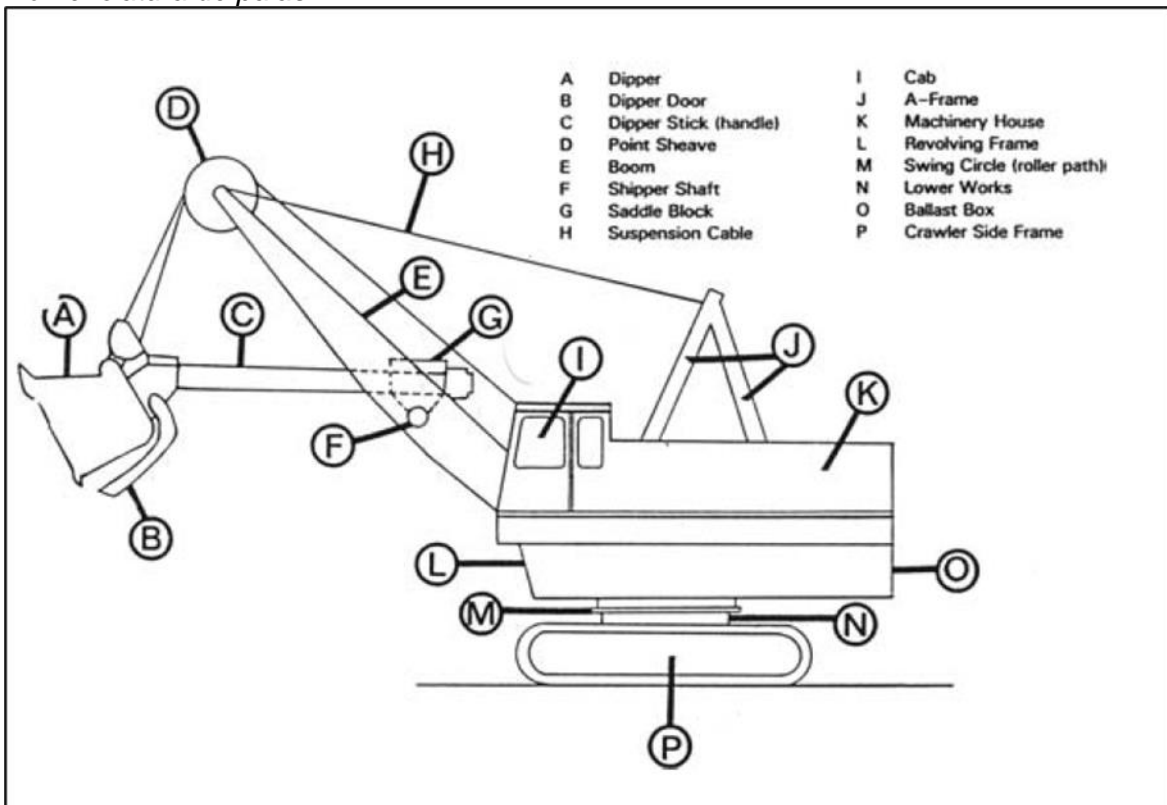
2.1 Marco teórico

2.1.1 Operaciones de carguío en minas a tajo abierto

De acuerdo con W. Hustrulid (2013), en el libro “*Open Pit Mine Planning & Design*”, menciona que, en minas de mediana y gran escala, el principal equipo de producción de carguío son las palas, existen muchas variades entre los equipos de carguío como los cargadores frontales, palas hidráulicas y palas eléctricas, como podemos ver en la Figura 1 nos muestra las partes de una pala de manera general.

Figura 1

Nomenclatura de palas.

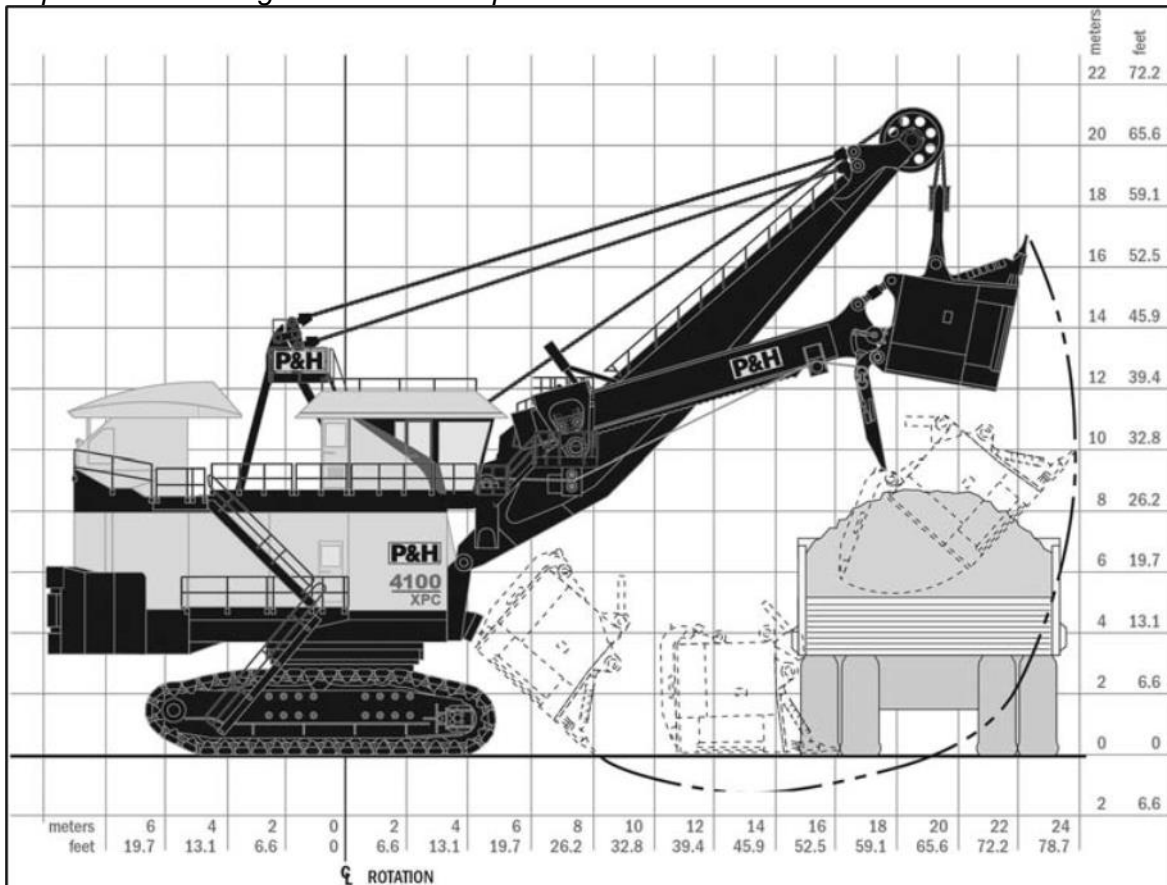


Fuente: J.W. Martin (1982). “Martin Consultants, Golden, CO.”.

El esquema de carguío pala – camión es muy importante al momento de seleccionar la flota de carguío, ya que al seleccionar determinada pala con una capacidad de carguío deberemos también de seleccionar un equipo de acarreo de su misma dimensión para no sobrepasar el número de pases de material, en la Figura 2, podemos ver una dimensión típica de una pala P&H 4100XPC.

Figura 2

Representación diagramática de una pala P&H 4100XPC.

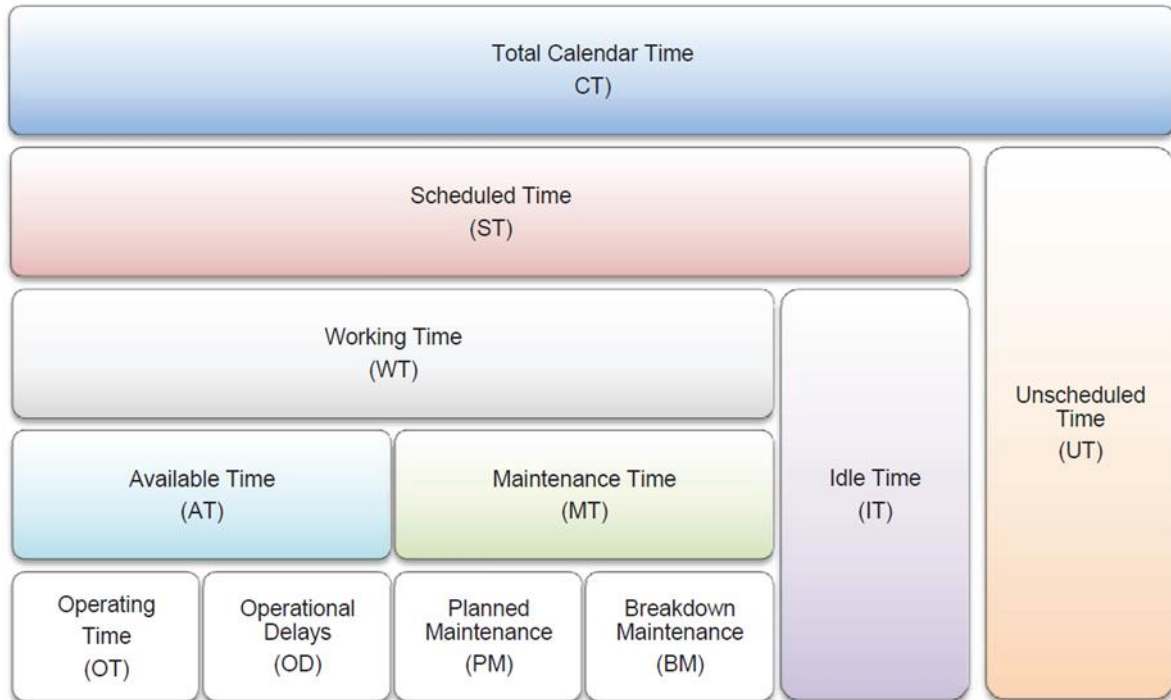


Fuente: P&H. (2012) "P&H 4100XPC Digital AC Drive Electric Mining Shovel".

Una de las variables importantes para determinar la productividad de una pala es la disponibilidad mecánica, que nos brindará el tiempo el cual el equipo está disponible para operar descontando las fallas o mantenimientos mecánicos. La segunda variable importante es la utilización del equipo, está más ligado a la destreza del operador en el equipo y la reducción de tiempo de demoras y reservas que pueda surgir en la operación. La tercera variable es simplemente la unión de la primera y segunda variable, considerado como la eficiencia operativa.

Figura 3

Típico modelo de tiempo



Fuente: S, Nel. (2011). "Improving Truck-Shovel Matching".

El tiempo de carguío puede ser variable dependiendo del tamaño y la rapidez de la pala, los factores que impactan esta actividad son las siguientes:

- Carguío del cucharón
- Elevación de la pala
- Descarga del cucharón
- Descenso de la pala

Tabla 2

Ciclo de carguío de pala (seg) asumiendo 90° ángulo de oscilación.

B _c		Digging conditions			
yd ³	m ³	E	M	M-H	H
4	3	18	23	28	32
5	4	20	25	29	33
6	5	21	26	30	34
7	5.5	21	26	30	34
8	6	22	27	31	35
10	8	23	28	32	36
12	9	24	29	32	37
15	11.5	26	30	33	38
20	15	27	32	35	40
25	19	29	34	37	42

Fuente: T. Atkinson. (1971). "Selection of open pit excavating and loading equipment".

De la Tabla 2 podemos deducir que el tiempo de carguío se incrementa proporcionalmente al tamaño del cucharón de la pala, además de incrementarse directamente proporcional al tipo de roca que podamos encontrar (E: Easy, M: Medium, M-H: Medium-Hard, H: Hard), sin embargo, si consideramos que usemos un cucharón de mayor proporción, al necesitar menos cantidad de pases para cargar un camión por la dimensión, el tiempo de carguío se reducirá sustancialmente.

2.1.2 Costos en operación minera a Tajo Abierto

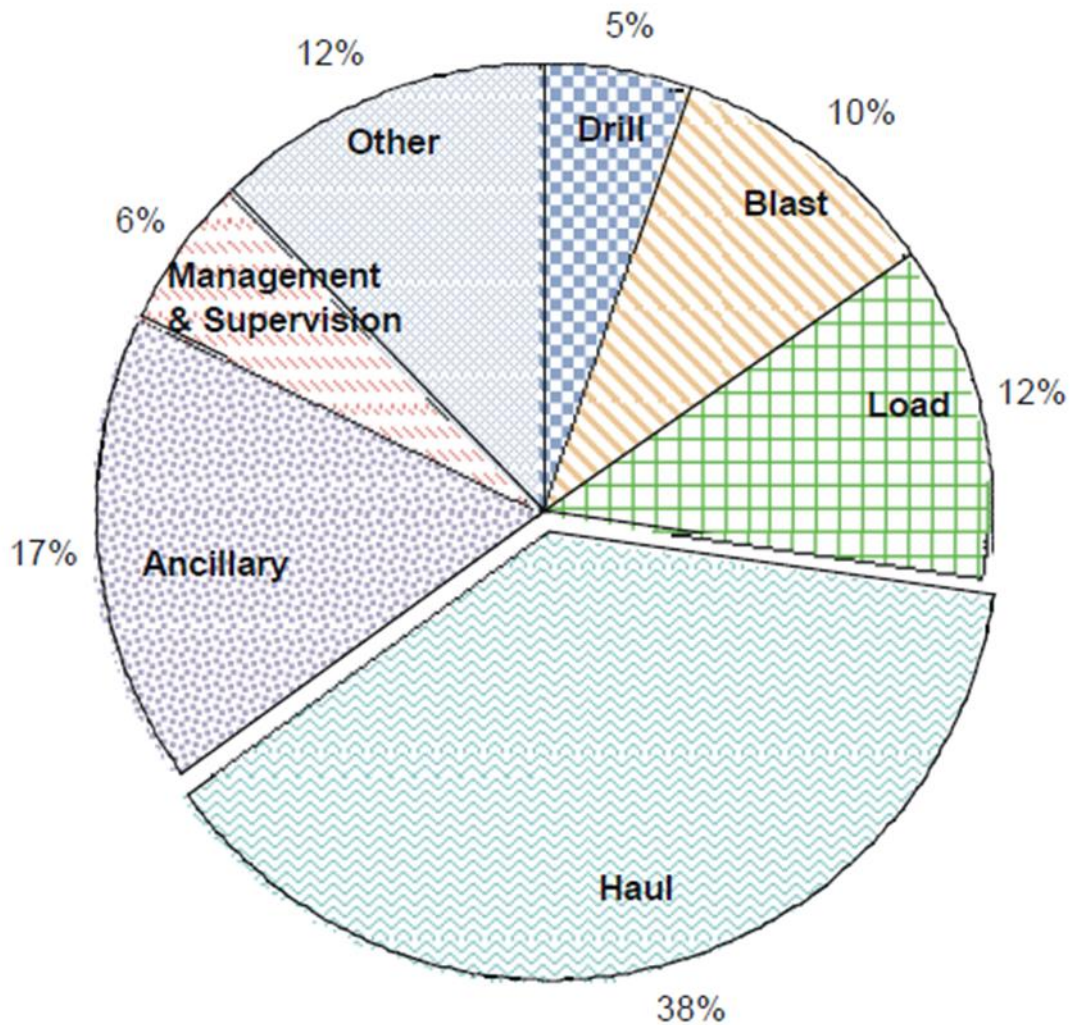
De acuerdo con S. Nel (2011), en el artículo *"Improving Truck-Shovel Matching"*, indica que entre el 50-60% de los costos están asociados al costo de carguío y acarreo en operaciones a tajo abierto, las compañías actualmente están constantemente viendo la manera de cerrar la brecha actual pala/camión mejorando la productividad.

Debido al costo importante en la operación necesitamos buscar maneras para reducir tiempos de operación y en efecto podremos reducir los costos operativos ligados a esta actividad.

De acuerdo con Gregory B. (2000), en el artículo *"Truck Selection"*, menciona reforzando lo dicho por Nel, que el costo de carguío es una de las más importantes en todo el costo de minado en una mina a tajo abierto como se puede ver en la figura 4, alcanzando un 12%.

Figura 4

Costo total de minado por actividad



Fuente: B. Gregory. (2000). "Truck Selection".

Existe además una relación importante entre el equipo de carguío y los equipos de transporte, en su artículo muestra el estudio que se hizo al evaluar 6 casos de diferentes equipos de acarreo frente a 3 tipos diferentes equipos de carguío donde se evaluaron los siguientes puntos:

- Número de pases para cargar el camión.
- Tiempo de carguío.
- Número de camiones requeridos.
- Cost index.

Tabla 3

Análisis del efecto en el costo de la flota pala/camión.

		Excavators													
Operating Weight (t)		100				400				650					
Bucket Capacity (cu.m)		6.5				20				34					
Truck Size (payload) (t)	Number of Passes	Number of Passes	Load Time (min)	Number of Trucks	Cost Index (%)	Number of Passes	Number of Passes	Load Time (min)	Number of Trucks	Cost Index (%)	Number of Passes	Number of Passes	Load Time (min)	Number of Trucks	Cost Index (%)
49	4	4	2.13	7.0	200%	1	1	0.78	17.7	204%	1	1	0.78	17.7	201%
91	7	7	3.48	4.6	144%	2	2	1.25	11.4	144%	2	2	1.25	11.4	135%
146	12	12	5.73	3.2	130%	3	3	1.72	8.5	130%	3	3	1.72	8.5	115%
187	15	15	7.08	2.7	126%	4	4	2.18	6.9	126%	3	3	1.72	8.5	102%
230	18	17	8.43	2.4	134%	5	5	2.65	5.8	134%	4	4	2.18	6.9	100%
353	28	27	12.93	1.9	151%	8	8	4.05	4.1	151%	6	6	3.12	5.1	106%

Fuente: B. Gregory. (2000). "Truck Selection".

Los resultados muestran la importancia que existe en elegir un equipo de acarreo acorde a los equipos de carguío que usemos, camiones de gran capacidad no pueden operar junto a palas de pequeña capacidad de cucharón, debido a que se requiere muchos pases para llenar el camión, esto hace un proceso muy deficiente, por lo contrario si usamos equipos de acarreo muy pequeños y los equipos de carguío tienen una capacidad de carguío grande, con un solo pase de material podrán llenar el camión, pero al camión ser pequeño requerirá de un mayor número de viajes para completar el throughput requerido, esto genera que la pala grande sea subutilizada.

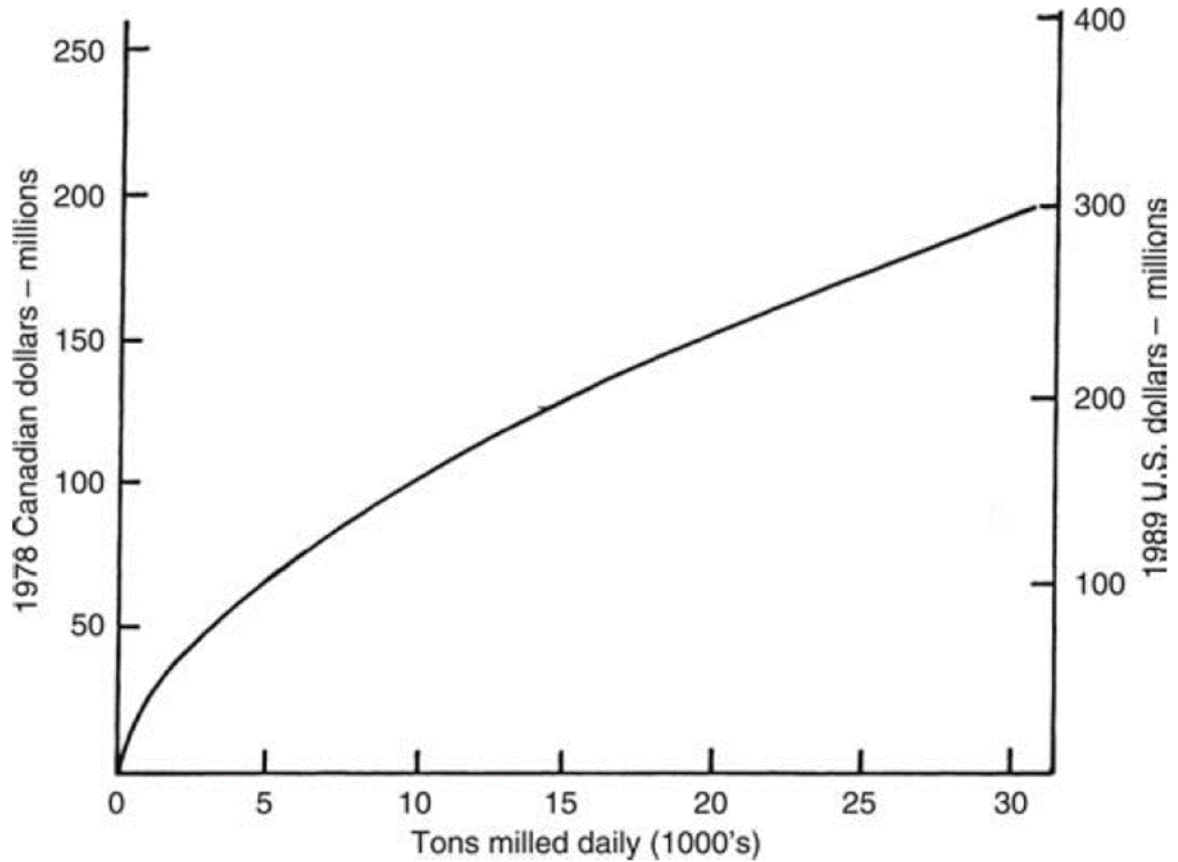
Para el estudio de Gregory B. lo ideal para la mina en análisis es usar camiones de 230 t y palas de 34 cu m para el cost index sea 100%, esto quiere decir que la producción sea lo suficiente para cumplir con los objetivos sin ser más costosos.

Los inputs económicos para evaluar casos económicos por lo general son datos estadísticos de la mina, también pueden usar escaladores económicos empíricos que se aproximan a la realidad.

O'Hara. (1980), en su publicación "*Quick guides to the evaluation of orebodies*", empezó a utilizar datos de diferentes minas con sus respectivos costos para poder escalarlos y obtener costos cercanos a los reales para evaluar diferentes proyectos, como se puede apreciar en la Figura 5.

Figura 5

Mine/Mill CAPEX como función a las toneladas minadas diariamente

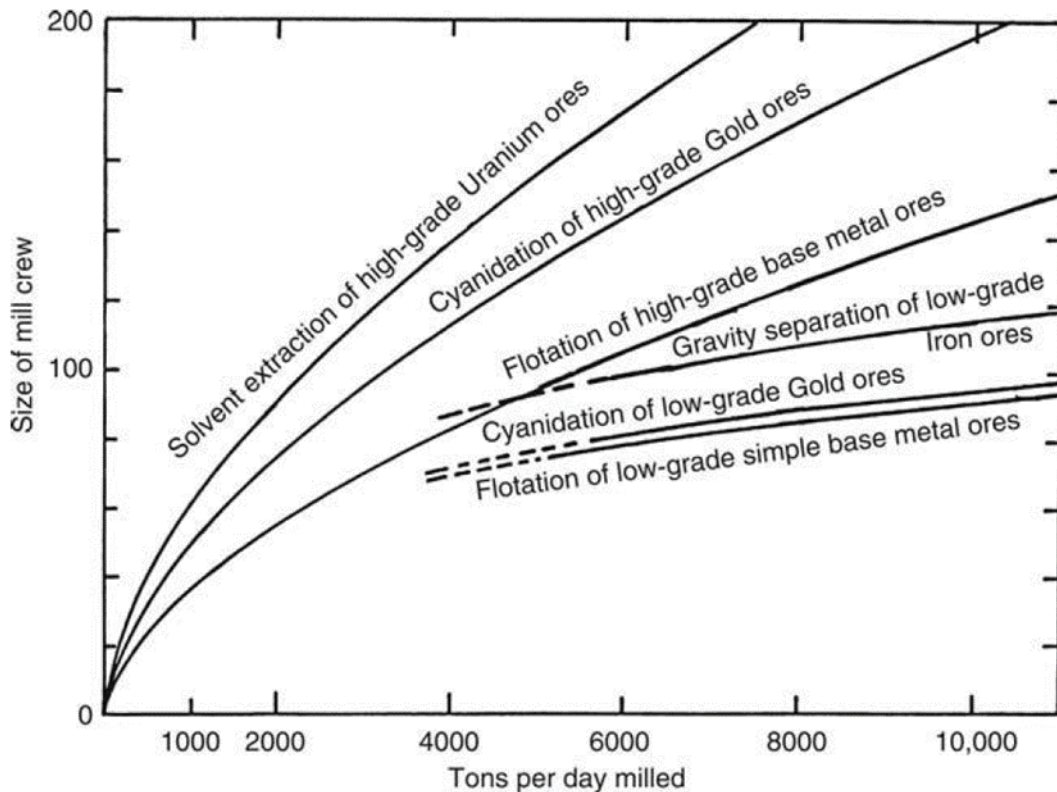


Fuente: T.A. O'hara. (1980). "Quick guides to the evaluation of orebodies".

Estos costos escalados son actualizados año a año para poder tener diferentes fuentes para evaluar económica, en 1992 se generó diferentes costos para diferentes actividades como se puede ver en la Figura 6.

Figura 6

Tamaño de Molino versus toneladas molidas diariamente



Fuente: T.A. O'hara & S. Suboleski. (1992). "Costs and cost estimation".

Figura 7

Costo operacional a tajo abierto, T_p es el tonelaje movido por día

The daily operating costs are:

- Drilling cost per day = $\$1.90 T_p^{0.7}$
- Blasting cost per day = $\$3.17 T_p^{0.7}$
- Loading cost per day = $\$2.67 T_p^{0.7}$
- Haulage cost per day = $\$18.07 T_p^{0.7}$
- General services cost per day = $\$6.65 T_p^{0.7}$

Fuente: T.A. O'hara & S. Suboleski. (1992). "Costs and cost estimation".

No solo costos de capital fueron actualizados, sino también los costos unitarios de producción, cada mina al tener diferente ratio de producción y flota de equipos tiene un costo unitario de minado diferente por actividad, estos fueron plasmados por O'Hara en la Figura 7.

Los costos de años pasados no van a representar los costos actuales, debido a esto existen los escaladores de costos antiguos, debido a la inflación y política externa los costos cambian a través de los años como se puede ver en la Tabla 4. Uno de los términos que se usará para las evaluaciones económicas es el Cost index o Price index, que dependiendo del rubro podremos tener un factor el cual nos ayudará a traer al año que necesitemos los costos antiguos, un ejemplo de cost index se muestra en la Tabla 3.

Tabla 4

Índice de precios para maquinaria y equipo de construcción

Year	Index (1982-100)	Year	Index (1982-100)
1978	67.7	1995	136.7
1979	74.5	1996	139.8
1980	84.2	1997	142.2
1981	93.3	1998	145.2
1982	100.0	1999	147.2
1983	102.3	2000	148.6
1984	103.8	2001	149.1
1985	105.4	2002	151.1
1986	106.7	2003	153.2
1987	108.9	2004	158.5
1988	111.8	2005	168.3
1989	117.2	2006	175.4
1990	121.6	2007	179.6
1991	125.2	2008	185.3
1992	128.7	2009	191.0
1993	132.0	2010	191.4
1994	133.7	2011	197.4

Fuente: BLS. (2012). "Bureau of Labor Statistics".

Estos índices por año nos servirán para estimar costos lo más cercano a la realidad posible, existen diferentes índices para cada tipo de industria, pero en este tema de investigación trataremos de usar los índices más cercanos a la realidad minera.

Tabla 5*ENR cost Indices Engineering. New Record (ENR), (2012)*

Year	Construction Cost	Building Cost	Skilled Labor	Common Labor	Materials
1976	2499	1425	2136	4700	1055
1977	2577	1545	2264	4977	1159
1978	2776	1674	2405	5303	1289
1979	3003	1819	2564	5676	1427
1980	3237	1941	2767	6168	1488
1981	3535	2097	3025	6802	1527
1982	3825	2234	3358	7545	1548
1983	4066	2384	3591	8020	1651
1984	4146	2417	3721	8269	1621
1985	4182	2425	3778	8396	1617
1986	4295	2483	3867	8616	1637
1987	4406	2541	3986	8869	1659
1988	4519	2598	4085	9120	1694
1989	4615	2634	4174	9381	1693
1990	4732	2702	4310	9646	1720
1991	4835	2751	4457	9935	1709
1992	4985	2834	4580	10243	1761
1993	5210	2996	4703	10525	1953
1994	5408	3111	4818	10856	2068
1995	5471	3112	4943	11146	1993
1996	5620	3203	5085	11444	2046
1997	5826	3364	5229	11697	2226
1998	5920	3391	5374	12024	2179
1999	6059	3456	5537	12383	2184
2000	6221	3539	5740	12790	2195
2001	6343	3574	5965	13242	2113
2002	6538	3623	6208	13871	2044
2003	6694	3693	6496	14386	1981
2004	7115	3984	6747	14978	2296
2005	7446	4205	7035	15555	2476
2006	7751	4369	7274	16164	2595
2007	7966	4485	7604	16756	2580
2008	8310	4691	7902	17415	2730
2009	8570	4769	8197	18190	2674
2010	8799	4883	8483	18776	2684
2011	9070	5058	8712	19257	2826

Fuente: ENR. (2012). "Historical Cost Indices".

2.1.3 Costo Ambiental

Gama, Carlos (2001), en su publicación *"Innovadoras formas de abordar los problemas ambientales en la industria minera"*, menciona que la convivencia entre la industria minera y el medio ambiente requieren elementos que contribuyan en conseguir el equilibrio, generalmente es diferente en el grado de desarrollo de los países y por lo tanto en operaciones mineras.

Implementar soluciones a los problemas significa una evaluación técnico-económica de alternativas disponibles para su solución, con los factores tradicionales cuantificables y con los parámetros intangibles de difícil cuantificación.

Reducir las huellas de carbono pueden ser importantes para estos análisis, el seleccionar un equipo de carguío de operación eléctrica y reemplazar los equipos tipo Diesel contribuyen menormente a formas de abordar problemas ambientales.

Gamio, Pedro (2018), en su publicación *“Transición energética: Un cambio necesario en el Perú”*, menciona que el país está siendo fuertemente golpeado por una mayor frecuencia de desastres naturales, que obedecen al cambio climático, se tiene un compromiso que nace en el tratado de París del 2015, reducir su contaminación y emisiones, por ello se debe frenar la deforestación, malas prácticas en la agricultura, minería ilegal, narcotráfico y acelerar un cambio gradual en la matriz energética. Ir de forma amigable a energías limpias para así lograr un crecimiento sustentable y descentralizado.

S. Carpenter (2010), en su publicación *“Fundamentals of carbon regulations and their impacts on the mining industry”*, menciona que en una sociedad donde emanamos gases de efecto de invernadero cada vez mayor por la industria en que nos manejamos, se requiere una mayor gestión, las industrias y en especial la industria minera están regidos bajo leyes cada vez más rigurosos. Estas leyes se miden por las emisiones emitidas por la combustión de combustibles fósiles. El objetivo para cualquier decisión comercial y estratégica debe basarse en la comprensión de la “huella” que generamos.

2.2 Marco conceptual

- **Equipos de carguío**

Equipos encargados de cargar el material sea mineral o desmonte a los camiones.

- **Transporte**

Se refiere a traslado de mineral o desmonte desde las fases de minado hacia los diferentes destinos.

- **Costos de minado**

Costos asociados al esfuerzo de minar el material sea mineral o desmonte que incluyen costos de perforación, voladura, carguío y acarreo.

- **Tajo Abierto**

Método de minado que se desarrolla en la superficie del terreno.

- **Planeamiento de Minado**

Se refiere a la actividad de determinar la porción del yacimiento que será extraído además de cómo será procesado y las implicancias relacionadas a esta actividad.

- **Productividad**

Se refiere al indicador de toneladas que un equipo puede producir en un determinado lapso de tiempo.

2.3 Tipo y diseño de la investigación

En base con la naturaleza de la presente investigación y a la problemática planteada, a continuación, se detalla el tipo de Investigación:

2.3.1 Enfoque

Esta investigación es cuantitativa porque tiene características epistemológicas como las del modelo hipotético-deductivo generando hipótesis a partir de premisas, además del modelo causal-explicativo que se fundamenta principalmente en la experimentación y puesta a prueba de hipótesis causales.

2.3.2 Alcance

El alcance de la presente investigación es correlacional, porque surge la necesidad de plantear una hipótesis de reducción de costos de minado seleccionando una flota de equipos de carguío en base a variables.

2.3.3 Diseño de la investigación

En cuanto al diseño de la investigación es experimental porque se desarrollan alternativas de flota de equipos de carguío.

2.4 Unidad de análisis

El presente trabajo de investigación utiliza como unidad de análisis a la operación minera de Cerro Verde de la empresa Sociedad Minera Cerro Verde S.A.A, empresa subsidiaria de Freeport-McMoRan Copper and Gold, Inc. Localizado a ~15 km de la ciudad de Arequipa, a una altitud de 2,700 m.s.n.m. entre los distritos de Yarabamba, Uchumayo y Tiabaya, en Arequipa.

Geológicamente emplazado en el flanco occidental de la Cordillera de los Andes, en el segmento de Arequipa perteneciente al batolito de la Costa dentro del Complejo Intrusivo de La Calera.

Figura 8

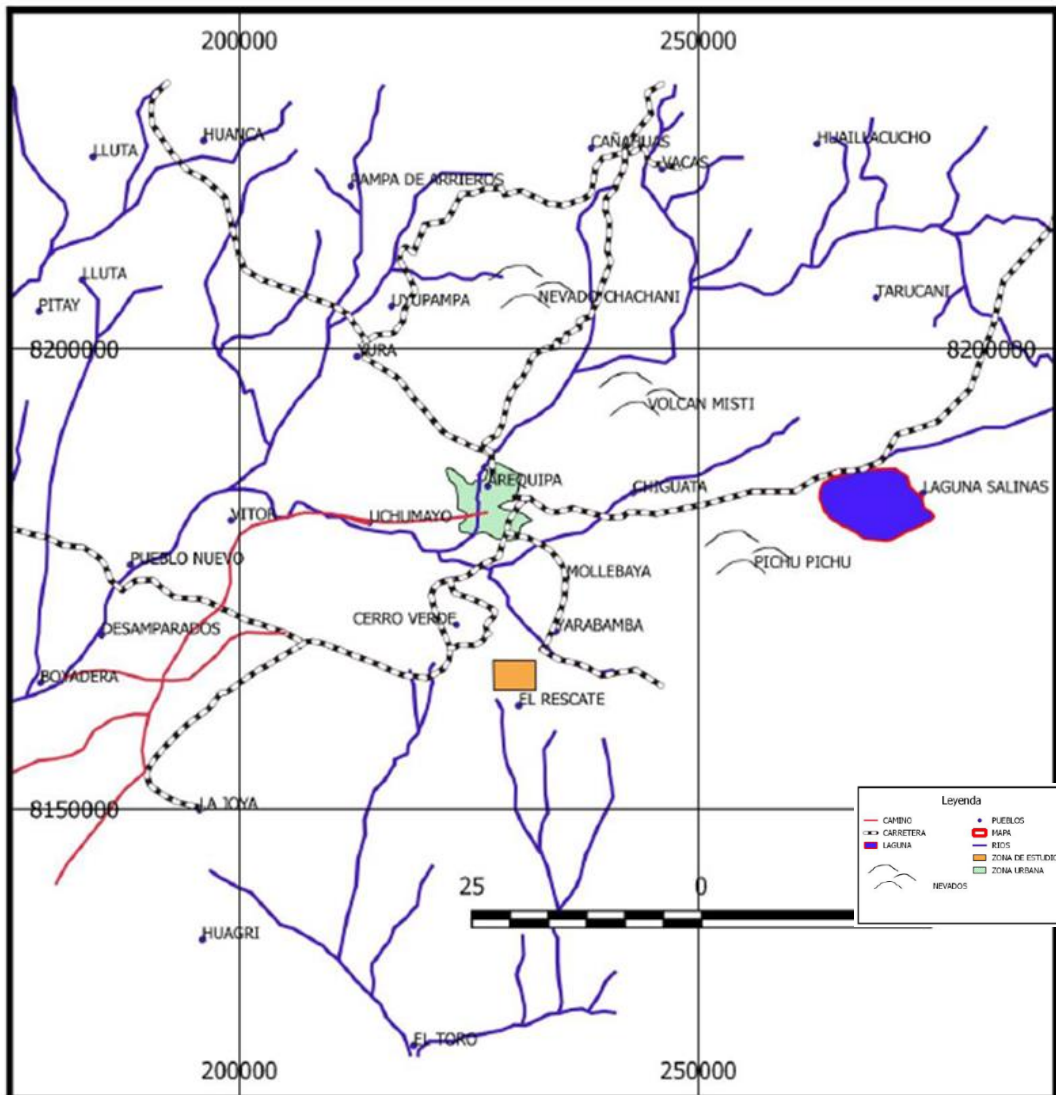
Plano de ubicación de Cerro Verde en Perú



Fuente: Mango, M. (2017) "Optimización de la gestión de la información geológica con Acquire en mina Cerro Verde".

Figura 9

Plano de ubicación de Cerro Verde en Arequipa



Fuente: Mango, M. (2017) "Optimización de la gestión de la información geológica con Acquire en mina Cerro Verde".

2.4.1 Descripción

La unidad de producción de Cerro Verde es una mina de cobre de baja ley, que comprende, la concesión minera Cerro Verde 1, 2 y 3; y la concesión de beneficio, en la que se desarrollan de manera principal las actividades mineras de explotación y beneficio o tratamiento de mineral.

Para acceder al asiento minero Cerro Verde, se utiliza la carretera asfaltada Arequipa-Cerro Verde en un aproximado de 40 minutos.

Geográficamente está ubicado en las estribaciones andinas de la cordillera occidental de los andes del sur del Perú, específicamente en Arequipa, cuya morfología corresponde a una meseta que ha sido erosionada y dividida por diferentes valles, dando forma a quebradas, cerros empinados y colinas, generalmente es un territorio árido con escasa vegetación y de topografía irregular.

La flora y fauna de dichas áreas es escasa, generalmente podemos encontrar especies arbustivas como cactáceas, presencia de guanacos, murciélagos, burros salvajes, etc. Provenientes de la zona.

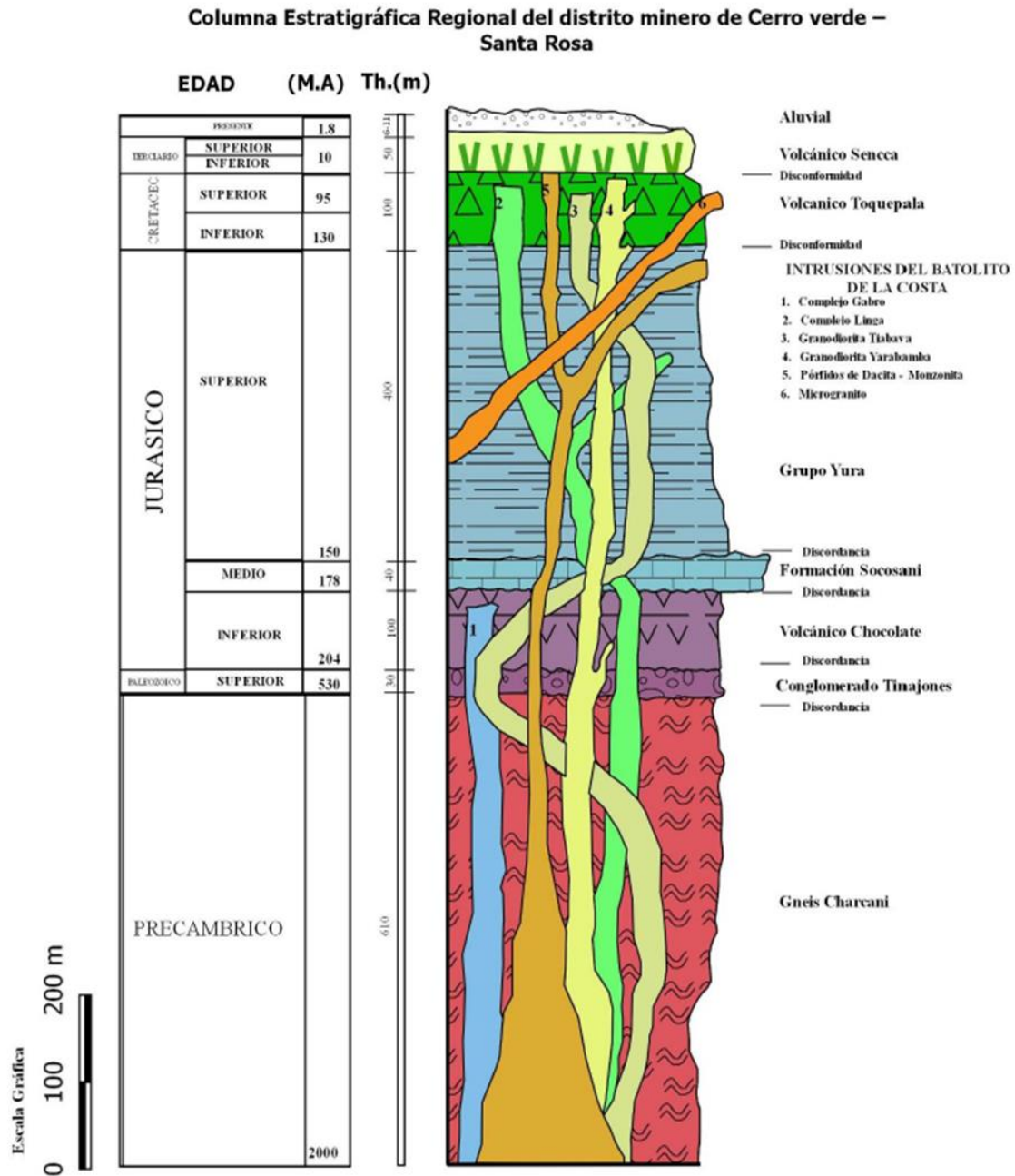
2.4.2 Geología Regional

La geología de los yacimientos de Cerro Verde están identificadas por rocas metamórficas, sedimentarias, volcánicas e intrusivas, teniendo como basamento a la más antigua al Gneis Charcani de edad Precámbrica, por encima afloran el volcánico Chocolate y formación Socosani del Jurásico Inferior a medio, continua el grupo Yura con dos formaciones: Cachios y Labra del Jurásico Superior – Cretáceo Inferior, en el Cretáceo Medio se deposita el volcánico Toquepala, luego de una intensa actividad tectónica y magmática se emplazan los intrusivos del Batolito de la Caldera.

En el cuaternario se depositan los conglomerados Pleistocénicos y aluviales recientes, según Mango, M. (2017), en la tesis *“Optimización de la gestión de la información geológica con Acquire en mina Cerro Verde”*.

Figura 10

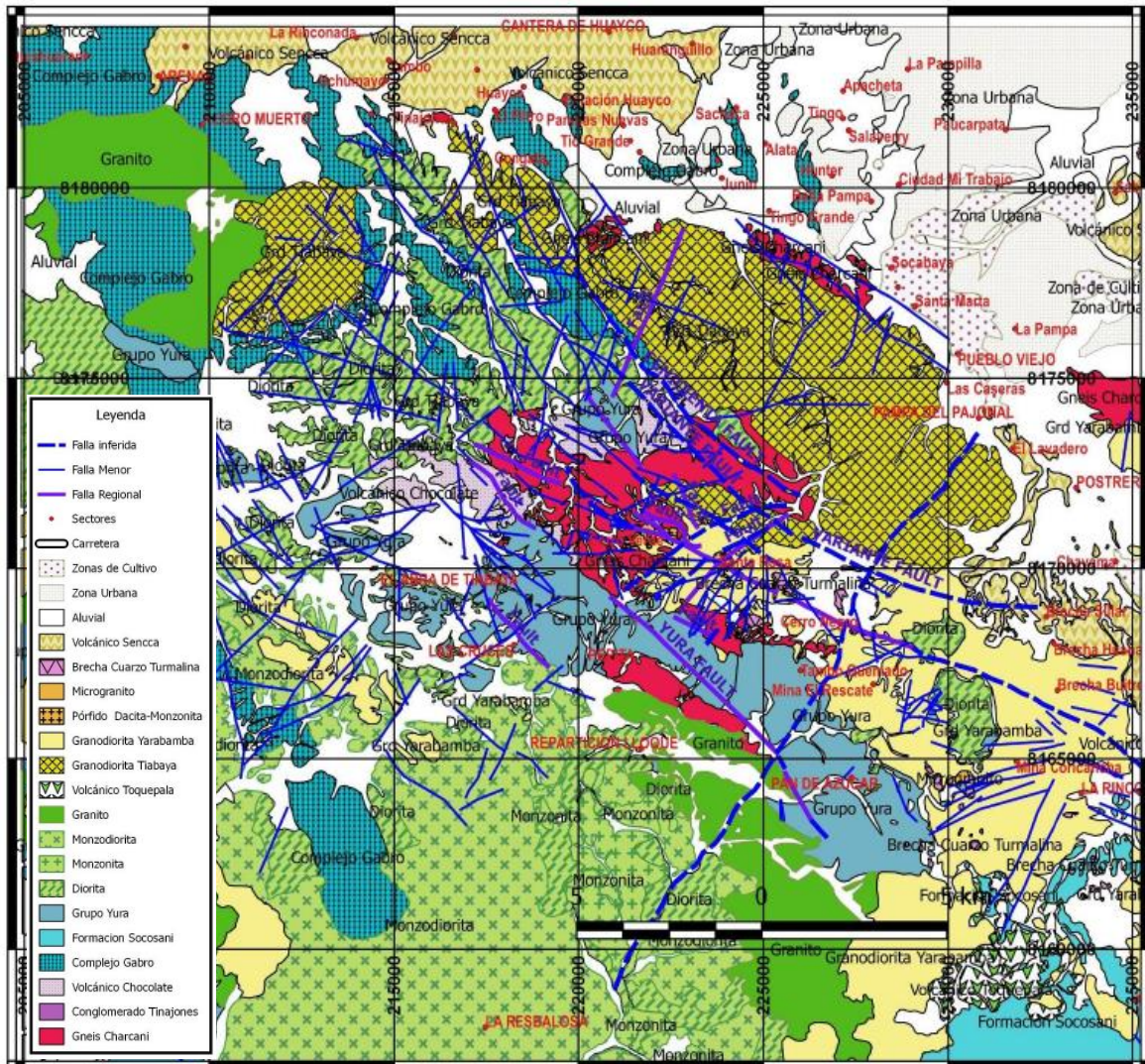
Columna Estratigráfica del yacimiento minero Cerro Verde



Fuente: Mango, M. (2017) "Optimización de la gestión de la información geológica con Acquire en mina Cerro Verde".

Figura 11

Geología Regional del yacimiento Cerro Verde



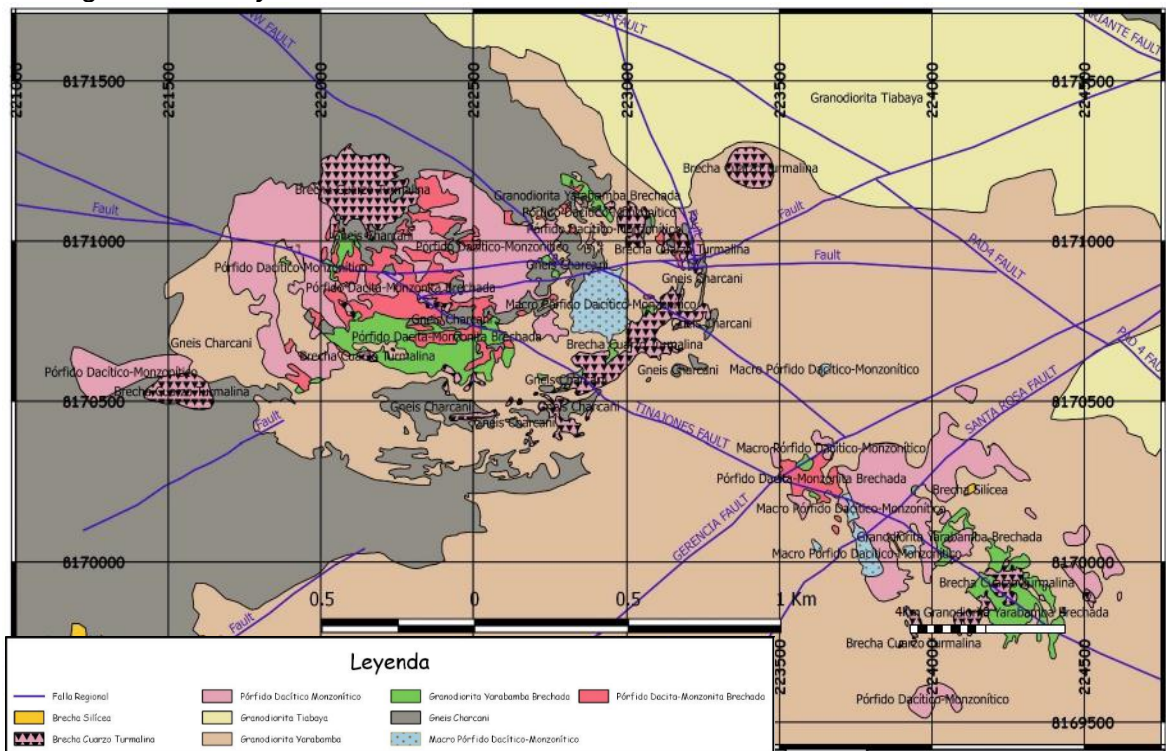
Fuente: Mango, M. (2017) "Optimización de la gestión de la información geológica con Acquire en mina Cerro Verde".

2.4.3 Geología Local

En el área de estudio para el presente trabajo, tenemos una completa exposición de rocas sedimentarias, intrusivas, metamórficas y volcánicas; como el Gneis Charcani, Granodiorita Tiabaya, Granodiorita Yarabamba, Granodiorita Yarabamba brechada, Pórfido Dacítico – Monzonítico, Macro Pórfido Dacita – Monzonita, Pórfido Dacita – Monzonita Brechado, Brechas Hidrotermales (Brecha Turmalina, Brecha Cuarzo Turmalina y Brecha Sílicea – Bonanza), según Mango, M. (2017), en la tesis "Optimización de la gestión de la información geológica con Acquire en mina Cerro Verde".

Figura 12

Geología Local del yacimiento Cerro Verde



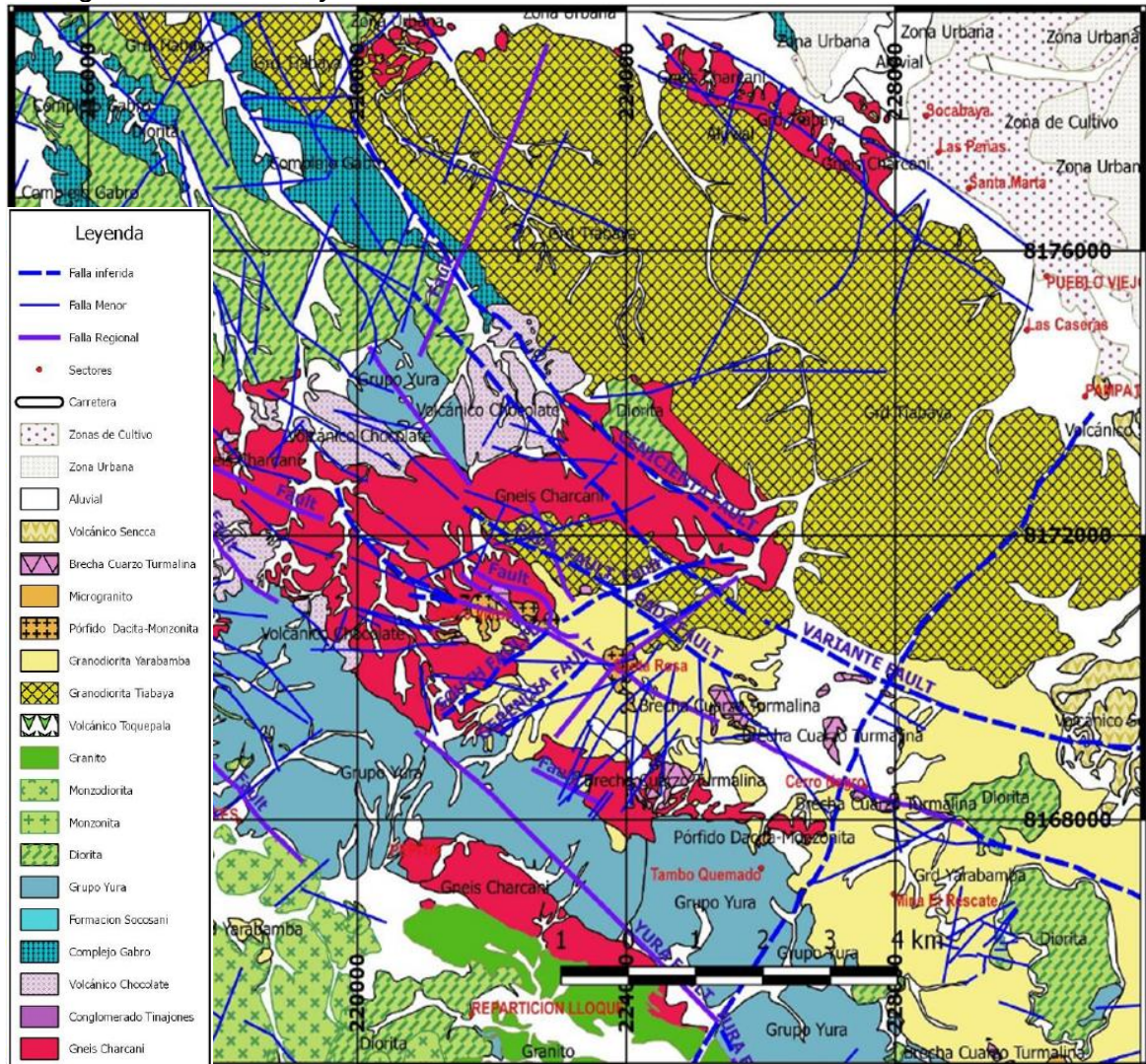
Fuente: Mango, M. (2017) “Optimización de la gestión de la información geológica con Acquire en mina Cerro Verde”.

2.4.4 Geología Estructural

El fallamiento de la zona está definido por las grandes estructuras localizadas, algunas de ellas son consideradas probables por haber sido definidas en base a evidencias fisiográficas como escarpas bien nítidas, o por los bruscos cambios de flexuramiento de las capas de rocas sedimentarias. Por su constitución litológica las rocas intrusivas presentan abundante diaclasamiento y fracturamiento, no son observables desplazamientos importantes por estar modificadas por la erosión o cubiertas por depósitos recientes lo que hace imposible su análisis, según Mango, M. (2017), en la tesis “Optimización de la gestión de la información geológica con Acquire en mina Cerro Verde”.

Figura 13

Geología Estructural del yacimiento Cerro Verde



Fuente: Mango, M. (2017) "Optimización de la gestión de la información geológica con Acquire en mina Cerro Verde".

2.4.5 Operaciones unitarias

Las operaciones unitarias que conllevan al presente sitio de estudio son las de perforación, voladura, carguío y acarreo, típico de una mina a tajo abierto que servirán para transportar el mineral del tajo integrado Cerro Verde y Santa Rosa hacia las plantas concentradoras que nos permitirán obtener concentrados de cobre para su posterior venta en los puertos.

Los minerales que nos servirán serán los sulfuros primarios y sulfuros secundarios o transicionales

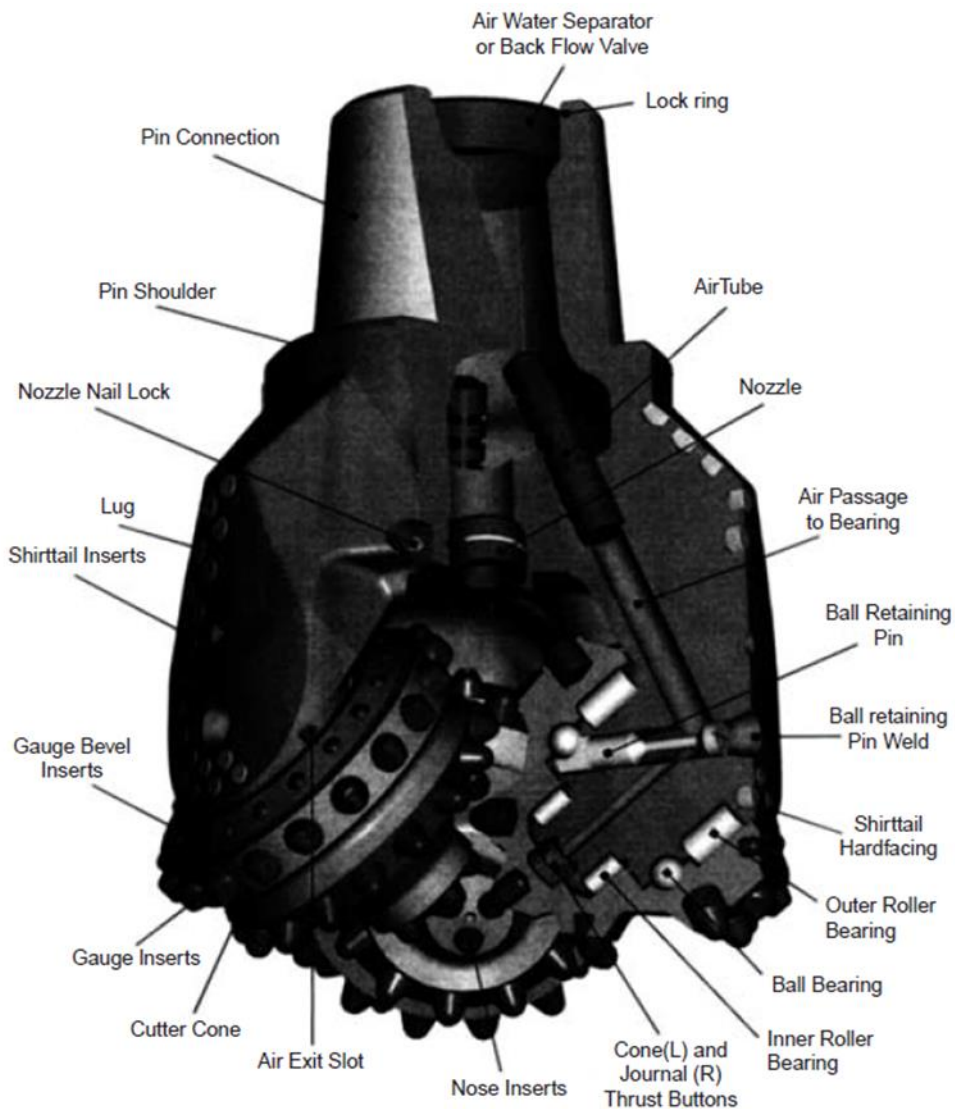
2.4.6 Perforación

La perforación es la primera operación minera unitaria que se desarrolla en mina a tajo abierto, dependiendo de la calidad del macizo rocoso y las propiedades geológicas se deberá realizar una buena malla de perforación para lograr la fragmentación óptima.

En mina Cerro Verde se usan 02 tipos de perforadoras, las de producción y control, debido a que necesitamos conservar o cuidar la estabilidad de los taludes, se necesita realizar taladros de perforación de control, estas tendrán un diferente tamaño de malla y diferente factor de carga de explosivo que los taladros de producción.

Figura 14

Elementos de una broca tricónica

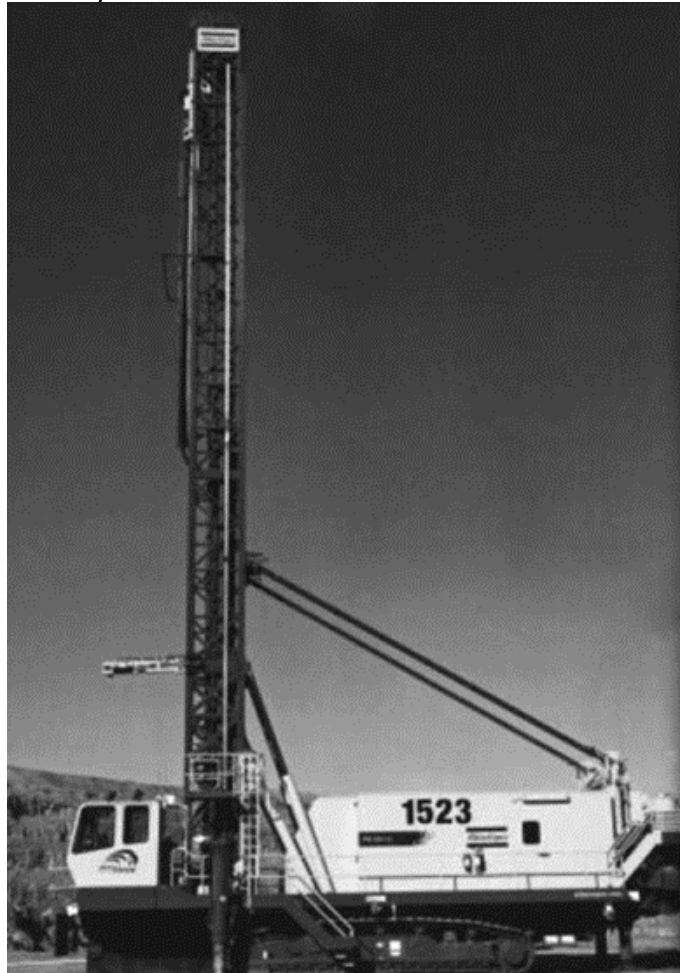


Fuente: Atlas Copco. (2011). "Blasthole Drilling for Open Pit Mining 2nd Edition".

Para los taladros de producción necesitaremos de equipos de mayor dimensión como las Pit Viper, estas usaran brocas tricónicas especialmente diseñadas para perforar la roca y llegar a las alturas requeridas.

Figura 15

Perforadora rotativa Pit Viper 351



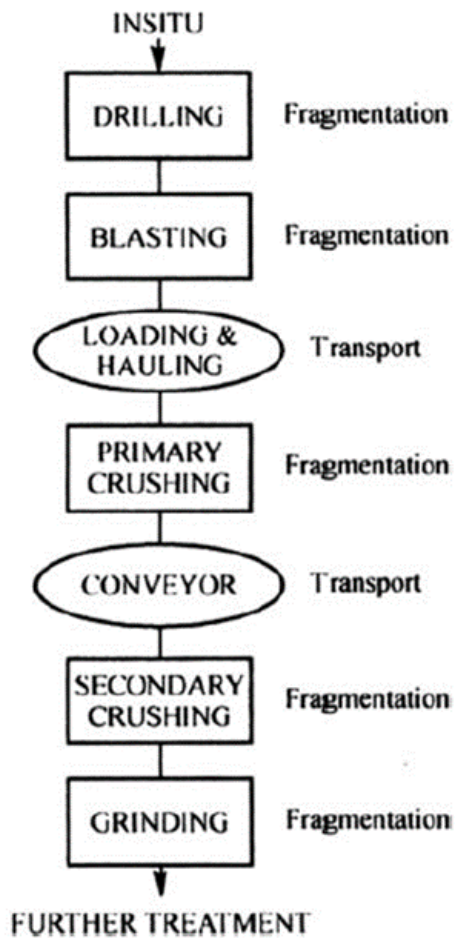
Fuente: Atlas Copco. (2011). "Blasthole Drilling for Open Pit Mining 2nd Edition".

2.4.7 Voladura

La operación unitaria de voladura es importante en el ciclo de minado, debido a que va a depender de la fragmentación diferentes resultados que obtengamos en la cadena de valor, como por ejemplo la recuperación metalúrgica, consumo de energía por el chancado del mineral (primaria, secundaria y terciaria), etc.

Figura 16

Sistema Mine to Mill representado como fragmentación



Fuente: William, Hustrulid. (2013). "Open pit mine planning and design".

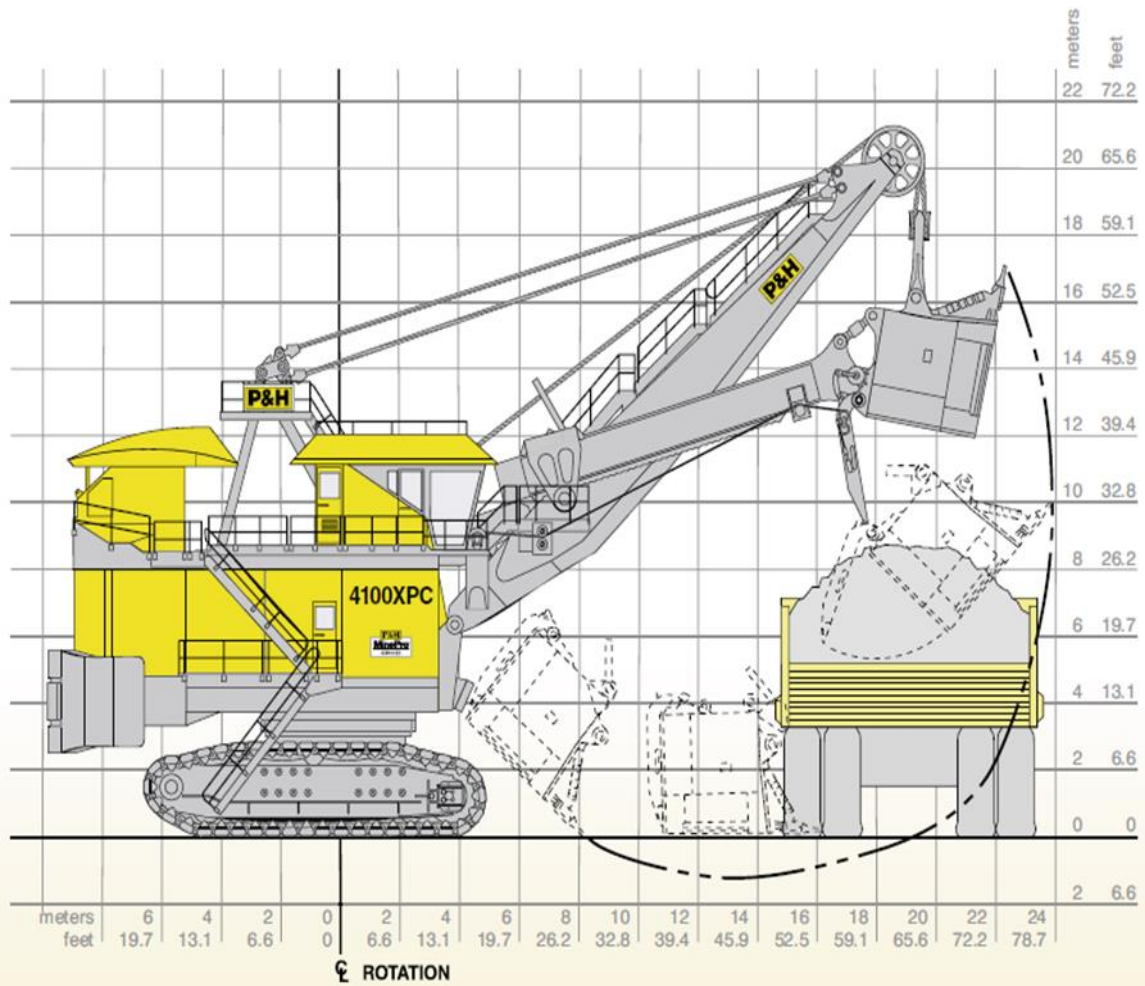
El explosivo que se usa en el sitio de estudio es el ANFO y las emulsiones, dependerán del tipo de roca y también de la presencia del agua.

2.4.8 Carguío

El carguío de material se realiza actualmente con 12 palas eléctricas y 03 cargadores frontales, los cuales nos permiten cargar material a los camiones CAT793 para posteriormente acarrear el material a las plantas de flotación o hacia los botaderos.

Figura 17

Pala P&H 4100 XPC



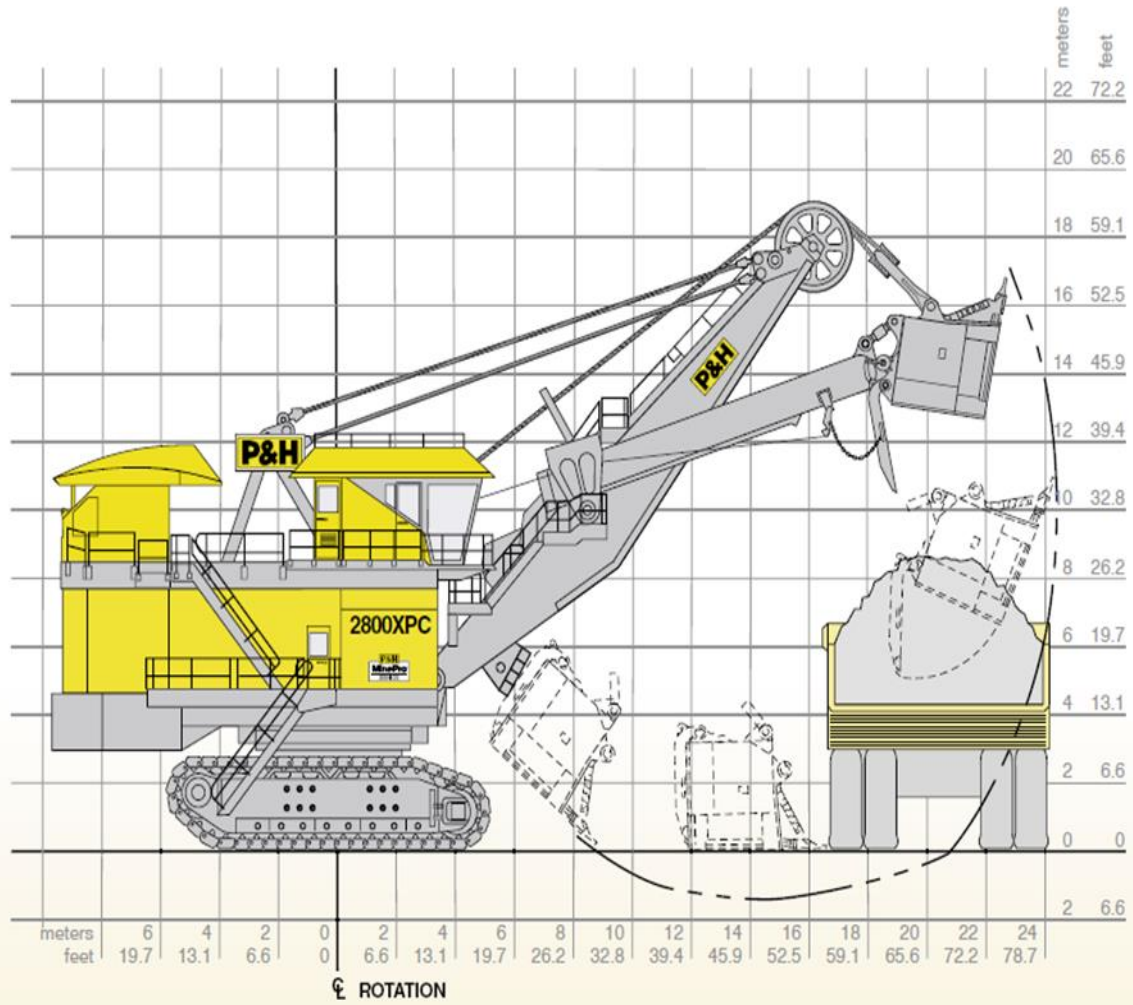
WORKING RANGES		
Height of Cut	16.8 m	55 ft. 2 in.
Radius of Cut	23.9 m	78 ft. 8 in.
Dumping Height* (Door Open)	9.5 m	31 ft. 0 in.
Floor Level Radius	16.0 m	52 ft. 6 in.
Tail Swing Radius	9.8 m	32 ft. 3 in.
Operator Eye Level	10.1 m	33 ft. 1 in.

CAPACITY		
Nominal Pay Load	104.3 mt	115 st
Nominal Dipper Capacity	SAE struck	58.6 m ³ 77.0 yd ³
	SAE 2:1	64.8 m ³ 84.7 yd ³
Rated Suspended Load	188 mt	208 st
Optimum Truck Size (400 st truck shown)	172-363 mt	190-400 st

Fuente: P&H. (2009). "4100XPC Operating Specs XC-3923".

Figura 18

Pala 2800 XPC



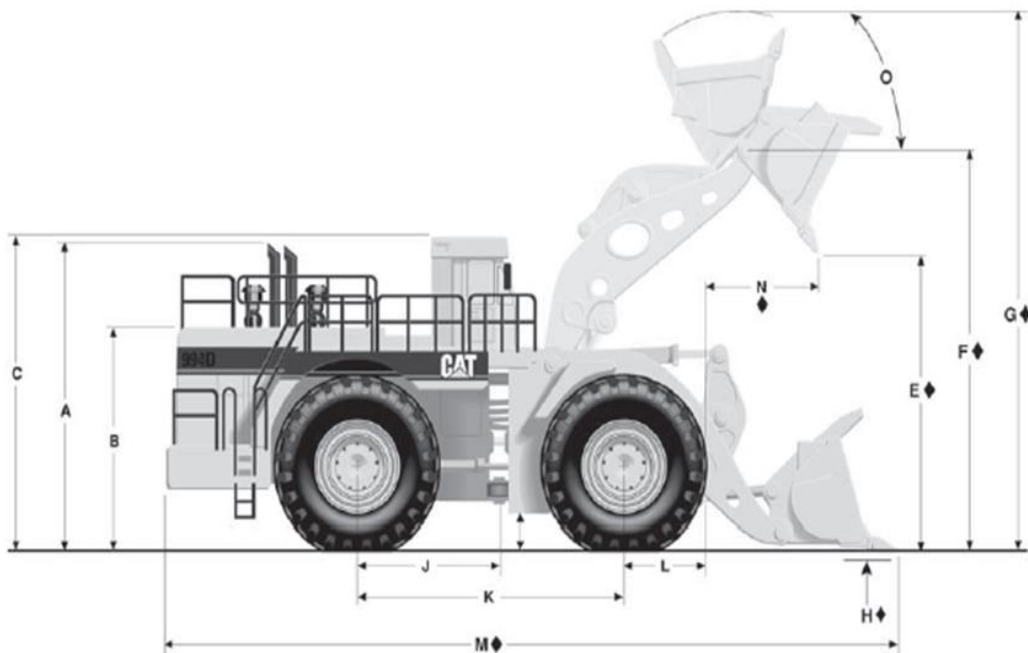
WORKING RANGES		
Height of Cut	16.6 m	54 ft. 6 in.
Radius of Cut	24.2 m	79 ft. 3 in.
Dumping Height* (Door Open)	9.1 m	30 ft. 0 in.
Floor Level Radius	16.4 m	53 ft. 9 in.
Tail Swing Radius	9.9 m	32 ft. 6 in.
Operator Eye Level	9.6 m	31 ft. 4 in.

CAPACITY		
Nominal Pay Load	63.5 mt	70 st
Nominal Dipper Capacity	SAE struck	35.7 m ³ 47.0 yd ³
	SAE 2:1	39.2 m ³ 51.2 yd ³
Rated Suspended Load	117.9 mt	130 st
Optimum Truck Size (240 st truck shown)	172-240 mt	190-265 st

Fuente: P&H. (2009). "2800XPC Operating Specs XC-4186".

Figura 19

Cargador 994H



Dimensions shown represent standard machine with spade edge rock bucket and standard tires.

◆ Varies with Bucket Size and/or Bucket Configuration – Refer to Performance Data

MODEL	994H High Lift 5640 mm (18'6") Spade Edge Bucket with Teeth & Segments		994H High Lift 6200 mm (20'4") Spade Edge Bucket with Teeth & Segments		994H High Lift 6200 mm (20'4") Straight Edge Coal Bucket	
	17 m ³	22.5 yd ³	19 m ³	25 yd ³	31 m ³	41 yd ³
A Height to top of stack	6.99 m	23'0"	6.99 m	23'0"	6.99 m	23'0"
B Height to top of engine compartment	4.84 m	15.9'	4.84 m	15.9'	4.84 m	15.9'
C Height to top of ROPS	6.75 m	22.1'	6.75 m	22.1'	6.75 m	22.1'
D Hinge pin height at carry position	1258 mm	4.2'	1258 mm	4.2'	1258 mm	4.2'
◆ E Dump clearance at full lift and 45° discharge angle	6.0 m	19.8'	5.9 m	19.3'	5.97 m	19.6'
◆ F Hinge pin height at full lift	8.5 m	27.9'	8.5 m	27.9'	8.46 m	27.8'
◆ G Maximum overall height	11.2 m	36.7'	10.97 m	36.0'	12.2 m	40.0'
◆ H Maximum digging depth	123 mm	4.8"	82 mm	3"	78 mm	3"
J Machine center point to axle	3.2 m	10.5'	3.2 m	10.5'	3.2 m	10.5'
K Wheel base	6.4 m	21'0"	6.4 m	21'0"	6.4 m	21'0"
L Radius of tire	2.0 m	6.5'	2.0 m	6.5'	2.0 m	6.5'
◆ M Maximum overall length	17.53 m	57.5'	17.64 m	57.9'	17.6 m	57.7'
◆ N Reach at full lift	2.72 m	8.9'	2.76 m	9.1'	2.87 m	9.4'
O Maximum rollback at maximum lift		64°		64°		64°
P Maximum rollback at carry height		58°		58°		58°
Q Maximum rollback at ground		40°		40°		40°
Ground clearance (std. tires)	820 mm	2.7'	820 mm	2.7'	820 mm	2.7'
Tread width (std. tires)	4.1 m	13.6'	4.1 m	13.6'	4.1 m	13.6'
Width over tires (std. tires)	5.46 m	17.8'	5.46 m	17.8'	5.46 m	17.8'
Tires used for measurements	53.5/85-57		53.5/85-57		53.5/85-57	

Fuente: CATERPILLAR. (2012). "Caterpillar Performance Handbook".

2.4.9 Acarreo

El material que proviene del tajo integrado Cerro Verde y Santa Rosa es con camiones gigantes CAT793 con una capacidad de 240 toneladas.

Figura 20

Camión minero CAT793



Camión de minería
793D



Motor			Especificaciones de operación		
Modelo de motor	Cat® 3516B HD EUI		Capacidad nominal de carga útil	218 toneladas métricas	240 toneladas cortas
Potencia bruta SAE J1995	1.801 kW	2.415 hp	Capacidad de la caja – Doble declive		
Potencia neta – SAE J1349	1.743 kW	2.337 hp	A ras	96 m ³	126 yd ³
Pesos – aproximados			Capacidad de la caja – SAE (2:1)	129 m ³	169 yd ³
Peso bruto de la máquina en operación	383.749 kg	846.000 lb			

Fuente: CATERPILLAR. (2010). "793D Mining Truck specifications".

Capítulo III. Desarrollo del trabajo de investigación

3.1 Recolección de datos

3.1.1 Plan de minado

Se recolectó los datos mediante mediciones considerando una producción de 1,000,000 toneladas movidas por día, esta será determinada por la cantidad de palas o cargadores que posee una mina, conforme pase los años la producción de mineral disminuirá y la ley del cobre será variable, así como está indicado en el Anexo 1.

3.1.2 Costos

Se recolectó los datos mediante los instrumentos de benchmark, para esto usaremos los datos del Costmine del 2019 y O'hara del 1992 que hace una recolección de costos de diferentes minas en operación como opex y capex, además para estimar los costos operativos, así como está indicado en el Anexo 2, 3, 4, 5, 6 y 7.

3.1.3 Cost Index

Se recolectó los datos mediante investigación en el United States Consumer Price Index (CPI), consideraremos que el Cost Index será similar al CPI para aterrizar los costos estimados del punto 3.2.2. al año 2023, así como está indicado en el Anexo 8 y 9.

3.1.4 Velocidades del camión de acarreo

Se recolectó los datos mediante las mediciones del manual del fabricante para estimar las velocidades de los camiones de acarreo, así como está indicado en el Anexo 10.

3.1.5 Emisión de CO2

Se recolectó los datos mediante las pruebas que hicieron a los camiones de similar dimensión al planteado en el presente trabajo de investigación para determinar la emisión de CO2 a partir del consumo de Diesel, así como está indicado en el Anexo 11.

3.2 Procesamiento de la información

En el presente trabajo de investigación, con los datos proporcionados y presentados en los anexos 1, 2, 3, 4, 5, 6, 7, 8, 9 y 10; se procesa la información de la siguiente manera.

3.2.1 Configuración de palas

Respecto al plan de minado, tendremos una cierta cantidad de palas y cargadores que nos permitirán cumplir el plan, sin embargo, la hipótesis de este proyecto es seleccionar una nueva configuración de palas para reducir costos con el mismo plan de minado.

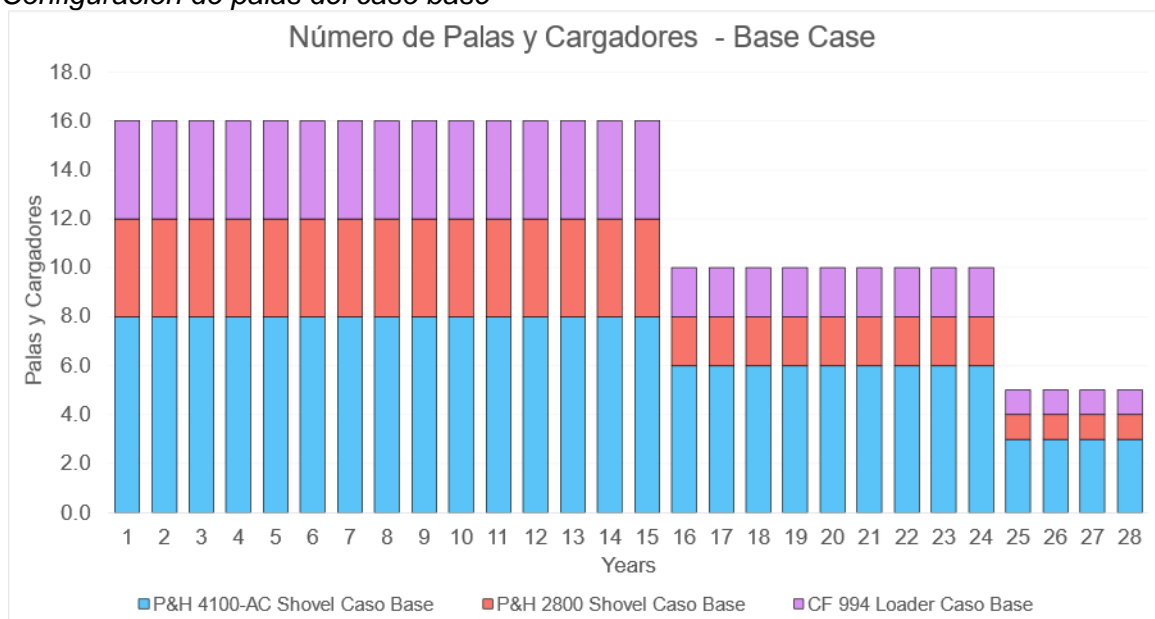
Se definió usar equipos de mayor producción y menor tiempo de carguío para reemplazar a los equipos más pequeños.

El cambio de equipos de mayor dimensión como la pala P&H 4100 XPC será progresivo, conforme a las palas pequeñas les toque realizar su overhaul por cumplir horas, estas se darán de baja para comprar una pala de mayor dimensión.

- Alternativa 1

Figura 21

Configuración de palas del caso base



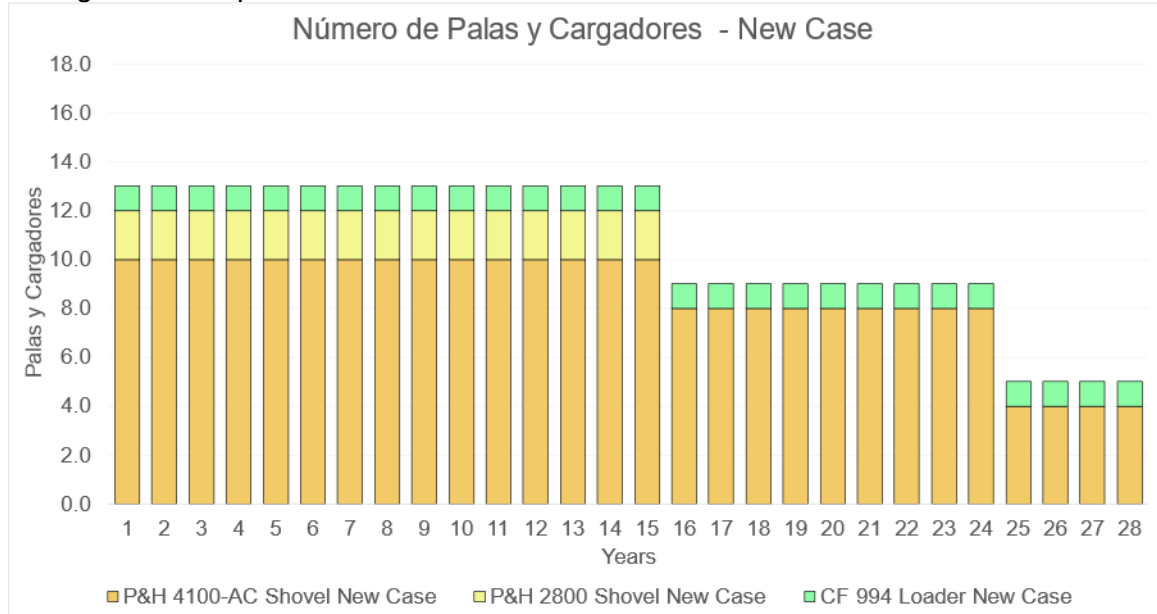
Fuente: Elaboración Propia.

La Figura 21 nos muestra la configuración de palas del caso base, empieza con 08 palas P&H 4100 AC, 04 palas P&H 2800 y 04 cargadores CAT 994, luego progresivamente cuando se requiera mover menos material se va dando de baja operativa algunas palas.

- Alternativa 2

Figura 22

Configuración de palas del nuevo caso



Fuente: Elaboración Propia

La Figura 22 nos muestra la nueva configuración de palas del caso propuesto, empieza con 10 palas P&H 4100 AC (comprando 02 adicionales respecto al caso base), 02 palas P&H 2800 (dando de baja 02 palas respecto al caso base) y 01 cargadores CAT 994 (dando de baja 03 cargadores respecto al caso base), luego progresivamente cuando se requiera mover menos material se va dando de baja operativa algunas palas, pero por lo general se mantiene la configuración de palas mayormente productivas.

3.2.2 Estimación de costos actuales

Realizando las estimaciones en base a O'Hara podremos calcular costos del 1992, costos cuando se realizaron los estudios de benchmark, estos costos con el tiempo se incrementan al pasar los años, por diferentes motivos económicos, una forma correcta para escalar estos costos es mediante el cost index enunciado en el anexo 7 y 8.

Primero calcularemos los costos base de minado y de proceso que nos ayudará a realizar la evaluación económica tal como se muestra en el anexo 5 y 6.

Tabla 6

Costos de minado para una mina a tajo abierto en 1992.

Descripción	Costo 1992	Unidad
Drilling Cost	0.03	\$/t
Blasting Cost	0.05	\$/t
Loading Cost	0.04	\$/t
Haulage Cost	0.29	\$/t
GA Cost	0.11	\$/t

Fuente: T.A. O'hara & S. Suboleski. (1992). "Costs and cost estimation"

Tabla 7

Costos de proceso para una mina a tajo abierto en 1992.

Descripción	Costo 1992	Unidad
Crushing cost	0.05	\$/t
Fine Crushing cost	0.08	\$/t
Grinding Section Cost	0.38	\$/t
Processing Cost	0.32	\$/t
Tailing Cost	0.07	\$/t
Assaying Cost	0.10	\$/t
Supervision, Maintenance and GA cost	3.16	\$/t

Fuente: T.A. O'hara & S. Suboleski. (1992). "Costs and cost estimation"

Según las gráficas podremos concluir que el cost index para 1992 es 141.9 y para el 2023 es 296.8, entonces usaremos la siguiente relación:

Ecuación 1. Cost Index

$$Cost\ 2023 = (Cost\ Index\ 2023 * Cost\ 1992) / (Cost\ Index\ 1992)$$

Tabla 8

Costos de minado para una mina a tajo abierto en 2023.

Descripción	Costo 1992	Costo 2023	Unidad
Drilling Cost	0.03	0.06	\$/t
Blasting Cost	0.05	0.11	\$/t
Loading Cost	0.04	0.09	\$/t
Haulage Cost	0.29	0.60	\$/t
GA Cost	0.11	0.22	\$/t

Fuente: T.A. O'hara & S. Suboleski. (1992). "Costs and cost estimation"

Tabla 9*Costos de proceso para una mina a tajo abierto en 2023.*

Descripción	Costo 1992	Costo 2023	Unidad
Crushing cost	0.05	0.10	\$/t
Fine Crushing cost	0.08	0.16	\$/t
Grinding Section Cost	0.38	0.79	\$/t
Processing Cost	0.32	0.68	\$/t
Tailing Cost	0.07	0.15	\$/t
Assaying Cost	0.10	0.21	\$/t
Supervision, Maintenance and GA cost	3.16	6.61	\$/t

Fuente: T.A. O'hara & S. Suboleski. (1992). "Costs and cost estimation"

3.2.3 Productividad de palas

La productividad de las palas y camiones serán importantes para direccionar el rumbo de la mina, debemos conocer cuanto podemos producir por equipo tomando como base las condiciones mecánicas y de uso que puedan darse.

Por lo general no podremos tener mucho control con la disponibilidad mecánica debido a que esto obedece al cuidado que el equipo tenga, para esto el apoyo de los mecánicos en realizar un correcto mantenimiento preventivo y correctivo serán claves para mantener un porcentaje de disponibilidad alta, para la presente evaluación utilizaremos una disponibilidad de 90% para palas y cargadores.

Respecto a la utilización como operación siempre vamos a querer que los equipos de mayor productividad tengan un mayor uso, para la presente evaluación se considerará una utilización de 85% para las palas P&H 4100 AC, 80% para las palas P&H 2800 y 50% para los cargadores CAT 994.

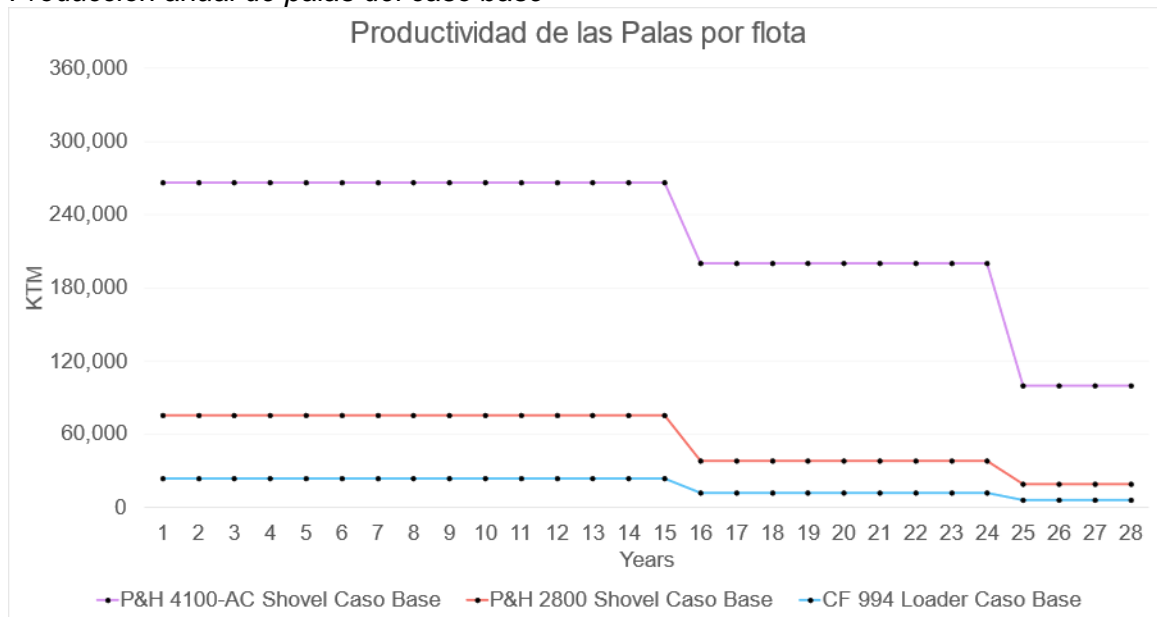
Ecuación 2. Productividad de las palas

$$Productividad \frac{t}{d} = \left(Productividad \frac{t}{h} \right) * (24) * (DM \%) * (Utilización \%)$$

Considerando una productividad de fábrica de la pala P&H 4100 AC de 5,000 t/h, P&H 2800 de 3,000 t/h y 1,500 t/h para el cargador CAT 994 podremos asumir que la pala P&H 4100 AC tendrá una productividad de 90,000 t/d, P&H 2800 de 50,000 t/d y el CAT 994 de 16,000 t/d.

Figura 23

Producción anual de palas del caso base

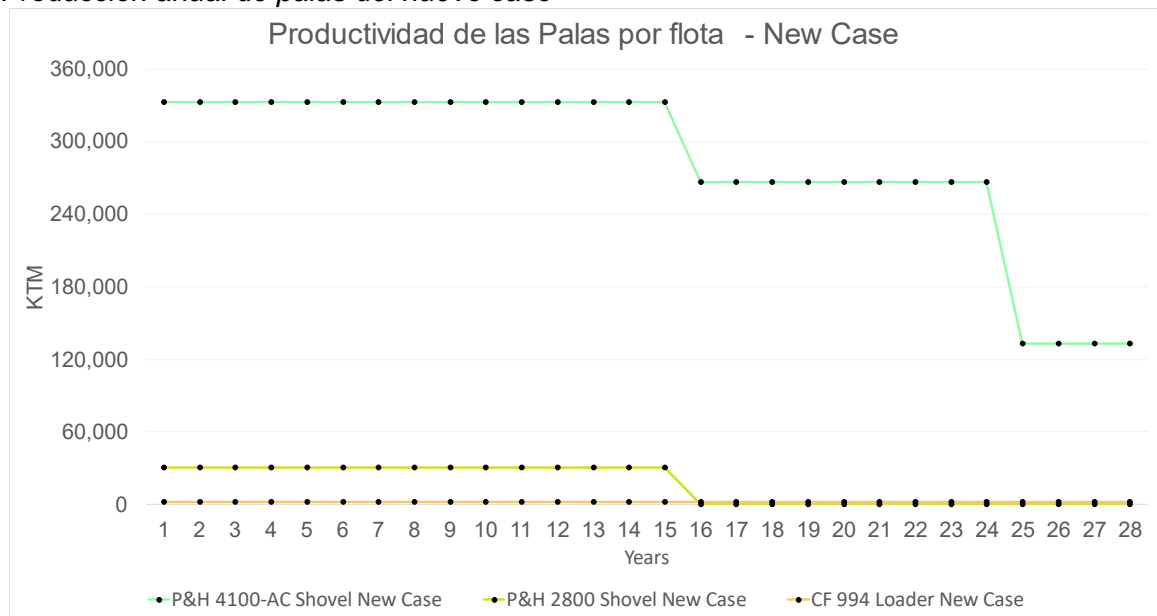


Fuente: Elaboración Propia

La Figura 23 nos muestra la producción de todas las palas en kilotoneladas, esto marcará el ritmo de producción de la mina en toneladas movidas del caso base.

Figura 24

Producción anual de palas del nuevo caso



Fuente: Elaboración Propia

La Figura 24 nos muestra la producción de todas las palas en kilotoneladas, esto marcará el ritmo de producción de la mina en toneladas movidas del caso propuesto, se

puede visualizar que la nueva configuración de palas puede mover un mayor tonelaje de material.

3.2.4 Flota y horas de camiones

La flota y horas que un camión minero CAT 793 pueda recorrer va a depender mucho del ciclo de minado, cuando las fases estén ubicadas en la parte superior del tajo el ciclo será corto, por lo tanto, se requerirá menos horas camión y por lo tanto menos camiones, sin embargo, si las fases están ubicadas en el fondo del tajo, los ciclos se incrementarán.

Otros factores que afectan al número de camiones y horas son la disponibilidad mecánica, normalmente un camión tiene un tiempo de operación de 15 - 20 años, es cuando va a necesitar realizar un overhaul, esto va a impactar mucho en minas donde el número de camiones superen los 100, debido a que ciertos años tendrán un camión menos durante un par de meses.

Para la presente evaluación utilizaremos información de velocidades, tiempos de acarreo para determinar las horas en nuestra mina, para esto usaremos datos del anexo 9

Tabla 10

Velocidades del camión CAT 793 D

Velocidad	Bajando km/h	Subiendo km/h	Horizontal Km/h
Cargado	16	12	40
Vacío	37	24	48

Fuente: CATERPILLAR. (2010). "793D Mining Truck specifications".

Tabla 11

Tiempos fijos para camión CAT 793 D

Tiempo	min
Cola Carguío	1.0
Aculatamiento	1.5
Carguío PH 4100AC	1.0
Carguío PH 2800	2.0
Carguío CAT 994	5.0
Cola descarga	1.4
Descarga desmonte	1.3
Descarga Mineral	6

Fuente: Elaboración propia

Estos tiempos y velocidades nos permitirán determinar las horas que un camión va a necesitar y por lo tanto el número de flota que requeriremos, considerar que con la nueva alternativa de utilizar equipos de carguío de mayor dimensión podremos disminuir el ciclo de acarreo indirectamente, comparando el tiempo de carguío de la pala P&H 4100 AC es de 1.0 min y el tiempo de carguío con un cargador frontal es 5.0 min, esto significa 4.0 min menos en cada ciclo de acarreo y algo similar pasará con la pala P&H 2800, esto nos ayudará bastante a reducir las horas camión, compra de camiones y por lo tanto en reducción de costos.

Para la presente evaluación la reducción de horas será aproximadamente 10,000 horas al año, esto significa 1 – 2 camiones menos.

Figura 25

Horas de Acarreo del caso base vs el caso base

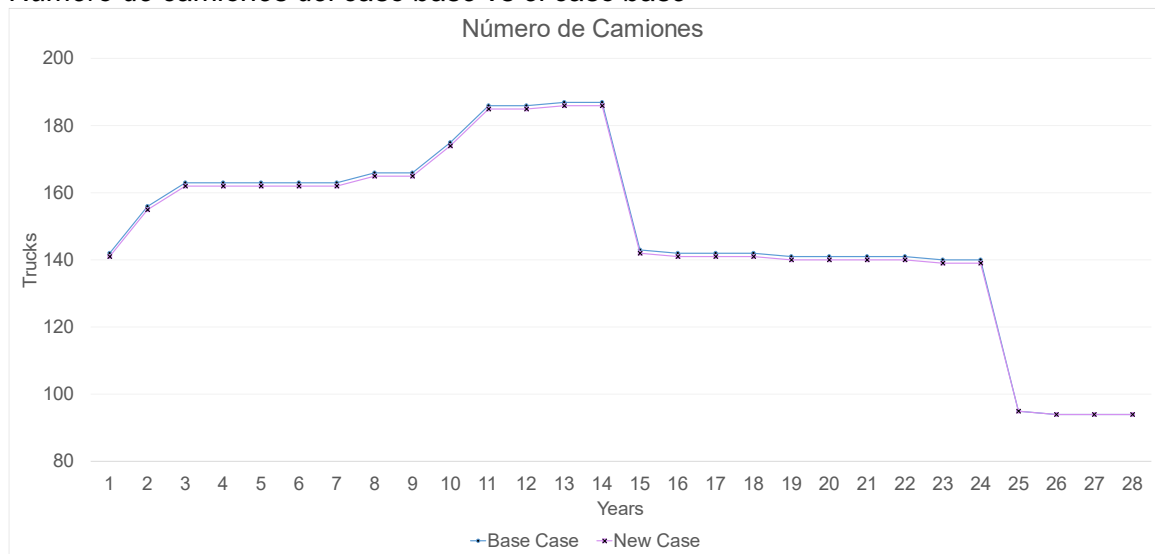


Fuente: Elaboración Propia

La Figura 25 nos muestra la comparación de horas de acarreo que necesitarán los camiones CAT 793 para mover todo el material de la mina, considerando que el nuevo caso tiene palas de mayor productividad y menos tiempo de carguío, esto beneficia el ciclo de minado requiriendo una menor cantidad de horas para mover el mismo tonelaje que el caso base.

Figura 26

Número de camiones del caso base vs el caso base



Fuente: Elaboración Propia

La Figura 26 nos muestra la comparación de número de camiones entre el caso base y el caso propuesto, se muestra una disminución de camiones a lo largo de la vida de la mina, por consecuencia de requerir menos horas camión como se muestra en la Figura 25.

3.2.5 Reducción de la huella de carbono CO2

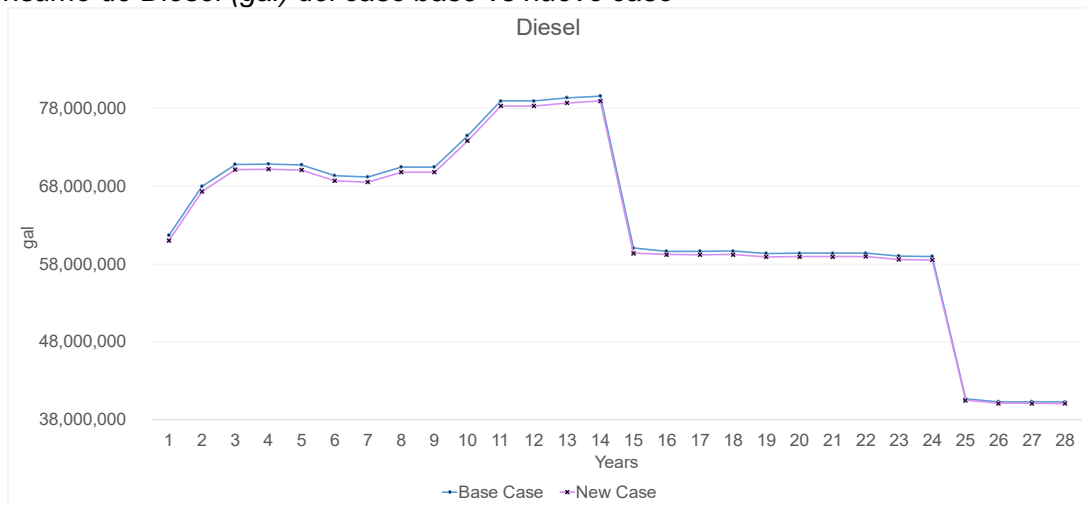
Un punto importante que tocaremos es la reducción de emisión de CO2, esto debido a la reducción de horas camión donde saldremos beneficiados al utilizar la alternativa 2 como selección de equipos de carguío, la reducción en el tiempo de carguío de los camiones será importante para la reducción de horas de acarreo.

Durante los últimos años la concientización del medio ambiente ha sido fuerte y se mantendrá así hasta que en un futuro llegemos a emisión 0, respecto a las emisiones de gases.

La presente evaluación nos ayudará a cuantificar cuanto tonelaje de CO2 dejaremos de producir, el consumo de Diesel en la presente mina tiene un ratio de consumo de 64.81 galones por hora de cada camión, utilizaremos este dato para calcular cuantos galones de Diesel necesitaremos anualmente.

Figura 27

Consumo de Diesel (gal) del caso base vs nuevo caso



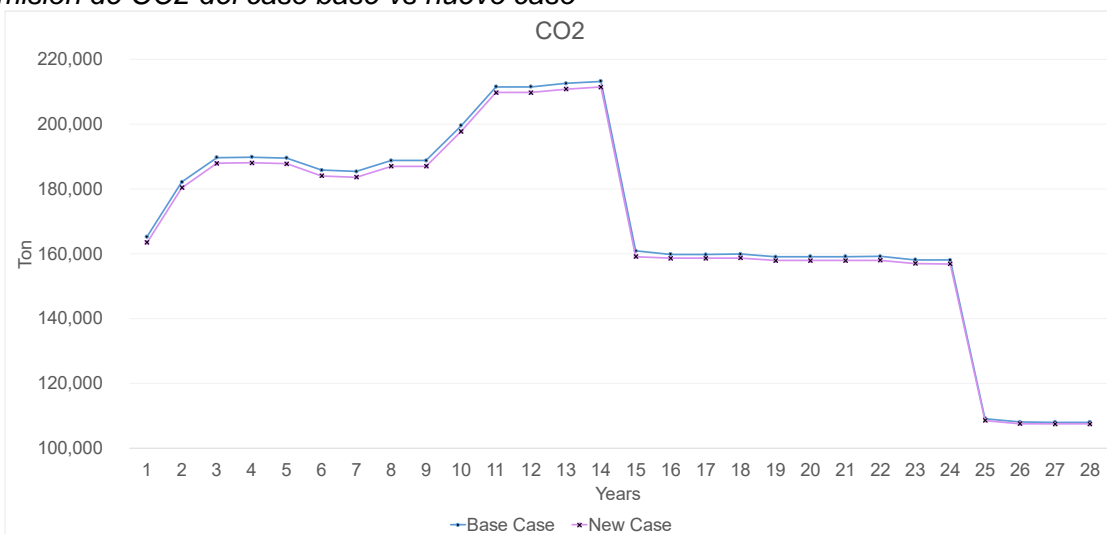
Fuente: Elaboración Propia

La Figura 27 nos muestra la comparación del consumo de Diesel en galones, debido a que el caso propuesto requiere menos horas, el consumo de Diesel se verá disminuido en su consumo respecto al caso base.

El consumo de Diesel será directamente proporcional a las horas camión que necesitemos, de igual forma será la producción de CO2 en toneladas, utilizaremos un ratio de 0.00268 de toneladas por cada galón de combustible que necesitemos, según el anexo 10. La reducción por seleccionar correctamente los equipos de carguío reducirá en 650,000 galones y 1,700 toneladas de CO2 por año.

Figura 28

Emisión de CO2 del caso base vs nuevo caso



Fuente: Elaboración Propia.

La Figura 28 nos muestra la comparación de emisión del CO₂, siguiendo la línea de la Figura 25, se mostrará una disminución de emisión del CO₂ a lo largo de la vida de la mina.

3.3 Análisis de la información

Se realizó la comparación de un caso base y un caso propuesto, de los cuales podemos encontrar fortalezas y debilidades entre sí.

Mediante el método analítico pretendemos describir y medir relaciones causales en las alternativas evaluadas, los cuales nos permitirán validar nuestras hipótesis planteadas.

Capítulo IV. Análisis y discusión de resultados

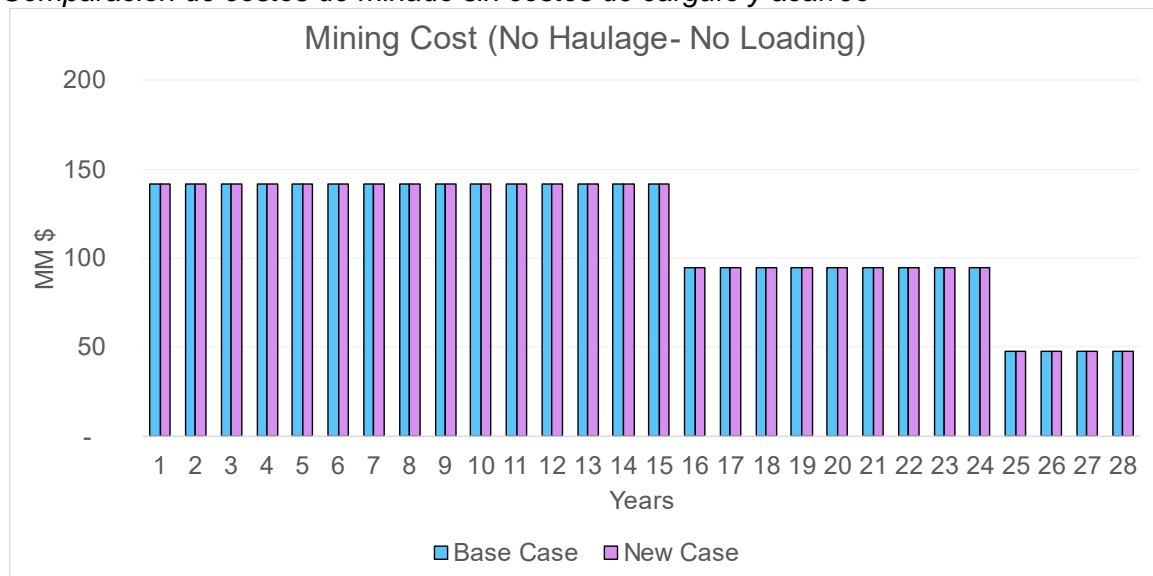
En los siguientes resultados podremos verificar un análisis económico considerando el OPEX, CAPEX, RENEVUE, PROFIT y NPV que nos brindaran ambos casos en evaluación.

Los siguientes resultados económicos nos mostrarán un panorama respecto a la reducción de costos de acarreo y carguío que serán reflejados en un flujo de caja a una tasa de descuento de 8%.

Debido a que en el caso propuesto reducimos el ciclo de acarreo podremos encontrar que se puede reducir costos de operación tanto en el carguío y acarreo en respuesta al utilizar equipos de mayor productividad y menos costos operativos, todos los demás costos como perforación, voladura, mantenimiento, costo de procesamiento, Costos de Refinación y Ventas no deberían cambiar mucho en la configuración de costos como se puede mostrar en las Figuras 29, 30 y 31.

Figura 29

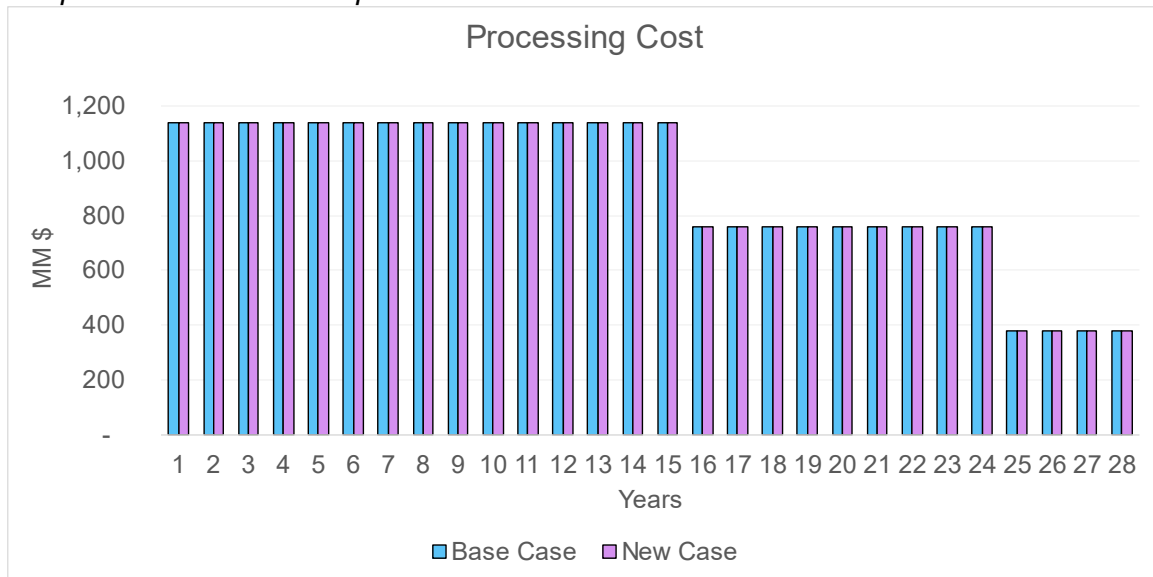
Comparación de costos de minado sin costos de carguío y acarreo



Fuente: Elaboración propia.

Figura 30

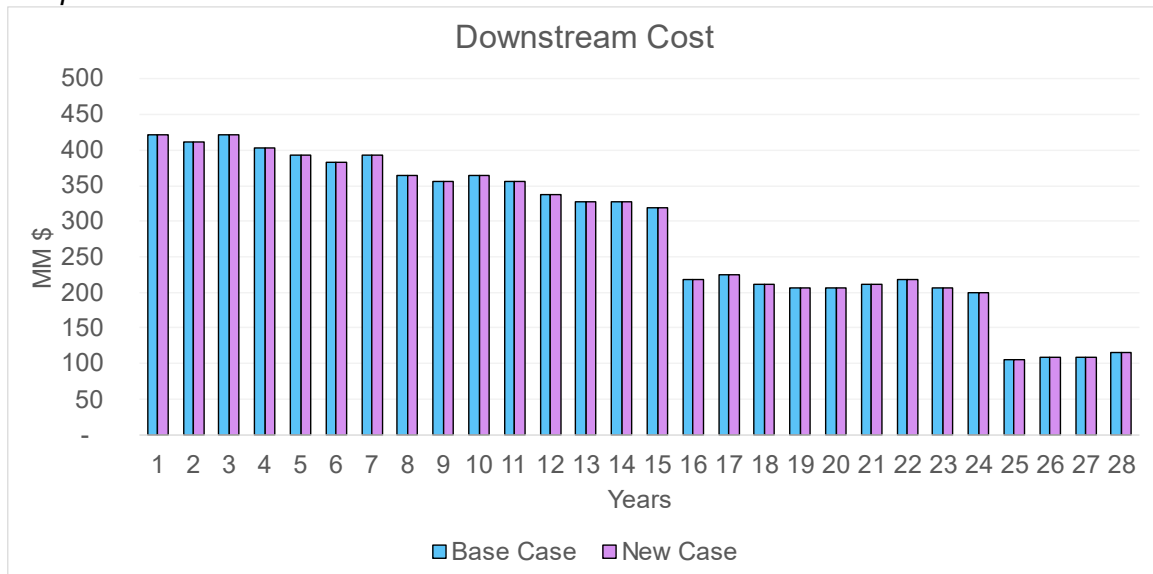
Comparación de costos de procesamiento



Fuente: Elaboración propia.

Figura 31

Comparación de costos de Downstream

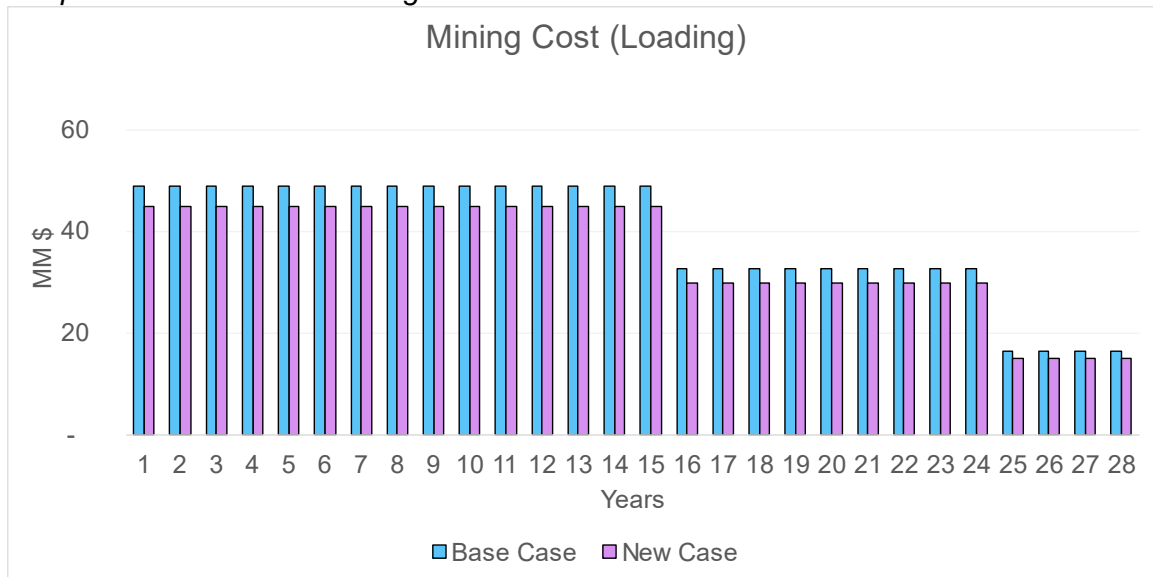


Fuente: Elaboración propia.

Respecto al costo de carguío encontraremos una reducción considerable del nuevo caso por seleccionar equipos de mayor productividad y menor costo como se puede ver en la Figura 32.

Figura 32

Comparación de costos de Carguío

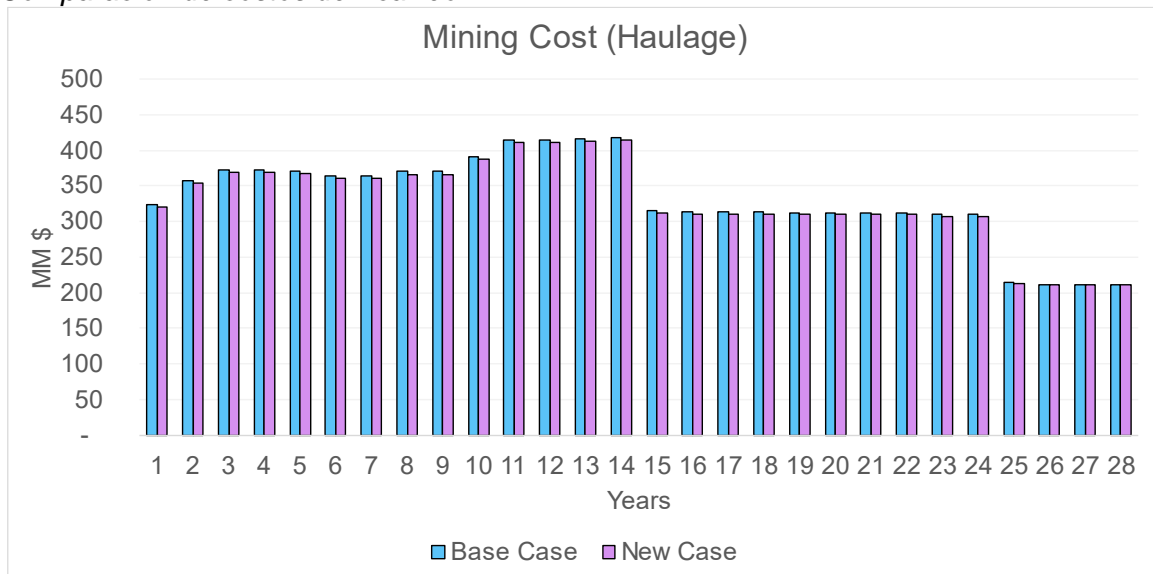


Fuente: Elaboración propia.

Respecto a los costos de acarreo el nuevo caso se verá reducido debido a la reducción de ciclos de acarreo que realizaremos debido a mayor rapidez que obtendremos en el carguío de camiones como se puede ver en la Figura 33.

Figura 33

Comparación de costos de Acarreo

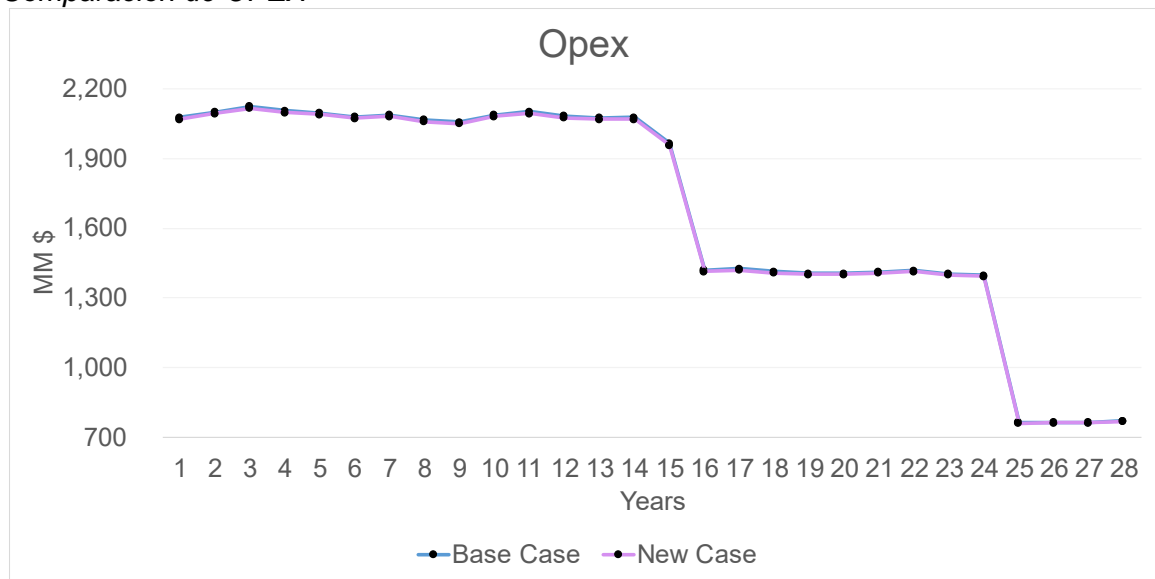


Fuente: Elaboración propia

Como resultado final de costo operativo el nuevo caso obtendrá una disminución de costo importante respecto al caso base como se puede ver en las Figuras 34 y 35.

Figura 34

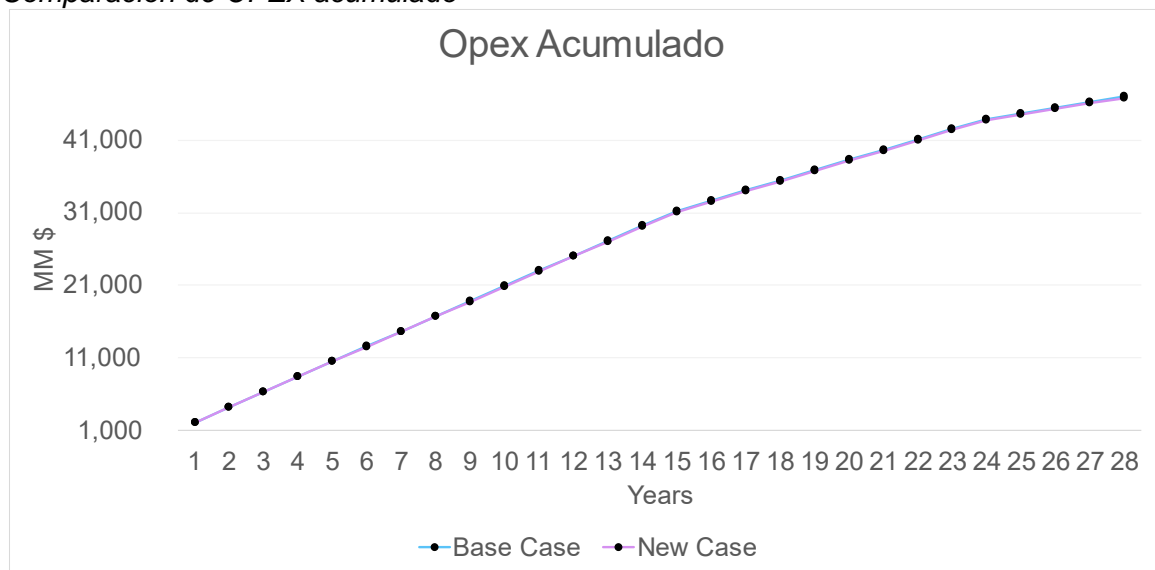
Comparación de OPEX



Fuente: Elaboración propia.

Figura 35

Comparación de OPEX acumulado

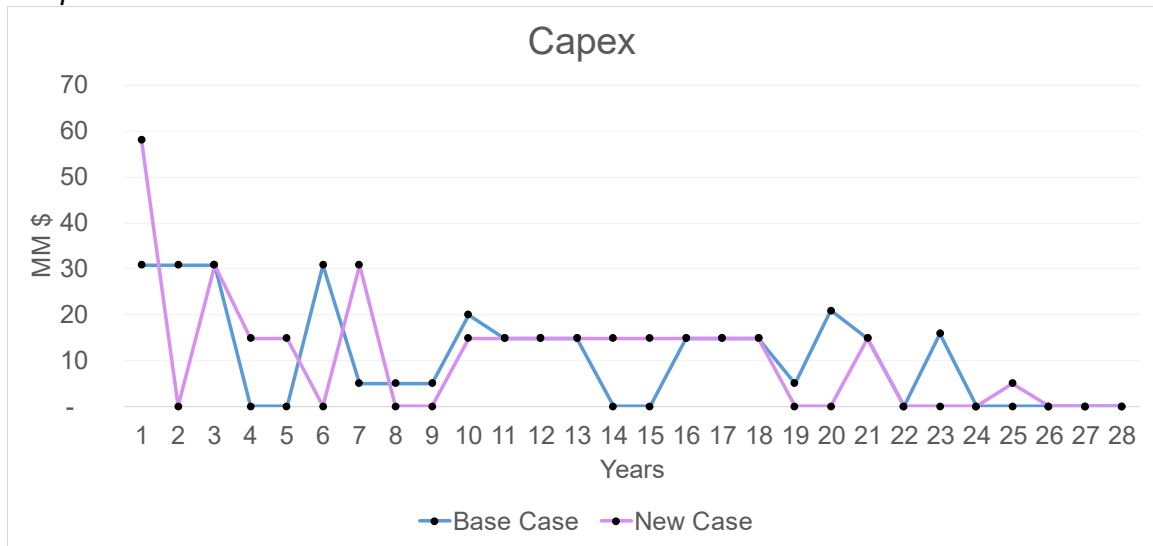


Fuente: Elaboración propia.

Respecto al capex, podremos ver que los primeros años, el nuevo caso propuesto tiene un mayor costo debido a la compra de las nuevas palas P&H4100 AC, sin embargo, al final de la vida de la mina podemos ver que el capex global acumulado es casi el mismo, esto debido a que, si bien es cierto que invertimos más en equipo de carguío, también podemos ahorrar capex de rebuilds, repuestos de las palas pequeñas que ya no se usan y también de camiones como se puede ver en las Figuras 36 y 37.

Figura 36

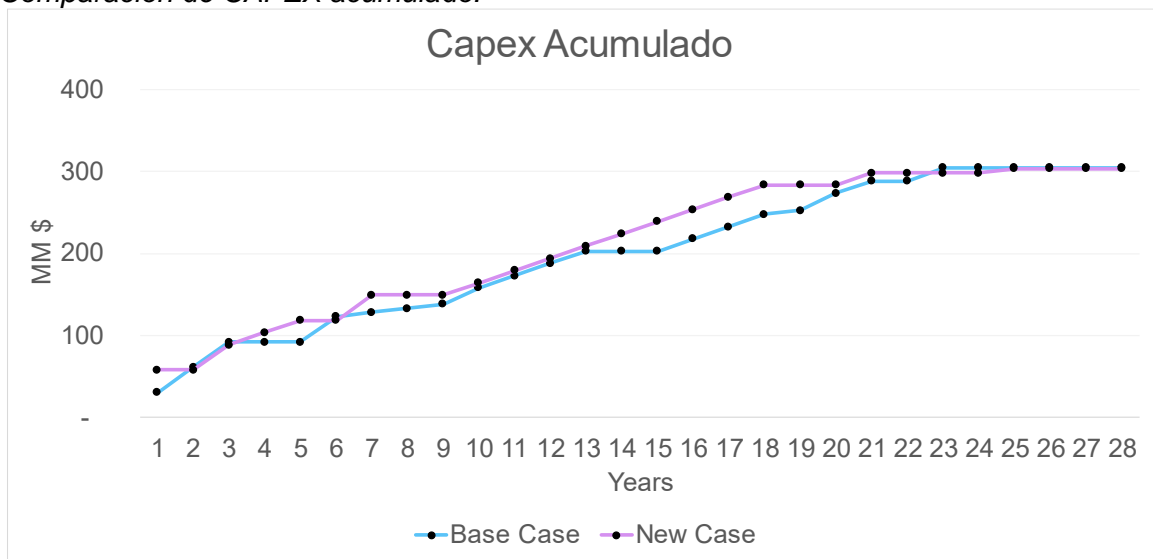
Comparación de CAPEX.



Fuente: Elaboración propia.

Figura 37

Comparación de CAPEX acumulado.

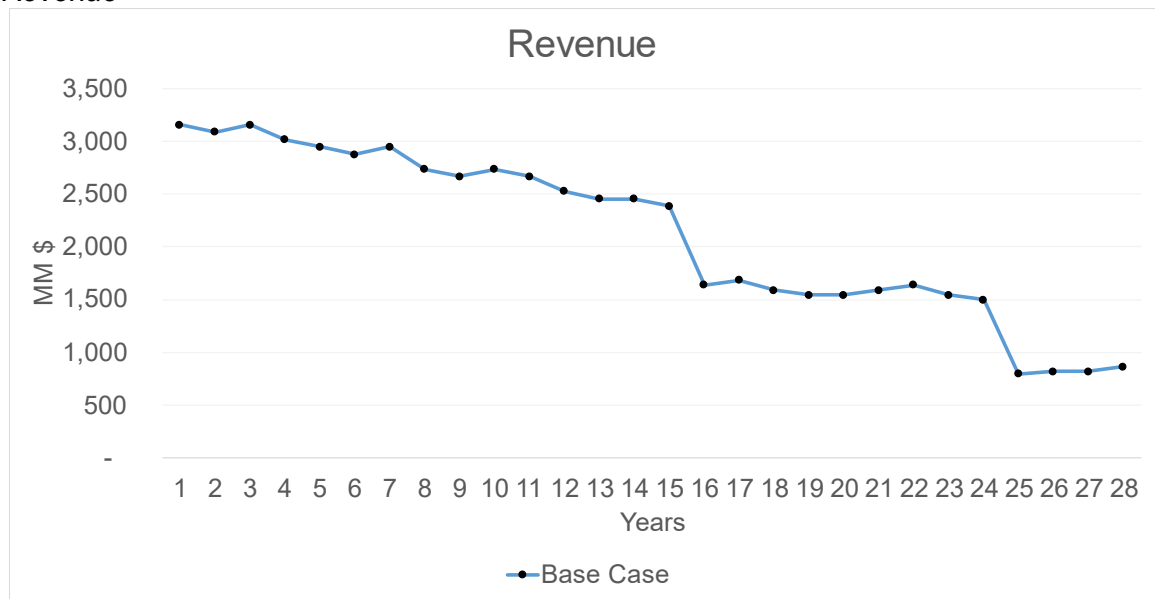


Fuente: Elaboración propia.

Respecto al revenue será el mismo para ambos casos, debido a que la estrategia de la presente evaluación es de ahorro de costos, más no de un incremento de producción como se puede ver en las Figuras 38 y 39.

Figura 38

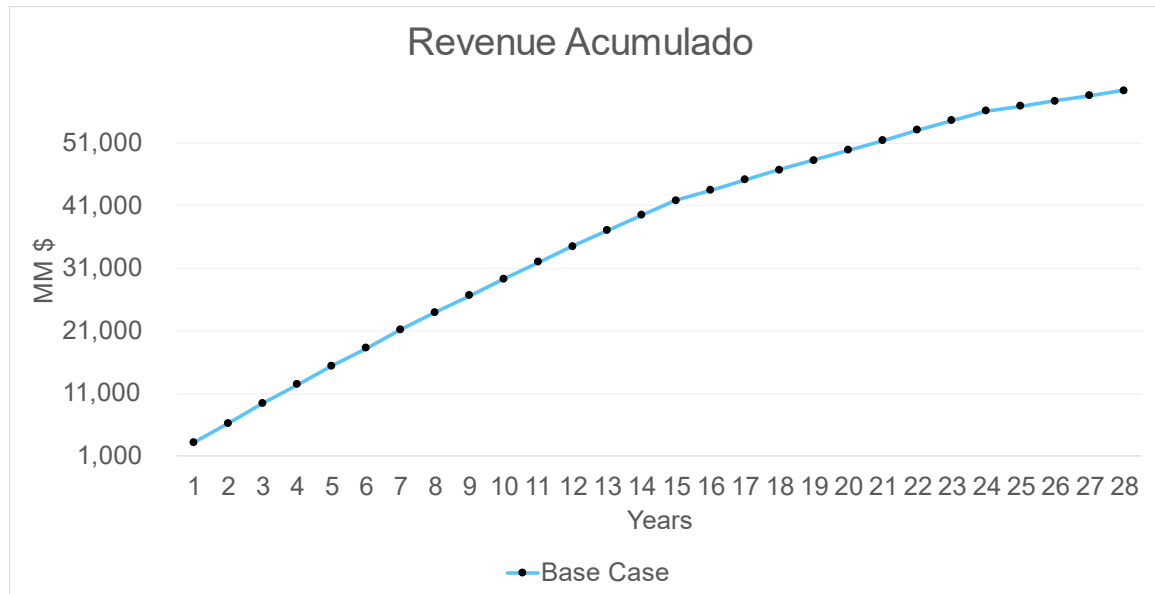
Revenue



Fuente: Elaboración propia.

Figura 39

Revenue acumulado.



Fuente: Elaboración propia.

Obteniendo todos los parámetros económicos podremos realizar un modelo considerando la resta del Revenue con los costos como el Opex y Capex, ambos casos son rentables, pero solo uno debe ser económicamente óptimo, este será el que menos costos logre realizar como se puede ver en las Figuras 40 y 41.

A continuación, veremos los resultados de los gráficos anteriores en un flujo de caja del caso base y del caso propuesto, detallando los valores en las Tablas 12, 13, 14 y 15.

Trayendo todo este ingreso al presente a una tasa de descuento de 8%, podremos ver que el caso base tiene un NPV@8% de 6,930 MM\$ y el caso propuesto con 7,164 MM\$, esto quiere decir 230 MM\$ más de ganancia, esto por los beneficios que encontramos al optimizar la operación seleccionando bien los equipos de carguío para tener una mejora de costos en diferentes ámbitos de operación.

Tabla 12

Flujo de caja del caso base parte 1

		Year 1	Year 2	Year 3	Year 4	Year 5	Year 6	Year 7	Year 8	Year 9	Year 10	Year 11	Year 12	Year 13	Year 14
Ore to the Mill	Ktm	131,400	131,400	131,400	131,400	131,400	131,400	131,400	131,400	131,400	131,400	131,400	131,400	131,400	131,400
Waste to DDM	Ktm	233,629	233,629	233,629	233,629	233,629	233,629	233,629	233,629	233,629	233,629	233,629	233,629	233,629	233,629
Total Ore Waste	Ktm	365,029	365,029	365,029	365,029	365,029	365,029	365,029	365,029	365,029	365,029	365,029	365,029	365,029	365,029
Ore Grade	% Tcu	0.45	0.44	0.45	0.43	0.42	0.41	0.42	0.39	0.38	0.39	0.38	0.36	0.35	0.35
Recovery	%	85.00	85.00	85.00	85.00	85.00	85.00	85.00	85.00	85.00	85.00	85.00	85.00	85.00	85.00
Waste	Ktm/Day	640	640	640	640	640	640	640	640	640	640	640	640	640	640
Mill Production	Ktm/Day	360	360	360	360	360	360	360	360	360	360	360	360	360	360
Copper Pounds	M Lbs	1,053	1,029	1,053	1,006	982	959	982	912	889	912	889	842	819	819
Revenue	MM\$	3,158	3,088	3,158	3,018	2,947	2,877	2,047	2,737	2,667	2,737	2,667	2,526	2,456	2,456
Mining Cost (No Haulage/No Loading)	MM\$	142	142	142	142	142	142	142	142	142	142	142	142	142	142
Mining Cost (Loading)	MM\$	49	49	49	49	49	49	49	49	49	49	49	49	49	49
Mining Cost (Haulage)	MM\$	324	357	372	372	372	364	363	370	370	391	415	415	417	418
DownS, Cost	MM\$	421	412	421	402	393	384	393	365	356	365	356	337	327	327
Procesing Cost	MM\$	1,141	1,141	1,141	1,141	1,141	1,141	1,141	1,141	1,141	1,141	1,141	1,141	1,141	1,141
Total Cost	MM\$	2,077	2,101	2,125	2,107	2,097	2,080	2,089	2,067	2,058	2,088	2,102	2,084	2,077	2,078
Purchase Capital	MM\$	-	-	-	-	-	-	5	5	5	5	-	-	-	-
Rebuild Capital	MM\$	31	31	31	-	-	31	-	-	-	15	15	15	15	-
Total Capex	MM\$	31	31	31	-	-	31	5	5	5	20	15	15	15	-
Profit Cost	MM\$	1,050	956	1,002	911	851	766	854	665	604	629	549	428	365	378
Profit Actual Acumulado	MM\$	1,050	2,006	3,008	3,919	4,769	5,535	6,389	7,054	7,657	8,286	8,835	9,263	9,628	10,006
NPV @ %	MM\$	6,930													

Fuente: Elaboración propia

Tabla 13

Flujo de caja del caso base parte2

		Year 15	Year 16	Year 17	Year 18	Year 19	Year 20	Year 21	Year 22	Year 23	Year 24	Year 25	Year 26	Year 27	Year 28
Ore to the Mill	Ktm	131,400	131,400	131,400	131,400	131,400	131,400	131,400	131,400	131,400	131,400	131,400	131,400	131,400	131,400
Waste to DDM	Ktm	233,629	233,629	233,629	233,629	233,629	233,629	233,629	233,629	233,629	233,629	233,629	233,629	233,629	233,629
Total Ore Waste	Ktm	365,029	365,029	365,029	365,029	365,029	365,029	365,029	365,029	365,029	365,029	365,029	365,029	365,029	365,029
Ore Grade	% Tcu	0.34	0.35	0.36	0.34	0.33	0.33	0.34	0.35	0.33	0.32	0.34	0.35	0.35	0.37
Recovery	%	85.00	85.00	85.00	85.00	85.00	85.00	85.00	85.00	85.00	85.00	85.00	85.00	85.00	85.00
Waste	Ktm/Day	640	427	427	427	427	427	427	427	427	427	213	213	213	213
Mill Production	Ktm/Day	360	240	240	240	240	240	240	240	240	240	120	120	120	120
Copper Pounds	M Lbs	795	546	561	530	515	515	530	546	515	499	265	273	273	289
Revenue	MM\$	2,386	1,637	1,684	1,591	1,544	1,544	1,591	1,637	1,544	1,497	795	819	819	866
Mining Cost (No Haulage/No Loading)	MM\$	142	95	95	95	95	95	95	95	95	95	47	47	47	47
Mining Cost (Loading)	MM\$	49	33	33	33	33	33	33	33	33	33	16	16	16	16
Mining Cost (Haulage)	MM\$	315	313	313	313	312	312	312	312	310	310	214	212	212	212
DownS, Cost	MM\$	318	218	225	212	206	206	212	218	206	200	106	109	109	115
Procesing Cost	MM\$	1,141	761	761	761	761	761	761	761	761	761	380	380	380	380
Total Cost	MM\$	1,966	1,420	1,426	1,414	1,406	1,406	1,412	1,419	1,404	1,398	764	765	765	771
Purchase Capital	MM\$	-	-	-	-	5	5	-	-	-	-	-	-	-	-
Rebuild Capital	MM\$	-	15	15	15	-	16	15	-	16	-	-	-	-	-
Total Capex	MM\$	-	15	15	15	5	21	15	-	16	-	-	-	-	-
Profit Cost	MM\$	420	203	243	162	133	117	164	219	124	99	31	54	54	94
Profit Actual Acumulado	MM\$	10,426	10,629	10,872	11,034	11,167	11,284	11,448	11,667	11,790	11,890	11,921	11,975	12,029	12,123
NPV @ %	MM\$														

Fuente: Elaboración propia

Tabla 14

Flujo de caja del caso propuesto parte 1

		Year 1	Year 2	Year 3	Year 4	Year 5	Year 6	Year 7	Year 8	Year 9	Year 10	Year 11	Year 12	Year 13	Year 14
Ore to the Mill	Ktm	131,400	131,400	131,400	131,400	131,400	131,400	131,400	131,400	131,400	131,400	131,400	131,400	131,400	131,400
Waste to DDM	Ktm	233,629	233,629	233,629	233,629	233,629	233,629	233,629	233,629	233,629	233,629	233,629	233,629	233,629	233,629
Total Ore Waste	Ktm	365,029	365,029	365,029	365,029	365,029	365,029	365,029	365,029	365,029	365,029	365,029	365,029	365,029	365,029
Ore Grade	% Tcu	0.45	0.44	0.45	0.43	0.42	0.41	0.42	0.39	0.38	0.39	0.38	0.36	0.35	0.35
Recovery	%	85.00	85.00	85.00	85.00	85.00	85.00	85.00	85.00	85.00	85.00	85.00	85.00	85.00	85.00
Waste	Ktm/Day	640	640	640	640	640	640	640	640	640	640	640	640	640	640
Mill Production	Ktm/Day	360	360	360	360	360	360	360	360	360	360	360	360	360	360
Copper Pounds	M Lbs	1,053	1,029	1,053	1,006	982	959	982	912	889	912	889	842	819	819
Revenue	MM\$	3,158	3,088	3,158	3,018	2,947	2,877	2,047	2,737	2,667	2,737	2,667	2,526	2,456	2,456
Mining Cost (No Haulage/No Loading)	MM\$	142	142	142	142	142	142	142	142	142	142	142	142	142	142
Mining Cost (Loading)	MM\$	45	45	45	45	45	45	45	45	45	45	45	45	45	45
Mining Cost (Haulage)	MM\$	321	354	368	369	368	361	360	367	367	388	411	411	413	415
DownS, Cost	MM\$	421	412	421	402	393	384	393	365	356	365	356	337	327	327
Procesing Cost	MM\$	1,141	1,141	1,141	1,141	1,141	1,141	1,141	1,141	1,141	1,141	1,141	1,141	1,141	1,141
Total Cost	MM\$	2,077	2,101	2,125	2,107	2,097	2,080	2,089	2,067	2,058	2,088	2,102	2,084	2,077	2,078
Purchase Capital	MM\$	58	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Rebuild Capital	MM\$	-	-	31	15	15	-	31	-	-	15	15	15	15	15
Total Capex	MM\$	58	-	31	15	15	-	31	-	-	15	15	15	15	15
Profit Cost	MM\$	1,088	994	1,040	918	858	805	866	677	616	656	572	450	387	386
Profit Actual Acumulado	MM\$	1,088	2,083	3,123	4,041	4,900	5,704	6,571	7,248	7,864	8,520	9,092	9,542	9,930	10,316
NPV@ %	MM\$	7,164													

Fuente: Elaboración propia

Tabla 15

Flujo de caja del caso propuesto parte 2

		Year 15	Year 16	Year 17	Year 18	Year 19	Year 20	Year 21	Year 22	Year 23	Year 24	Year 25	Year 26	Year 27	Year 28
Ore to the Mill	Ktm	131,400	87,600	87,600	87,600	87,600	87,600	87,600	87,600	87,600	87,600	43,800	43,899	43,800	43,800
Waste to DDM	Ktm	233,629	155,753	155,753	155,753	155,753	155,753	155,753	155,753	155,753	155,753	77,876	77,876	77,876	77,876
Total Ore Waste	Ktm	365,029	243,353	243,353	243,353	243,353	243,353	243,353	243,353	243,353	243,353	121,676	121,676	121,676	121,676
Ore Grade	% Tcu	0.34	0.35	0.36	0.34	0.33	0.33	0.34	0.35	0.33	0.32	0.34	0.35	0.35	0.37
Recovery	%	85.00	85.00	85.00	85.00	85.00	85.00	85.00	85.00	85.00	85.00	85.00	85.00	85.00	85.00
Waste	Ktm/Day	640	427	427	427	427	427	427	427	427	427	213	213	213	213
Mill Production	Ktm/Day	360	240	240	240	240	240	240	240	240	240	120	120	120	120
Copper Pounds	M Lbs	795	546	561	530	515	515	530	546	515	499	265	273	273	289
Revenue	MM\$	2,386	1,637	1,684	1,591	1,544	1,544	1,591	1,637	1,544	1,497	795	819	819	866
Mining Cost (No Haulage/No Loading)	MM\$	142	95	95	95	95	95	95	95	95	95	47	47	47	47
Mining Cost (Loading)	MM\$	45	30	30	30	30	30	30	30	30	30	15	15	15	15
Mining Cost (Haulage)	MM\$	312	311	311	311	310	310	310	310	308	308	213	211	211	211
DownS, Cost	MM\$	318	218	225	212	206	206	212	218	206	200	106	109	109	115
Procesing Cost	MM\$	1,141	761	761	761	761	761	761	761	761	761	380	380	380	380
Total Cost	MM\$	1,958	1,415	1,421	1,409	1,401	1,401	1,407	1,413	1,399	1,393	762	763	763	769
Purchase Capital	MM\$	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	5	-	-	-
Rebuild Capital	MM\$	15	15	15	15	-	-	15	-	-	-	-	-	-	-
Total Capex	MM\$	15	15	15	15	-	-	15	-	-	-	5	-	-	-
Profit Cost	MM\$	428	223	263	182	143	143	184	224	145	105	34	56	56	97
Profit Actual Acumulado	MM\$	10,774	10,966	11,230	11,412	11,555	11,698	11,881	12,105	12,250	12,355	12,388	12,444	12,500	12,597
NPV @ %	MM\$														

Fuente: Elaboración propia

Figura 40

Comparación de profit



Fuente: Elaboración propia.

Figura 41

Comparación de profit acumulado



Fuente: Elaboración propia.

Conclusiones

El tiempo de carguío promedio se redujo de 1.47 min a 1.11 min, esto quiere decir 0.36 min menos en el ciclo de carguío.

La alternativa propuesta redujo costos de carguío en casi 94 MM\$ debido a que se necesitaron menos horas para mover el mismo tonelaje de material que el caso base.

Debido a la reducción de tiempo de carguío de las palas a los camiones, el ciclo de acarreo también fue beneficiado con una reducción de 223,578 horas en el ciclo de acarreo, expresados en beneficio económico como 76 MM\$.

Debido a la compra de nuevos equipos de carguío de palas, se dieron de baja los equipos menores, por lo tanto, ya no fue necesario realizar un rebuild u overhaul a los equipos menores, esto redujo en 34 MM\$ el capital destinado.

La reducción de consumo de combustible del caso propuesto fue de 14.4 millones de galones, siendo la variable de mayor importancia en la reducción de costos de acarreo.

La reducción de emisión de gases CO₂ se redujo en 38,831 toneladas respecto al caso base, esto es directamente proporcional al consumo de Diesel, siendo beneficioso no solo económicamente, sino también ambientalmente.

Según las conclusiones mencionadas, se concluye que la alternativa propuesta es mejor económicamente con NPV@8% de 7,164 MM\$, superando ampliamente al caso base en 230 MM\$, los factores más importantes que conllevaron a este resultado es la reducción de costos en carguío y acarreo.

Seleccionar correcta y estratégicamente los equipos de carguío permiten una reducción consistente de costos de minado.

Recomendaciones

La presente evaluación consistió en comparación de 2 casos con diferentes estrategias o selección de equipos de carguío, enfocados en la reducción de costos, esto para ser comparables y ver el impacto real económicamente, sin embargo, existe la posibilidad que podamos mejorar la producción de mineral en el nuevo caso propuesto al tener equipos de mayor productividad, por lo tanto, un mayor ratio de minado y mejor ingreso.

No estamos considerando los costos de valor de rescate de los equipos de carguío pequeños que se dan de baja, debido a que no deseamos ser optimistas, pero esto también puede ser incluido en la evaluación mejorando el NPV del caso propuesto.

La reducción de emisiones de gases CO₂ es importante en la evaluación, incluso algunos países benefician económicamente con bonos por reducir gases de efecto invernadero, en la presente evaluación no se considera una mejora económica para el caso propuesto para seguir siendo conservadores.

Referencias bibliográficas

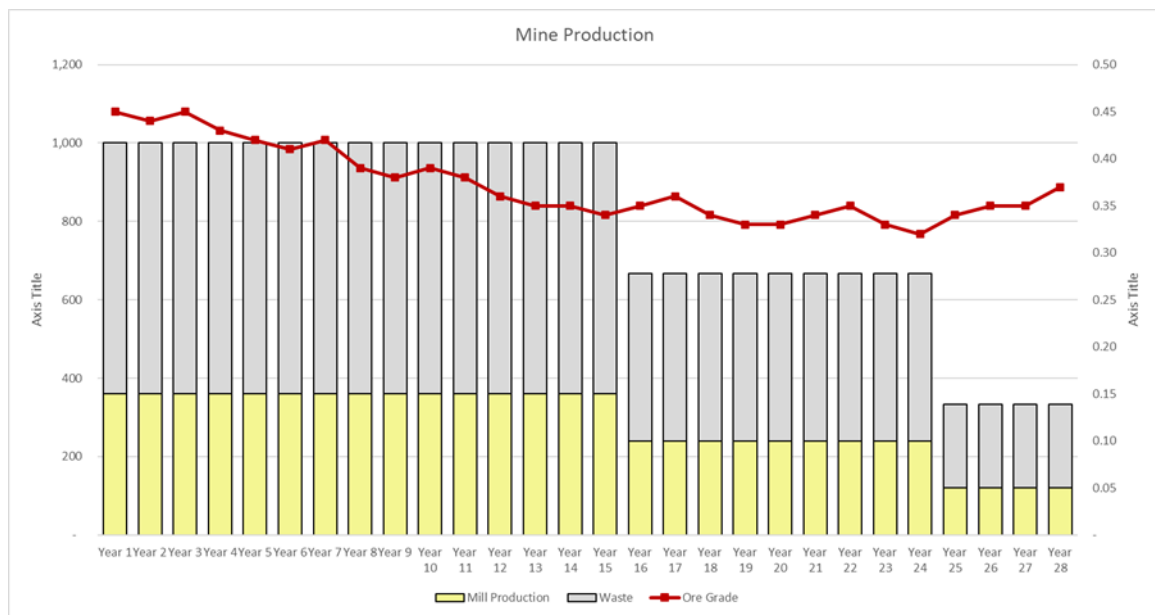
- Atlas Copco. (2011). "Blasthole Drilling for Open Pit Mining 2nd Edition".
- B. Gregory. (2000). "Truck Selection". Kalgoorlie.
- BLS. (2012). "Bureau of Labor Statistics".
- BLS. (2023). "United States Consumer Price Index".
- C. Aksoy "et al". (2005). "Truck-Shovel optimization accounting for cost, safety, and operational practice". Dokuz Eylul University.
- Carlos, Gama. (2001). "Innovadoras formas de abordar los problemas ambientales en la industria minera". IST Universidad Técnica de Lisboa.
- CATERPILLAR. (2010). "793D Mining Truck specifications".
- CATERPILLAR. (2012). "Caterpillar Performance Handbook".
- Costmine. (2019). "Mine Cost Estimating".
- ENR. (2012). "Historical Cost Indices".
- Henry, Brañes. (2008). "Planeamiento de Minado". Universidad Nacional de Ingeniería.
- Henry, Brañes. (2018). "Planeamiento estratégico de minado: Optimización de la capacidad de planta". Ultimate Mining Consulting.
- J. W. Martin. (1982). "Surface Mining Equipment". Martin Consultants, Golden, CO.
- José, Vitteri. (2013). "Variabilidad en los procesos de carguío y transporte con equipos pesados". Instituto de Ingenieros de Minas del Perú.
- Mango, M. (2017) "Optimización de la gestión de la información geológica con Acquire en mina Cerro Verde".
- Omar. Cueva. (2009). "Modelo de reducción de costos en el sector minero". Instituto de Ingenieros de Minas del Perú.
- P&H. (2009). "4100XPC Operating Specs XC-3923".
- P&H. (2009). "2800XPC Operating Specs XC-4186".
- P&H. (2012). "P&H 4100XPC Digital AC Drive Electric Mining Shovel".

- Pedro, Gamio. (2018). "Transición energética: un cambio necesario en el Perú". Instituto de Ingenieros de Minas del Perú.
- S, Nel. (2011). "Improving Truck-Shovel Matching". AusIMM.
- S, Carpenter. (2010). "Fundamentals of carbon regulations and their impacts on the mining industry". Marshall Miller & Assoc. Inc, Bluefield, VA.
- T. Atkinson. (1971). "Selection of open pit excavating and loading equipment". Institution of Min. & Met. Trans. Section A. London.
- T.A. O'hara. (1980). "Quick guides to the evaluation of orebodies". CIM bulletin (no. 814).
- T.A. O'hara & S. Suboleski. (1992). "Costs and cost estimation". SME Mining Engineering Handbook 2nd Edition.
- V. Kecojevic, D. Komljenovic (2011). "Haul Truck Fuel Consumption and CO2 emission under various engine load conditions".
- Victor, Barrientos. (2016). "Reemplazo de cargadores frontales en operaciones mineras a cielo abierto". CAP Minería, Cerro Negro Norte, Chile.
- William, Hustrulid. (2013). "Open pit mine planning and design". Department of mining engineering, University of Utah, Salt Lake City, Utah, USA.

Anexos

	Pág.
Anexo 1: Plan de producción.	1
Anexo 2: Costos de palas y cargadores.....	2
Anexo 3: Tiempo de vida y costo de Rebuild de palas y cargadores.....	2
Anexo 4: Tiempo de vida y costo de Rebuild de Palas y Cargadores.	2
Anexo 5: Costos de un camion de 240 mt.....	2
Anexo 6: Costos de minado para una operación a tajo abierto en función a su producción.	3
Anexo 7: Costos de proceso para una operación a tajo abierto en función a su producción.	4
Anexo 8: CPI Histórico.....	5
Anexo 9: CPI detallado del 2022.....	5
Anexo 10: Pendientes/Velocidades/Tracción	6
Anexo 11: Emisión de CO2 a partir del consumo de Diesel.	7

Anexo 1: Plan de producción.



Fuente: Elaboración Propia.

Anexo 2: Costos de palas y cargadores.

Description	Capex M\$	Total Opex \$/h
Palas 82 cu yd	29,077,900	596
Palas 73 cu yd	20,473,200	524
Cargador 26 cu yd	5,046,800	297

.Fuente: Costmine. (2019). "Mine Cost Estimating".

Anexo 3: Tiempo de vida y costo de Rebuild de palas y cargadores..

Description	Hours	Cost M\$
Shovel 82 cu yd	90,000	14,891,400
Shovel 73 cu yd	105,000	15,901,200
Loader 26 cu yd	40,000	5,046,800

Fuente: Costmine. (2019). "Mine Cost Estimating".

Anexo 4: Tiempo de vida y costo de Rebuild de Palas y Cargadores.

Description	Opex \$/h
Shovel 82 cu yd	471
Shovel 73 cu yd	401
Loader 26 cu yd	270

Fuente: Costmine. (2019). "Mine Cost Estimating".

Anexo 5: Costos de un camion de 240 mt.

Description	Capex M \$	Opex \$/h
Truck 240 mt	4,228,000	340

Fuente: Costmine. (2019). "Mine Cost Estimating".

Anexo 6: Costos de minado para una operación a tajo abierto en función a su producción.

The daily operating costs are:

$$\begin{aligned} \text{Drilling cost per day} &= \$1.90 T_p^{0.7} \\ \text{Blasting cost per day} &= \$3.17 T_p^{0.7} \\ \text{Loading cost per day} &= \$2.67 T_p^{0.7} \\ \text{Haulage cost per day} &= \$18.07 T_p^{0.7} \\ \text{General services cost per day} &= \$6.65 T_p^{0.7} \end{aligned}$$

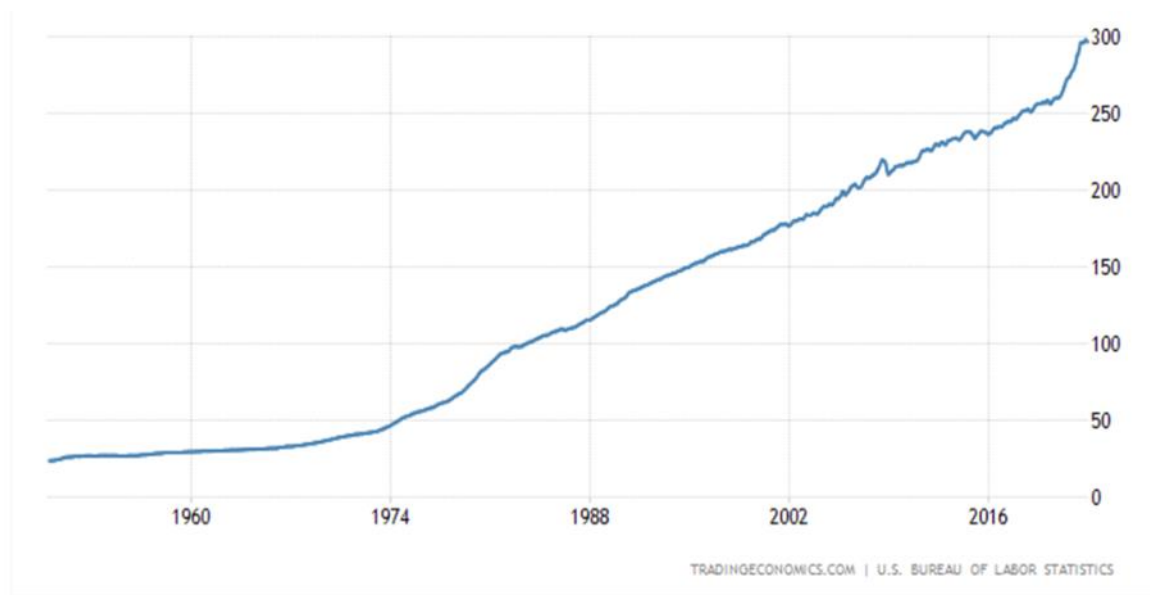
Fuente: T.A. O'hara & S. Suboleski. (1992). "Costs and cost estimation".

Anexo 7: Costos de proceso para una operación a tajo abierto en función a su producción.

<p>(a) Primary crushing. This cost includes the cost of primary crushing, the cost of conveying the primary crushed ore to the coarse ore stockpile, plus operating costs of the coarse ore stockpile.</p>	
<p>Crushing costs per day = $\\$7.90 T^{0.6}$</p>	<p>(2.110)</p>
<p>(b) Fine crushing and conveying. This includes fine crushing, conveying from coarse ore storage, and conveying to the fine ore bins.</p>	
<p>Fine crushing costs per day = $\\$12.60 T^{0.6}$</p>	<p>(2.111)</p>
<p>(c) Grinding. This cost includes the fine ore bin storage and the rod mills, ball mills, and/or SAG (semiautogenous grinding) mills:</p>	
<p>Grinding section costs per day = $\\$4.90 T^{0.8}$</p>	<p>(2.112)</p>
<p>(d) Process section. This includes the operating costs of all sections that involve concentration of ore by flotation or by gravity, leaching of metals from ore, thickening of slurries, ion exchange, precipitation, filtering, drying, and recovery of metallic concentrations, or deleterious materials that would otherwise penalize smelter revenue.</p>	
<p>Processing costs =</p>	<p>$\\$65 T^{0.6}$ for cyanidation of gold/silver ores (2.113a)</p>
<p>per day</p>	<p>$\\$54 T^{0.6}$ for flotation of simple base metal ores (2.113b)</p>
<p></p>	<p>$\\$34$ to $\\$41 T^{0.7}$ for complex base metal ores varying in complexity (2.113c)</p>
<p></p>	<p>$\\$65 T^{0.7}$ for uranium ores by leaching, CCD, solvent extraction, and precipitation (2.113d)</p>
<p></p>	<p>$\\$45 T^{0.7}$ for nonfloatable nonsulfide ores repending to gravity separation (2.113e)</p>
<p>Tailings costs per day = $\\$0.92 T^{0.8}$ for all concentrators</p>	<p>(2.113f)</p>
<p>Assaying costs per day = $\\$1.27 T^{0.8}$ for all concentrators</p>	<p>(2.113g)</p>
<p>Supervision, maintanance, = $\\$40.80 T^{0.8}$ for all concentrators and general costs per day</p>	<p>(2.113h)</p>
<p>Processing costs would be decreased to 55% of those shown by the foregoing formulas when low-grade ore, typically mined by open pit mining, is being treated by a concentrator that rejects tailings at an early stage.</p>	

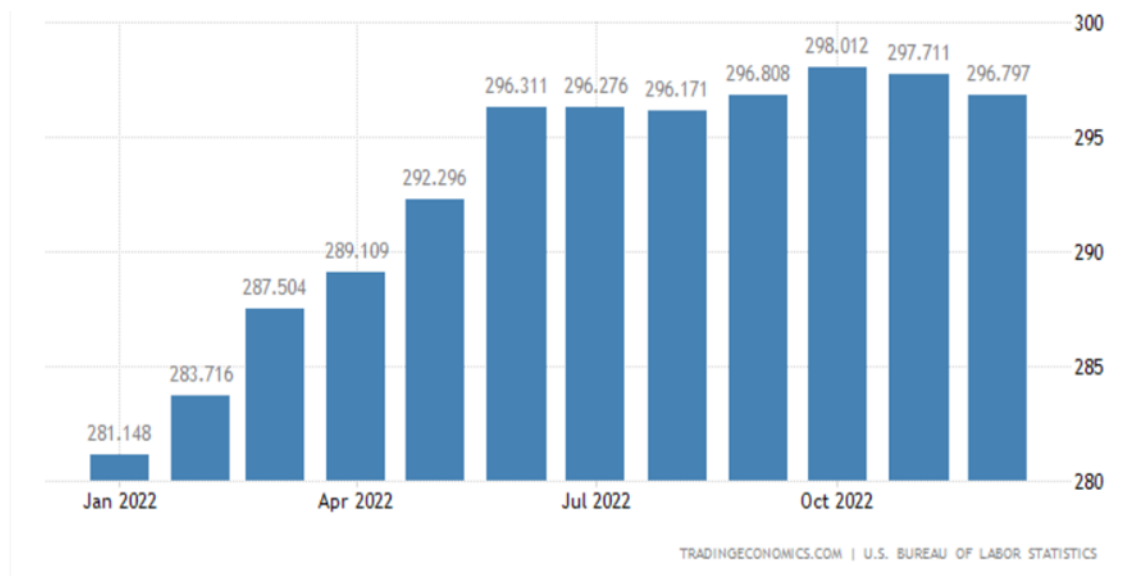
Fuente: T.A. O'hara & S. Suboleski. (1992). "Costs and cost estimation".

Anexo 8: CPI Histórico.



Fuente: BLS. (2023). "United States Consumer Price Index".

Anexo 9: CPI detallado del 2022.



Fuente: BLS. (2023). "United States Consumer Price Index".

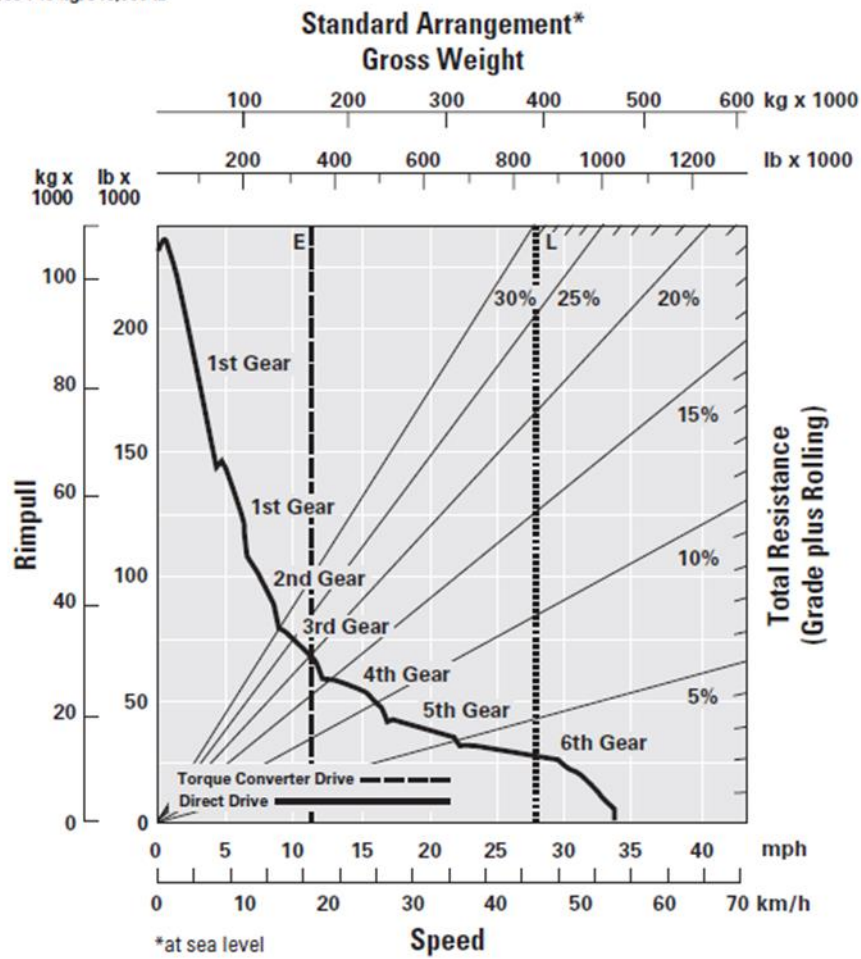
Anexo 10: Pendientes/Velocidades/Tracción

Gradeability/Speed/Rimpull

To determine gradeability performance: Read from gross weight down to the percent of total resistance. Total resistance equals actual percent grade plus 1% for each 10 kg/t (20 lb/ton) of rolling resistance. From this weight-resistance point, read

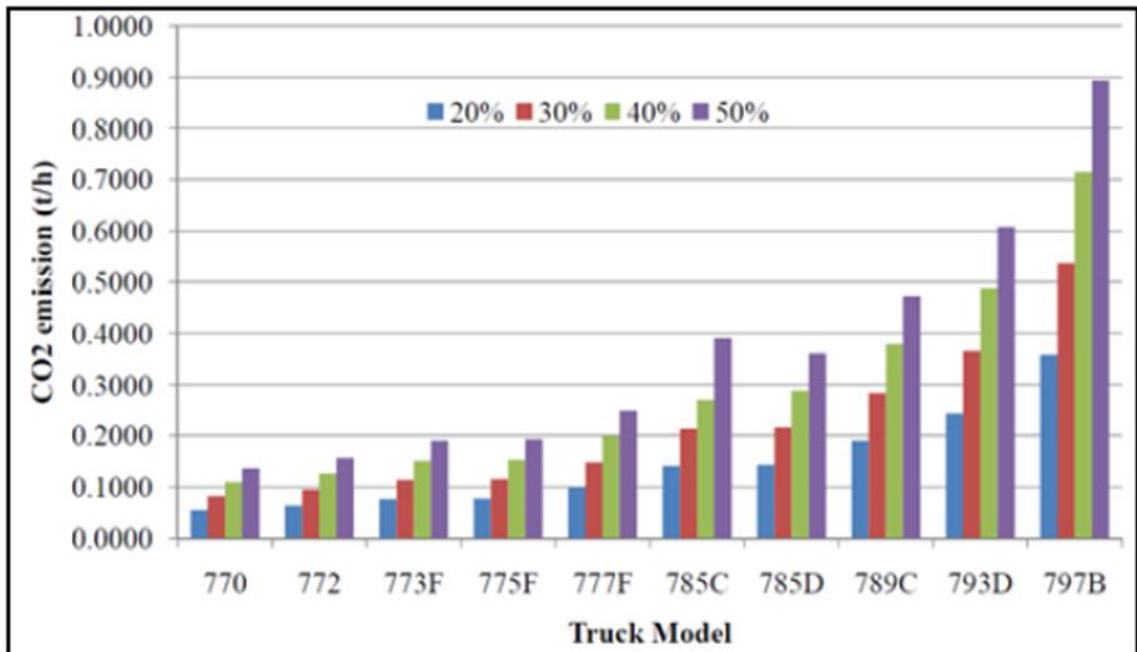
horizontally to the curve with the highest obtainable gear, then down to maximum speed. Usable rimpull will depend upon traction available and weight on drive wheels.

- Typical Field Empty Weight
- Gross Machine Operating Weight
383 749 kg/846,000 lb



Fuente: CATERPILLAR (2010). "793D Mining Truck specifications".

Anexo 11: Emisión de CO2 a partir del consumo de Diesel.



Fuente: V. Kecojevic, D. Komljenovic (2011). "Haul Truck Fuel Consumption and CO2 emission under various engine load conditions".