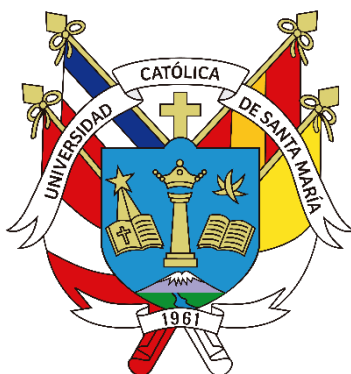


Universidad Católica de Santa María
Facultad de Ciencias e Ingenierías Físicas y
Formales
Escuela Profesional de Ingeniería de Minas



**ANÁLISIS COMPARATIVO EN LA APLICACIÓN DEL SISTEMA
IN-PIT CRUSHING AND CONVEYING FRENTE AL SISTEMA
CONVENCIONAL POR CAMIONES MINEROS PARA TRANSPORTE
DE MATERIAL ESTÉRIL EN UNA MINA A CIELO ABIERTO DEL SUR
DE PERÚ.**

Tesis presentada por el Bachiller:

Villanueva Valdivia, Luis Augusto

Para optar el Título Profesional de:

Ingeniero de Minas

Asesor:

Ing. Donayre Cahua, Jesús Manuel

Arequipa- Perú

2022

UCSM-ERP

UNIVERSIDAD CATÓLICA DE SANTA MARÍA
INGENIERIA DE MINAS
TITULACIÓN CON TESIS
DICTAMEN APROBACIÓN DE BORRADOR

Arequipa, 19 de Agosto del 2022

Dictamen: 005205-C-EPIM-2022

Visto el borrador del expediente 005205, presentado por:

2015800901 - VILLANUEVA VALDIVIA LUIS AUGUSTO

Titulado:

**ANÁLISIS COMPARATIVO EN LA APLICACIÓN DEL SISTEMA IN-PIT CRUSHING AND
CONVEYING FRENTE AL SISTEMA CONVENCIONAL POR CAMIONES MINEROS PARA
TRANSPORTE DE MATERIAL ESTÉRIL EN UNA MINA A CIELO ABIERTO DEL SUR DE PERÚ**

Nuestro dictamen es:

APROBADO

**2872 - LOPEZ CASAPERALTA PATRICIA YANETH
DICTAMINADOR**



**3119 - REATEGUI ORDOÑEZ FULTON CARLOS PASTOR
DICTAMINADOR**



**9571 - BERNEDO TITO EDWIN JOSE
DICTAMINADOR**



Dedicatoria

La presente tesis va dedicada:

A mis queridos y amados padres Luis Villanueva Cuellar y Maya Valdivia Álvarez, quienes con su esfuerzo, apoyo y comprensión lograron sacarme adelante, forjando así en mi un profesional y persona de bien, con valores y educación que se aprenden en una familia unida.

A mi hermana Maya Villanueva Valdivia, por su apoyo y consejos que me ayudaron durante mi carrera profesional, además de ayudarme a levantarme en cada problema que se me presentaba en mi experiencia laboral.

A mis superiores que tuve durante mi desarrollo de Beca Profesional, quienes me forjaron en la línea correcta del Ingeniero de Minas, y me enseñaron a siempre esforzarme para lograr mis objetivos.

Finalmente, a toda mi familia y amigos, los cuales me apoyaron durante el transcurso de mi carrera y desarrollo de tesis.

Agradecimiento

Agradezco a Dios y la Virgen de Chapi por guiarme por el camino correcto hacia mi desarrollo como profesional, a mis abuelos paternos y maternos que desde el cielo me dieron fuerzas para no rendirme, a mi familia nuclear que me apoyaron siempre, a pesar de las dificultades lograron sacarme adelante. Agradezco a la Universidad Católica de Santa María por nutrirme de conocimiento y valores, así como a los distintos profesionales que tuve como profesores. Finalmente agradezco a mis superiores que tuve en el desarrollo de mi Beca profesional. A todos ellos que confiaron en mí les estoy eternamente agradecido.

RESUMEN

El presente trabajo de investigación consistirá en analizar la comparación de la implementación de un sistema In – Pit Crushing and Conveying (IPCC) para un plan de vida de mina, esto en frente de un sistema convencional de transporte por camiones mineros ambos casos para el transporte de material estéril de una mina superficial ubicada al sur del Perú. Para tal caso, primero se tiene como base un plan de minado de vida de mina, fases de minado y una topografía inicial de un periodo determinado. Con esta información base se diseñarán los depósitos de desmonte necesarios para cubrir el tonelaje de material estéril del plan de vida de mina, a la vez estos diseños obedecen a la geografía del terreno (ríos, lagos, lagunas y estructuras). En segunda instancia se obtendrán las topografías por periodo de la vida de mina, esto con ayuda de la información inicial. En tercera instancia se diseñarán las rutas de acarreo por periodo, se tomará el nivel de minado más profundo como punto inicial y a la vez dicho punto se ubicará en el centroide del nivel, como punto de destino se podrán tener mínimo uno o varios depósitos de desmonte para poder así calcular el número de camiones mineros necesarios para cubrir el traslado de material estéril in pit hacia los depósitos de desmonte. Para desarrollar el caso mediante el uso de un sistema In – Pit Crushing and Conveying se partirá desde las rutas de acarreo previamente diseñadas del caso base, pero ya no se tendrá como destino los depósitos de desmonte sino se tendrá a la chancadora semimóvil o fija, al ser semimóvil o fija se tendrá un solo destino para toda la vida de mina, con este destino se calcularán los camiones mineros necesarios para el traslado del material estéril in pit, seguidamente se analizará si las descargas de material estéril del plan de minado por faja son factibles o no para usar este método. En segunda instancia se calcularán los costos de inversión y ejecución del sistema IPCC. Finalmente se debe de tener en cuenta que para el cálculo de costos intervendrán CAPEX y OPEX para ambos casos, así se podrán analizar y determinar cuál de dichos casos representa un menor costo, el cual sería el uso de camiones mineros puesto que usar un sistema IPCC para transportar grandes cantidades de material estéril no es factible ni rentable.

Palabras claves:

In – Pit Crushing and Conveying, depósitos de desmonte, rutas de acarreo, camiones mineros, CAPEX, OPEX.

ABSTRACT

The present research work will consist of analyzing the comparison of the implementation of an In-Pit Crushing and Conveying (IPCC) system for a life of mine plan, versus a conventional transport system by mining trucks, both cases for the transport of waste material from a surface mine located in the south of Peru. For this case, first a life-of-mine mining plan, mining phases and an initial topography of a determined period are used as a base. With this base information the necessary waste deposits will be designed to cover the tonnage of waste material of the life of mine plan, at the same time these designs obey the geography of the terrain (rivers, lakes, lagoons and structures). Secondly, topographies will be obtained for each period of the life of mine, with the help of the initial information. In third instance the haulage routes will be designed by period, the deepest mining level will be taken as initial point and at the same time this point will be located in the centroid of the level, as destination point there could be at least one or several waste dumps in order to calculate the number of mining trucks needed to cover the transfer of waste material in pit to the waste dumps. To develop the case using an In-Pit Crushing and Conveying system, we will start from the previously designed haulage routes of the base case, but we will no longer have as destination the waste rock dumps, but we will have the semi-mobile or fixed crusher, With this destination, the mining trucks needed to transport the waste material in the pit will be calculated, then it will be analyzed if the waste material unloading of the strip mining plan is feasible or not to use this method. Secondly, the investment and execution costs of the IPCC system will be calculated. Finally, it should be taken into account that CAPEX and OPEX for both cases will be involved in the cost calculation, so it will be possible to analyze and determine which of these cases represents a lower cost, which would be the use of mining trucks since Using an IPCC system to transport large amounts of waste material is not feasible or profitable.

Keywords:

In - Pit Crushing and Conveying, waste rock dumps, haul routes, mining trucks, CAPEX, OPEX.

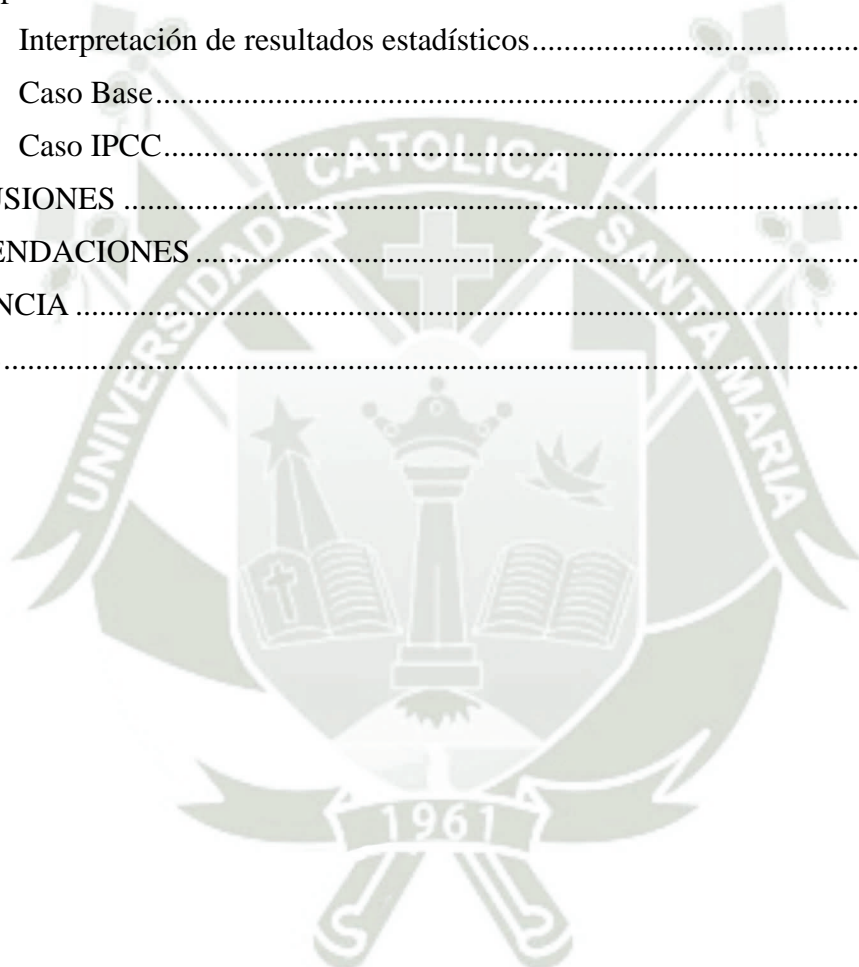
ÍNDICE

DICTAMEN APROBATORIO	
DEDICATORIA	
AGRADECIMIENTO	
RESUMEN	
ABSTRACT	
INTRODUCCION	1
CAPITULO I PLANTEAMIENTO TEÓRICO.....	3
1. PROBLEMA DE INVESTIGACIÓN.....	4
1.1 Determinación del problema.....	4
1.2 Enunciado del problema	4
1.3 Descripción del problema	4
1.4 Preguntas de investigación.....	5
1.4.1 Pregunta general	5
1.4.2 Preguntas secundarias.....	5
1.5 Línea de investigación	6
1.6 Justificación	6
1.6.1 Justificación Científica	6
1.6.2 Justificación Operativa	6
1.6.3 Justificación Tecnológica	6
1.6.4 Justificación Ambiental	7
1.6.5 Factibilidad	7
1.6.6 Interés personal.....	7
1.7 Aporte del desarrollo de tesis.....	7
2. OBJETIVOS.....	8
2.1 Objetivo general.....	8
2.2 Objetivos específicos	9
3. MARCO TEÓRICO.....	9
3.1 Marco Conceptual.....	9
3.1.1 Mina a tajo abierto.....	9
3.1.2 Transporte en mina	10
3.1.3 Sistema convencional de transporte	11
3.1.3.1 Tipos de camiones.....	11
3.1.3.2 Desventajas del sistema de transporte convencional	12
3.1.3.3 Costo de transporte convencional	12

3.1.3.4	Elección del medio de transporte minero.....	13
3.1.4	Sistema IPCC.....	13
3.1.4.1	Tipos de sistemas IPCC:	16
3.1.4.2	Faja transportadora.....	17
3.1.4.3	Chancadoras	18
3.1.5	Rentabilidad y Evaluación financiera.....	19
3.1.6	Normativa nacional e internacional de parámetros geomecánicos de los Depósitos de desmonte.....	20
3.2	Estado actual del problema	21
3.3	Antecedentes de la investigación	22
3.3.1	Nivel Local	22
3.3.2	Nivel nacional.....	23
3.3.3	Nivel internacional	24
4.	HIPÓTESIS.....	26
CAPITULO II PLANTEAMIENTO OPERACIONAL		27
1.	VARIABLES	28
1.1	Variable dependiente	28
1.2	Variable Independiente	28
1.3	Cuadro de Variables.....	28
2.	ALCANCE, IMPORTANCIA Y LIMITACIONES DE LA INVESTIGACIÓN	28
3.	TIPO Y NIVEL DE INVESTIGACIÓN.....	29
3.1	Tipo de investigación.....	29
3.2	Nivel de investigación.....	29
4.	POBLACIÓN Y MUESTRA O UNIVERSO	30
4.1	Ubicación espacial	30
4.2	Ubicación temporal.....	30
5.	TÉCNICAS, INSTRUMENTOS Y MATERIALES DE VERIFICACIÓN.....	30
5.1	Técnica.....	30
5.2	Instrumentos.....	30
6.	ESTRATEGIA DE RECOLECCIÓN DE DATOS	30
6.1	Organización	30
6.2	Recursos.....	31
6.2.1	Humanos.....	31
6.2.2	Materiales	31
6.2.3	Financieros.....	31

6.3	Método de aceptación o rechazo de la hipótesis nula (H0)	31
CAPITULO III RESULTADOS Y DISCUSIÓN		32
1.	CASO BASE	33
1.1	Parámetros Geotécnicos para los diseños de Depósitos de desmorte	33
1.1.1	Depósito de Desmorte Toratán	34
1.2	Secuencia de descarga en los Depósitos de desmorte	34
1.2.1	Depósito de Desmorte Toratán	34
1.2.2	Depósito de desmorte Cotea	39
1.2.3	Depósito de desmorte Conde	40
1.3	Topografías por Periodo (año)	41
1.4	Rutas de Acarreo	43
1.5	Cálculo de Camiones Mineros	47
1.5.1	KPI para cálculo de camiones mineros	47
1.6	Cálculo de valorización de combustible	60
1.7	Cálculo de valorización de neumáticos	67
1.8	CAPEX - Flota de equipos mineros	78
1.8.1	Equipos de carguío – Palas eléctricas y Excavadora gigante	78
1.8.2	Equipos de acarreo – Camiones mineros	80
1.8.3	Suma de costos de equipos de carguío y acarreo	81
1.9	Costos de minado de una Unidad Minera a tajo abierto - Caso base	82
1.9.1	Costos de Mina - Mantenimiento Programado	83
2.	CASO IPCC	86
2.1	Ubicación Chancadora de desmorte	86
2.2	Rutas de Acarreo caso IPCC	88
2.3	Cálculo de Camiones Mineros caso IPCC	90
2.4	Cálculo de valorización de combustible caso IPCC	95
2.5	Cálculo de valorización de neumáticos caso IPCC	98
2.6	CAPEX – Flota de equipos mineros caso IPCC	100
2.6.1	Equipo de carguío – Palas eléctricas y Excavadora gigante	100
2.6.2	Equipos de acarreo – Camiones mineros caso IPCC	100
2.6.3	Suma de costos de equipos de carguío y acarreo	101
2.7	Chancadora de desmorte	102
2.8	FAJA – Descarga Depósito de Desmorte Toratán	104
2.8.1	Análisis de Factibilidad	106
3.	ANÁLISIS E INTERPRETACIÓN DE RESULTADOS	111

3.1	Comparación estadística de costos de ambos sistemas.....	111
3.1.1	Camiones Mineros.....	111
3.1.2	Combustible.....	113
3.1.3	Neumáticos.....	115
3.1.4	Mantenimiento Programado (PM).....	117
3.1.5	Costo total para el uso de camiones mineros (OPEX).....	118
3.2	Análisis Estadístico (T – Student) del Sistema de transporte IPCC frente al Caso Base para material estéril.....	119
3.3	Interpretación de resultados estadísticos.....	122
3.4	Caso Base.....	123
3.5	Caso IPCC.....	124
CONCLUSIONES.....		126
RECOMENDACIONES.....		128
REFERENCIA.....		129
ANEXOS.....		132



INDICE DE TABLAS

Tabla 1 Nomenclatura de las fases de minado

Tabla 2 Flota de camiones mineros y capacidades de carga

Tabla 3 Flota de palas eléctricas y capacidades de carguío

Tabla 4 Tiempos fijos de colas y parqueo

Tabla 5 Tiempos fijos de carga de material

Tabla 6 Tiempos fijos de colas, maniobrabilidad y descarga por destinos

Tabla 7 Disponibilidad, utilización y Factor operacional de la flota de equipos de acarreo

Tabla 8 Velocidades Camión minero 793F

Tabla 9 Velocidades Camión minero 797F

Tabla 10 Velocidades Camión minero 930E

Tabla 11 Velocidades Camión minero 930SE

Tabla 12 Velocidades Camión minero 980E

Tabla 13 Número de camiones mineros por flota del periodo 2021 - 2041

Tabla 14 Número de camiones mineros por flota del periodo 2042 – 2086

Tabla 15 Disponibilidad, utilización y factor operacional de flota de acarreo del plan de vida de mina

Tabla 16 Consumo de galones de combustible por kilómetro recorrido a diferentes pendientes- flota de camiones mineros

Tabla 17 Precio de diésel (\$/gal) periodos 2016 – 2020

Tabla 18 Precio diésel (\$/gal) periodos 2021 - 2086

Tabla 19 Valorización de combustible periodos 2021 – 2041 por flota de acarreo

Tabla 20 Valorización de combustible periodos 2042 – 2086 por flota de acarreo

Tabla 21 Horas promedio de neumáticos por flota de acarreo 5yp

Tabla 22 Costo de neumáticos por flota de acarreo periodos 2016 - 2020

Tabla 23 Precio de neumáticos para CAT 793F periodos 2021 – 2086

Tabla 24 Precio de neumáticos para K930E y K930 4SE periodos 2021 – 2086

- Tabla 25** Precio de neumáticos para CAT 797F y K980 E4 periodos 2021 - 2086
- Tabla 26** Valorización de neumáticos por flota de acarreo periodos 2021 - 2041
- Tabla 27** Valorización de neumáticos por flota de acarreo periodos 2042 – 2086
- Tabla 28** Equipos de carguío y capacidad de carga
- Tabla 29** PM en horas y costos – CAT 793
- Tabla 30** PM en horas y costos – CAT 797
- Tabla 31** PM en horas y costos – Komatsu 930E
- Tabla 32** PM en horas y costos – Komatsu 930 4SE
- Tabla 33** PM en horas y costos – Komatsu 980 E4
- Tabla 34** Valorización de PM flota de acarreo periodos 2021 – 2086
- Tabla 35** Número de camiones mineros caso IPCC por flota del periodo 2021 – 2041
- Tabla 36** Número de camiones mineros caso IPCC por flota del periodo 2042 – 2086
- Tabla 37** Variación de camiones mineros del caso IPCC respecto al caso base
- Tabla 38** Valorización de combustible periodos 2021 – 2041 caso IPCC
- Tabla 39** Valorización de combustible periodos 2042 – 2086 caso IPCC
- Tabla 40** Valorización de neumáticos por flota de acarreo periodos 2021 – 2041 caso IPCC
- Tabla 41** Valorización de neumáticos por flota de acarreo periodos 2042 – 2086 caso IPCC
- Tabla 42** Costos de instalación de chancadora para desmonte
- Tabla 43** Resultados estadísticos de ambos sistemas para camiones mineros
- Tabla 44** Resultados estadísticos de ambos sistemas para combustible
- Tabla 45** Resultados estadísticos de ambos sistemas para neumáticos
- Tabla 46** Resultados estadísticos de ambos sistemas para PM.
- Tabla 44** Prueba de T – Student / Costos sistema de transporte (Millones de dólares)

INDICE DE IMÁGENES

Imagen 1 Diseño y niveles de descarga del Depósito de Desmonte Toratán

Imagen 2 Descargas en el primer nivel – 200 Mt y 10 Mt (DDD Toratán)

Imagen 3 Descargas en el segundo nivel – 200 Mt y 10 Mt (DDD Toratán)

Imagen 4 Descargas en el tercer nivel – 200 Mt y 10 Mt (DDD Toratán)

Imagen 5 Descargas en el cuarto nivel – 200 Mt y 10 Mt (DDD Toratán)

Imagen 6 Diseño y nivel de descarga del Depósito de Desmonte Cotea

Imagen 7 Diseño y niveles de descarga del Depósito de Desmonte Conde

Imagen 8 Topografía inicial y límite de pit final

Imagen 9 Forma nativa del archivo “.PAA”

Imagen 10 Fases de minado y topografía a fin de periodo del año 2040

Imagen 11 Intersección de fases de minado y topografía a fin de periodo del 2040

Imagen 12 Rutas de acarreo in pit y en descargas totales de los Depósitos de Desmonte

Imagen 13 Reporte de análisis en el software MinePlan 3D v.15.4. de tiempos de ciclo de carga de material de fase 7 a Depósito Cotea

Imagen 14 Costos promedio en mina año 2021 de la unidad minera Cuajone

Imagen 15 Ubicación de chancadora de desmonte en superficie topográfica y pit shell

Imagen 16 Ruta de acarreo y topografía del año 2030

Imagen 17 Descarga de material estéril en depósitos de desmonte Cotea y Conde

Imagen 18 Datos técnicos de chancadora de desmonte Thyssenkrupp

Imagen 19 Descarga de material estéril en DDD Toratán mediante faja transportadora

Imagen 20 Spreader para descarga de material estéril a través de faja transportadora

Imagen 21 Parámetros técnicos de la descarga de material a través del spreader

Imagen 22 Descarga de material mínimo – primer lift zona sur DDD Toratán

INDICE DE GRÁFICOS

Gráfico 1 Línea de tendencia para precios de combustible (2016 – 2020)

Gráfico 2 Línea de tendencia de neumático Michelin 40 x 57 periodos 2016 - 2020

Gráfico 3 Línea de tendencia de neumáticos Bridgestone 40 x 57 periodos 2016 - 2020

Gráfico 4 Línea de tendencia de neumáticos Michelin 53/80 x 63 periodos 2016 - 2020

Gráfico 5 Línea de tendencia de neumáticos Bridgestone 53/80 x 63 periodos 2016 - 2020

Gráfico 6 Línea de tendencia de neumáticos Michelin 59/80 x 63 periodos 2016 - 2020

Gráfico 7 Línea de tendencia de neumáticos Bridgestone 59/80 x 63 periodos 2016 - 2020

Gráfico 8 Costos de equipos de carguío y acarreo

Gráfico 9 CAPEX – Equipos de carguío y acarreo

Gráfico 10 Comparación de cálculo de camiones mineros

Gráfico 11 Comparación de costos de combustible

Gráfico 12 Comparación de costos de neumáticos

Gráfico 13 Costos de comparación de PM

Gráfico 14 Costos Operativos totales de ambos sistemas

INTRODUCCION

El transporte de materiales es una parte fundamental e importante en los cálculos presupuestales de proyectos mineros, considerando minas de tajo o cielo abierto, este va tomando una mayor importancia conforme avanza la profundidad del tajo; al cual llamaremos “pit” en adelante, ya que mientras mayor profundidad tenga el pit, aumentan los costos y tiempo en el transporte; por lo que conocer los gastos y evaluar la rentabilidad y factibilidad de los diferentes métodos de transporte; son importantes en todo proyecto minero. Como ante todo problema se pueden encontrar diferentes opciones y posibilidades de solución, estamos siempre en un constante cambio e innovación tecnológica; hoy en día, existen nuevas propuestas que ayudan a reducir estos costos y sobre todo a mejorar el valor presente neto (VPN) de todo proyecto minero, y como se mencionó el transporte es una parte importante considerando los gastos establecidos en el presupuesto. Nos encontramos en una búsqueda constante de nuevas opciones que puedan reemplazar al sistema de transporte convencional por camiones mineros o al menos poder optimizar dicho método, y una de las opciones que cobró más fuerza en los últimos años, es el sistema “In - Pit Crushing and Conveying” (IPCC); este sistema es un gran aporte considerando el contexto ambiental, ya que reduce mucho la contaminación ambiental por ser un sistema eléctrico y no utilizar combustibles, asociado a una disminución de gastos en componentes, mantenimientos, reparaciones y recursos humanos que demanda mantener un sistema convencional de camiones mineros. Pero lo peculiar de este método IPCC es que ha y es aplicado en el transporte de mineral mas no en el material estéril, por lo cual poder analizar su factibilidad es importante para determinar si se puede o no usar en gran minería como método alternativo. El presente proyecto de tesis tiene como finalidad determinar y comparar los costos de CAPEX y OPEX, del sistema de transporte de material estéril mediante el sistema convencional de camiones mineros al cual denominaremos “Caso base” de ahora en adelante, respecto al uso de chancadora y fajas transportadores (IPCC), esto claro si es factible y rentable el uso de este método para transportar grandes cantidades de material estéril, esto a partir de un punto inicial hacia el punto final de descarga en el depósito de desmonte para ambos casos. El tema se delimita a unidades mineras a tajo abierto, teniendo como base su geología, litología, topografía y estudios geotécnicos. Para una correcta determinación y comparación de costos, se evaluará y tomará un plan de vida de mina para su desarrollo; puesto que el costo de acarreo en una flota de camiones mineros representa alrededor del 60% de los costos unitarios en una operación minera, siendo así un impacto positivo la reducción de costos y tiempos en el

transporte de material estéril mediante el uso de camiones mineros. El usar un sistema IPCC representaría una gran inversión inicial, pero permitirá disminuir los costos en la operación y será reflejado en el margen de ganancia de vida, en una empresa minera a tajo abierto, siempre y cuando las descargas y uso de fajas sean permisibles con el movimiento total del material estéril. Las minas a tajo abierto en busca de mineral deciden buscar en zonas más profundas del pit, lo que trae consigo sacar una mayor cantidad de material estéril, los cuales son transportados a los botaderos o depósitos de desmonte, que aumenta en tamaño y volumen conforme pasa el tiempo. Ocasionando que las distancias del transporte por camiones mineros aumenten. Un inadecuado plan de acarreo trae consigo la necesidad de una mayor cantidad de camiones o los retrasos y bajas en la producción debido a la insuficiencia de camiones para trasladar los minerales a la planta de concentración. (Darling, 2011)

El investigador Merca Conde (2008) a través de su investigación sobre el análisis de sistemas de extracción y planificación en mineras con explotación a nivel profundo, reveló en sus resultados que el costo del sistema de camiones que eran usado en la mina de Huarón fue de 3.8 \$/t, el cual presentó una disminución con la implementación de fajas transportadoras de materiales a 0.2 \$/t. presentando resultados favorables para su VAN (4,430,340 US\$), TIR (21%), y un plazo de recuperación de 05 años.

La investigación de Alhuay Torres (2014) que se basó en la optimización de la flota de camiones para proporcionar mineral a la chancadora primaria, desarrollo un modelo de carguío y acarreo de materiales en la empresa minera Antamina, donde también analizó la productividad de los camiones Caterpillar 793F y Komatsu 930E a través de una comparación de sus operaciones diarias. Para el desarrollo de la presenta tesis se partirá de una información base, se tendrá un plan inicial de una unidad minera a tajo abierto para poder tener el tonelaje de material estéril que se transportará, y finalmente para la ubicación del diseño del depósito de desmonte se respetará las zonas de influencia ambiental de la región, como los cauces de ríos, lagos, quebradas y zonas rurales. En base a la información inicial se podrá abordar el tema del desarrollo de topografías por periodo, cálculo de flota de camiones mineros, diseño de los depósitos de desmonte, tener un dimensionamiento de la chancadora y faja transportadora para finalmente obtener un costo del sistema IPCC si es que este fuera factible y rentable, y del sistema caso base para compararlos siendo estos los objetivos que representa el alcance del presente proyecto de tesis.



CAPITULO I

PLANTEAMIENTO TEÓRICO

1. PROBLEMA DE INVESTIGACIÓN

1.1 Determinación del problema

Problema	Causas	Efectos
Aumento de los costos operativos del sistema de transporte de material estéril respecto a años anteriores de trabajo en un plan de vida de mina.	Aumento de las distancias recorridas por camiones mineros se incrementan con el tiempo debido a la profundización del pit, así como factores no controlables en mina y rutas de acarreo indebidas.	Requerimiento de la optimización de los costos y sistema de transporte por camiones mineros, diseño y análisis económico de una alternativa de sistemas de transporte de material estéril logrando así la reducción de costos operativos y asegurando la continuidad de la producción.

1.2 Enunciado del problema

¿La aplicación del sistema de uso de chancadora y fajas transportadoras (IPCC) será más factible y rentable frente al sistema convencional por camiones mineros, en una unidad minera de tajo abierto a partir de un frente de minado hacia la descarga en el depósito de desmonte?

1.3 Descripción del problema

Las empresas mineras buscan ser rentables para seguir operando en el mercado, asimismo suelen estar sujetas a las variaciones del precio de los recursos que producen y las fuentes de energía necesarias para su funcionamiento, por lo cual ven necesario cambiar su forma de trabajo; por un lado, la reducción del costo y por otro la búsqueda de maneras que incrementen la productividad para mantenerse competitivo dentro del mercado. (Nehring et al., 2018)

Constantemente se emplean nuevas formas e innovaciones en diferentes áreas que permitan transformar los métodos tradicionales y adaptarlos a las necesidades actuales logrando obtener eficiencia, empleo de menor cantidad de energía y capital humano, y que garanticen una mayor seguridad para que no comprometa la

producción diaria. Una de las alternativas capaz de cumplir con los requisitos es el empleo de sistemas continuos en el transporte. (Nehring et al., 2018)

La producción de una unidad minera está relacionado con la continuidad de transporte y alimentación a la planta de procesamiento de mineral y transporte de material estéril hacia los depósitos de desmonte, debiendo ser esta constante pero debido a varios factores internos y externos, es que mantener este flujo constante de transporte de material es un reto importante para el área operativa en mina, siendo uno de los factores principales la distancia y tiempo de acarreo, estos tienden a ser factores no controlables en todo el ciclo operativo de minado, ya que los mismos son definidos al momento de iniciar el funcionamiento del sistema y también se suscitan cambios conforme avanza el tiempo de vida de la mina.

Todo este sistema va de la mano con los costos operativos que están presentes por unidad de acarreo, recordando que esta se incrementa respecto al año de vida en que se encuentre el proyecto, además se debe considerar el número de incidentes y accidentes que son susceptibles al sistema convencional; motivos por lo cual, es necesario optimizar o encontrar nuevos sistemas para transporte de material.

Finalmente, lo que busca cualquier empresa minera es aumentar u optimizar su VPN ya que es el valor total de la mina, bajo estos argumentos de encontrar mayores rentabilidades en el transporte de materiales es que este VPN se ve optimizado.

1.4 Preguntas de investigación

1.4.1 Pregunta general

¿La aplicación del uso del sistema de chancadora y fajas transportadoras (IPCC) serán más rentable y factible frente al sistema convencional por camiones mineros para el traslado de material estéril?

1.4.2 Preguntas secundarias

- ¿Cuál será el mejor diseño base del depósito de desmonte y secuencia de descarga para el material estéril?
- ¿Cuáles serán los costos de un sistema de camiones mineros para el transporte de material?

- ¿Cuánto será el costo de inversión para la instalación de un sistema IPCC?

1.5 Línea de investigación

Área general : Ciencias e Ingenierías

Área específica : Ingeniería de Minas

Especialidad : Gestión Operativa

Línea : Sistemas de transporte de material estéril

1.6 Justificación

1.6.1 Justificación Científica

El presente estudio permitirá conocer la implementación y rentabilidad de un sistema IPCC frente a un sistema convencional de camiones mineros para el transporte de material estéril. De esta manera será un aporte a la literatura científica con resultados comparativos que buscarán modernizar los sistemas aplicativos de las unidades mineras, en este estudio se describirá de manera detallada los costos, rentabilidad y el NPV de caso baso y se analizará la implementación y factibilidad del caso IPCC.

1.6.2 Justificación Operativa

Este trabajo permitirá mejorar los sistemas de transporte convencionales, así como analizar la implementación de sistemas modernos con una mejor optimización de recursos, disminuyendo el tiempo y costos de transporte en un sistema convencional, lo que contribuirá a una mejora en la operatividad de la unidad minera.

1.6.3 Justificación Tecnológica

A pesar de que el material estéril directamente no aporta alguna utilidad a las unidades mineras el transporte de este si representa un costo significativo, la presente investigación busca aprovechar el desarrollo de nuevas tecnologías

en la etapa de planeamiento con el fin de ofrecer una alternativa con un menor costo y por lo tanto disminuir pérdidas.

1.6.4 Justificación Ambiental

Actualmente las unidades mineras emiten una gran cantidad de polvos debido a rutas largas para el traslado de material estéril, reduciendo las distancias de recorrido y tiempos de acarreo se tendrá una menor polución en las rutas y a la vez el consumo de diésel será menor por lo que la emisión de gases contaminantes será en menor escala provocando así una disminución de la huella de carbono emitida por estos equipos. Además, se debe tener en consideración la ubicación de los depósitos de desmonte, ya que deben estar alejados de filtraciones de agua naturales y debe ubicarse en una zona árida.

1.6.5 Factibilidad

El trabajo requiere de acceso a datos de una unidad minera, costos, estadística e información sobre los sistemas, los cuales serán proporcionados, pero por motivos de confidencialidad no se puede mencionar el nombre; de esta manera se podrá ejecutar completamente el presente plan de tesis.

1.6.6 Interés personal

El tema sobre sistemas de transporte de material minero no suele recibir la importancia que merece, me intereso mucho el tema, sobre todo comparar y analizar la aplicación de un nuevo sistema de transporte más ecológico, efectivo, con menores costos con un sistema de camiones mineros que se ha visto optimizado por las rutas de acarreo.

1.7 Aporte del desarrollo de tesis

La presente tesis tiene como aporte optimizar la rentabilidad de la mina y su valor en el tiempo, además de mejorar la operatividad en campo con el correcto diseño de los depósitos de desmonte y rutas de acarreo.

El poder tener una comparación y analizar el sistema IPCC para desmonte es de índole mundial, porque surge la pregunta de porque aún no ha sido implementada en

gran minería, quedando este estudio como base para posteriores análisis y en segunda instancia tener un desarrollo correcto y óptimo del cálculo de camiones mineros respecto a un correcto diseño de rutas de acarreo, tomando en cuenta todo el plan de vida de mina y usando parámetros correctos de planes y fases de minado.

Como bien se sabe el principal gasto en la operación minera es el uso de combustibles para equipos, luego llantas y posteriormente los mantenimientos programados, además de lubricantes entre otros accesorios, por ende, se debe de tener un correcto cálculo en el uso de los camiones mineros y los parámetros que estos involucran, como los diseños de rutas de acarreo y depósitos de desmonte. Para el caso del sistema IPCC se sabe que es muy usado en las mineras a tajo abierto pero para el transporte del mineral, esto porque el ratio de desbroce usualmente en gran minería es de 3 o 4 a 1, esto quiero decir que el transportar y descargar desmonte es mucho mas complejo y de mayor capacidad, esta tecnología reemplaza la energía fósil por la eléctrica lo cual hace que sea mucho más rentable y los costos de producción y operación son mínimos haciendo que el VPN de las unidades minera se vean incrementadas.

Entonces bajo la premisa de tener un mayor traslado de material estéril y de saber que el descargar en un depósito de desmonte con diferentes lift de minado es más complejo que descargarlo en un solo punto del proceso, con esto se analizará la aplicación y rentabilidad de este caso IPCC para poder determinar si es posible su implementación respecto al uso de camiones mineros, además en el cálculo de camiones mineros se aporta una mejor estructura de base de datos para tener la correcta implementación de los mismos.

2. OBJETIVOS

2.1 Objetivo general

Analizar los costos en la aplicación del sistema “In-Pit Crushing and Conveying”, respecto al sistema de transporte convencional de camiones mineros en minería a tajo abierto, para el transporte de material estéril.

2.2 Objetivos específicos

- Determinar el cálculo de camiones mineros mediante rutas de acarreo respecto a una topografía por periodo para el caso base y caso IPCC mediante el software 3D MinePlan.
- Establecer el diseño base de los depósitos de desmonte y secuenciamiento de descarga para el material estéril de toda la vida de la mina mediante el software 3D MinePlan.
- Analizar la implementación del sistema IPCC, para determinar su factibilidad y rentabilidad en el transporte de material estéril en gran minería.
- Comparar la estadística de costos de CAPEX y OPEX para ambos casos.

3. MARCO TEÓRICO

3.1 Marco Conceptual

3.1.1 Mina a tajo abierto

Se caracteriza por la existencia de grandes cantidades de materiales que se deben mover, donde la relación estéril-mineral es definido por la capacidad del yacimiento y la inserción de material estéril, es lo que condiciona la viabilidad en términos económicos y la profundidad que se podrá alcanzar. (Herrera Herbert, 2006)

Según Herrera (2006) la minería tajo abierto se clasifica según ciertos criterios:

a) Por su forma: Es isométrico, cuando se encuentran depósitos masivos en toda el área debido a que los yacimientos están ubicados en distintas partes. También se tiene las minas con dos direcciones preferentes, los que se extienden una sola dirección y los mixtos que combinan las distintas formas.

b) Según el relieve del terreno, Según el relieve de la mina puede ser llano, o presentar un territorio irregular o montañoso, también existen en la ladera o también hay minas que están cubiertos por una capa de agua.

c) Proximidad a la superficie: La ubicación de un yacimiento se define por el tamaño de la extracción, que pueden ser superficiales carece de recubrimiento y tiene una profundidad máxima entre 20 a 30 metros, los profundos que pueden llegar hasta 450m y las variables donde la explotación se hace a tajo abierto y a nivel alto de profundidad.

Para Herrera (2006) la minería que funciona a tajo abierto presenta ventajas que brinda:

- Mejor recuperación de volumen de mineral explotable
- Planificación más flexible a medida que progresa el tajo
- Menores niveles de riesgo en el trabajo
- En relación a las dimensiones del equipo la mecanización es ilimitada.
- Mayores niveles de productividad
- Los volúmenes de cada voladura son sustancialmente mayores
- No existe problemas de ventilación
- Menores costos por tonelada movida.

Pero también, según Herrera (2006) presenta las siguientes desventajas:

- Tiene altos costo de inversión en equipos y consecuente sus cargas financieras.
- Es necesario una mano de obra más calificada para el manejo de los equipos.
- Es vulnerable frente a agentes exógenos de la naturaleza.

3.1.2 Transporte en mina

Una de las principales operaciones en la mina es el transporte de materiales, el cual representa alrededor de un 40% del coste total para una minera que requiere una gestión adecuada de los materiales principalmente los que no son transportados por camiones o se caracterizan por una explotación a niveles profundos. (Wheatley & Islam, 2021)

Es parte del proceso diario de las operaciones mineras que necesitan transportar el mineral adquirido desde el lugar de carga hasta la chancadora

principal, donde se inicia el proceso de conminación para minerales, en el caso de los residuos o desechos van a los vertederos. (AIGUASOL, 2021)

El transporte de material estéril de una minera a cielo abierto se realiza mediante sistemas de transporte mediante camiones de extracción (CAEX), se caracterizan por llevar gran tonelaje de materiales, que llevan a diferentes puntos de destino según las características del material. En las minas más profundas suele predominar el uso de los CAEX junto a las fajas transportadoras. (AIGUASOL, 2021)

3.1.3 Sistema convencional de transporte

Corresponde al transporte de mineral mediante camiones, siendo esta modalidad o sistema la más común en la explotación minera. Los camiones que se utilizan para esta actividad son camiones especialmente mineros, y no puede ser cualquier camión de carga de alimentos, por ejemplo.

Teniendo estos camiones características especiales como que tienen la capacidad de acarrear 350 t de material minero por ciclo (Educar Chile, 2012).

3.1.3.1 Tipos de camiones

Según Golosinki (2013) para las minas en tajo abierto, se tiene la siguiente clasificación de camiones:

a) **Camiones para descarga trasera.** Conocido como los camiones tolva, son aquellos con capacidad de carga de 360 t. Cuya característica particular es que no requieren de una dependencia para descargar material, ya que lo pueden hacer en cualquier lugar. Estos camiones pueden subir pendientes entre 10% y 12%, sin interferir geografías de rodadura elevada. Respecto a la inversión en el transporte en estos camiones, se recomienda que el transporte sea menor a 8 kilómetros, ya que si son usados para extensiones mayores se requerirá mayores recursos económicos.

b) Camiones para descarga inferior. A diferencia de los camiones descritos anteriormente, este tipo de camiones es recomendable para distancias largas de trayectoria, empero, no pueden trasladarse en geografías con rodadura muy elevada, siendo los pendientes que puede subir entre 4% a 6%. Para la descarga de materiales se requiere de facilidades especiales, siendo el destino de materiales no flexible.

3.1.3.2 Desventajas del sistema de transporte convencional

Según Cruzat (2018) se encuentran dos factores que reducen el desempeño de los camiones como medio de transporte, los cuales se describen a continuación:

a) Respecto al acarreo. Algunos aspectos que reducen el desempeño de los camiones respecto al acarreo se vinculan a la capacidad de los camiones, la distancia que deben recorrer, la geografía de las carreteras (considerar resistencia de rodamiento, a la pendiente, al viento, y de fricción interna), el ciclo de operación que maneja, los factores del ambiente (climatológicos, temperatura, presión atmosférica, entre otros.).

b) Respecto a la producción. Entre los aspectos que reducen el desempeño del transporte convencional respecto a la producción se tienen, la fragmentación, propiedades del material que se transporta, mecánica y electricidad de la unidad (fuerza, velocidad, tracción), y las capacidades del operador (habilidad y eficiencia).

3.1.3.3 Costo de transporte convencional

Según Preciado Hernández (2001) el costo de transporte por camiones se deriva de los costos que se incurren en los siguientes conceptos esencialmente:

- Costo de llantas en 40%,
- Costo de mantenimiento en 30%,

- Costo de combustible y lubricantes en 20%,
- Costo del operador en 10%.

3.1.3.4 Elección del medio de transporte minero

Según Gobierno del Perú (2014) la selección del medio de transporte considera dos aspectos a evaluar, los cuales son:

- La infraestructura con la que cuenta la mina, esta debe considerar lo que actualmente se tiene y lo que se proyecta tener, además, se debe considerar la capacidad que se posee para el transporte de mineral desde la planta concentradora hacia las instalaciones portuarias.
- La infraestructura de vías de transporte, ya que por ese medio es por donde se transportará el mineral.

3.1.4 Sistema IPCC

El In-Pit Crushing and Conveying (IPCC) es un método de transporte de materiales que trabaja de manera continua lo que lo convierte en una opción con bajo costo operativo.

Para la adquisición del sistema implica un monto alto de inversión de capital, sumado a la poca flexibilidad del sistema (Ben-Awuah y Seyed, 2017).

Es un sistema característico en minas de cielo abierto que integra el uso de la pala con la trituradora y esparcidores y demás que se acoplan a cintas o fajas transportadoras, lo que hace que las rocas y demás se reduzcan a tamaños que puedan ser transportados. (Nehring et al., 2018)

Para su funcionamiento emplea un motor eléctrico, lo que reduce el consumo del combustible en las operaciones diarias, se vuelve menos dependiente de las fluctuaciones del precio de este tipo de energía en el mercado. De esa forma los gastos de funcionamiento para la mina son cada vez menores. (Nehring et al., 2018)

Puede triturar conjuntamente el material con los desechos, o separados de acuerdo a la forma de trabajo en la mina. Para el traslado es necesario que la carga que se encuentre en el transportador se caracteriza por tener dimensiones que no sean mayores a un tercio de anchura de la faja. Razón por la cual la trituradora se encarga de entregar los materiales con los tamaños requeridos. (Villeneuve et al., 2020)

El reporte de AIGUASOL (2021) señala los factores que deben ser tomados al momento del desarrollo del IPCC:

- Los movimientos de materiales anuales deben ser altos.
- La factibilidad del sistema está en función de que la cantidad de camiones que dejaron de utilizarse puedan justificar su inversión.
- La recuperación de capital necesita alrededor de 5 a 6 años.
- La planificación, y forma en que se supervisan las operaciones, así como la geología del yacimiento deben estar alineados con los requerimientos del sistema IPCC.
- El IPCC requiere un sistema de control operativo bien diseñado, así como personal altamente calificado. El establecimiento de un sistema de control geológico debe ser capaz de anticiparse a cambios inesperados en las cualidades de la roca que podrían poner en peligro el diseño y las operaciones de la mina. En consecuencia, las normas del IPCC deben estar adecuadamente alineadas e integradas con la geología, la planificación de las operaciones y la supervisión.

Según Nehring et al. (2018) se tienen como ventajas del sistema IPCC:

- Muestra una eficiencia energética superior a otras maneras de transporte.
- El coste la electricidad representa alrededor de un 25 % del gasto por combustible.
- Asimismo, la faja transportadora puede llevar de manera eficaz grandes cantidades de materiales.
- El sistema tiene un funcionamiento de hasta 60 años, siendo una opción rentable en minas de vida útil mayores a 10 años.
- El movimiento de materiales debe superar los 25 millones de tonelaje por año.

- La automatización del IPCC es sencilla.
- Es una buena opción para nuevas operaciones o ampliaciones de áreas de explotación.
- Con el programa de sustitución y los gastos operativos menores, mantiene una neutralidad respecto a gastos de capital.
- Tiene la capacidad de auto generar energía en recorridos descendentes.
- No es dependiente de cambios climáticos, además que reduce la contaminación atmosférica.
- Permite la reducción de polvo y ruido debido a la menor cantidad de camiones trabajando.
- Se requiere una cantidad menor de mano de obra.
- Implica un menor coste de mantenimiento y operativo.
- Puede cambiar su ubicación según las necesidades de la minera.
- Ofrece mayor seguridad debido al menor uso de equipos en las actividades diarias.

Asimismo, Nehring et al. (2018) las siguientes desventajas del sistema IPCC:

- Tiene un coste inicial alto, debido a que es necesario que la faja transportadora y la trituradora se adquieran antes de la puesta en marcha.
- Tiene poca flexibilidad, lo que dificulta su ubicación en función a las dimensiones del mismo, lo que la hace propensa a fallos en su sistema.
- La parada del sistema puede causar la detención completa de toda la operación.
- La planificación a mediano y largo plazo debe incluir las características y limitaciones del sistema para su instalación, dado que una pésima planificación trae consecuencias de alto costo.
- Es muy sensible a incertidumbres de la producción, por lo que un sistema de control capaz de anticiparse a cambios ya sean en la planificación y operaciones de la mina, es vital. Asimismo, requiere de una planificación exhaustiva, que tome en cuenta el aspecto geográfico del lugar y que la supervisión operativa este alineada e integrada al sistema. (Ben-Awuah y Seyed, 2017)

3.1.4.1 Tipos de sistemas IPCC:

El sistema IPCC ofrece distintas tres maneras distintas de realizar la trituración y el transporte de los materiales:

a) Los sistemas IPCC fijos: Suelen estar situados en el borde del tajo, es decir lejos de la zona de extracción, son fijos porque su ubicación en la mina no varía con el tiempo. Se enfoca en reducir las distancias del transporte dado que los camiones son usados para llevar la carga hasta la trituradora, de esa forma reduce la cantidad de camiones en uso mas no los elimina. (Villeneuve et al., 2020)

El proceso empieza en la trituradora, donde el material es reducido a tamaños adecuados, luego va según su condición de residuo al esparcidor o si es material a un apilador (Nehring et al., 2018).

b) Los sistemas IPCC semi móviles, se ubica a una corta distancia de la zona de extracción, lo que trae consigo la reducción de camiones para su traslado y costes operativos. Como su nombre lo dice tiene la capacidad de poder ser trasladado de un punto de la mina a otro, que puede suceder en meses como años en función al requerimiento del mismo y las variaciones de distancia con área de explotación. (Ben-Awuah y Seyed, 2017)

Se encuentra diseñado para rocas más fuertes y sólidas además de una capacidad de 10,000 tpd, que a su vez es una combinación de ventajas del sistema por camiones y el IPCC móvil (Villeneuve et al., 2020).

c) Los sistemas IPCC totalmente móviles este sistema se basa en una trituradora montada sobre orugas que permiten su traslado, además de contar con palas propias, reduce al mínimo la flota de camiones destinada a actividades menores donde las cintas trasportadoras se encarga de enviar el material a su destino. (Villeneuve et al., 2020)

3.1.4.2 Faja transportadora

Es un sistema que está formado por una cinta o banda que se mueve de manera continua en torno a dos poleas ubicadas en cada extremo accionadas a un motor. Se utiliza energía externa para accionar las poleas de manera continua sobre el rodillo de cada polea, el cual se caracteriza por mantener un extremo cargado y otro descargado. Su configuración de la cinta es determinada de la longitud de transporte deseado y el ritmo de manipulación. (Wheatley & Islam, 2021)

El MINEM (2017), señala que una faja transportadora está compuesta por los siguientes elementos:

a) Faja. Es la parte central del transporte de los materiales mineros, el cual suele estar elaborado por entramados, que forman capas compuestas de lona y jebe.

b) Poleas. Son el mecanismo que permite el desplazamiento de la faja con el material encima y sostiene la carga. Está compuesto por:

- **Polea motriz o de cabeza.** Polea principal cuyo eje se encuentra acoplado a otro elemento motriz que la hace girar y por arrastre mueve toda la faja con el material cargado.

c) Polea de cola o impulsada. Sirve para templar la faja, de modo que lleva un tensor de forma horizontal para el tornillo.

d) Polines. Dan soporte a la faja y se encuentran separados a una distancia específica, le brindan una forma de canal a la faja para impedir la pérdida de material.

- **Los polines de retorno** se encargan de dar soporte al momento en que la faja retorna de la parte inferior de la estructura.

- **Los polines de guía** están ubicados en todo el recorrido de la faja, su función es controlar que la faja no se salga hacia los lados.

Los materiales que son extraídos de las minas necesitan pasar por diferentes procesos de manipulación de materiales para su almacenamiento y su posterior transporte. Los camiones, tolvas y más

son métodos clásicos de transporte, del cual destaca la faja transportadora, que pueden mover casi cualquier cosa a granel como piedras, rocas, grava, incluidos los minerales en bruto extraídos, diversos equipos de minería, las pertenencias de los trabajadores. (Wheatley & Islam, 2021)

Donde las características del mineral, el peso, la dureza y la temperatura son variables que se toman en cuenta para la utilización de un determinado diseño o modelo de faja transportadora (Rumbo Minero, 2020).

3.1.4.3 Chancadoras

El chancado es parte del procesamiento de los materiales, se encarga de reducir grandes trozos de roca a fragmentos de menor tamaño. Los minerales una vez salidos del área de extracción son transportados a las chancadoras donde son triturados según las dimensiones requeridas y seguidamente pasan por el proceso de lixiviación. El proceso puede repetirse varias veces, donde el medio de transporte usado es el convencional o el de fajas. (MINEM, 2017)

La chancadora se encarga del primer paso de reducción de volumen de las rocas y minerales extraídos, hace el proceso de trituración, suele trabajar en seco y el proceso solo precisa dos o tres etapas (MINEM, 2017).

Las chancadoras suelen usar energía eléctrica que en gran parte se convierten en sonido y calor, de modo que su eficiencia es relativamente baja, porque puede variar según la dureza, humedad o el contenido fino de las menas, entre otros. A través del chancado se logra separar el material estéril de los minerales, además de preparar la superficie para los siguientes procedimientos como la concentración. (MINEM, 2017)

El MINEM (2017) señala los siguientes tipos de chancadoras:

a) Chancadora Primaria: se encarga de triturar el material traído directamente del área de extracción, las rocas que puede triturar deben

ser como máximo de 60 pulgadas, las cuales las reduce tamaños de 6 a 8 pulgadas. Son conocidas como chancadoras de Quijadas o Mandíbulas.

b) Chancadora Secundaria: se encarga del producto de la chancadora primaria y reduce a tamaños de 3 a 2 pulgadas. Las cachadoras que logran estos tamaños son las chancadoras Giratorias o de Martillos.

3.1.5 Rentabilidad y Evaluación financiera

La evaluación financiera se basa principalmente en la comparación de beneficios y costos de diferentes opciones para poder invertir en ella. De esa forma se determina la rentabilidad y la capacidad financiera propia de un proyecto (Aponte et al., 2017).

Para poner un proyecto en marcha es necesario medir su rentabilidad dentro la evaluación del proyecto para poder determinar la viabilidad del mismo. Generalmente los proyectos que se realizan para crear nuevos productos o mejoras en las distintas operaciones de una empresa suelen responder a los objetivos generales de la empresa. (Fajardo et al., 2019)

Desde una perspectiva financiera se opta por el proyecto si el rendimiento es mayor al costo de inversión, en otras palabras, un proyecto que genere valor y reduzca los riesgos. Para determinar la rentabilidad de un proyecto o implantación se emplea el VAN y la Tasa Interna de Retorno, dos métodos de análisis que permiten determinar la rentabilidad y la viabilidad del proyecto que se planea ejecutar. (Fajardo et al., 2019)

Muchos proyectos tienen rentabilidades negativas en algunos meses o periodos, por lo que el TIR en esas situaciones no representa un indicador viable para la toma de decisiones a comparación del VAN que se puede aplicar sin problemas ante diferentes escenarios. (Fajardo et al., 2019)

3.1.6 Normativa nacional e internacional de parámetros geomecánicos de los Depósitos de desmonte

Las normas legales del Perú proponen algunos parámetros de diseño, sismológicos, geotécnicos y ambientales que apoyarán en los diseños de los depósitos de desmonte.

Se contempla las siguientes normas legales nacionales vigentes:

- D.S. N° 014-92-EM T.U.O de la Ley General de Minería
- D.Leg. N° 613 código del medio ambiente y de los recursos naturales
- D.S. N° 016-93 EM, Reglamento para la protección ambiental en las actividades Minero-metalúrgicas.
- D.S. N° 024-2016-EM y modificatorias contenidas en el D.S. 023-2017-EM.
- R.M. N° 011-96-EM/VMM Niveles Máximos Permisibles para efluentes
- M. d. E. y. M. d. Perú, LEY 28090 - Reglamento para el cierre de minas.

Respecto a normas internacionales se tiene lo siguiente:

- En Europa se tiene el Eurocódigo 7, en el cual contempla el método de los coeficientes parciales para proyectos geotécnicos.
- En Estados Unidos se tiene la LRFD (Load and resistance factor desing).
- En Chile se tiene la ley 18248, Ministerio de minería – código de minería.

3.2 Estado actual del problema

En la actualidad el único método que prácticamente se maneja para el traslado de material estéril es el uso de camiones mineros, los cuales no siempre son bien calculados ya que se termina por revivir camiones que ya habían sido desechados, para un plan de vida de mina conforme pasan los años se van profundizando los niveles de minado, no obstante, con el surgimiento de nuevas fases de minado nacen niveles superiores que se originan con la topografía. La geografía de los diferentes depósitos de mineral puede conllevar a que el diseño de sus depósitos de desmonte se sitúe en un lugar lejano al pit final de la mina, haciendo que las rutas de acarreo sean cada vez más lejanas conforme se va descargando el material estéril.

Los costos en una operación minera se dividen particularmente en CAPEX que representan los costos de los equipos mineros que se adquieren, como son el caso de camiones mineros, palas, y equipos auxiliares además de en algunos casos contar con mantenimientos de gran amplitud, como es el caso de cambio de motor, transmisión y tolva de un camión minero, así como para los equipos motorizados o que cuenten con cucharón. Y OPEX que representa los costos operativos como el combustible suministrado a los camiones mineros, el cambio de llantas que se hace, al ser gran minería los camiones mineros tienen capacidades de hasta 360t y cuentan con 6 llantas cada uno de ellos, además de la gran cantidad de lubricantes usados y los diferentes mantenimientos que se les pueda hacer ya sean programados o no programados. Estos costos llegan a representar más del 50% del costo total de la operación minera.

Finalmente, todos estos gastos incurridos en el uso del sistema convencional de uso de camiones mineros representan un NPV de plan de mina de mina bajo, ya que usualmente el stripping ratio de mineral y desmonte en promedio es 4 a 1, por lo que el mayor movimiento es de material estéril y es lo que se ha dejado de lado en estos últimos años del desarrollo de nuevas tecnologías mineras.

3.3 Antecedentes de la investigación

3.3.1 Nivel Local

Paucar et al. (2019) con *“Estudio de viabilidad económica para el diseño de transporte en minería a cielo abierto; sistema de acarreo por camiones frente a un sistema de acarreo mecanizado por faja transportadora”*, UNSA.

El estudio tuvo como propósito estudiar la viabilidad económica de la implementación de un sistema de acarreo mecanizado mediante fajas transportadoras, y a su vez compararla con flotas de camiones, este estudio fue enfocado en minas de tajo abierto, el área de estudio se localizó en el distrito minero de Morococha. Las herramientas para el análisis financiero fueron los ingresos totales Capex, Opex, Flujo de caja y VPN, se llegó a la conclusión de que efectivamente el uso de fajas transportadoras y chancadoras reduce los costos de acarreo pero representan una inversión inicial muy alta además de eso presentan menos flexibilidad en el cambio de rutas para lo cual se sugirió establecer una planificación inicial detallada, dicha investigación presenta aspectos esenciales de los costos de una unidad minera y ayuda a comprender su uso en una situación semejante.

Chara Hanco (2018) con *“Optimización del NPV aplicando la temporalidad del modelo económico para incrementar el beneficio en compañía minera Antapaccay S.A.”*, UNSA.

El propósito del estudio fue determinar la rentabilidad de la minera Antapaccay con la optimización del NPV con temporalidad en el modelo económico, haciendo uso de parámetros económicos, geométricos, geotécnicos, operativos y parámetros medioambientales. La metodología empleada no considera los tajos económicos, porque no incorpora la temporalidad, sino fue considerado como un plan de vida en etapa cero, además de la utilización del algoritmo Lerchs and Grossman en las etapas de creación de tajos finales y minado. Paso por un diseño manual con restricciones en cantidad y operacionales y se usó el Revenue factor, sin considerar al tiempo como variable. De esa forma el estudio planteo una nueva metodología que añadió el valor de bloque, donde el descuento sería la variable de sensibilización, haciendo robusto el nuevo plan

minero. La optimización de NPV dio como resultados la mejora del NPV en un 2%, concluyéndose que la propuesta da una rentabilidad mayor.

3.3.2 Nivel nacional

Infante y Valdivia (2020) con *“Análisis comparativo del uso de fajas transportadoras y camiones para el acarreo aplicando costos unitarios en una empresa minera a tajo abierto en Cajamarca”* Universidad Privada del Norte. Cajamarca.

En la investigación el objetivo principal fue el de hacer una comparación entre el uso de fajas transportadoras y camiones para lo cual se hizo uso de los costos unitarios además también se determinó las características técnicas del diseño de las fajas transportadoras y su equivalente en capacidad de transporte para los camiones, al final de los resultados se observa que para el uso de fajas transportadoras la flota de camiones sería de 13 camiones en cambio para la alternativa de camiones se requieren una flota de 23 camiones, además el estudio económico demostró que el uso de faja transportadora resulta en un menor VP (\$119 MM) representado una ventaja en relación con el uso de camiones que dan un VP (\$164 MM) lo cual destaca una proporción diferencial del 39%. Concluyendo que el uso de fajas transportadoras resulta ser más rentable y beneficiosa, vista como la forma más económica en el traslado de materiales.

Vargas Juárez (2019) con *“Optimización de la productividad de acarreo de desmonte mediante implementación de fajas transportadoras y chancadoras utilizando la simulación con el software MINEHAUL en la compañía minera Antamina S.A”*. Universidad Nacional De Moquegua, Moquegua.

La investigación busca mediante la implementación de un sistema de fajas y chancado llegar a maximizar la productividad del acarreo en la minera Antamina, el cual fue sometido a una evaluación económica, para ello fue planteado una simulación con el software MINEHAUL a través de distintos escenarios, se tuvo como caso base a la implementación de la propuesta y tres casos alternativos en diferentes locaciones de la mina. Los resultados obtenidos llevaron a la conclusión donde un aumento de productividad debido al proyecto,

pero que se encuentra condicionado a la salida del PIT y ahorro de distancias de transporte, donde dicho ahorro debe ser mayor a la inversión.

Acuña Pérez (2016) con *“Análisis para la implementación de una banda transportadora para minería en el circuito de chancado de Cia Minera Maperú”*, Universidad Nacional Del Centro Del Perú, Huancayo.

La investigación tuvo como propósito ver los aspectos técnicos de la implementación de una banda transportadora en el circuito de chancado llamado “Ampliación (7500 t/h)”, buscándose la toma de decisiones adecuadas y su posterior beneficio. La metodología empleada fue de nivel descriptivo y con un diseño correlacional. Se hizo el análisis de las partes de las fajas transportadoras con métodos corto y largo de selección, el cual fue comparado en la operación con una capacidad de 5000 t/h, en base a la norma CEMA. El resultado responde al momento de arranque de las fajas cuando están listas para ser transportadas por el tramo. Concluyendo que los polines originales ofrecen una mayor resistencia al movimiento.

3.3.3 Nivel internacional

Nehring et al. (2018) con *“A comparison of strategic mine planning approaches for in-pit crushing and conveying, and truck/shovel systems”*, International Journal of Mining Science and Technology, 205-214.

El propósito de la investigación fue determinar el impacto del sistema IPCC como alternativa frente a al sistema tradicional de transporte por camión en un yacimiento metalífero de Australia. Para ello se analizó un plan estratégico mediante variables económicas para comparar ambos enfoques a cielo abierto. Los resultados obtenidos a través del sistema IPCC mostraron un incremento en la recuperación de recursos (65.5%), pero que, a comparación con el sistema de camiones, el IPCC necesita una planificación y diseño meticuloso, por las limitaciones que tiene, entre ellos la pérdida de flexibilidad en maniobra, que suelen ser más evidentes con un plan mal hecho, a pesar de los bajos costes de explotación. Se concluyó como alternativa viable frente al transporte por camión, mediante una planificación rigurosa.

Loli Morales (2016) con *“Metodología de planificación a cielo abierto considerando incorporación de in Pit Crusher and Conveyors”*, Universidad de Chile.

El propósito de la investigación fue el diseño de una metodología que use el In-Pit Crushing and Conveyors en el área de la minería polimetálica de cielo abierto. Para ello se hizo el estudio de transporte de los materiales, viendo las variables de mayor impacto en la misma, también la evolución de costo en mina al nivel de profundidad. Se hizo la simulación del transporte clásico por flota de camiones y luego el modelamiento del costo donde el combustible representa el 25%, posterior la optimización y evaluación de los escenarios. Se tuvo como resultados que la vida útil y los menores costos operativos que implica el IPCC, sustentan la inversión del mismo, asimismo se vio la importancia de la ubicación óptima de los chancadores semi móviles o semi fijos, haciendo uso de la evaluación de VAN. De esa forma se concluyó la existencia de una disminución significativa del costo mina, siendo más efectiva en yacimientos más grandes y su sensibilidad al costo del combustible y otras fuentes de energía.

Paricheh y Osanloo (2016) con *“Determination of the optimum in-pit crusher location in open-pit mining under production and operating cost uncertainties”*, 16th International Conference on Computer Applications in the Mineral Industries, Istanbul, Turkey.

El objetivo fue intentar reducir los costos unitarios en minería, donde las empresas mineras están prestando más atención en evaluar sistemas operativos alternativos. El chancado y sistema de fajas transportadoras en mina (IPCC) es una de estas alternativas, en la cual se busca optimizar la rentabilidad y alta fiabilidad en comparación con el sistema convencional de camión-pala, siendo así la rentabilidad de la IPCC óptima en una unidad a tajo abierto moderno. La ubicación de la IPCC es como el corazón del diseño del sistema, por lo tanto, puede influir en la durabilidad y rentabilidad de este. Por esta razón, la localización óptima de esta instalación es muy importante. Así mismo; la naturaleza de las operaciones mineras hace que estos los proyectos estén cargados de incertidumbre. Este artículo intentó modelar el costo de producción y operación además de incertidumbres asociadas con la ubicación de la

chancadora. El modelo se utilizó para localizar la IPCC en el décimo año de vida útil de la mina de cobre Sungun. El resultado mostró que el modelo es bastante aplicable para ubicarlo en otras unidades mineras a tajo abierto en condiciones inciertas.

Ben-Awuah, E.; Seyed, N. (2017) con *“An economic evaluation of a primary haulage system for a Bauxite mine: load and haul versus in pit crushing and conveying”* MOL - Laurentian University, 109-119.

En la investigación se comparó el sistema de camión-pala con el sistema IPCC semimóvil para la evaluación del costo de transporte de la vida útil de una mina de bauxita. Para lo cual se evaluaron los costes de ambos sistemas, tomando en cuenta los costos de capital, operativos y los de sustitución, para una posterior comparación económica que busco revelar las ventajas de la implementación del IPCC frente a al camión-pala como sistema de transporte de materiales. Para el armado necesario para la implementación el IPCC se usó el software Whittle y el GEMS. Se tuvo como resultado principal la reducción en 60% el coste de transporte de la mina. Concluyéndose la efectividad del sistema IPCC, a nivel económico y en la reducción de contaminación ambiental.

4. HIPÓTESIS

H1 (Alternativa): La utilización de un sistema convencional de camiones mineros para transporte de material estéril, permitirá asegurar la continuidad del plan de minado, haciendo el sistema más sostenible y económicamente viable, reduciendo de manera considerable costos comparados a un sistema nuevo “In-Pit Crushing and Coveying” IPCC.

H0 (Nula): La utilización de un nuevo sistema “In-Pit Crushing and Coveying” IPCC para transporte de material estéril, permitirá asegurar la continuidad del plan de minado, haciendo el sistema más sostenible y económicamente viable reduciendo de manera considerable costos comparados a un sistema convencional de camiones mineros.



CAPITULO II

PLANTEAMIENTO OPERACIONAL

1. VARIABLES

1.1 Variable dependiente

Aplicación.

1.2 Variable Independiente

Sistema utilizado para el transporte de material estéril.

1.3 Cuadro de Variables

Variable	Dimensiones	Indicadores	Técnicas
Sistema de transporte mediante fajas y chancadora (IPCC)	Transporte de material estéril	Cumplimiento de plan de transporte Material estéril	Procesamiento de Datos
Aplicación de sistema IPCC	Factibilidad e implementación del sistema para transporte de material estéril	Costos de capital	Hoja de registro Procesamiento de Datos
Sistema de transporte mediante camiones mineros (caso base).	Transporte de material estéril.	Cumplimiento de plan de transporte Material estéril	Procesamiento de Datos
Aplicación de sistema caso base	Factibilidad e implementación del sistema para transporte de material estéril	Costos de capital	Análisis operacional Procesamiento de Datos

2. ALCANCE, IMPORTANCIA Y LIMITACIONES DE LA INVESTIGACIÓN

Alcances: El presente estudio abordará de manera específica la fase de transporte de material estéril correspondiente a toda la vida operativa de una unidad minera a tajo abierto. Además, la presente investigación será una propuesta estudiada y detallada para su posible implementación.

Importancia: La investigación pretende dejar las bases bajo un estudio comparativo de un diseño de depósito de desmonte y sistema de traslado de material estéril mediante fajas y chancadora (IPCC) frente al sistema de traslado por camiones mineros (caso base).

Limitaciones: El proyecto no se aplicará a otros métodos de minado que no sean de tajo abierto, ya que cada método de minado presenta su propio diseño operativo de sistema. Además, nos limitaremos a usar una flota base de camiones mineros conformados por Cat 793F, Cat 797F, Komatsu 930E, Komatsu 930-4SE y Komatsu 980 E-4, cada uno con respectivas velocidades a pendientes diferentes, además de tener un plan de minado base con ciertos criterios de leyes de cobre y molibdeno para el cálculo del NPV.

3. TIPO Y NIVEL DE INVESTIGACIÓN

3.1 Tipo de investigación

La investigación será de tipo descriptiva, analítica, de campo y no experimental. La metodología empleada consiste en realizar una comparación que permita visualizar el impacto, variación y factibilidad en cada uno de los sistemas empleados para el transporte de material.

Esta comparación corresponde a los parámetros de valor presente neto (VPN) que será calculado para cada sistema de transporte siempre y cuando sea factible calcularlo.

3.2 Nivel de investigación

La investigación es de nivel explicativo en la que se buscará ordenar, agrupar y sistematizar los objetos involucrados sin la manipulación de variables. Para esto se contará con información inicial proporcionada por la unidad minera (no se mencionará su nombre por temas de confidencialidad), para el diseño del depósito de desmonte y luego se hará un análisis comparativo económico de la propuesta base; más, no se realizará su dimensionamiento.

4. POBLACIÓN Y MUESTRA O UNIVERSO

4.1 Ubicación espacial

La investigación se desarrolla en una mina a tajo abierto (gran minería) ubicada al sur del Perú que, por motivos de confidencialidad, no se tomara el nombre específico de esta.

4.2 Ubicación temporal

Agosto 2021 hasta mayo del 2022

5. TÉCNICAS, INSTRUMENTOS Y MATERIALES DE VERIFICACIÓN

5.1 Técnica

Analítica, observacional y explicativa.

5.2 Instrumentos

Base de datos a partir de información proporcionada por la unidad minera.

6. ESTRATEGIA DE RECOLECCIÓN DE DATOS

6.1 Organización

- Se obtendrá ciertos permisos de la unidad minera para la obtención de información sobre los sistemas de transporte de material minero.
- Se recolectará la información necesaria para el trabajo y será registrada en la ficha de la base de datos.
- Se realizará una evaluación, análisis y tabulación de los datos con la información obtenida.

6.2 Recursos

6.2.1 Humanos

Tesista investigador y asesor

6.2.2 Materiales

Software 3D MinePlan, Office 365, para almacenamiento y análisis de datos, computadora para trabajo de campo y gabinete.

6.2.3 Financieros

La presente tesis es autofinanciada por el autor.

6.3 Método de aceptación o rechazo de la hipótesis nula (H_0)

Para definir el rechazo o aceptación de nuestra hipótesis, utilizaremos el método de p-valor, con un nivel de confianza al 95% y consideraremos:

Si $p < 0.05$ = Se rechaza la hipótesis nula (H_0)

Si $p > 0.05$ = Se aceptará la hipótesis nula (H_0)

Siendo este método aplicado junto a la estadística y evaluación del trabajo, que nos permitirá tomar la decisión de contraste.



CAPITULO III RESULTADOS Y DISCUSIÓN

1. CASO BASE

1.1 Parámetros Geotécnicos para los diseños de Depósitos de desmonte

Para este caso base es que se hará uso de 3 depósitos de desmonte que serán destinos finales para el cálculo de camiones mineros, por ende, es necesario describir las características de diseño de dichos depósitos, los cuales se detallan en los siguientes puntos.

Para la evaluación de la estabilidad de los depósitos de desmonte se considera dos parámetros los cuales son los parámetros geotécnicos y los ensayos que se realizaron en la unidad minera de los cuales se está tomando como base, que por motivos de confidencialidad no se menciona. Se evalúa la estabilidad física con la determinación de los factores de seguridad que fueron propiciados en el software Phase2 v8.0 de Rocscience.

Al tener una topografía inicial o base de una unidad minera entonces se tienen descargas previas de años anteriores en los depósitos de desmonte, de los cuales en su momento se realizaron ensayos de campo es decir in situ por el método de reemplazo de agua, donde en el depósito Toratán tenía una densidad in situ de 1.97 gr/cm³, el depósito Cotea con una densidad in situ de 1.94 gr/cm³ y el depósito Conde con una densidad de 1.98 gr/cm³. Estas son las densidades en promedio con el que fueron depositados los materiales, pero al momento de diseñar se debe de tener en cuenta que si se usa este promedio la capacidad del depósito se ve limitada puesto que si por temas operativos esta densidad es mayor entonces la capacidad sería mucho menor y nos faltaría capacidad para poder almacenar todo el material estéril del plan de vida de mina, entonces se ha optado de usar una densidad de 1.8 gr/cm³ para el diseño de todos los depósitos de desmonte, esto como medida de seguridad para la capacidad o tonelaje de cada depósito de desmonte mas no se ve afectado los factores de seguridad. Para los diseños se usará la herramienta Pit Expansion Tool del software MinePlan 3D v.15.4.

1.1.1 Depósito de Desmote Toratán

Presenta las siguientes características de diseño:

- **Operación de descarga:** Nivel 3450 m.s.n.m. hasta 3600 m.s.n.m.
- **Ángulo de cara de talud:** 30° - 38°.
- **Ángulo global:** 26°.
- **Factor de Seguridad (FOS):** Estático = 1.5 Pseudoestático = 1.25.
- **Capacidad del depósito de desmote a 1.8 gr/cm³:** 3,783,499,885 t.
- **Área del depósito de desmote:** 2,006.85 Ha.
- **Método de colocación del material:** Se realiza mediante volteo con camiones mineros CAT 797, CAT 793, Komatsu 930, Komatsu 930 SE y Komatsu 980.
- **Método de construcción del depósito de desmote:** Relleno por volteo en talud corrido
- **Altura de banco:** 50 m.

1.2 Secuencia de descarga en los Depósitos de desmote

Para determinar el llenado o descarga de los diferentes depósitos de desmote que puedan existir se tiene que tener primeramente el diseño final de los depósitos de desmote, donde se tiene que identificar factores claves como las rampas de acceso, niveles o lift, tonelaje total del diseño final y sobre todo tener en cuenta el tonelaje de desmote enviado por periodo o año. Además de tener en cuenta que el método de construcción para todos los depósitos de desmote será de relleno por volteo de talud corrido y el método de colocación del material se realizará mediante volteo con camiones mineros CAT 797, CAT 793, Komatsu 930 y Komatsu 980.

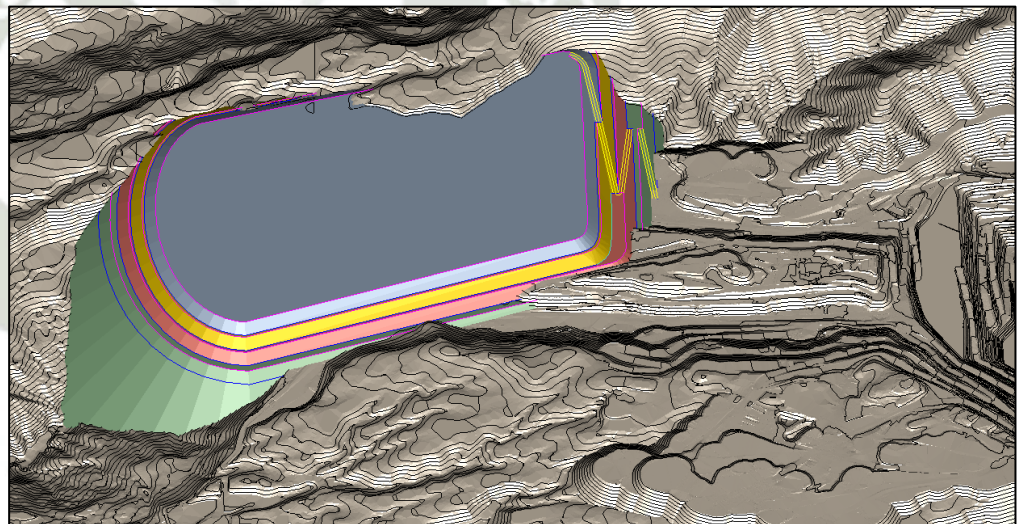
1.2.1 Depósito de Desmote Toratán

Para este depósito de desmote se ha determinado que la rampa de acceso parta del lado oeste de la mina, esto es favorable debido a que es a nivel del

diseño del pit final y por ende la topografía inicial tiene pendiente de casi 0° en la intersección con la rampa de acceso. Debido a la topografía inicial se tiene que tener en cuenta que la rampa no puede pasar por medio de la misma es por eso que existen los cambios de sentido de las rampas en el giro, con esto se completa el total de accesos para cada nivel de descarga. Las rampas representan el nivel de descarga del material estéril, ya que no se puede empezar otro nivel sino se culmina el primero salvo que se tengan diferentes accesos a cada nivel. Entonces como se puede observar en la imagen 1 el depósito de desmonte Toratán consta de 4 niveles de descarga, tener en cuenta que para esto se prioriza el correcto diseño de este.

Imagen 1

Diseño y niveles de descarga del Depósito de Desmonte Toratán



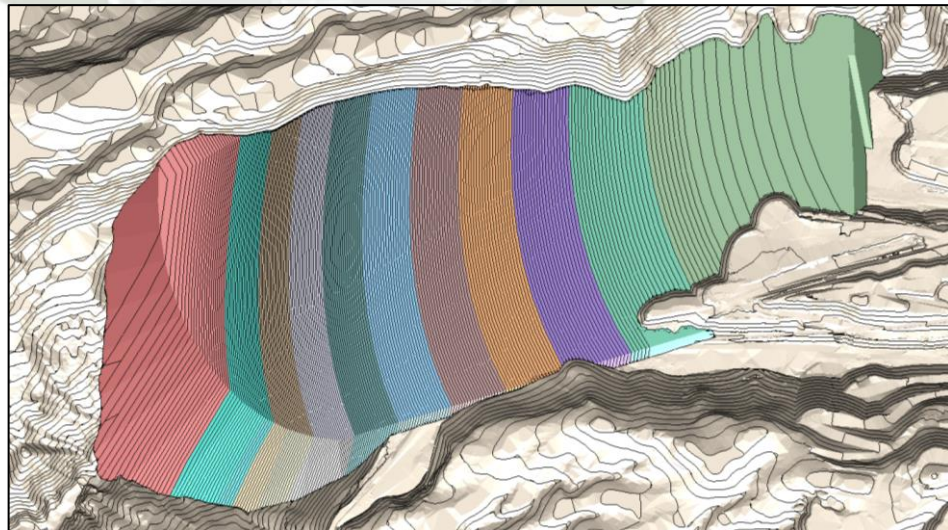
- Para el primer nivel de llenado del material estéril se identifica la rampa de acceso y de ahí se parte la descarga, ya que primero se debe de construir el acceso. Los diferentes colores de la imagen 2 representan alrededor de 200 Mt y estos a la vez tienen subdivisiones de 10Mt que están separadas por las líneas de color negro. Este tonelaje mientras sea más pequeño se podrá calcular de maneras más exacta el avanza de cada descarga, pero al formar parte de un plan de largo plazo no se ve afectado. Los caracteres de diseño de cada subdivisión son tal cuales al diseño

del depósito total y la densidad para calcular su tonelaje es el mismo. Para cada subdivisión se debe de procurar tener un ancho amplio y tener un solo avance y en un mismo sentido, es porque las divisiones siguen la orientación de este a oeste y a la vez estas tienen un ligero grado de amplitud para que al momento de la descarga los camiones mineros puedan maniobrar en el retroceso.

Se tiene en cuenta que para poder calcular el número de camiones mineros empleados por periodo de manera óptima es que se asume una sola línea de descarga, ya que avanzar a la siguiente descarga represan una mayor lejanía y por ende una mayor demanda de camiones mineros ya que si es representativo en un ciclo por periodo para un plan de largo plazo. Finalmente se tiene el tonelaje del primer nivel con una densidad de 1.8 g/cm^3 de 2,238,808,923 t.

Imagen 2

Descargas en el primer nivel - 200 Mt y 10 Mt (DDD Toratán)

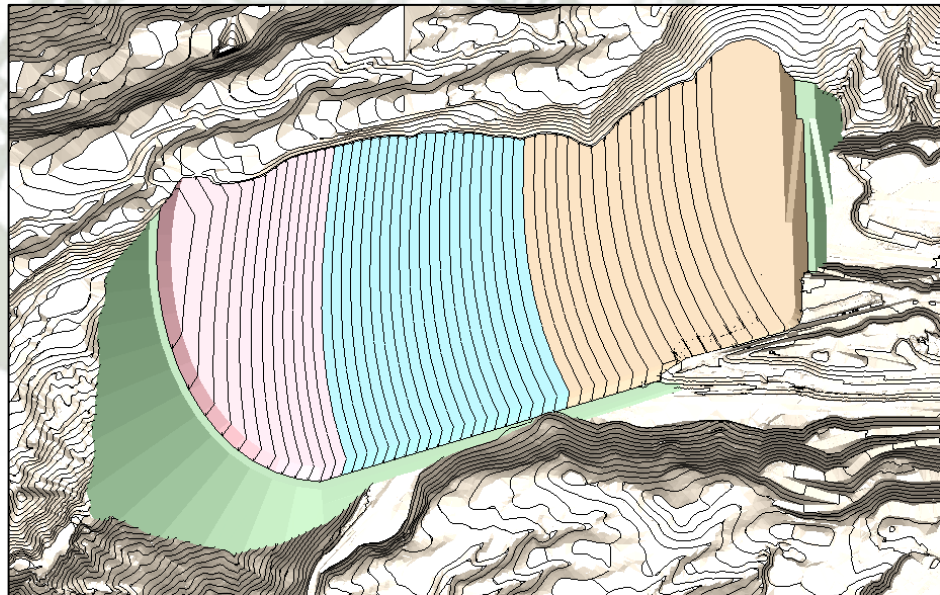


- Una vez culminado el completo llenado del primer nivel se procede a llenar el segundo nivel, ahora el inicio se debe de dar por el único acceso que tiene el lift del depósito de desmonte, cada color representa alrededor de 200Mt y cada subdivisión separadas por las

líneas negras como se observa en la imagen 3 son de 10Mt, de igual manera se debe de tener cierto ángulo de abertura para una mejor maniobrabilidad de los camiones mineros en el retroceso al momento de su descarga de material estéril. Además, el diseño de cada subdivisión sigue las mismas características del diseño total del depósito de desmonte. El tonelaje de este lift con una densidad de 1.8 g/cm^3 es de 527,354,328 t, en comparación es menos que el primer lift por la intersección con la topografía inicial que se tuvo, ahora sigue un diseño de altura de 50 metros.

Imagen 3

Descargas en el segundo nivel – 200 Mt y 10 Mt (DDD Toratán)

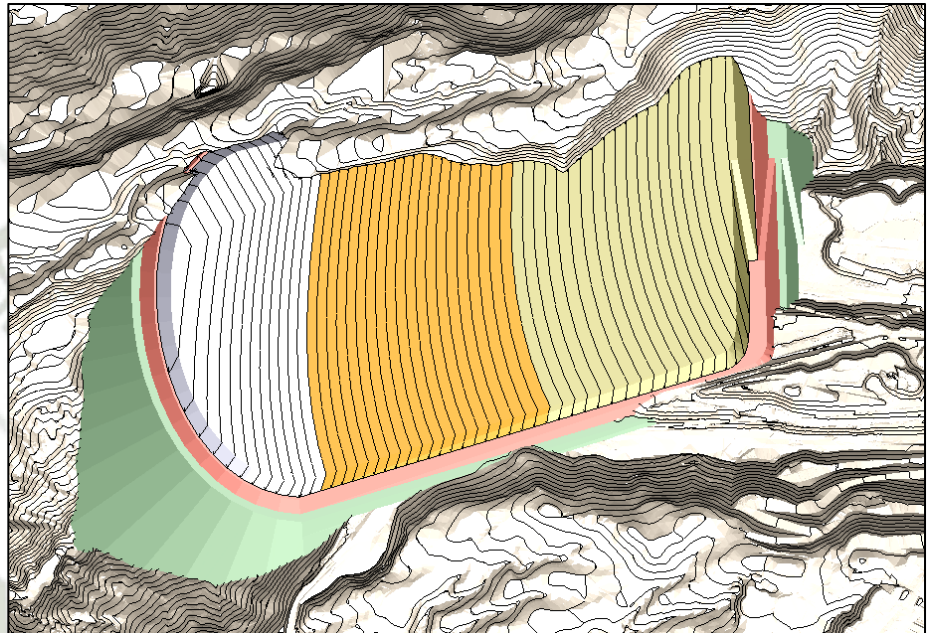


- Para el llenado del tercer nivel o lift se debe de esperar primero el completo llenado del segundo lift puesto que solo se tiene una ruta de acceso, entonces según el diseño la rampa gira para no tener cruce con la topografía. Como se observa en la imagen 4 cada color representa alrededor de 200Mt y de igual maneras las subdivisiones separadas por las líneas negras representan 10Mt, el diseño de las mismas sigue la misma lógica que los otros niveles o lift y el diseño tiene las mismas características que el diseño total del depósito de desmonte. El tonelaje de este lift o nivel con una densidad de 1.8 g/cm^3 es de

525,899,410 t, con cada elevación de lift el tonelaje disminuye, esto es propio por los ángulos de diseño que sigue el depósito de desmonte.

Imagen 4

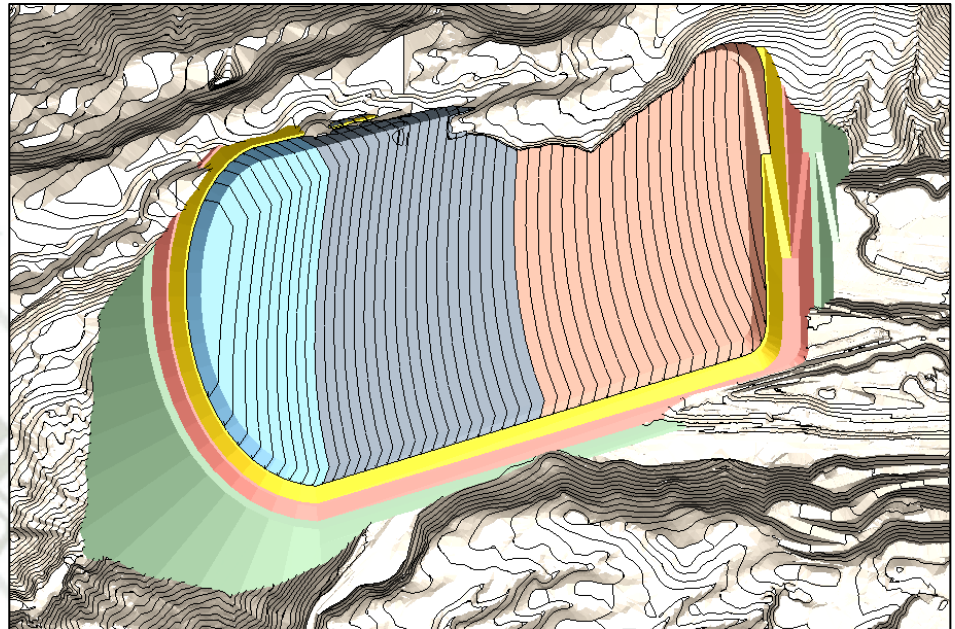
Descargas en el tercer nivel – 200 Mt y 10 Mt (DDD Toratán)



- Finalmente, para el nivel final de descarga se tiene que tener en consideración el diseño final del depósito de desmonte, ya que si el conductor del camión minero excede el ángulo global del diseño puede provocar desprendimientos geotécnicos. Como los demás niveles, se debe empezar por el único acceso de la rampa, y la descarga empezara de este a oeste, cada color representa alrededor de 200Mt y cada subdivisión como se muestra en la imagen 5 representa 10Mt. El diseño de cada subdivisión sigue las mismas características que los otros niveles y por ende del diseño final del depósito de desmonte. El leve ángulo de amplitud de descarga favorece al diseño final del depósito de desmonte, el tonelaje de este nivel a 1.8 g/cm³ es de 491,437,224 t.

Imagen 5

Descargas en el cuarto nivel – 200 Mt y 10 Mt (DDD Toratán)

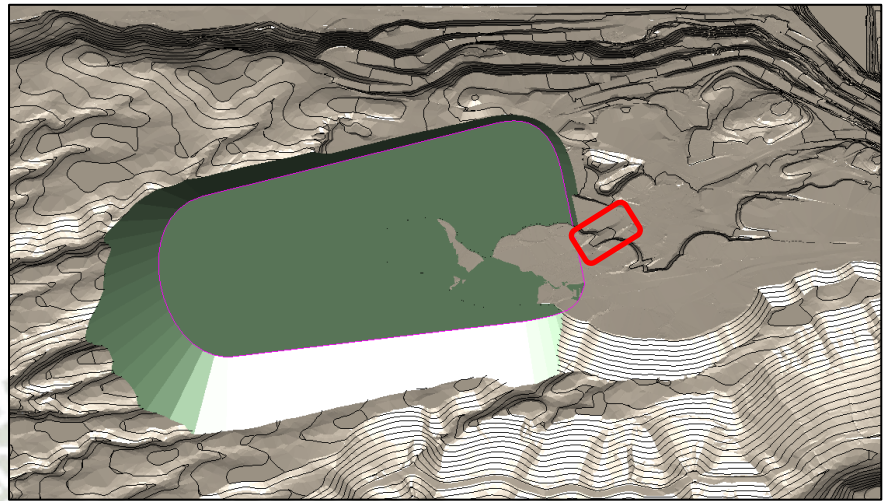


1.2.2 Depósito de desmonte Cotea

Para este depósito de desmonte se ha determinado optar por un acceso ya existente, es decir usar la rampa (enmarcado en rojo) que se encuentra en el lado oeste de la mina como se observa en la imagen 6, para así poder ganar altura del diseño del depósito y sobre todo tener amplitud de descarga en el terreno. Para tener un mejor diseño de descarga es necesario conservar un solo sentido y dirección de descarga, a la vez esto comprende a la topografía del terreno, ya que existen quebradas a los costados y accesos de rampas, se puede hacer uso de rampas temporales para contar con más accesos pero eso ya se determina durante la operación, como ya se ha descrito durante el diseño de cada depósito de desmonte, la capacidad de este es mucho menor debido a la lejanía y grandes distancias con pendientes elevadas, también hay que tener en cuenta la información inicial de las fases de minado para la descarga, ya que básicamente las fases del lado oeste de la mina podrán descargar en este depósito de desmonte.

Imagen 6

Diseño y nivel de descarga del Depósito de Desmorte Cotea

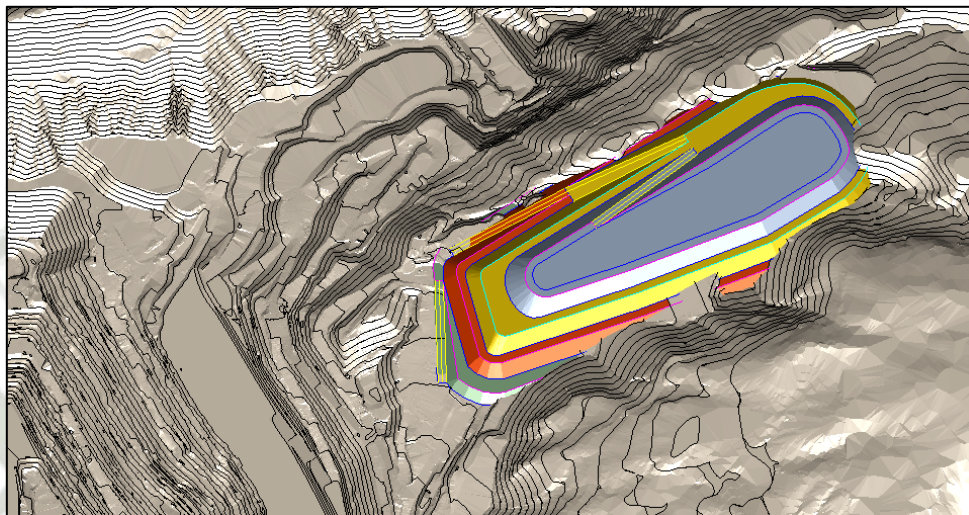


1.2.3 Depósito de desmorte Conde

En el caso de este depósito de desmorte se tiene una peculiaridad, la cual es ser el que tiene la mayor elevación de los demás, llegando hasta los 3950 m.s.n.m. esto en base a la intersección de superficies con la topografía inicial, por eso se ha determinado tener un tonelaje bajo que es de 208,988,879 t en comparación con los demás depósitos de desmorte. Se ha optado por ese diseño para poder tener ayuda en las descargas de las fases que emitan material estéril del lado este de la mina, pero solo hasta llegar a un nivel óptimo que es el Nv. 3295, esto para poder derivarlo al depósito de desmorte Toratán que es el que posee el mayor tonelaje para cubrir con el minado de material estéril de la vida de la mina. Como se puede observar en la imagen 8 el depósito de desmorte Conde tiene dos rampas de acceso, uno al lado oeste y otro al sur del mismo. Cara rampas obedece a un nivel o lift del depósito, en la imagen se observa que consta de 4 niveles o lift, estos interceptados con la topografía inicial.

Imagen 7

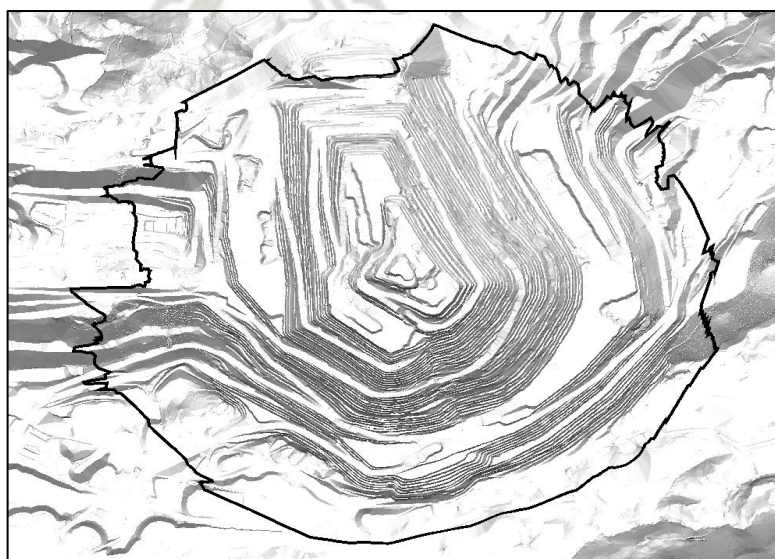
Diseño y niveles de descarga del Depósito de Desmonte Conde

**1.3 Topografías por Periodo (año)**

El primer paso para poder tener las topografías a fin de cada periodo es determinar el plan de minado de vida de mina, el cual ya estamos tomando como base uno existente. A partir de este plan se podrá determinar el minado de cada fase, teniendo así el tonelaje por año y nivel más bajo hasta el cual se ha minado. (ver anexos). Y en segundo lugar tener una topografía inicial de la cual se partirá el minado periodo a periodo como se observa en la imagen 8 la cual tiene niveles de minado iniciales.

Imagen 8

Topografía inicial y límite de pit final



- Para poder obtener las topografías por periodo haremos uso del software MinePlan v.15.4. 3D, para lo cual necesitamos 2 archivos: Primero el archivo “.PAA” el cual se obtiene cuando se corre un plan de vida de mina en el software Comet el cual representa la distribución de material por fases y niveles de minado que ya fueron descritas en la tabla 3 y en segundo las superficies de las fases de minado con las cuales se corrieron el plan de vida de mina, como se dijo en un inicio tanto el plan como las fases fueron tomadas ya existentes de un proyecto minero que por motivos de confidencialidad no se puede mencionar. El formato correcto para que un archivo “.PAA” pueda ser leído por el MinePlan 3D debe ser de la forma como se muestra en la imagen 9, esto puede ser abierto en un formato Microsoft Excel delimitado por comas, en primero fila de izquierda a derecha ira primero el año después el orden del año luego la cantidad de fases de minado, en seguida la nomenclatura que se la haya asignado a cada fase que se minara en ese periodo. En la segunda fila ira el nivel más alto desde el que se empiece a minar en un determinado año o periodo con un decimal de forma entera por lo cual se asigna cero y finalmente en la tercera fila irán los niveles más bajos a minar del mismo año. Así se tendrá una larga fila de todos los años que pueda tener el plan de minado en este caso serán de 66 años.

Imagen 9

Forma nativa del archivo “.PAA”

PLT821 - 2023.PAA

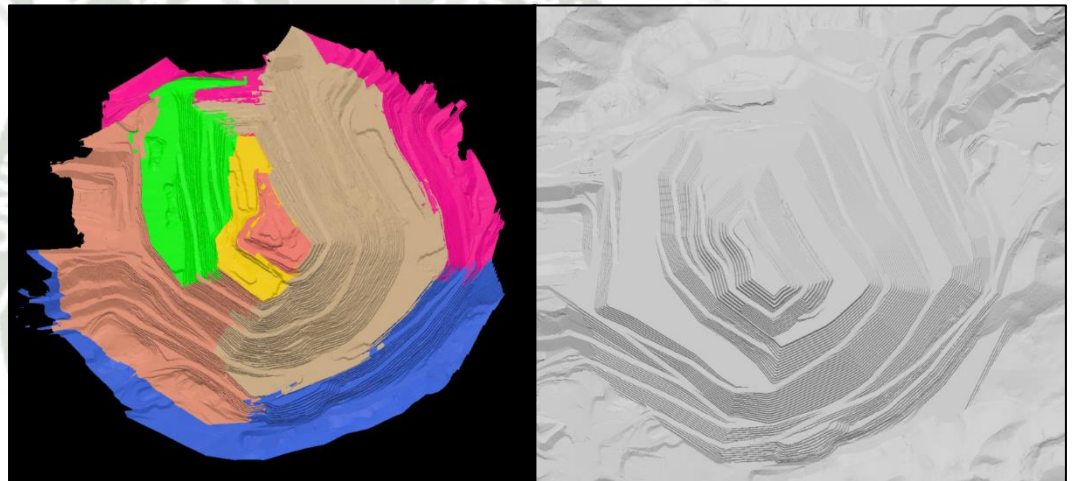
	A	B	C	D	E	F	
1	2023	1	4	Fase_F06	Fase_F07	Fase_F08	Fase_F09A
2		4000.0	4000.0	4000.0	4000.0		
3		2965.0	3220.0	3370.0	3715.0		

- Ya corroborado el archivo “.PAA” y con nuestras fases de minado hacemos uso de la herramienta “MSSP Period Map Tool” del software MinePlan 3D, donde como bien se predispuso con anterioridad seleccionaremos nuestro archivo .PAA, topografía inicial y fases de minado. Con los diferentes niveles de minado a fin de cada periodo se

podrá cortar las fases de minado al nivel determinado, como se observa en la imagen 10, las fases de minado se intersecan con los diferentes niveles del plan de minado respecto a la superficie inicial, teniendo, así como se muestra en el lado derecho de la imagen 15, una topografía a fin de cada periodo de minado, esto para poder diseñar las rutas de acarreo y posterior cálculo de camiones mineros de cada periodo. Con este proceso se tendrán las topografías a fin de periodo de los 66 años del plan de vida de mina.

Imagen 10

Fases de minado y topografía a fin de periodo del año 2040



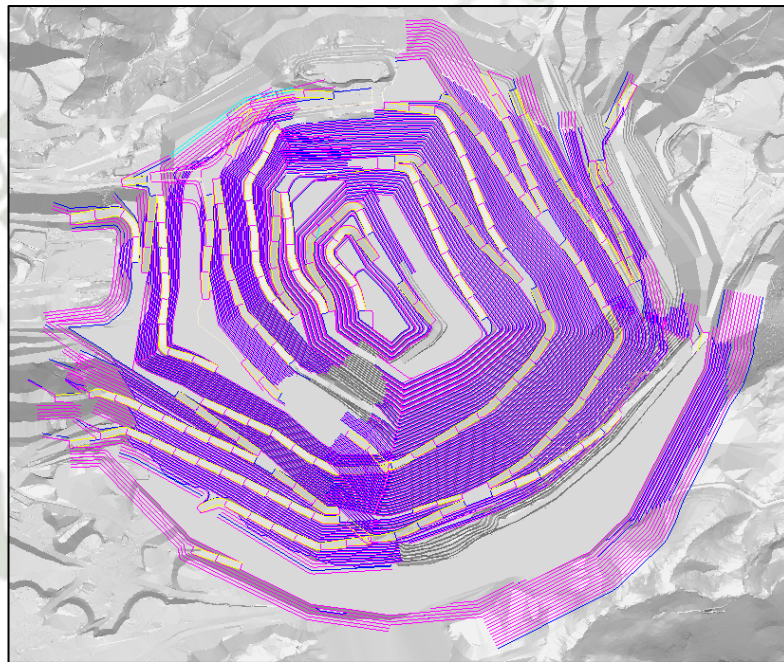
1.4 Rutas de Acarreo

Una vez generadas las diferentes topografías a fin de cada periodo del plan de vida de mina se podrá diseñar las rutas de acarreo para cada periodo. En primera instancia se usará como herramienta el software MinePlan 3D v.15.4. que es el software minero que se ha venido utilizando para el desarrollo del presente proyecto. Para realizar el diseño de las rutas de acarreo necesitamos el diseño de las fases de minado, esto corresponde a crestas, toes y rampas, para el presente caso las fases fueron diseñadas con la herramienta Pit Expansion Tool del software MinePlan 3D en la cual las rampas estas diseñadas a 10% de pendiente y una altura de banco de 15 metros. Al hacer una intersección de la superficie de las topografías de cada periodo junto con

los diseños de las fases de minado minadas en cada periodo determinado como se aprecia en la imagen 11, esto con la finalidad de tomar como guía los diseños de rampa para saber el frente o nivel de minado de donde se inicia y los diferentes destinos que se pueda tener gracias a los diseños de las fases y conexiones que se tengan entre las mismas y con los depósitos de desmonte.

Imagen 11

Intersección de fases de minado y topografía a fin de periodo del 2040



En los anexos se tiene el plan de minado por periodo con lo diferentes niveles finales de minado, esto sirve para poder saber de dónde es que inicia la ruta, y dependiendo del tipo de material los diferentes destinos que pueda tener. Entonces para poder realizar el diseño se usará tres herramientas del software MinePlan 3D los cuales son: punto o nodo, línea y atributo. Dependiendo del diseño de ubicación de las fases de minado es que también se elige una salida para los depósitos de desmonte más cercanos, y si se puede conectar con otras rampas de acceso hacia otros depósitos de desmonte sería mucho mejor, esto como medida de seguridad en caso suceda el cierre esporádico de un acceso hacia un destino y es lo que se ha buscado en las diferentes rutas de acarreo y

además de tener en cuenta la topografía del pit final y exteriores por donde van a transitar los camiones mineros, esto se determina de la topografía inicial que se ha tomado para correr el plan de minado base. Al ser un plan a largo plazo el frente de minado será el centroide del nivel de minado más bajo ya que se debe de tomar el peor caso y más lejano acceso, entonces el punto de ubicación de inicio donde se pondrá el punto o nodo de inicio será el centroide del nivel, de ahí en adelante se seguirá el diseño de las rampas con una línea media como guía y en cada extremo nodos para que puedan unir la línea, es decir se formará una línea en medio de la rampa, así para cada acceso que tenga dicha fase de minado, esto para las zonas in pit es decir que se encuentren dentro del límite del pit final, una vez diseñada todas las rutas y accesos posibles in pit se añadirá un nodo en cada salida esto para que pueda conectar con las rutas de los depósitos de desmonte.

Las rutas de los depósitos de desmonte obedecen al diseño que previamente se vio en los puntos anteriores, de igual manera se añadirá un punto o nodo en el extremo de cada rampa y centroide para luego unirlos mediante líneas y así formar los accesos a cada lift o nivel del depósito de desmonte. Ahora las rutas también forman parte de las descargas del material estéril, mientras las descargas van avanzando horizontalmente la ruta se va extendiendo, entonces para poder diseñar esa ruta se añadirá un nodo o punto en el centroide de cada descarga y se unirán mediante una línea para así poder tener una ruta completa desde el frente de minado hacia cada posible descarga que pueda tener en los diferentes depósitos de desmonte. Finalmente se debe de añadir un atributo a cada punto o nodo de inicio y de destino esto para que el software pueda correr las rutas y elegir la más óptima para el recorrido de los camiones mineros, claro previamente se deben de añadir algunos datos como las diferentes velocidades de la flota de los camiones mineros. Entonces para el nodo de inicio en cada nivel de minado se elegirá una nomenclatura a criterio de cada diseño, pero acompañado siempre al final de “_SRC” que significa source, la nomenclatura que se eligió es primero la fase (ver tabla4) luego el nivel del toe final después

se agregó 4 ceros para tener un número de identificación y finalmente el source, el nexa entre cada variable es un guion bajo (_), con lo ya expuesto por ejemplo para la fase 090 en el periodo o año 2040 quedaría de la siguiente manera: F090_3265_0000_SRC.

Tabla 1

Nomenclatura de las fases de minado

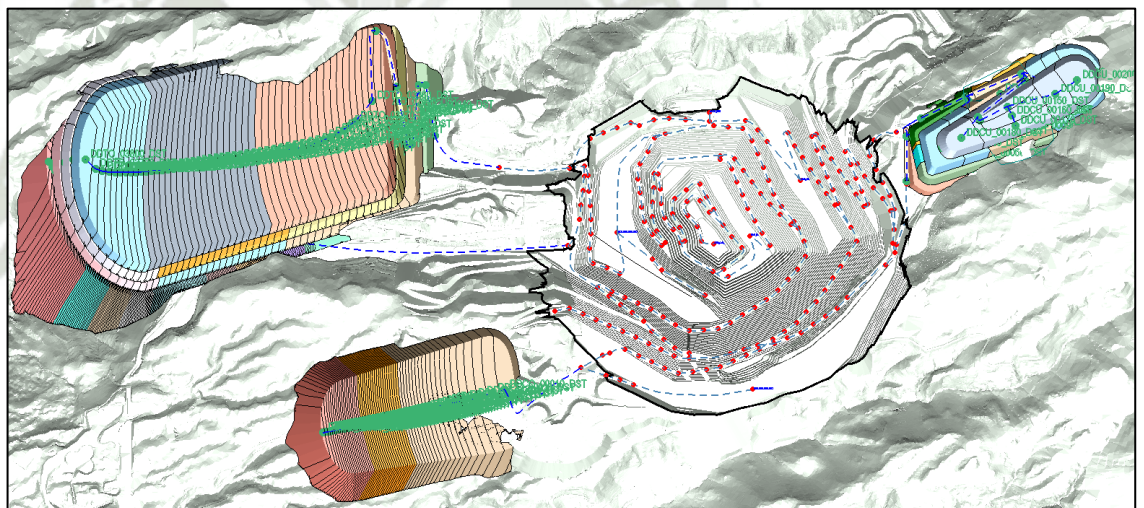
FASES DE MINADO	
Fase cinco	F050
Fase seis	F060
Fase siete	F070
Fase ocho	F080
Fase nueve	F090
Fase diez	F100
Fase once	F110

Para los nodos de destino se tienen criterios parecidos, para cualquier nomenclatura que se mencione se debe de agregar siempre al final “_DST” que significa destination, la nomenclatura elegida para los destinos es primero la abreviatura del depósito de desmonte que para el Toratán es DDTO para el Cotea es DDCO y para el Conde es DDCU luego sigue el tonelaje acumulado de las descargas del material estéril con un máximo de hasta 5 dígitos completos y al final el destination, por ejemplo la descarga en el depósito Toratán de hasta 540 toneladas de descarga se nombrará DDTO_00540_DST para una descarga de hasta 220 toneladas en el depósito Cotea se nombrará DDCO_00220_DST y para una descarga de hasta 90 toneladas en el depósito Conde se nombrará DDCU_00090_DST y así se tendrá la ruta completa de inicio en el frente de minado y todos los posibles destino como se muestra en la imagen 12. Se debe de mantener un orden de la cantidad de dígitos para que el software no tenga problemas en el posterior cálculo de camiones mineros. Con lo ya expuesto se repetirá para cada periodo y así se tendrán rutas de acarreo para toda la vida de mina.

Se debe de tener en cuenta que durante la operación se pueden construir rampas temporales para poder conectar algunas rutas y buscar el acceso más cercano, pero eso ya es un tema netamente operativo, para un plan a largo plazo se debe de tener siempre accesos por diseño para cada nivel de minado, las rampas temporales no se pueden diseñar como ruta de límite de pit final además se debe de tener en cuenta que todos los puntos y líneas deben estar pegados a la superficie y no volando sino la ruta se cortará y no se encontrará destino alguno al material estéril proveniente de cada fase.

Imagen 12

Rutas de acarreo in pit y en descargas totales de los Depósitos de Desmorte



1.5 Cálculo de Camiones Mineros

1.5.1 KPI para cálculo de camiones mineros

Para el cálculo de camiones mineros se usará una flota variada de equipos, entre ellos el CAT 793F, CAT 797F, Komatsu 930E, Komatsu 930-4SE y Komatsu 980E-4 con sus respectivas capacidades de carga (ver tabla 2) que obedecen a datos tomados de una unidad minera que por motivos de confidencialidad no se menciona.

Tabla 2

Flota de camiones mineros y capacidades de carga

Haulage Equipment - Payload Capacity		
CAT 793F	t	218.0
CAT 797F	t	360.0
KOMATSU 930E	t	290.0
KOMATSU 930-4SE	t	290.0
KOMATSU 980E-4	t	360.0

Después usaremos una flota variedad de palas eléctricas como equipo de carguío que se observa en la tabla 3, con sus respectivas capacidades de carguío y nomenclatura de cada pala que se usará para la operación, cabe resaltar que en el mercado una de las palas más grandes y de la cual se cuenta con gran información es la pala P&H 4100 XPC la cual será tomada como reemplazo para palas antiguas, ya que no podemos predecir el futuro.

Tabla 3

Flota de palas eléctricas y capacidades de carguío

Loading Equipment - Bucket Capacity			
Rope shovel - P&H 4100 A	yd3	56.0	P03
Rope shovel - Bucyrus 495BII	yd3	56.0	P04
Rope shovel - Bucyrus 495HR	yd3	73.0	P05, P06
Rope shovel - P&H 4100 XPC	yd3	74.0	P07
Rope shovel - Exc. Kom PC8000	yd3	55.0	EX01

Al tener definido el binomio operacional de pala - camión que se utilizará es necesario determinar los tiempos fijos que transcurren muy aparte del tiempo de viaje, entre ellos están las colas y parqueo (tabla 4), en un frente de minado la mayor cantidad de camiones mineros y sobre todo los más grandes en capacidad de carga son asignados a las fases de desmonte y los camiones más pequeños asignados a las fases de mineral, o a los

diferentes tipos de stocks además del tiempo de la ruta de acarreo que se emplee en el transporte de material a los diferentes depósitos de desmonte.

Tabla 4

Tiempos fijos de colas y parqueo

Queuing and Spotting Times per Loading Equipment			
Loading Equipment	Unit	Queuing	Spotting
Rope shovel - P&H 4100 A	min	3.56	0.71
Rope shovel - Bucyrus 495BII	min	3.34	0.91
Rope shovel - Bucyrus 495HR	min	3.08	0.66
Rope shovel - P&H 4100 XPC	min	3.65	0.64
Rope shovel - Exc. Kom PC8000	min	3.34	0.91

El tiempo de carga (tabla 5), en el cual se suman los diferentes tiempos que emplea la pala desde recoger el material hasta descargarlo en la tolva del camión minero y completar así la capacidad de llenado de la diferente flota de equipos de acarreo, además de estar incluido el tiempo de giro de la pala o excavadora.

Tabla 5

Tiempos fijos de carga de material

Loading Times per Loading-Haulage Equipment					
Loading Equipment	Unit	Haulage Equipment			
		218 t	231 t	290 t	360 t
Rope shovel - P&H 4100 A	min	1.25	1.52	1.81	3.25
Rope shovel - Bucyrus 495BII	min	1.32	1.62	2.36	3.22
Rope shovel - Bucyrus 495HR	min	1.33	1.44	2.19	3.05
Rope shovel - P&H 4100 XPC	min	0.96	1.19	2.06	2.38
Rope shovel - Exc. Kom PC8000	min	1.32	1.62	2.36	3.22

El tiempo de cola en los posibles destinos, maniobrabilidad y descarga, además estos tiempos varían (tabla 6) puesto que no es lo mismo descargar el mineral en chancadora primaria que hacerlo en un frente amplio como los depósitos de desmonte en el cual el tiempo de cola es casi nulo. Estos datos son determinados por

controles en campo y a la vez son datos reales tomados de una unidad minera que por motivos de confidencialidad no se puede mencionar.

Tabla 6

Tiempos fijos de colas, maniobrabilidad y descarga por destinos

Queuing, Manoeuvring, and Dumping Times per Destination				
Destination	Unit	Queuing	Manoeuvring	Dumping
Ore crusher	min	4.19	0.95	1.56
Waste dump	min	0.30	0.46	1.58

Ahora si bien estos tiempos son óptimos se debe de tener en cuenta que los equipos no trabajan las 24 horas del día, es por eso que a la flota de camiones mineros se le ha asignado una disponibilidad, utilización y factor operacional que obedecen al desgaste que han tenido los equipos mineros durante su periodo de vida y demás eventos que suceden durante la operación, estos datos históricos de cada flota de camiones mineros han sido tomados de una unidad minera que por motivos de confidencialidad no se menciona. La vida útil es designada al valor final de rescate o valor residual que aproximadamente en camiones mineros a los 15 años es 0 USD y en palas eléctricas 20 años.

Tabla 7

Disponibilidad, utilización y Factor operacional de la flota de equipos de acarreo

Tipo	Modelo	Vida Útil (años)	Disponibilidad (%)	Utilización (%)	F. Operacional (%)
C. minero	CAT 793F	15	88.85%	78.07%	100%
C. minero	CAT 797F	15	92.34%	82.17%	100%
C. minero	KOM 930E	15	90.69%	81.01%	100%
C. minero	KOM 930-4SE	15	91.48%	84.13%	100%
C. minero	KOM 980E-4	15	93.21%	82.49%	100%

Al tener una flota variada de equipos de acarreo es necesario determinar las velocidades a diferentes pendientes tanto positivas como negativas, ya que las rutas previamente diseñadas no son en secciones planas, las rampas de diseño in pit tienen una pendiente de 10% pero en la superficie topográfica fuera del límite del pit final y por las cuales tienen que pasar los camiones mineros como rutas de acceso cuentan con pendientes de hasta 12%. Estas velocidades también son catalogadas por la capacidad de carga que y capacidad mecánica que cada camión minero posee, además, que la diferencia básica es si el equipo está cargado o no, el mantenimiento o estado de las rutas en general deben de permanecer en las mismas y óptimas condiciones. Estas velocidades son datos tomados en campo y producto de una base de datos de varios años de una unidad minera a tajo abierto que por motivos de confidencialidad no se puede mencionar.

Tabla 8

Velocidades Camión minero 793F

VELOCIDADES CAMIÓN MINERO 793F		
Pendiente (%)	Velocidad Cargado (Km/h)	Velocidad Descargado (Km/h)
-12	14.36	26.83
-10	14.36	26.83
-8	14.36	26.83
-6	14.72	27.64
-4	33.03	37.16
-2	34.28	38.68
0	27.19	35.36
2	23.42	33.57
4	16.33	30.78
6	13.55	29.08
8	10.95	25.13
10	8.62	20.55
12	7.72	19.47

Tabla 9

Velocidades Camión minero 797F

VELOCIDADES CAMIÓN MINERO 797F		
Pendiente (%)	Velocidad Cargado (Km/h)	Velocidad Descargado (Km/h)
-12	13.22	25.00
-10	13.22	25.00
-8	13.22	25.00
-6	13.64	25.84
-4	31.44	35.00
-2	32.11	36.10
0	26.10	33.13
2	22.12	32.54
4	16.52	31.01
6	13.56	30.34
8	10.93	25.42
10	9.58	20.76
12	8.47	19.23

Tabla 10

Velocidades Camión minero 930E

VELOCIDADES CAMIÓN MINERO 930E		
Pendiente (%)	Velocidad Cargado (Km/h)	Velocidad Descargado (Km/h)
-12	15.71	29.49
-10	15.71	29.49
-8	15.71	29.49
-6	15.07	28.48
-4	34.45	38.31
-2	36.47	41.52
0	26.73	37.76
2	21.59	35.28
4	15.25	30.50
6	12.22	28.39
8	10.38	25.63
10	9.00	21.77
12	7.90	18.92

Tabla 11

Velocidades Camión minero 930-4SE

VELOCIDADES CAMIÓN MINERO 930 SE		
Pendiente (%)	Velocidad Cargado (Km/h)	Velocidad Descargado (Km/h)
-12	14.52	27.43
-10	14.52	27.43
-8	14.52	27.43
-6	15.06	28.41
-4	34.60	38.45
-2	34.42	38.63
0	28.59	35.40
2	24.83	35.22
4	18.91	35.13
6	15.77	34.95
8	12.82	29.40
10	11.29	25.72
12	9.68	22.50

Tabla 12

Velocidades Camión minero 980E-4

VELOCIDADES CAMIÓN MINERO 980E		
Pendiente (%)	Velocidad Cargado (Km/h)	Velocidad Descargado (Km/h)
-12	13.22	25.00
-10	13.22	25.00
-8	13.22	25.00
-6	13.64	25.84
-4	31.44	35.00
-2	32.11	36.10
0	26.10	33.13
2	22.12	32.54
4	16.52	31.01
6	13.56	30.34
8	10.93	25.42
10	9.58	20.76
12	8.47	19.23

Con los KPI previamente descritos y ya representados matemáticamente es que haremos uso del software MinePlan v.15.4. y usaremos la herramienta Haulage Plan, aquí ingresaremos los inputs de los equipos, es decir cada tipo de camión minero con sus respectivas velocidades, pero en el caso del equipo de carguío solo usaremos un shovel como referencia de carga para todos los equipos de acarreo ya que lo que vamos a calcular es el número de camiones mineros y no palas que ya las tenemos previamente estipuladas. También se pueden incluir otros factores como el consumo de galones por kilómetro recorrido a diferentes pendientes positivas o negativas. En segunda instancia y sobre todo lo más importante es tener las rutas de acarreo bien diseñadas, donde cada nodo y línea estén conectados con cada acceso que se tenga en las rampas de diseño y si es necesario realizar rampas temporales se pueden diseñar, pero siguiendo las mismas características que las rampas de diseño de las fases de minado, el haulage plan permite ingresar las locaciones tanto de inicio como destino que previamente estén atribuidos con una nomenclatura pero que al final tenga el “_SRC ó _DST” y después se ingresa las rutas que son las líneas que conectas los nodos de inicio en el frente de minado y de destino en los depósitos de desmonte o chancadora primaria, los nodos sin atribuir sirven como conexión entre líneas para las rampas de diseño que no son nodos de inicio o fin. Los nodos también sirven de nexo para conectar con otras rutas y diferentes accesos hacia otras fases o destinos. Junto con las velocidades y la distancia el software puede calcular todos los tiempos desde un frente de minado hacia cualquier destino que tenga conexión ya sea depósito de desmonte o chancadora primaria (ver imagen 13), además también el software a partir de esos datos permite identificar el toe de inicio de cada nodo y ruta son atribuir o atribuido, la distancia vertical y horizontal durante todo el recorrido de la ruta tanto en pendientes positivas como negativas, estas distancias puede ser pegadas a la superficie es decir

recorrido real o tomarlas en kilómetro equivalente para tenerlo en distancia plana sin pendientes. Esta herramienta del software MinePlan 3D solo nos permite estimar el tiempo por ruta, con ayuda del Microsoft Excel agregaremos los KPI estipulados en los puntos anteriores para poder tener el ciclo por carga de cada flota de camión minero y así calcular el total de equipos de acarreo para todo el plan de vida de mina.

Imagen 13

Reporte de análisis en el software MinePlan 3D v.15.4. de tiempos de ciclo de carga de material de fase 7 a Depósito Cotea

SourceID	Destination	CycleTime	FuelBurn	BenchToe	LiftElev	OutHoriz	OSimpFlat	OSimpUp	OSimpDown
F070_3070_0000_SRC	DDCO_00010_DST	83.13	298.97	3,070.00	3,765.00	9,512.99	2,404.00	7,064.03	78.59
	DDCO_00020_DST	83.70	298.13	3,070.00	3,765.00	9,642.08	2,533.08	7,064.03	78.59
	DDCO_00030_DST	84.23	297.36	3,070.00	3,765.00	9,761.10	2,652.11	7,064.03	78.59
	DDCO_00040_DST	84.64	296.77	3,070.00	3,765.00	9,854.24	2,745.25	7,064.03	78.59
	DDCO_00050_DST	85.04	296.20	3,070.00	3,765.00	9,943.89	2,834.90	7,064.03	78.59
	DDCU_00010_DST	85.14	300.56	3,070.00	3,800.00	9,627.45	2,266.95	7,394.94	0.00
	DDCU_00020_DST	90.60	300.83	3,070.00	3,850.00	10,275.52	2,392.52	7,919.27	0.00
	DDCU_00030_DST	90.25	301.31	3,070.00	3,850.00	10,196.79	2,313.80	7,919.27	0.00
	DDCU_00040_DST	91.11	300.13	3,070.00	3,850.00	10,390.56	2,507.57	7,919.27	0.00
	DDCU_00050_DST	91.89	299.07	3,070.00	3,850.00	10,567.63	2,684.63	7,919.27	0.00
	DDTO_00000_DST	59.47	271.04	3,070.00	3,450.00	8,471.48	4,777.44	3,711.95	0.00
	DDTO_00040_DST	51.28	283.58	3,070.00	3,450.00	6,850.97	2,935.81	3,931.89	0.00
	DDTO_00050_DST	52.21	281.66	3,070.00	3,450.00	7,060.06	3,144.91	3,931.89	0.00
	DDTO_00060_DST	52.62	280.83	3,070.00	3,450.00	7,152.68	3,237.52	3,931.89	0.00
	DDTO_00070_DST	53.05	279.98	3,070.00	3,450.00	7,249.66	3,334.50	3,931.89	0.00
	DDTO_00080_DST	53.44	279.20	3,070.00	3,450.00	7,339.92	3,424.76	3,931.89	0.00
	DDTO_00090_DST	53.82	278.47	3,070.00	3,450.00	7,425.24	3,510.08	3,931.89	0.00
	DDTO_00100_DST	54.22	277.72	3,070.00	3,450.00	7,514.30	3,599.14	3,931.89	0.00
	DDTO_00110_DST	54.61	276.97	3,070.00	3,450.00	7,604.52	3,689.36	3,931.89	0.00
	DDTO_00120_DST	54.97	276.31	3,070.00	3,450.00	7,685.50	3,770.34	3,931.89	0.00
	DDTO_00130_DST	55.25	275.80	3,070.00	3,450.00	7,748.89	3,833.73	3,931.89	0.00
	DDTO_00140_DST	55.41	275.52	3,070.00	3,450.00	7,784.51	3,869.35	3,931.89	0.00
	DDTO_00150_DST	55.55	275.26	3,070.00	3,450.00	7,816.02	3,900.87	3,931.89	0.00
	DDTO_00160_DST	55.70	274.99	3,070.00	3,450.00	7,850.52	3,935.36	3,931.89	0.00
	DDTO_00170_DST	55.86	274.70	3,070.00	3,450.00	7,886.84	3,971.68	3,931.89	0.00
	DDTO_00180_DST	56.03	274.41	3,070.00	3,450.00	7,924.47	4,009.31	3,931.89	0.00
	DDTO_00190_DST	56.19	274.12	3,070.00	3,450.00	7,961.21	4,046.05	3,931.89	0.00
	DDTO_00200_DST	56.34	273.87	3,070.00	3,450.00	7,994.25	4,079.09	3,931.89	0.00
	DDTO_00210_DST	56.47	273.64	3,070.00	3,450.00	8,023.31	4,108.15	3,931.89	0.00

Con la exportación en formato .csv del análisis report que emite el haulage plan se completará la plantilla Excel que he realizado para colocar los inputs de KPI a los tiempos que se ha estimado por cada ruta de acarreo, entre estos puntos de la plantilla están los siguientes:

- En un plan de minado de vida de mina existen dos tipos de material: mineral que ira a chancadora primaria (PMTC) y desmonte que puede ir a cualquiera de los depósitos de desmonte (DDTO, DDCO y DDCU).
- El material a mover de desmonte es asignado a cada frente de minado, es decir cada source o nodo que se le asignó partirá con un tonelaje de carga producto del plan de minado base e irá a un destino que puede ser cualquier depósito de desmonte.
- El tiempo de ciclo por ruta será producto de la suma del tiempo de viaje que emitió el haulage plan y los tiempos fijos de cada equipo de carguío respecto a la diferente flota de equipos de acarreo.
- Los viajes totales que cada flota de equipo minero puede realizar son divididos entre su capacidad de carga y el total de tonelaje que se mueve de cada fase y frente de minado.
- Las horas operativas que un camión minero puede operar es el producto del número de días que posee el año por las 24 horas del día y por la disponibilidad, utilización y factor operacional.
- El viaje total de un camión minero se obtiene de la división de las horas operativas y ciclo por ruta de cada flota de camiones mineros, recordar que el ciclo por ruta del haulage plan y tiempos fijos son en minutos.
- Finalmente, el número de camiones mineros se halla de la división de los viajes totales de cada flota entre el viaje total de un camión minero, así se podrá calcular el número necesario de camiones mineros de cada tipo de flota que se necesita para cumplir con la producción de desmonte.

Al ser una plantilla de Excel dinámica creada por mi persona, se puede variar entre los diferentes destinos, por ejemplo, para las fases de minado que se encuentran al norte, oeste y sur se encuentra mucho más cerca llevar el material de desmonte hacia el depósito de desmonte Toratán o Cotea y las fases de minado que se encuentran al este es más cercano llevarlo al depósito Conde pero solo hasta cierto nivel ya que dicho depósito se encuentra mucho más alto que los demás. Entonces en la plantilla al ser de puras fórmulas se ha ido modificando los posibles destinos para tener los menores números de camiones mineros ya que cada uno de ellos representa un costo elevado y en base a eso también se realizaron varias pruebas de diseño de los depósitos respecto a su tonelaje.

Si bien las descargas en los depósitos de desmonte están diseñadas cada 10 Mt es posible tener pequeñas variaciones de tonelaje según el plan de minado puesto que al ser un plan de largo plazo no se ve afectado en los cálculos posteriores. Las producciones de las palas más grandes como la P&H 4100XPC puede alcanzar una producción anual de desmonte de hasta 35 Mt y bueno el mínimo de producción de una pala debiera de ser alrededor de los 12 Mt si fuese menos se debería pensar en el tema operativo de pérdida de capacidad de pala y tal vez optar por un cargador frontal. Los camiones mineros al terminar su vida de 15 años se reemplazarán por uno de mayor capacidad de carga que es el Komatsu 980 o por el contrario también se puede dar de baja ya que no se necesita reemplazarlo por la producción y las palas al cumplir sus 20 años de vida con dos Overhaul de por medio o la excavadora gigante se reemplazara por la de máxima capacidad que es la P&H 4100XPC o si la producción ya no requiere palas entonces se daría de baja, la nomenclatura de las palas irá en ascenso a partir de la pala N°7. Se debe tener en cuenta que la vida de vida de ambos equipos es en base a datos de una unidad minera que por motivos de confidencialidad no se

puede mencionar.

Al momento de realizar el cálculo se debe de seguir ciertos parámetros los cuales son: Empezar primero usando todos mis camiones mineros grandes es decir primero se copó la capacidad de Komatsu 980E-4 luego CAT 797F después los Komatsu 930 SE y 930-4SE para finalmente terminar con los CAT 793F, este orden se debe de respetar, pero con su match de pala que serían las palas más grandes con los camiones más grandes que se describen en las tablas.

En la tabla 13 se puede observar en primera instancia el recorrido promedio que haría la flota de camiones mineros para transportar tanto el mineral y desmonte para periodo o año determinado hasta el 2041 esto porque se tiene una flota variada de equipos en estos primeros cálculos, esta distancia contribuye el recorrido en plano, subidas y bajadas pegadas a la superficie de la topografía es decir distancia real en campo, además de calcular la cantidad exacta mínima requerida de camiones mineros por cada tipo de flota. En la gráfica se puede observar la distribución de la flota de camiones mineros. En la lista de anexos se tienen los números de camiones mineros base de cada tipo para completar la producción de cada periodo y a partir de ahí hacer el cálculo respectivo.

Tabla 13

Número de camiones mineros por flota del periodo 2021 - 2041

Distancias (Km)	Periodo	Cat 793F	Cat 797F	Kom 930E	Kom 930 4SE	Kom 980 E4	N° Camiones mineros
4.49	2021	0	15	0	0	16	31
4.79	2022	0	13	1	1	16	31
5.32	2023	0	18	1	1	16	36
4.45	2024	0	16	0	1	16	33
6.00	2025	0	18	3	2	16	39
6.26	2026	0	18	5	2	17	42
5.67	2027	0	18	3	2	17	40
5.95	2028	0	18	2	2	17	39
6.09	2029	0	18	5	2	17	42
6.25	2030	0	17	5	2	19	43
6.20	2031	0	17	4	2	19	42
6.06	2032	0	16	0	0	26	42
6.41	2033	0	11	0	0	26	37
7.19	2034	0	8	0	0	31	39
7.16	2035	0	8	0	0	31	39
7.15	2036	0	5	0	0	31	36
6.86	2037	0	0	0	0	35	35
6.13	2038	0	0	0	0	31	31
5.99	2039	0	0	0	0	29	29
6.31	2040	0	0	0	0	31	31
6.16	2041	0	0	0	0	28	28

A partir del periodo 2042 en adelante solo se tendrá camiones mineros de la flota Komatsu 980 E-4 debido a que los camiones mineros de las otras flotas se han dado de baja o han sido reemplazados por estos Komatsu 980 E-4 como se observa en la tabla 14, además las distancias planas, subidas y bajadas pegadas a las superficies solo son de camiones mineros que transportan material estéril por ende estas distancias es un promedio de las mismas.

Tabla 14

Número de camiones mineros por flota del periodo 2042 - 2086

Distancias (Km)	Periodo	Kom 980 E4	N° Camiones mineros	Distancias (Km)	Periodo	Kom 980 E4	N° Camiones mineros
4.98	2042	28	28	6.24	2063	25	25
5.25	2043	30	30	5.32	2064	25	25
7.18	2044	35	35	5.45	2065	24	24
7.72	2045	43	43	5.75	2066	25	25
7.68	2046	43	43	6.31	2067	27	27
7.78	2047	43	43	6.72	2068	30	30
8.18	2048	45	45	6.95	2069	31	31
8.03	2049	43	43	8.41	2070	37	37
7.62	2050	31	31	9.10	2071	39	39
7.51	2051	31	31	8.51	2072	39	39
6.62	2052	29	29	7.95	2073	39	39
5.53	2053	27	27	8.12	2074	40	40
5.66	2054	27	27	8.31	2075	40	40
6.12	2055	28	28	8.79	2076	42	42
6.09	2056	26	26	9.01	2077	44	44
6.17	2057	25	25	8.78	2078	41	41
6.71	2058	28	28	8.60	2079	37	37
7.22	2059	33	33	8.24	2080	29	29
6.46	2060	26	26	5.16	2081	13	13
6.55	2061	25	25	3.11	2082	6	6
6.92	2062	28	28	1.89	2083	4	4
				0.98	2084	2	2
				1.64	2085	4	4
				6.96	2086	11	11

Se puede observar que los camiones mineros en algunos años sufren variaciones bruscas respecto al anterior, esto debido a ciertos factores tales como:

- Inicio o apertura de una nueva fase de minado, lo cual abarca más camiones mineros para cumplir con el minado de todas las fases en producción.
- Fin de vida de una fase de minado, al concluir en un nivel de fondo de mina los camiones mineros que recorrían rutas

largas pueden ahora tener rutas cortas en una fase de minado superior.

- La producción de desmonte que se debe de cumplir según el plan de minado puede variar en cada año por lo que la cantidad de equipos tanto de carguío como de acarreo pueden variar. Además, la producción cada vez va siendo menor cuando se llegan a los últimos años de vida de mina porque el mineral se va acabando y los equipos que se necesitan ya son mínimos por lo que se va dando de baja a la gran mayoría de ellos.
- Finalmente, en el último año se puede hacer una excepción respecto a equipos, ya que se puede dar un minado pleno para no extender más la vida de equipos ni de mina, en pocas palabras forzar a que se termine todo el mineral y desmonte necesario para llegar al mismo (mineral) en el último año.

1.6 Cálculo de valorización de combustible

Para analizar la rentabilidad de una flota de acarreo es necesario determinar la valorización del combustible que se usará en un periodo determinado, esto en base a las rutas de acarreo que se ha desarrollado previamente las cuales están representada y diseñas según la superficie de topografía de cada periodo. La herramienta Haulage Plan del software MinePlan 3D v.15.4. en el cálculo de volquetes nos determina también la lectura de las distancias en plano, de subida y bajada de cada ruta de acarreo esto con el fin de determinar los kilómetros recorridos en estos diferentes espacios de recorrido.

En segunda instancia se necesita calcular las horas operativas de la diferente flota de acarreo y esto se calcula con la siguiente fórmula:

$$H.OP. = \#días\ calendarios(xaño) * disponibilidad\ (\%) * \\ utilización\ (\%) * factor\ operacional\ (\%)$$

Dónde:

H.OP.: Horas Operativas

X año: N° de días para cualquier año o periodo del plan de minado

Para la disponibilidad se puede calcular dividiendo el tiempo disponible entre el tiempo total, la utilización se puede calcular dividiendo el tiempo efectivo entre el tiempo disponible y finalmente el factor operacional que se tomará como el 100% puesto que se contaron las pérdidas de tiempo en la disponibilidad y utilización.

Entonces para la disponibilidad usaremos algunos promedios de minas ubicadas al sur del Perú como se muestra la tabla 15 y de igual manera en la utilización y factor operacional, cabe recalcar que se pueden estimar estos datos a corto plazo pero en un plan a largo plazo no se puede estimar correctamente el posible datos de estas horas operativas, es por eso que solo se tomó en cuenta el año 2021 como dato exclusivo para la disponibilidad siendo así los siguientes años iguales tanto para disponibilidad y utilización y factor operacional.

Tabla 15

Disponibilidad, utilización y factor operacional de flota de acarreo del plan de vida de mina

PERIODOS	DISPONIBILIDAD				
	CAT 793F	CAT 797F	K930E	K930 4SE	K 980E4
2021	88.98%	92.47%	90.82%	91.61%	93.34%
2022-2031	88.85%	92.34%	90.69%	91.48%	93.21%
2032	0.00%	92.34%	90.69%	91.48%	93.21%
2033	0.00%	92.34%	90.69%	91.48%	93.21%
2034	0.00%	92.34%	0.00%	91.48%	93.21%
2035	0.00%	92.34%	0.00%	91.48%	93.21%
2036	0.00%	92.34%	0.00%	91.48%	93.21%
2037	0.00%	92.34%	0.00%	0.00%	93.21%
2038	0.00%	92.34%	0.00%	0.00%	93.21%
2039	0.00%	92.34%	0.00%	0.00%	93.21%
2040	0.00%	92.34%	0.00%	0.00%	93.21%
2041-2086	0.00%	0.00%	0.00%	0.00%	93.21%

PERIODOS	UTILIZACIÓN				
	CAT 793F	CAT 797F	K930E	K930 4SE	K 980 E4
2021-2086	78.07%	82.17%	81.01%	84.13%	82.49%

PERIODOS	FACTOR OPERACIONAL				
	CAT 793F	CAT 797F	K930E	K930 4SE	K 980 E4
2021-2086	100.00%	100.00%	100.00%	100.00%	100.00%

Con estos datos estimados podemos calcular las horas operativas por tipo de flota en un periodo determinado con un movimiento de material asignado a cierto frente de minado, posteriormente debemos calcular el número de viajes totales que debiera realizar para cumplir con este movimiento de material pero por un camión minero es decir en individual y esto se calcula dividiendo las horas operativas por las horas que se tardaría en recorrer un ciclo de acarreo, para luego multiplicarlo por los ciclos que sean necesarios para transportar todo el material. Así tendremos las horas de viajes totales por camión minero.

Posteriormente se debe determinar el promedio de galones consumidos por kilómetro recorrido en la superficie de la topografía por periodo, esto con la ayuda de las rutas de acarreo se diferencian en tres tipos de tramos, los tramos en plano, los tramos en subida y los tramos en baja, estos últimos dos cumplen el mismo rol en un ciclo de ruta. Estos galones por kilómetro son asignados a cada tipo de flota de acarreo, estos datos (ver tabla 16) fueron determinados en promedio de una unidad minera ubicada al sur del Perú que por motivos de confidencialidad no puede ser mencionada.

Tabla 16

Consumo de galones de combustible por kilómetro recorrido a diferentes pendientes- flota de camiones mineros

GALONES POR km			
Flota	Plano	Subida	Bajada
CAT 793F	2.3	5.1	1.5
CAT 797F	3.5	6.1	2.9
K 930E	3.8	6.2	1.2
K 930 4SE	2.7	6.2	1.5
K 980 E4	3.5	6.1	2.9

Con los datos previamente obtenidos podemos multiplicar los diferentes tramos de kilómetros de cada ciclo de ruta de acarreo por los galones estimados, pero para tener el total de galones por periodo de toda la cantidad de ciclos se multiplicarán las horas operativas por la cantidad de viajes que hace un solo camión minero y luego por la cantidad de camiones mineros necesarios para trasladar todo el material asignado de un punto de inicio hacia un punto de descarga.

Para el obtener el precio del combustible, haremos una línea de tendencia proyectada para toda la vida de mina, esto en base al precio de los últimos 5 años antes de empezar la tesis estudiada, es decir del 2016 al 2020. Para estos años se tienen los siguientes precios en dólares por galón.

Tabla 17

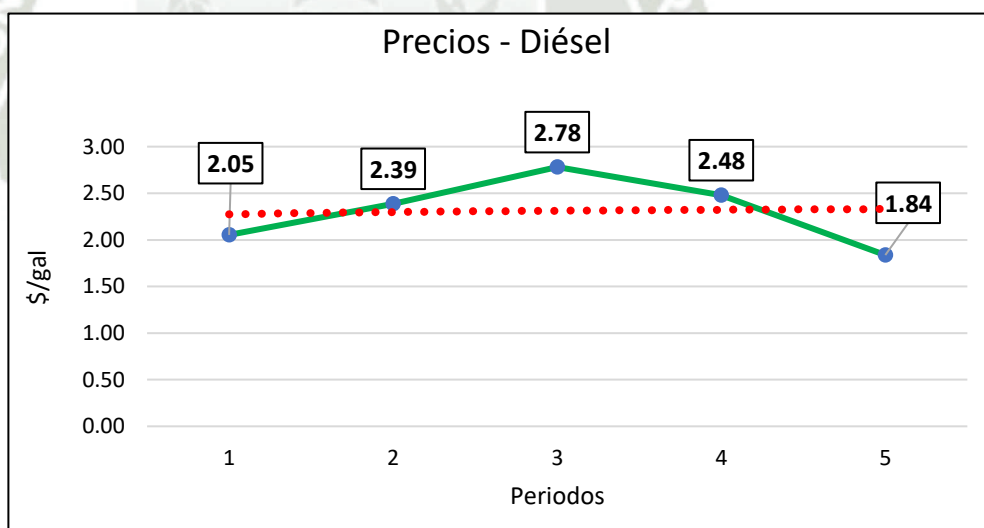
Precio de diésel (\$/gal) periodos 2016 - 2020

Periodo	Precio \$/gal
2016 - 1	2.05
2017 - 2	2.39
2018 - 3	2.78
2019 - 4	2.48
2020 - 5	1.84

En base a estos datos previos, se obtiene la siguiente tendencia de proyección:

Gráfico 1

Línea de tendencia para precios de combustible (2016 – 2020)



Se puede observar que la tendencia evidencia un crecimiento de los costos en estos 5 años, por ende, para los siguientes años se usará la ecuación de tendencia con estos datos, para así tener el precio por año de todo mi plan de vida de mina respecto al combustible.

Tabla 18

Precio de diésel (\$/gal) periodos 2021 - 2086

Periodo	\$/gal	Periodo	\$/gal
2021	2.337	2055	2.403
2022	2.342	2056	2.404
2023	2.347	2057	2.405
2024	2.351	2058	2.405
2025	2.355	2059	2.406
2026	2.358	2060	2.407
2027	2.361	2061	2.408
2028	2.364	2062	2.409
2029	2.366	2063	2.409
2030	2.369	2064	2.410
2031	2.371	2065	2.411
2032	2.373	2066	2.411
2033	2.375	2067	2.412
2034	2.377	2068	2.413
2035	2.379	2069	2.413
2036	2.380	2070	2.414
2037	2.382	2071	2.415
2038	2.384	2072	2.415
2039	2.385	2073	2.416
2040	2.387	2074	2.417
2041	2.388	2075	2.417
2042	2.389	2076	2.418
2043	2.390	2077	2.418
2044	2.392	2078	2.419
2045	2.393	2079	2.419
2046	2.394	2080	2.420
2047	2.395	2081	2.420
2048	2.396	2082	2.421
2049	2.397	2083	2.421
2050	2.398	2084	2.422
2051	2.399	2085	2.422
2052	2.400	2086	2.423
2053	2.401		
2054	2.402		

Tabla 19

Valorización de combustible periodos 2021 – 2041 por flota de acarreo

PERIODO	KGALONES DE COMBUSTIBLE POR EQUIPOS DE ACARREO					Valorización (\$)
	CAT 793F	CAT 797F	K 930E	K930 4SE	K 980 E4	
2021	-	5,833	241	524	5,739	28,829,794
2022	-	5,772	589	537	5,738	29,595,074
2023	-	6,542	2,384	367	5,496	34,707,241
2024	-	6,420	-	424	6,680	31,794,397
2025	219	7,833	2,631	728	6,404	41,946,041
2026	54	7,755	2,674	683	7,057	42,966,942
2027	-	7,257	1,962	708	6,708	39,272,941
2028	-	7,327	2,149	720	6,730	40,007,690
2029	42	7,451	2,884	555	6,748	41,836,702
2030	201	7,146	2,873	724	7,548	43,801,958
2031	-	6,840	2,537	733	7,845	42,571,182
2032	-	6,805	799	527	10,081	43,219,677
2033	-	6,182	-	552	10,083	39,942,696
2034	-	5,654	-	-	12,419	42,958,982
2035	-	5,641	-	-	12,849	43,983,914
2036	-	3,308	-	-	13,342	39,635,560
2037	-	1,667	-	-	15,337	40,503,499
2038	-	-	-	-	15,372	36,641,867
2039	-	-	-	-	14,128	33,695,791
2040	-	-	-	-	15,498	36,985,680
2041	-	-	-	-	14,226	33,969,931

Tabla 20

Valorización de combustible periodos 2042 – 2086 por flota de acarreo

PERIODO	KGAL		Valorización (\$)
	K 980	Valorización (\$)	
2042	11,828	28,259,011	
2043	12,367	29,563,558	
2044	15,411	36,858,275	
2045	18,957	45,362,686	
2046	18,326	43,872,254	
2047	18,339	43,925,221	
2048	19,775	47,385,719	
2049	19,017	45,588,916	
2050	13,340	31,993,274	
2051	13,448	32,264,447	
2052	12,094	29,027,229	
2053	10,401	24,975,470	
2054	10,442	25,082,942	
2055	11,254	27,042,956	
2056	10,853	26,088,530	
2057	10,236	24,615,087	
2058	11,528	27,730,212	
2059	13,898	33,442,747	
2060	11,232	27,036,998	
2061	10,963	26,396,724	
2062	12,345	29,733,643	

PERIODO	KGAL		Valorización (\$)
	K 980	Valorización (\$)	
2063	10,732	25,857,433	
2064	10,106	24,354,927	
2065	9,907	23,883,701	
2066	10,447	25,190,911	
2067	11,394	27,483,764	
2068	12,548	30,276,216	
2069	13,283	32,057,175	
2070	15,986	38,592,070	
2071	16,950	40,927,799	
2072	15,829	38,230,811	
2073	15,511	37,474,219	
2074	16,007	38,680,994	
2075	15,720	37,996,655	
2076	16,742	40,476,183	
2077	17,839	43,139,476	
2078	16,496	39,899,841	
2079	14,901	36,051,528	
2080	11,916	28,835,135	
2081	4,981	12,055,245	
2082	2,378	5,756,498	
2083	1,519	3,678,804	
2084	654	1,583,103	
2085	1,268	3,072,341	
2086	4,205	10,188,249	

1.7 Cálculo de valorización de neumáticos

Para poder calcular la cantidad de neumáticos necesarios por ruta de acarreo debemos de tener en cuenta tres factores, primero los tipos de llantas que usan la flota de camiones mineros variada con la que se ha calculado la cantidad de estos, el segundo factor es la cantidad de horas en promedio de vida de cada tipo de neumático como se observa en la tabla 19.

Estas horas en promedio se han calculado en campo con data real de una unidad minera ubicada al sur del Perú que por motivos de confidencialidad no puede ser mencionada.

Tabla 21

Horas promedio de neumáticos por flota de acarreo 5yp

FLOTA	LLANTAS (Hrs)	Prom. 5yp
CAT 793F	Michelin 40 x 57	7,269
	Bridgestone 40 x 57	7,671
K 930E K 930 4SE	Michelin 53/80 x 63	7,850
	Bridgestone 53/80 x 63	7,555
CAT 797F K 980 E4	Michelin 59/80 x 63	4,971
	Bridgestone 59/80 x 63	5,885

Para el costo de los neumáticos se ha tomado como base, la información de 5 años pasados a la fecha de inicio de la presente tesis, en donde se tiene los siguientes datos:

Tabla 22

Costo de neumáticos por flota de acarreo periodos 2016 - 2020

Periodo	CAT 793F (\$)	
	Michelin 40 x 57	Bridgestone 40 x 57
2016	32,342	26,050
2017	31,100	25,200
2018	27,803	25,806
2019	33,537	26,902
2020	32,504	25,250

	K 930E y K 930 4SE (\$)	
	Michelin 53/80 x 63	Bridgestone 53/80 x 63
2016	35,800	38,555
2017	34,900	35,712
2018	34,848	34,597
2019	35,260	36,531
2020	35,710	38,188

	CAT 797F y K980 E4 (\$)	
	Michelin 59/80 x 63	Bridgestone 59/80 x 63
2016	41,400	43,220
2017	41,524	43,700
2018	40,541	43,820
2019	40,977	43,780
2020	41,750	43,226

Con los datos estimados en los 5 primeros años, se ha realizado una ecuación de tendencia de proyección por tipo de neumático y flota que se usará en el plan de mina, la cual termina siendo incremental como se observa en el gráfico.

Gráfico 2

Línea de tendencia de neumático Michelin 40 x 57 periodos 2016 - 2020

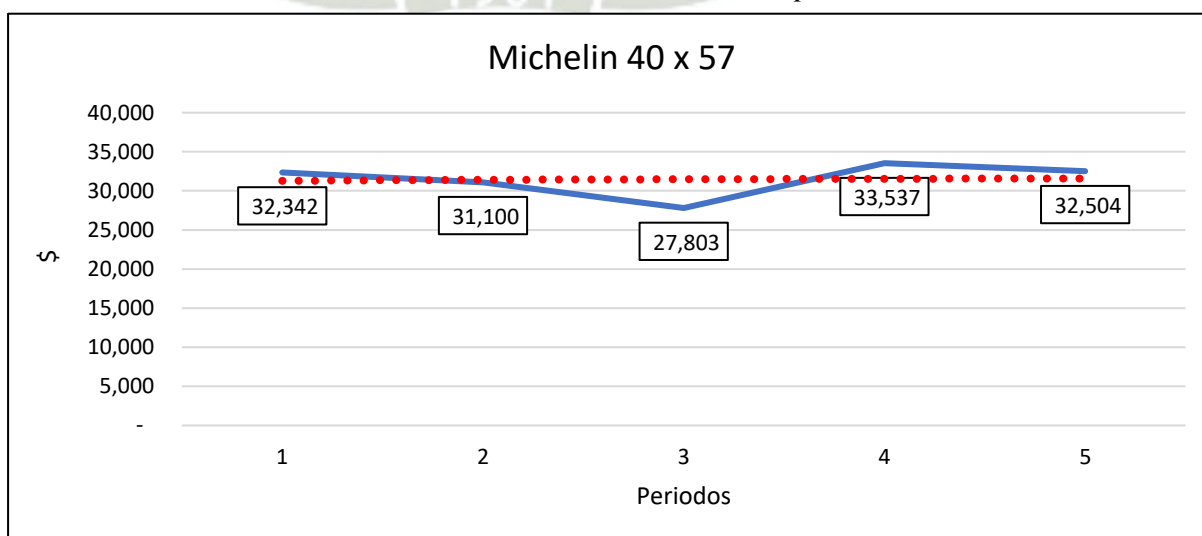
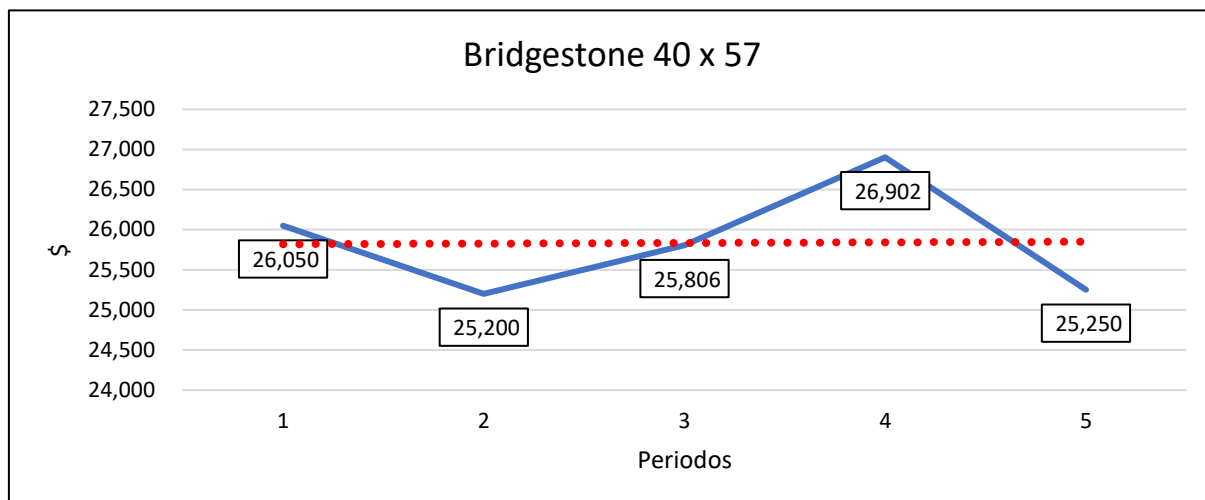


Gráfico 3

Línea de tendencia de neumático Bridgestone 40 x 57 periodos 2016 - 2020



Con la tendencia lineal proyectada, es que se estima los costos de neumáticos por flota para toda la vida de mina, teniendo los siguientes resultados.

Tabla 23

Precio de neumáticos para CAT 793F periodos 2021 - 2086

	CAT 793F (\$)	
	Michelin 40 x 57	Bridgestone 40 x 57
2021	33,118	25,857
2022	34,000	25,865
2023	34,297	25,873
2024	34,864	25,881
2025	35,424	25,888
2026	35,979	25,896
2027	36,531	25,904
2028	37,081	25,912
2029	37,629	25,919
2030	38,176	25,927
2031	38,723	25,935
2032	39,268	25,943
2033	39,814	25,950
2034	40,358	25,958
2035	40,902	25,966
2036	41,446	25,974
2037	41,990	25,981
2038	42,533	25,989
2039	43,076	25,997
2040	43,618	26,005

	CAT 793F (\$)	
	Michelin 40 x 57	Bridgestone 40 x 57
2041	44,353	26,012
2042	44,897	26,020
2043	45,430	26,028
2044	45,974	26,036
2045	46,498	26,044
2046	47,051	26,051
2047	47,594	26,059
2048	48,149	26,067
2049	48,706	26,075
2050	49,263	26,083
2051	49,818	26,090
2052	50,378	26,098
2053	50,935	26,106
2054	51,496	26,114
2055	52,052	26,122
2056	52,610	26,129
2057	53,167	26,137
2058	53,725	26,145
2059	54,283	26,153
2060	54,840	26,161
2061	55,397	26,169
2062	55,954	26,176
2063	56,511	26,184
2064	57,066	26,192
2065	57,622	26,200
2066	58,177	26,208
2067	58,734	26,216
2068	59,290	26,223
2069	59,847	26,231
2070	60,404	26,239
2071	60,964	26,247
2072	61,521	26,255
2073	62,080	26,263
2074	62,638	26,271
2075	63,195	26,278
2076	63,752	26,286
2077	64,309	26,294
2078	64,864	26,302
2079	65,420	26,310
2080	65,977	26,318
2081	66,534	26,326
2082	67,091	26,333
2083	67,648	26,341
2084	68,205	26,349
2085	68,762	26,357
2086	69,319	26,365

Gráfico 4

Línea de tendencia de neumático Michelin 53/80 x 63 periodos 2016 - 2020

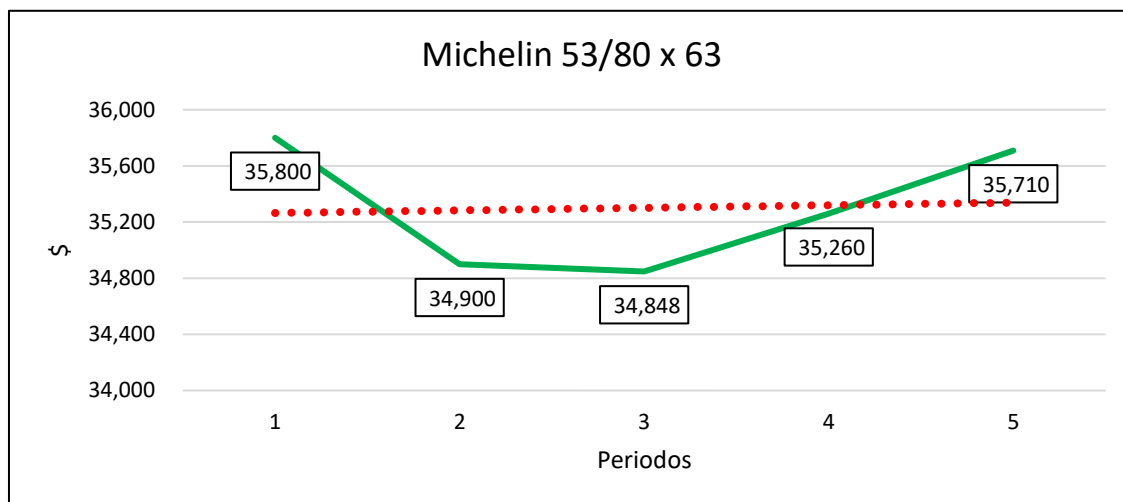
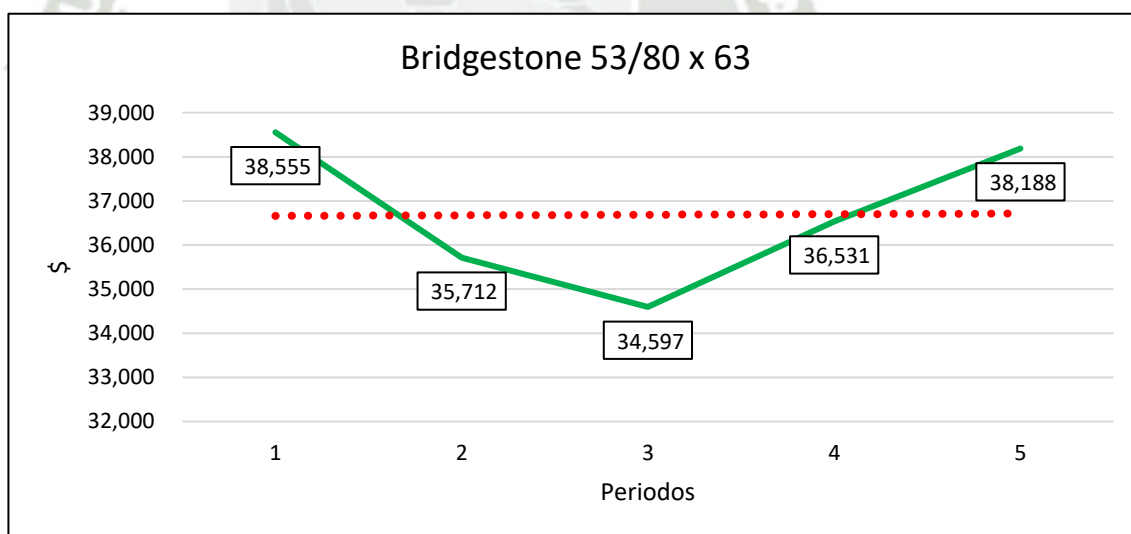


Gráfico 5

Línea de tendencia de neumático Bridgestone 53/80 x 63 periodos 2016 - 2020



Con la tendencia lineal proyectada, es que se estima los costos de neumáticos por flota para toda la vida de mina, teniendo los siguientes resultados.

Tabla 24

Precio de neumáticos para K930E y K930 4SE periodos 2021 - 2086

	K 930E y K 930 4SE (\$)	
	Michelin 53/80 x 63	Bridgestone 53/80 x 63
2021	35,352	36,735
2022	35,369	36,749
2023	35,387	36,764
2024	35,404	36,779
2025	35,422	36,793
2026	35,440	36,808
2027	35,457	36,823
2028	35,475	36,837
2029	35,493	36,852
2030	35,511	36,867
2031	35,528	36,882
2032	35,546	36,896
2033	35,564	36,911
2034	35,581	36,926
2035	35,599	36,940
2036	35,617	36,955
2037	35,635	36,970
2038	35,652	36,985
2039	35,670	36,999
2040	35,688	37,014
2041	35,706	37,029
2042	35,724	37,044
2043	35,741	37,058
2044	35,759	37,073
2045	35,777	37,088
2046	35,795	37,103
2047	35,813	37,118
2048	35,831	37,132
2049	35,848	37,147
2050	35,866	37,162
2051	35,884	37,177
2052	35,902	37,192
2053	35,920	37,207
2054	35,938	37,221
2055	35,956	37,236
2056	35,974	37,251
2057	35,992	37,266

	K 930E y K 930 4SE (\$)	
	Michelin 53/80 x 63	Bridgestone 53/80 x 63
2058	36,010	37,281
2059	36,028	37,296
2060	36,046	37,311
2061	36,064	37,325
2062	36,082	37,340
2063	36,099	37,355
2064	36,117	37,370
2065	36,136	37,385
2066	36,154	37,400
2067	36,172	37,415
2068	36,190	37,430
2069	36,208	37,445
2070	36,226	37,460
2071	36,244	37,475
2072	36,262	37,490
2073	36,280	37,504
2074	36,298	37,519
2075	36,316	37,534
2076	36,334	37,549
2077	36,352	37,564
2078	36,370	37,579
2079	36,389	37,594
2080	36,407	37,609
2081	36,425	37,624
2082	36,443	37,639
2083	36,461	37,654
2084	36,479	37,669
2085	36,498	37,684
2086	36,516	37,699

Gráfico 6

Línea de tendencia de neumáticos Michelin 59/80 x 63 periodos 2016 - 2020

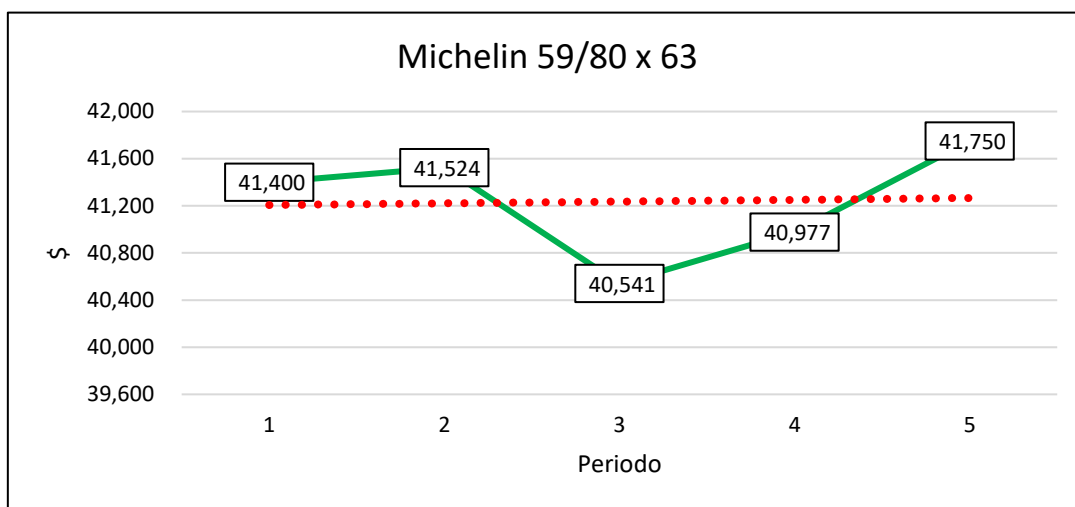
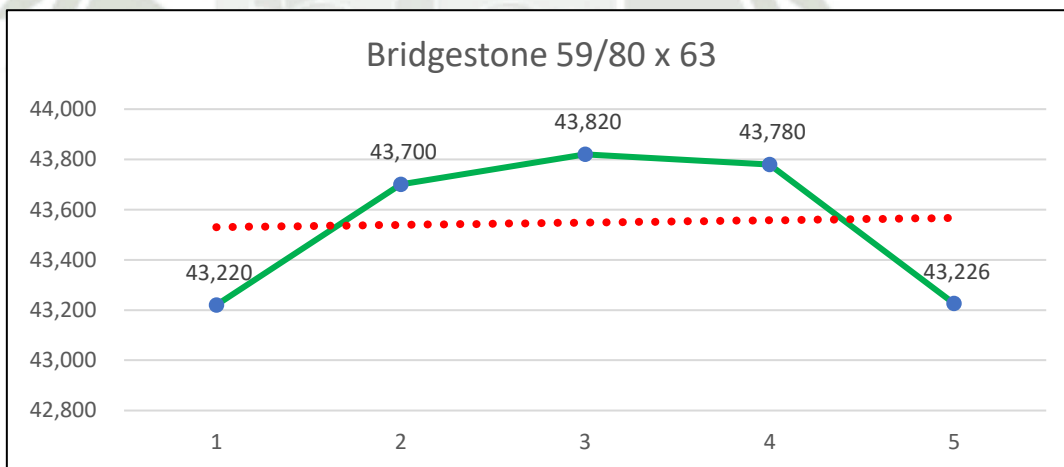


Gráfico 7

Línea de tendencia de neumáticos Bridgestone 59/80 x 63 periodos 2016 - 2020



Con la tendencia lineal proyectada, es que se estima los costos de neumáticos por flota para toda la vida de mina, teniendo los siguientes resultados.

Tabla 25

Precio de neumáticos para CAT 797F y K980 E4 periodos 2021 - 2086

	CAT 797F y K980 E4 (\$)	
	Michelin 59/80 x 63	Bridgestone 59/80 x 63
2021	41,291	43,573
2022	41,307	43,582
2023	41,324	43,590
2024	41,340	43,599
2025	41,357	43,608
2026	41,373	43,617
2027	41,390	43,625
2028	41,406	43,634
2029	41,423	43,643
2030	41,439	43,651
2031	41,456	43,660
2032	41,472	43,669
2033	41,489	43,677
2034	41,505	43,686
2035	41,522	43,695
2036	41,538	43,704
2037	41,555	43,712
2038	41,572	43,721
2039	41,588	43,730
2040	41,605	43,738
2041	41,621	43,747
2042	41,638	43,756
2043	41,655	43,765
2044	41,671	43,773
2045	41,688	43,782
2046	41,704	43,791
2047	41,721	43,800
2048	41,738	43,808
2049	41,754	43,817
2050	41,771	43,826
2051	41,788	43,835
2052	41,804	43,843
2053	41,821	43,852
2054	41,838	43,861
2055	41,854	43,869
2056	41,871	43,878
2057	41,888	43,887
2058	41,904	43,896
2059	41,921	43,904
2060	41,938	43,913

	CAT 797F y K980 E4 (\$)	
	Michelin 59/80 x 63	Bridgestone 59/80 x 63
2061	41,955	43,922
2062	41,971	43,931
2063	41,988	43,940
2064	42,005	43,948
2065	42,022	43,957
2066	42,038	43,966
2067	42,055	43,975
2068	42,072	43,983
2069	42,089	43,992
2070	42,105	44,001
2071	42,122	44,010
2072	42,139	44,018
2073	42,156	44,027
2074	42,173	44,036
2075	42,189	44,045
2076	42,206	44,054
2077	42,223	44,062
2078	42,240	44,071
2079	42,257	44,080
2080	42,274	44,089
2081	42,291	44,098
2082	42,307	44,106
2083	42,324	44,115
2084	42,341	44,124
2085	42,358	44,133
2086	42,375	44,141

Con los datos previamente calculados y proyectados, es que se hará uso para el cálculo de costo de neumáticos por flota de acarreo. Los datos recopilados son en base al precio de mercado en el sector minero que ofrecen estas dos compañías (Michelin y Bridgestone).

Tabla 26

Valorización de neumáticos por flota de acarreo periodos 2021 - 2041

VALORIZACIÓN DE NEUMÁTICOS (K\$)						
PERIODO	CAT 793F	CAT 797F	K 930E	K930 4SE	K 980 E4	Valorización (\$)
2021	-	5,635	360	448	5,022	11,464,978
2022	-	5,611	387	379	5,055	11,431,494
2023	-	5,615	1,648	379	5,058	12,699,616
2024	-	5,616	-	288	5,059	10,963,472
2025	166	5,633	1,815	380	5,075	13,069,970
2026	62	5,620	1,811	379	5,379	13,251,147
2027	-	5,621	1,480	380	5,380	12,861,055
2028	-	5,623	1,534	380	5,382	12,918,936
2029	39	5,640	1,818	381	5,398	13,277,033
2030	184	5,626	1,814	380	6,019	14,023,627
2031	-	5,628	1,662	380	6,020	13,690,408
2032	-	5,630	621	380	8,241	14,871,925
2033	-	5,647	-	377	8,266	14,289,761
2034	-	5,242	-	-	9,832	15,073,376
2035	-	5,307	-	-	9,834	15,141,778
2036	-	3,406	-	-	9,837	13,243,553
2037	-	1,916	-	-	11,459	13,374,893
2038	-	-	-	-	12,426	12,426,280
2039	-	-	-	-	11,461	11,461,362
2040	-	-	-	-	12,444	12,443,937
2041	-	-	-	-	11,638	11,637,964

Tabla 27

Valorización de neumáticos por flota de acarreo periodos 2042 - 2086

VALORIZACIÓN (K\$)			VALORIZACIÓN (K\$)		
PERIODO	K 980	Valorización (\$)	PERIODO	K 980	Valorización (\$)
2042	8,815	8,815,067	2063	7,864	7,863,917
2043	9,277	9,276,621	2064	7,727	7,726,953
2044	10,923	10,922,535	2065	7,407	7,407,250
2045	13,617	13,617,200	2066	7,739	7,739,304
2046	13,480	13,480,066	2067	8,502	8,502,085
2047	13,437	13,437,287	2068	9,446	9,446,080
2048	14,259	14,259,291	2069	9,856	9,856,416
2049	13,674	13,674,411	2070	11,823	11,822,785
2050	9,626	9,626,242	2071	12,460	12,459,730
2051	9,686	9,686,094	2072	12,245	12,244,839
2052	9,057	9,056,945	2073	12,376	12,375,577
2053	8,397	8,397,073	2074	12,794	12,793,794
2054	8,319	8,319,388	2075	12,596	12,595,789
2055	8,692	8,692,278	2076	13,244	13,243,947
2056	8,286	8,268,159	2077	14,013	14,012,620
2057	7,753	7,752,728	2078	12,927	12,926,874
2058	8,626	8,625,823	2079	11,589	11,589,443
2059	10,247	10,247,114	2080	9,235	9,234,766
2060	8,240	8,239,701	2081	3,918	3,918,134
2061	7,930	7,929,741	2082	1,861	1,861,335
2062	8,764	8,764,086	2083	1,197	1,197,393
			2084	513	513,136
			2085	994	994,283
			2086	3,316	3,316,044

1.8 CAPEX - Flota de equipos mineros

En un plan de minado a largo plazo es necesario estimar o determinar el uso de equipos mineros puesto estos representan costos de inversión los cuales son reflejados en los CAPEX de vida de mina, al ser una limitante el método de minado a tajo abierto usaremos equipos que se rigen a la exigencia de tal método de minado. Además, es preciso indicar que la vida de estos equipos ha sido estimada en base a su valor residual que debe de llegar a cero, esto lo proporciona el área de activos fijos de las empresas mineras, para estos casos hemos tomado como referencia una unidad minera a tajo abierto del sur del Perú que por motivos de confidencialidad no se puede mencionar. Es sugerible no reemplazar todos los equipos en un mismo año porque la inversión es fuerte y las altas directivas no suelen ocupar demasiado dinero en los CAPEX, entonces el tiempo se puede alargar o disminuir algunos años para que los equipos tengan diferentes años de reemplazo.

1.8.1 Equipos de carguío – Palas eléctricas y Excavadora gigante

En una unidad minera a tajo abierto se considera dos tipos de equipos de carguío las excavadoras gigantes y las palas eléctricas, en promedio un equipo de carguío puede producir hasta 35 millones de toneladas por año por lo cual según el plan de minado se iniciará con 5 palas eléctricas y en el año posterior se añadirá la excavadora gigante, estos equipos se observan en la tabla 23. La vida de mina en promedio de estos equipos de carguío es de 20 años y constan de dos overhaul cada 10 años, este dato se deduce del valor residual cero y del costo por hora demasiado elevado, estos datos fueron proporcionados por el área de activos fijos que por motivos de confidencialidad no se puede mencionar.

Tabla 28

Equipos de carguío y capacidad de carga

Loading Equipment - Bucket Capacity			
Rope shovel - P&H 4100 A	yd3	56.0	P03
Rope shovel - Bucyrus 495BII	yd3	56.0	P04
Rope shovel - Bucyrus 495HR	yd3	73.0	P05, P06
Rope shovel - P&H 4100 XPC	yd3	74.0	P07
Rope shovel - Exc. Kom PC8000	yd3	55.0	EX01

Ahora bien, para realizar el CAPEX de vida de mina de estos equipos de carga se debe estimar el año de reemplazo o baja de equipo si fuera el caso y estimar el costo de cada reemplazo, para tener el costo de inversión en equipos de carguío por año. Cabe resaltar que estos 20 años de vida se puede reducir o aumentar dependiendo del caso, por ejemplo, no se puede comprar una pala para usarla solo los 5 últimos años de vida de mina, también se debe de manejar el tema operativo, y tratar de que todos los equipos no sean reemplazados el mismo año, debido a que representaría una inversión muy fuerte, además, todos los reemplazos serán por el equipo pala eléctrica CAT 7495 muy similar y de misma capacidad que la pala P&H 4100 XPC.

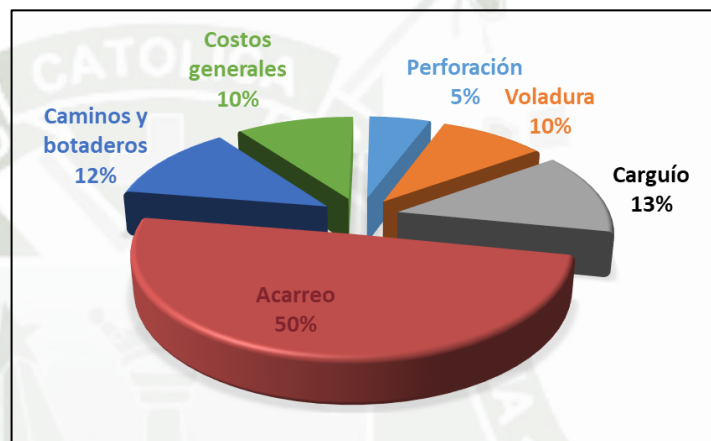
El costo a 2021 de una excavadora Komatsu PC8000 es de 11,980,000.00 USD proporcionada por la empresa Komatsu Mitsui Maquinarias Perú S.A. que es la inversión para el año 2022 y de ahí en adelante todos los reemplazos por pala CAT 7495 con un costo de 24,556,393.00 USD proporcionado por la empresa Ferreyros S.A. Así tendremos los costos de inversión por equipos de carguío en los años necesarios, esto para posteriormente tener una inversión por año con el resto de los equipos mineros disponibles.

1.8.2 Equipos de acarreo – Camiones mineros

En una unidad minera a tajo abierto el principal y mayor costo es del acarreo como se muestra en la imagen 14 y a su vez este costo de acarreo tiene 3 grandes influencias que es el costo de combustible, acarreo y mantenimiento.

Imagen 14

Costos promedio en mina año 2021 de la unidad minera Cuajone



Para poder tener un correcto cálculo de medidas de inversión de estos equipos de acarreo es necesario guiarse del cálculo de camiones mineros pero a su vez tener en cuenta que en una flota no se puede parar un camión en cierto periodo y luego usarlo y luego pararlo, este ciclo no puede suceder, es por esto que se debe mantener un estándar de camiones mineros para ciertos periodos, esto representa la base a partir de la cual se calcularon los camiones mineros exactos, como segundo punto se debe analizar camión por camión su fecha de inicio, reemplazo y baja para poder tener la inversión en el año respectivo. La base de camiones mineros se encuentra en los anexos a partir de la cual se ha hecho esta estimación CAPEX de camiones mineros. Estos camiones mineros son compatibles con cualquiera de los equipos de carga entre ellos las palas y excavadora gigante, además los neumáticos y uso de combustible por flota ya se ha

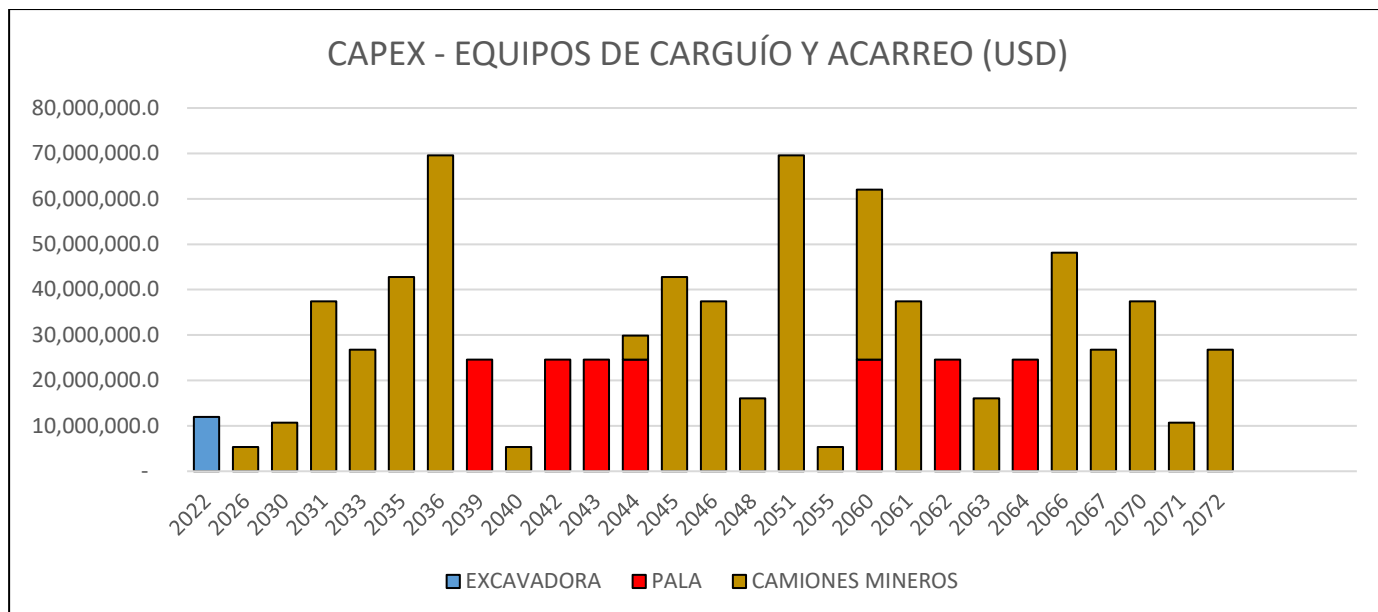
calculado previamente, es de notar que los camiones mineros más grandes deben de ir con los equipos de carga más grandes para así reducir los tiempos de carga, ya que no es lo mismo llenar un camión con 3 cucharadas de la pala a hacerlo con 4 de ellas. Además, la baja de estos camiones se justifica por la falta de producción en especial del desmonte y el inicio y reemplazo de cada camión minero será por los camiones Komatsu 980 E-4 que son los de mayor capacidad y de mayores manejos en los mercados. La vida de estos equipos de acarreo es de 15 años, tiempo en el cual su valor residual es de cero y sus costos de producción son demasiado elevados, cabe recalcar que por temas operativos esta vida puede ser mayor o menor ya que los 15 años son producto de 2 mantenimientos a gran escala más no son overhaul, esto sucede cada 7 u 8 años. En la siguiente tabla se encuentran los diferentes tipos de camiones mineros a usar con sus respectivos años de inicio, reemplazos y bajas por periodo.

Cabe recalcar que los reemplazos de estos camiones mineros son por el camión minero Komatsu 980E – 4, cabe recalcar que la comprar es de camión minero y tolva, esto con un precio de 5,350,000.00 USD proporcionado por la empresa Komatsu Mitsui. Con estos costos se tiene la inversión en los años necesarios respecto a camiones mineros.

1.8.3 Suma de costos de equipos de carguío y acarreo

Gráfico 08

Costos de equipos de carguío y acarreo



1.9 Costos de minado de una Unidad Minera a tajo abierto - Caso base

Las unidades mineras a tajo abierto que son formales usualmente cada año hacen un cálculo de reservas, la cual se estima en el NPV de la mina, entonces en este cálculo influyen bastantes variables, como son los modelos de bloques, modelo económico, modelo metalúrgico, leyes de corte entre otros factores, pero también influyen los costos de mina, concentradora, costos de gerencia y administrativos y finalmente tratamiento dentro de los cuales están los costos de fundición y refinación. Como bien se dijo al inicio de esta tesis el plan de minado se ha tomado como base, es decir el movimiento de mineral, de desmonte, leyes de corte y modelo de bloques ya han sido previamente estimados, por lo cual estos costos de mina, concentradora, fundición y refinación son estimados en base a este plan de minado, entonces estos costos son base, excepto los costos de CAPEX que se están usando para mina, además se ha estimado un CAPEX de vida de mina respecto a palas y camiones, debido a que estos dependen mucho de la necesidad de la unidad minera, no hay un estándar al cual regirse. Estos costos son el promedio de los 3 últimos años que maneja la unidad minera y el material a mover corresponde al año pasado desde que inicia el plan de minado. Cabe resaltar que todos los costos necesarios para poder calcular un valor presente neto fueron proporcionados por una unidad minera a tajo abierto ubicada al sur del Perú que por motivos de confidencialidad no puede ser mencionada.

1.9.1 Costos de Mina - Mantenimiento Programado

En el caso de los mantenimientos programados (PM), se debe tener en cuenta el número de horas a las cuales suceden estos PM y el tipo de flota de acarreo a la cual se está aplicando para así tener un costo tanto de los materiales a usar como la mano de obra empleada, los cuales fueron tomados como base de una unidad minera a tajo abierto ubicada al sur del Perú que por motivos de confidencialidad no puede ser mencionada, estos datos se encuentran en las tablas posteriores.

Tabla 29

PM en horas y costos - CAT 793F

HORAS PM CAT 793F			
CAT 793F	Horas	\$	\$/hr
PM-500 HORAS	500	2,802	5.6
PM-1000 HORAS	1,000	6,222	6.2
PM-2000 HORAS	2,000	13,078	6.5
PM-4000 HORAS	4,000	20,722	5.2

Tabla 30

PM en horas y costos - CAT 797F

HORAS PM CAT 797F			
CAT 797F	Horas	\$	\$/hr
PM-750 HORAS	750	4,763	6.4
PM-1500 HORAS	1,500	10,577	7.1
PM-3000 HORAS	3,000	26,156	8.7
PM-6000 HORAS	6,000	43,516	7.3

Tabla 31

PM en horas y costos – Komatsu 930E

HORAS PM K930E			
K 930E	Horas	\$	\$/hr
PM-500 HORAS	500	1,487	3.0
PM-1000 HORAS	1,000	17,283	17.3
PM-2000 HORAS	2,000	22,460	11.2
PM-4000 HORAS	4,000	31,640	7.9

Tabla 32

PM en horas y costos – Komatsu 930 4SE

HORAS PM K 930 4SE			
K 930 4SE	Horas	\$	\$/hr
PM-750 HORAS	750	1,561	2.1
PM-1500 HORAS	1,500	18,147	12.1
PM-3000 HORAS	3,000	23,583	7.9
PM-6000 HORAS	6,000	33,222	5.5

Tabla 33

PM en horas y costos – Komatsu 980 E4

HORAS PM K 980 E-4			
K 980 E-4	Horas	\$	\$/hr
PM-750 HORAS	750	4,735	6.3
PM-1500 HORAS	1,500	8,137	5.4
PM-3000 HORAS	3,000	26,477	8.8
PM-6000 HORAS	6,000	43,612	7.3

Tabla 34

Valorización de PM flota de acarreo periodos 2021 - 2086

PERIODO	VALORIZACIÓN DE PM (\$)					Valorización (\$)
	CAT 793F	CAT 797F	K 930E	K930 4SE	K 980 E4	
2021	-	693,907	-	-	786,638	1,480,545
2022	-	610,486	9,677	1,435	783,361	1,404,959
2023	-	867,687	39,591	10,098	783,361	1,700,737
2024	-	514,382	-	669	783,361	1,298,412
2025	-	850,428	147,780	74,862	785,507	1,858,577
2026	-	859,117	244,098	57,195	832,321	1,992,731
2027	-	838,733	126,876	74,657	832,321	1,872,587
2028	-	834,126	97,077	74,657	832,321	1,838,181
2029	-	846,740	248,401	42,873	834,601	1,972,615
2030	-	803,701	230,573	74,657	930,241	2,039,173
2031	-	773,582	169,868	74,657	930,241	1,948,348
2032	-	751,705	-	-	1,272,961	2,024,667
2033	-	529,152	-	-	1,276,449	1,805,601
2034	-	359,841	-	-	1,486,781	1,846,622
2035	-	367,658	-	-	1,515,640	1,883,297
2036	-	221,916	-	-	1,513,824	1,735,740
2037	-	-	-	-	1,687,096	1,687,096
2038	-	-	-	-	1,512,356	1,512,356
2039	-	-	-	-	1,389,714	1,389,714
2040	-	-	-	-	1,491,659	1,491,659
2041	-	-	-	-	1,330,316	1,330,316

PERIODO	VALORIZACIÓN DE PM (\$)	
	K 980 E4	Valorización (\$)
2042	1,357,614	1,357,614
2043	1,428,275	1,428,275
2044	1,681,189	1,681,189
2045	2,095,329	2,095,329
2046	2,073,612	2,073,612
2047	2,066,418	2,066,418
2048	2,192,178	2,192,178
2049	2,101,637	2,101,637
2050	1,479,030	1,479,030
2051	1,487,784	1,487,784
2052	1,390,734	1,390,734
2053	1,289,025	1,289,025
2054	1,276,721	1,276,721
2055	1,333,550	1,333,550
2056	1,268,107	1,268,107
2057	1,188,701	1,188,701
2058	1,322,177	1,322,177
2059	1,570,225	1,570,225
2060	1,262,243	1,262,243
2061	1,214,399	1,214,399
2062	1,341,777	1,341,777

PERIODO	VALORIZACIÓN DE PM (\$)	
	K 980 E4	Valorización (\$)
2063	1,203,604	1,203,604
2064	1,182,290	1,182,290
2065	1,530,149	1,530,149
2066	1,183,477	1,183,477
2067	1,299,734	1,299,734
2068	1,443,616	1,443,616
2069	1,505,879	1,505,879
2070	1,805,768	1,805,768
2071	1,902,488	1,902,488
2072	1,869,121	1,869,121
2073	1,888,517	1,888,517
2074	1,951,757	1,951,757
2075	1,920,980	1,920,980
2076	2,019,231	2,019,231
2077	2,135,792	2,135,792
2078	1,969,718	1,969,718
2079	1,765,404	1,765,404
2080	1,406,302	1,406,302
2081	596,490	596,490
2082	283,282	283,282
2083	182,181	182,181
2084	78,049	78,049
2085	151,188	151,188
2086	504,079	504,079

Con estos contos de los componentes y con las horas de recorrido que previamente se tuvo en el cálculo de volquetes se puede estimar el costo anual de gasto en PM por flota, este costo junto con el de combustible y neumáticos representa en si la mayor inversión en la operación minera y esto rige para cualquier unidad de minado a tajo abierto.

2. CASO IPCC

2.1 Ubicación Chancadora de desmonte

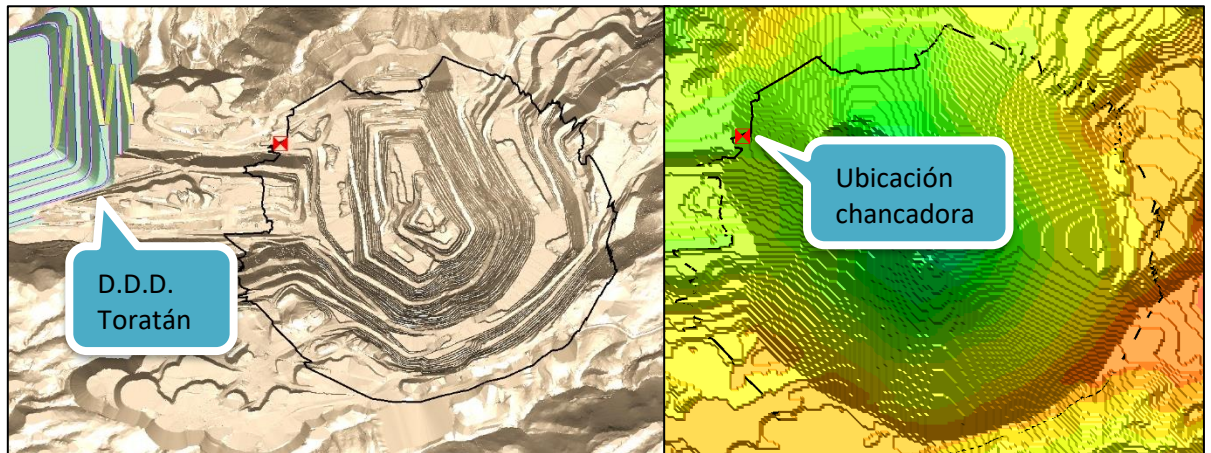
Para poder ubicar la chancadora en algún punto dentro de mina se debe de cumplir algunos parámetros, entre ellos:

- Al ser un caso IPCC la chancadora se debe de encontrar dentro del límite del pit final con el cual se realizaron los diseños de las fases de minado.
- La chancadora se debe de posicionar dentro del Pit Shell con el cual se diseñó el pit final.
- Se debe de posicionar en una zona alejada de los taludes y además debe de ser una zona que no se vaya a minar para así no tener que movilizar constantemente la chancadora, puesto que es su mayoría debe ser fija.
- La faja que saldrá de esta chancadora debe de pasar por una zona en la cual no interrumpa con el minado ni tampoco con los accesos.
- Se debe de tener en cuenta los accesos de las fases de minado a la chancadora y además de la faja de desmonte hacia el depósito de desmonte que se vaya a usar.

Una vez tomado en cuenta estos parámetros se ha decidido ubicar la chancadora de desmonte en el lado nor-este de la mina, se tiene en cuenta que el mayor movimiento de desmonte se ubica en tal lado de la mina, puesto que las fases de minado están predispuestas en tal lugar, además de que todas las fases de minado tienen acceso a la chancadora y la ruta es una sola, es decir no hay retornos para poder llegar a tal punto, dicho esto la ubicación de la chancadora se observa en la imagen 15.

Imagen 15

Ubicación de chancadora de desmonte en superficie topográfica y pit shell



Se puede observar que el depósito de desmonte que se usará es el Toratán, puesto que su diseño cubre con el total material de desmonte de vida de mina, no hay obstrucciones de acceso y la faja no interrumpiría con alguna construcción puesto que solo se perfilaría en línea recta. Además, se debe de tener en claro que la chancadora debe tener varios accesos puesto que también la magnitud de los equipos mineros representa una condición, y lo que se busca es recudir la mayor cantidad de equipos de acarreo, pero también se debe de tener en cuenta que no todas las fases de minado en sus niveles más altos pueden tener acceso a la chancadora, ya que al ser niveles elevados que se encuentran prácticamente en la topografía inicial, es necesario seguir usando algunas descargas del caso base de los otros 2 depósitos de desmonte, hasta tal nivel que sea rentable llevarlo a la chancadora de desmonte, el nivel que representa la disposición de minado es el mismo nivel de la ubicación de la chancadora, esto sucede puesto que la mina ya tiene años de avance, y diferentes accesos y rampas ya fueron construidos, pero el caso de las descargas representa el mínimo posible y devuelve una mayor rentabilidad cuando se lleva a la chancadora de desmonte.

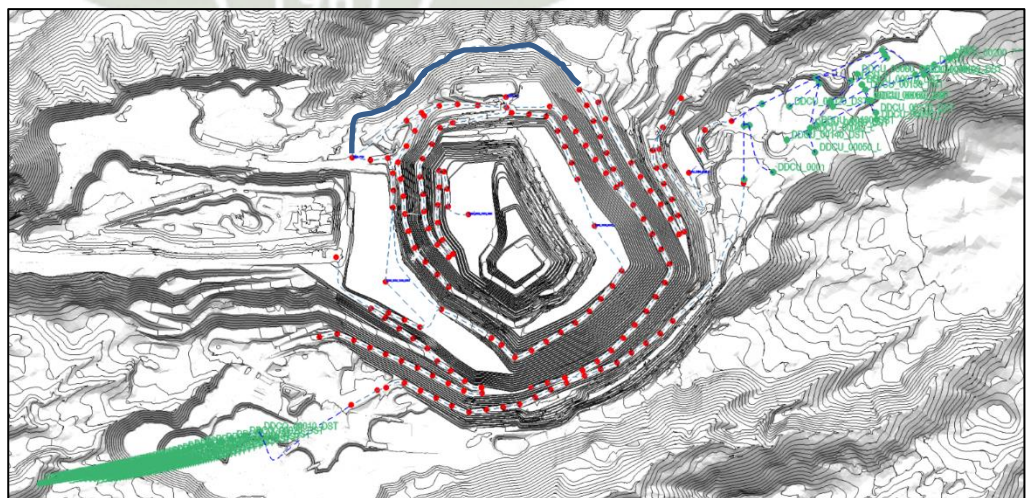
2.2 Rutas de Acarreo caso IPCC

Se debe de tener en cuenta que el plan de minado es el mismo que se usó para el caso base, el diseño del pit final y las fases de minado de igual manera son las mismas, por ende, los pasos previos a calcular las topografías por periodo son los mismos para el caso IPCC.

Al ser los niveles de minado iguales para el plan de vida de mina, las rutas de accesos y diseños con los mismos para el caso base con una única excepción de los destinos de descarga. En tal caso los depósitos de desmonte Cotea y Conde tienen el mismo diseño excepto que las descargas de material estéril son en menor cantidad, por ende, las rutas de acarreo y accesos hacia los mismos es tal cual al caso base, ahora para el depósito de desmonte Toratán si hay una variación porque ya no se usarán camiones mineros para su descarga en cada punto sino solo se llevará todo el material estéril restante hacia la chancadora de desmonte. Entonces para tal destino si habrá variaciones en las rutas, porque se tiene un nuevo punto de descarga, por ejemplo, fase 8 usará la rampa que tiene al norte de la mina, pero se deberá hacer un relleno en la parte final para que pueda conectar directamente con la chancadora como se observa en la imagen 16.

Imagen 16

Ruta de acarreo y topografía del año 2030



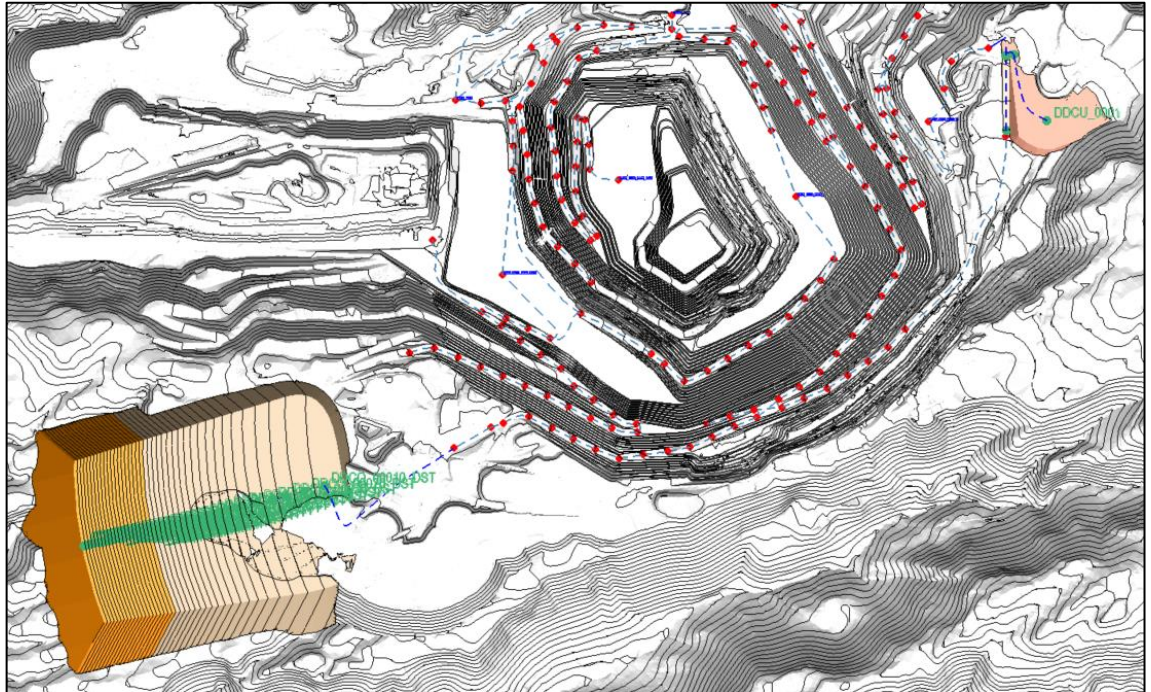
Al igual que el caso base, el diseño de las rutas de acarreo se rigen al diseño de rampas de las fases de minado y a la vez a las topografías por periodo, como se observa en la imagen 17 las únicas descargas que permanecen son en los depósitos Cotea y Conde y las descargas suceden de la siguiente manera:

- En los años 2023, 2024 y 2025 se descarga material estéril de fase 090 en el depósito de desmonte Cotea según el plan de minado.
- En los años 2031, se descarga material estéril de fase 100 en el depósito de desmonte Conde según el plan de minado.
- En los años 2036, 2037, 2038, 2039, 2040, 2041, 2042, 2043, 2044, 2045, 2046, 2047 y 2048 se descarga material estéril de fase 110 en el depósito de desmonte Cotea según el plan de minado.

Estas descargas son en menor proporción debido a los accesos de nuevas fases de minado cuyos niveles superiores no se pueden descargar en el punto de chancadora de desmonte, y en segunda instancia se busca la mayor rentabilidad de tiempo en el recorrido de rutas, por ejemplo estas fases pueden tener acceso al punto de IPCC pero el recorrido y tiempo de ciclo de ruta es demasiado elevado, por lo que aun usando camiones mineros para estos destinos de descarga tan cortos se tiene un menor costo y menor tiempo de ciclo, por lo que el uso de camiones mineros se ve reducido, al ser dinámico el cálculo de ciclos se puede estimar un punto de equilibrio entre descargas en los depósitos de desmonte y descargas en IPCC, cuando esto sucede de inmediato se toma la ruta hacia el IPCC para que pueda darse como cerrado las descargas es los demás depósitos de desmonte.

Imagen 17

Descarga de material estéril en depósitos de desmonte Cotea y Conde



Con prácticamente la única variación de los destinos del depósito de desmonte Toratán por el destino IPCC de la chancadora de desmonte, es que se puede calcular el número de camiones mineros necesarios para cumplir con la producción.

2.3 Cálculo de Camiones Mineros caso IPCC

Para poder calcular los camiones mineros necesarios para cumplir con la producción anual y compararlo con el caso base se deben de usar los mismos parámetros de cálculo tales como:

- La flota de acarreo es la misma para ambos casos de estudio es decir se usarán los equipos CAT 793F, CAT 797F, Komatsu 930E, Komatsu 930 4SE y Komatsu 980 E-4 con sus respectivas capacidades de carga que se encuentran en la tabla 2, además de tener en cuenta que todos

los reemplazos de camiones mineros serán por el equipo Komatsu 980 E-4.

- La flota de carguío es decir las palas eléctricas son las mismas y su funcionalidad de carga y binomio operacional con los equipos de acarreo son los mismos, esto se puede observar en la tabla 3.
- Los tiempos fijos de colas y parqueo en los frentes de minado son los mismos para ambos casos y se observa en la tabla 4.
- Los tiempos fijos de carga de material por palas y camiones mineros son los mismo y se encuentran en la tabla 5.
- Los tiempos fijos de colas no varían por el hecho de que la chancadora a usar es mucho más grande y de mayor producción que una chancadora de desmonte con una capacidad de hasta 14,500 t/h lo que es suficiente para la producción anual de desmonte, ahora bien no solo se puede hacer dos cajones al momento de la descargas, sino hasta 4 cajones para que el tiempo de colas sea igual al de descarga en los depósitos de desmonte, además de tener en cuenta que prácticamente a partir del 2048 es donde funciona el IPCC a su máxima capacidad, tiempo en el cual las rutas de acarreo son más largas en fondo mina y cortas en niveles superficiales, es por eso que el plan de minado y topografías por periodo deben de ser desarrolladas con eficacia, entonces estos tiempos se pueden observar en la tabla 6.
- En el caso de los factores de disponibilidad, utilización y factor operacional serán los mismos, puesto que los equipos de acarreo a utilizar son los mismos, tienen las mismas características y se puede observar en la tabla 7.
- Las velocidades de cada tipo de equipo de acarreo a diferentes pendientes son las mismas, no hay variación alguna porque el diseño de las fases de minado son las mismas, esto se puede observar en las tablas 8, 9, 10, 11 y 12.

Una vez estimados los KPI's que como se ha mencionado son los mismos, se procede al cálculo en el software MinePlan 3D v.15.4., en donde los pasos a seguir para un cálculo Haulage es el mismo que el caso base, los atributos a cada punto de destino y claro el nuevo destino IPCC. Con los datos ya

registrados y bajo la misma dinámica que el caso base, se hace uso del Haulage Plan para que pueda generar los mismos datos que el caso base, como los tiempos por ciclo, la elevación de cada destino, las distancias en pendientes positivas, negativas y planas, para que se pueda tener una distancia real pegada a la superficie que se generó por periodo, esto se puede revisar en la imagen 16, el archivo en formato Excel que se exporta se podrá usar en la misma plantilla dinámica que se realizó para el caso base.

Al igual que el caso base las descargas que se han realizado en este plan IPCC son de 10 millones de toneladas, pero el plan de desmote por fase de minado no siempre tiene esa cifra exacta por lo que para la elección de destinos en los depósitos de desmote se puede manejar cierta variación en el tonelaje porque no es representativo en un plan de largo plazo.

Las capacidades de palas tanto máximas como mínimas que se usaron de 35Mt y 12Mt son las mismas del caso base, la producción puede ser hasta un poco menor pero no mayor y la lógica de tener un match de pala camión es la misma, es decir los camiones mineros más grandes con las palas más grandes, para así no perder ritmo de producción. En resumen, el procedimiento de cálculo de camiones mineros para este caso IPCC es el mismo que el caso base, bajo los mismos parámetros y desarrollo, utilizando las mismas herramientas del software MinePlan, con la única variación de las descargas del depósito Toratán por IPCC y que en el tonelaje en el depósito Cotea se ha visto reducido hasta 400 millones de toneladas aproximadamente y el depósito Conde hasta 10 millones de toneladas. Con esto el cálculo de camiones mineros y recorrido promedio en kilómetros ha sido estimado en la tabla 30 y 31.

Tabla 35

Número de camiones mineros caso IPCC por flota del periodo 2021 - 2041

Distancias (Km)	Periodo	Cat 793F	Cat 797F	Kom 930E	Kom 930 4SE	Kom 980 E4	N° Camiones mineros
3.14	2021	0	5	0	0	16	21
2.95	2022	0	2	0	0	16	18
2.65	2023	0	2	0	0	16	18
2.27	2024	0	3	0	0	16	19
3.21	2025	0	10	0	0	16	26
2.94	2026	0	9	0	0	17	26
2.37	2027	0	6	0	0	17	23
2.17	2028	0	5	0	0	17	22
2.05	2029	0	4	0	0	17	21
1.97	2030	0	3	0	0	18	21
2.10	2031	0	5	0	0	18	23
2.97	2032	0	2	0	0	25	27
2.85	2033	0	0	0	0	22	22
2.37	2034	0	0	0	0	19	19
2.36	2035	0	0	0	0	19	19
2.35	2036	0	0	0	0	17	17
2.68	2037	0	0	0	0	21	21
2.38	2038	0	0	0	0	19	19
2.43	2039	0	0	0	0	18	18
2.47	2040	0	0	0	0	19	19
2.16	2041	0	0	0	0	16	16

Tabla 36

Número de camiones mineros caso IPCC por flota del periodo 2042 - 2086

Distancias (Km)	Periodo	Kom 980 E4	N° Camiones mineros
2.85	2042	20	20
2.35	2043	18	18
2.61	2044	17	17
2.99	2045	23	23
2.98	2046	24	24
2.87	2047	23	23
3.23	2048	25	25
3.30	2049	25	25
3.13	2050	17	17
3.04	2051	17	17
3.01	2052	18	18
3.15	2053	18	18
3.09	2054	18	18
3.09	2055	17	17
2.93	2056	16	16
2.86	2057	15	15
3.04	2058	16	16
3.14	2059	18	18
2.73	2060	15	15
2.67	2061	14	14
2.74	2062	15	15

Distancias (Km)	Periodo	Kom 980 E4	N° Camiones mineros
2.65	2063	13	13
2.58	2064	14	14
2.41	2065	12	12
2.46	2066	12	12
2.68	2067	14	14
2.82	2068	16	16
2.67	2069	15	15
3.04	2070	18	18
2.94	2071	18	18
2.75	2072	17	17
2.62	2073	18	18
2.52	2074	18	18
2.44	2075	18	18
2.87	2076	20	20
3.13	2077	22	22
3.29	2078	21	21
3.58	2079	20	20
3.67	2080	17	17
2.31	2081	8	8
1.49	2082	4	4
0.92	2083	3	3
0.51	2084	2	2
0.90	2085	3	3
3.94	2086	8	8

Para este caso IPCC solo es necesario el uso de camiones mineros CAT 797F y Komatsu 980 E-4, por lo tanto, serán los únicos tipos de camiones mineros a usar en este caso IPCC.

Se puede observar claramente que la cantidad de camiones mineros ha reducido potencialmente esto debido al nuevo punto de descarga, como se puede observar en la tabla 32 que representa la nueva cantidad de camiones mineros del caso IPCC frente al caso base.

Tabla 37

Variación de camiones mineros del caso IPCC respecto al caso base

Periodo	Variación Camiones mineros (%)	Periodo	Variación Camiones mineros (%)	Periodo	Variación Camiones mineros (%)
2021	68	2043	60	2065	50
2022	58	2044	49	2066	48
2023	50	2045	53	2067	52
2024	58	2046	56	2068	53
2025	67	2047	53	2069	48
2026	62	2048	56	2070	49
2027	58	2049	58	2071	46
2028	56	2050	55	2072	44
2029	50	2051	55	2073	46
2030	49	2052	62	2074	45
2031	55	2053	67	2075	45
2032	64	2054	67	2076	48
2033	59	2055	61	2077	50
2034	49	2056	62	2078	51
2035	49	2057	60	2079	54
2036	47	2058	57	2080	59
2037	60	2059	55	2081	62
2038	61	2060	58	2082	67
2039	62	2061	56	2083	75
2040	61	2062	54	2084	100
2041	57	2063	52	2085	75
2042	71	2064	56	2086	73

En promedio el nuevo cálculo de camiones mineros de caso IPCC frente al caso base bajo los mismos parámetros de diseño e información base que se ha visto previamente es del 57%.

2.4 Cálculo de valorización de combustible caso IPCC

Al igual que el caso base se debe de calcular la valorización de combustible bajo los mismos parámetros, para calcular los camiones mineros se hizo un diseño previo de las rutas de acarreo y luego se usó el Haulage Plan del software MinePlan 3D de la cual usaremos los ítems de distancias en

pendientes positivas y negativas y en plano, para así poder estimar el consumo de galones de combustible a diferentes pendientes.

Para el cálculo de las horas operativas de la diferente flota de acarreo se usará la siguiente fórmula:

$$H.OP.= \#días\ calendarios(xaño) * disponibilidad\ (\%) * \\ utilización\ (\%) * factor\ operacional\ (\%)$$

Dónde:

H.OP.: Horas Operativas

X año: N° de días para cualquier año o periodo del plan de minado

Para la disponibilidad se puede calcular dividiendo el tiempo disponible entre el tiempo total, la utilización se puede calcular dividiendo el tiempo efectivo entre el tiempo disponible y finalmente el factor operacional que se tomará como el 100% puesto que se contaron las pérdidas de tiempo en la disponibilidad y utilización. La disponibilidad, utilización y factor operacional son iguales para ambos casos (ver tabla 18), es decir lo que se busca es que tanto el caso base como el caso IPCC puedan competir bajo los mismos parámetros operativos y de diseño.

Para calcular el número de viajes por un camión minero, es decir cuántos ciclos debiera de hacer para transportar todo el material de desmonte hacia los variados puntos de descarga por solo un camión minero, se debe de dividir las horas operativas previamente calculadas por cada ciclo para así tener el número de ciclos por camión minero y esto por la cantidad de camiones mineros para tener los ciclos necesarios y así tener las longitudes recorridas por kilómetro a las diferentes pendientes.

Con este cálculo previo se puede estimar el promedio de galones consumidos por kilómetro de cada flota de acarreo a diferentes pendientes, la información que se utilizará para este cálculo se encuentra en la tabla 16. La dinámica del

cálculo de galones de combustible sigue lo mismo que para el caso base, por ende, el costo por galón para cada año es diferente.

Tabla 38

Valorización de combustible periodos 2021 – 2041 caso IPCC

PERIODO	KGALONES DE COMBUSTIBLE POR EQUIPOS DE ACARREO					Valorización (\$)
	CAT 793F	CAT 797F	K 930E	K930 4SE	K 980 E-4	
2021	-	1,382	-	-	6,598	18,647,169
2022	-	502	-	-	6,444	16,266,991
2023	-	517	-	-	6,025	15,351,653
2024	-	898	-	-	5,944	16,084,074
2025	-	3,564	-	-	5,853	22,174,287
2026	-	2,686	-	-	5,901	20,633,528
2027	-	1,663	-	-	5,565	17,064,673
2028	-	1,276	-	-	5,107	15,086,428
2029	-	999	-	-	5,091	14,411,439
2030	-	865	-	-	5,175	14,305,868
2031	-	1,551	-	-	4,895	15,281,391
2032	-	449	-	-	8,583	21,433,184
2033	-	-	-	-	7,530	17,883,605
2034	-	-	-	-	5,948	14,139,069
2035	-	-	-	-	6,096	14,500,207
2036	-	-	-	-	5,564	13,245,895
2037	-	-	-	-	6,952	16,561,086
2038	-	-	-	-	6,149	14,657,500
2039	-	-	-	-	5,866	13,992,111
2040	-	-	-	-	6,146	14,668,159
2041	-	-	-	-	5,045	12,046,768

Tabla 39

Valorización de combustible periodos 2042 – 2086 caso IPCC

PERIODO	KGAL		PERIODO	KGAL	
	K 980	Valorización (\$)		K 980	Valorización (\$)
2042	7,139	17,056,504	2063	4,661	11,230,160
2043	5,804	13,874,947	2064	4,820	11,615,773
2044	5,807	13,887,807	2065	4,299	10,362,648
2045	7,735	18,509,115	2066	4,400	10,610,609
2046	7,690	18,411,320	2067	4,866	11,738,043
2047	7,305	17,496,604	2068	5,406	13,042,500
2048	8,291	19,867,491	2069	5,245	12,659,405
2049	8,422	20,190,241	2070	5,983	14,443,119
2050	5,915	14,186,177	2071	5,679	13,712,457
2051	5,894	14,142,280	2072	5,172	12,490,910
2052	5,894	14,147,572	2073	5,232	12,639,587
2053	6,121	14,698,490	2074	5,250	12,686,352
2054	5,933	14,251,970	2075	5,039	12,180,534
2055	5,936	14,264,162	2076	5,933	14,343,696
2056	5,470	13,147,816	2077	6,737	16,290,771
2057	5,005	12,035,166	2078	6,713	16,237,345
2058	5,501	13,232,340	2079	6,676	16,151,279
2059	6,358	15,299,992	2080	5,683	13,751,774
2060	4,998	12,030,314	2081	2,410	5,832,335
2061	4,707	11,333,668	2082	1,221	2,956,618
2062	5,154	12,412,861	2083	796	1,927,143
			2084	362	876,953
			2085	739	1,790,212
			2086	2,520	6,105,486

2.5 Cálculo de valorización de neumáticos caso IPCC

Al igual que el caso base es necesario tener un correcto diseño previo de nuestras rutas de acarreo junto con 3 factores, el primero tener en cuenta los tipos de neumáticos que se usarán y el segundo la cantidad de horas promedio de vida de estos neumáticos, como se ha notado en el cálculo de camiones mineros solo se usarán neumáticos para los CAT 797F y Komatsu 980 E-4, los cuales se encuentran detallados en la tabla 35. Las líneas de tendencia para los periodos 2016 – 2020 siguen la misma proyección que el caso base.

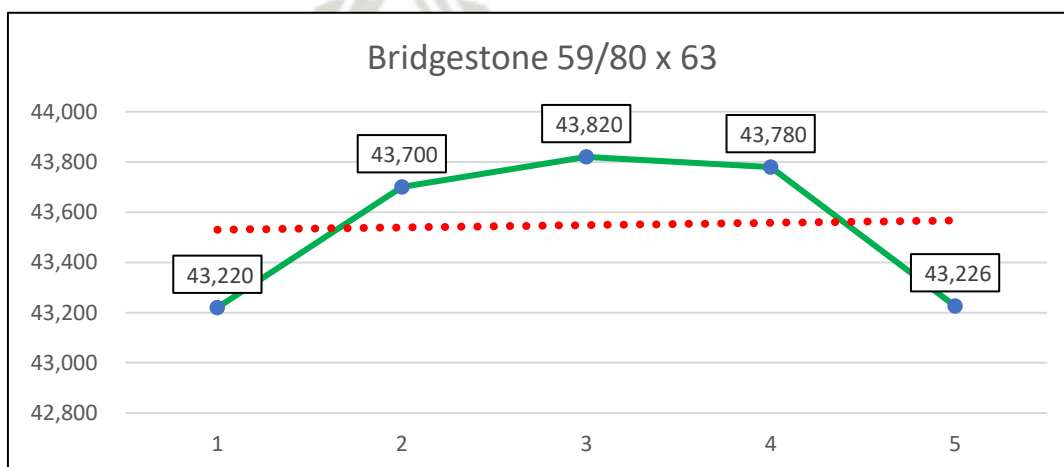
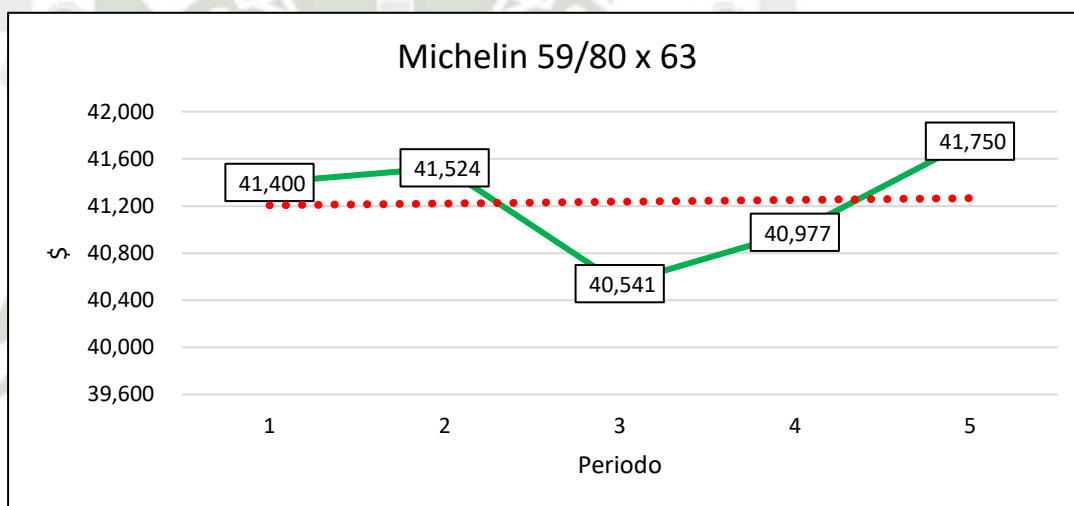


Tabla 40

*Valorización de neumáticos por flota de acarreo periodos 2021 – 2041
caso IPCC*

PERIODO	VALORIZACIÓN DE NEUMÁTICOS (K\$)					Valorización (\$)
	CAT 793F	CAT 797F	K 930E	K930 4SE	K 980 E-4	
2021	-	1,397	-	-	5,022	6,419,588
2022	-	517	-	-	5,055	5,571,959
2023	-	569	-	-	5,058	5,627,168
2024	-	892	-	-	5,059	5,950,844
2025	-	3,077	-	-	5,075	8,151,790
2026	-	2,554	-	-	5,379	7,933,178
2027	-	1,715	-	-	5,380	7,095,008
2028	-	1,263	-	-	5,164	6,427,774
2029	-	1,003	-	-	5,299	6,301,801
2030	-	855	-	-	5,604	6,458,668
2031	-	1,515	-	-	5,410	6,925,072
2032	-	429	-	-	7,909	8,338,599
2033	-	-	-	-	6,965	6,965,470
2034	-	-	-	-	5,714	5,713,938
2035	-	-	-	-	5,843	5,843,346
2036	-	-	-	-	5,308	5,308,322
2037	-	-	-	-	6,458	6,457,607
2038	-	-	-	-	5,881	5,881,154
2039	-	-	-	-	5,563	5,563,401
2040	-	-	-	-	5,733	5,733,285
2041	-	-	-	-	4,899	4,899,211

Tabla 41

*Valorización de neumáticos por flota de acarreo periodos 2042 – 2086
caso IPCC*

PERIODO	VALORIZACIÓN (K\$)		PERIODO	VALORIZACIÓN (K\$)	
	K 980	Valorización (\$)		K 980	Valorización (\$)
2042	6,342	6,342,410	2063	4,101	4,101,252
2043	5,556	5,556,394	2064	4,175	4,175,265
2044	5,328	5,328,044	2065	3,718	3,717,561
2045	7,150	7,150,441	2066	3,814	3,813,537
2046	7,430	7,430,325	2067	4,317	4,316,687
2047	7,124	7,123,783	2068	4,910	4,910,324
2048	7,716	7,715,558	2069	4,800	4,800,311
2049	7,669	7,668,683	2070	5,587	5,587,285
2050	5,415	5,415,332	2071	5,479	5,478,885
2051	5,408	5,407,531	2072	5,274	5,274,267
2052	5,424	5,424,316	2073	5,502	5,502,375
2053	5,616	5,615,779	2074	5,719	5,719,087
2054	5,451	5,450,985	2075	5,665	5,665,132
2055	5,375	5,375,205	2076	6,294	6,293,751
2056	4,950	4,950,002	2077	6,928	6,928,160
2057	4,556	4,555,652	2078	6,720	6,719,584
2058	4,969	4,968,587	2079	6,402	6,401,729
2059	5,698	5,698,008	2080	5,316	5,316,350
2060	4,503	4,502,555	2081	2,302	2,301,791
2061	4,199	4,198,751	2082	1,134	1,134,034
2062	4,565	4,565,032	2083	742	742,341
			2084	330	329,674
			2085	661	661,149
			2086	2,255	2,255,126

2.6 CAPEX – Flota de equipos mineros caso IPCC

Como se ha visto en el caso base, los CAPEX de este caso van a variar y por ende los costos serán menores, como bien se dijo al ser un plan a largo plazo se tiene que realizar reemplazos de los equipos pues estos tienen un tiempo de vida que es determinado usualmente por el área de activos fijos de las empresas minera, estos tiempos de vida pueden variar de acuerdo a los parámetros operativos o requerimientos de la empresa, la información que se usa para ambos casos es proporcionada por una unidad a tajo abierto al sur del Perú que por motivos de confidencialidad no puede ser mencionada.

Como sugerencia propia que hacen las altas directivas es no invertir en muchos equipos en un solo año, puesto que el gasto que se hace es brusco, por eso a veces es necesario adelantar o atrasar la compra de algunos equipos para distribuir el costo de estos equipos.

2.6.1 Equipo de carguío – Palas eléctricas y Excavadora gigante

El plan de minado no tiene ninguna variación en ambos casos, ya que la producción no depende de la cantidad de destinos, por eso al igual que el caso base de usarán 5 palas eléctricas y una excavadora gigante, cuyos ritmos de producción no varían. El costo a 2021 de una excavadora Komatsu PC8000 es de 11,980,000.00 USD proporcionada por la empresa Komatsu Mitsui Maquinarias Perú S.A. que es la inversión para el año 2022 y de ahí en adelante todos los reemplazos por pala CAT 7495 con un costo de 24,556,393.00 USD proporcionado por la empresa Ferreyros S.A. Así tendremos los costos de inversión por equipos de carguío en los años necesarios, esto para posteriormente tener una inversión por año con el resto de los equipos mineros disponibles.

2.6.2 Equipos de acarreo – Camiones mineros caso IPCC

Al igual que el caso base se necesita hacer un plan CAPEX de largo plazo, para poder saber las inversiones que se realizarán y tener en

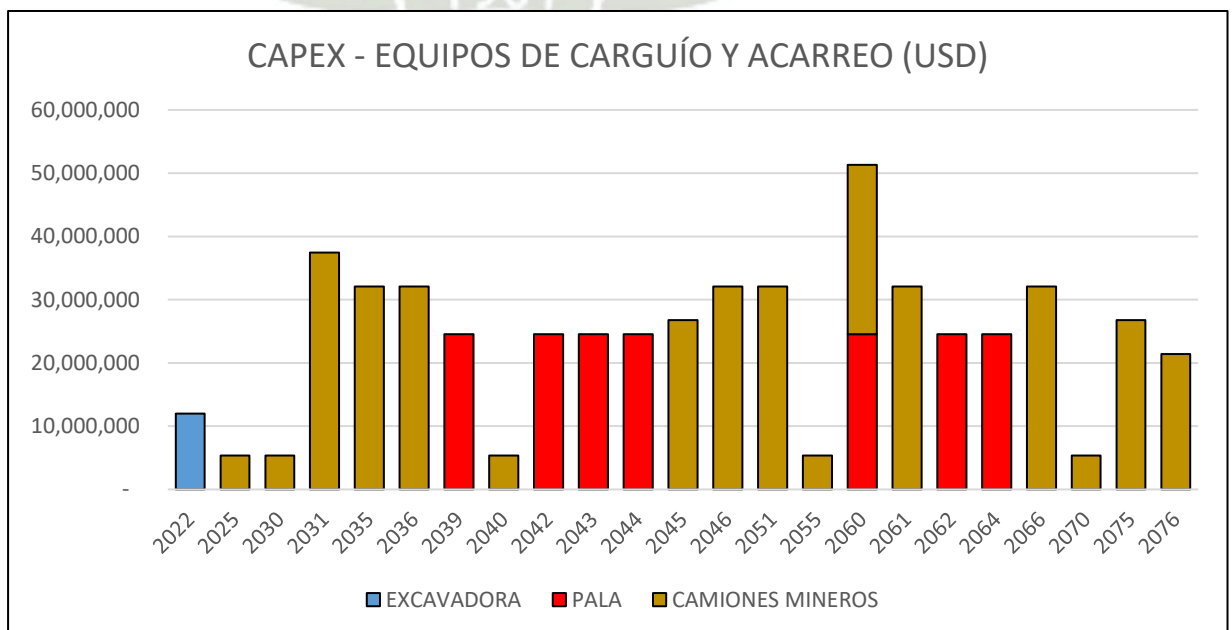
cuenta el gasto para poder estimarlo en un cálculo de NPV. Los camiones mineros para este caso IPCC son mucho menores que el caso base, pero no coincide con el cálculo correcto de los mismos, esto por la razón que no se puede parar un camión minero un año y luego usarlo y al siguiente comprar otro y luego darle de baja, porque sería un gasto en vano y los camiones no pueden sufrir cambios bruscos en el global de ellos, es por eso que este número de camiones mineros usados para calcular el CAPEX de vida de mina es la base del cálculo exacto de camiones mineros. Los criterios de vida de mina, factores de operación que puedan hacer cambiar esta vida de equipos, y los reemplazos a usar son iguales que el caso base, pero con la diferencia que para este caso IPCC solo se usan equipos CAT 797F y Komatsu 980 E-4, ya que los demás equipos de flota no son necesarios debido al nuevo punto de descarga.

En la siguiente tabla se encuentran los diferentes tipos de camiones mineros a usar con sus respectivos años de inicio, reemplazos y bajas por periodo.

2.6.3 Suma de costos de equipos de carguío y acarreo

Gráfico 09

CAPEX – Equipos de carguío y acarreo



Cabe recalcar que los reemplazos de estos camiones mineros son por el camión minero Komatsu 980E – 4, cabe recalcar que la compra es de camión minero y tolva, esto con un precio de 5,350,000.00 USD proporcionado por la empresa Komatsu Mitsui. Con estos costos se tiene la inversión en los años necesarios respecto a camiones mineros.

2.7 Chancadora de desmante

Para poder conocer que chancadora se debe de usar es necesario saber el ritmo de producción, al tener la cantidad de material estéril movido por año y ya visto previamente los factores de disponibilidad y eficiencia es que podemos calcular el ritmo de producción por hora que será alrededor de 14,000 t/h, considerando que una chancadora de desmante o de mineral no debe de parar durante el día más que un breve tiempo para revisiones de mantenimiento. Dentro del gran mercado de empresas que puede proporcionar este tipo de equipos se encuentra la empresa Thyssenkrupp Industrial Solutions que tiene una gran variedad de producción en sus equipos de chancadoras giratorias, así como los datos técnicos que se encuentran en la imagen 18.

Imagen 18

Datos técnicos de chancadora de desmante Thyssenkrupp

Gyratory crusher					Weights ¹⁾						
Type	Feed opening	Mantle diameter (oversized)	Speed of eccentric bushing	Max. motor power	Total weight of gyratory crusher	Spider ²⁾	Heaviest shell	Bottom shell ³⁾	Main shaft ⁴⁾	Eccentric bushing with bottom	Hydraulic cylinder
	[inch]	[mm] / [inch]	[mm] / [inch]	[r.p.m.]	[kW]	[kg]	[kg]	[kg]	[kg]	[kg]	[kg]
KB 54-67	1,370 / 54	1,700 / 67 (1,750 / 69)	137	450	180,000	29,000	30,500	37,100	32,500	7,100	8,100
KB 54-75	1,370 / 54	1,900 / 75 (1,965 / 77)	137	650	215,000	32,000	33,000	43,500	43,000	8,500	9,500
KB 63-75	1,600 / 63	2,030 / 80 (2,100 / 83)	137	650	270,000	37,800	66,000	43,500	50,000	9,500	9,500
KB 63-89	1,600 / 63	2,260 / 89 (2,370 / 93)	130	1,000	332,000	46,500	71,000	53,000	69,500	13,000	14,000
KB (63-114)*	1,600 / 63	2,900 / 114 (2,985 / 118)	127	1,200	530,000	65,500	73,000	124,000	124,000	16,000	19,000
KB 63-130	1,600 / 63	3,300 / 130 (3,400 / 134)	125	1,500	495,000	66,000	97,500	85,500	130,000	12,100	13,000

Gyratory crusher		Throughput [t/h] with open side setting OSS [mm] ⁵⁾																	
Type		130		150		170		185		200		215		240		270		300	
	[inch]	min.	max.	min.	max.	min.	max.	min.	max.	min.	max.	min.	max.	min.	max.	min.	max.	min.	max.
KB 54-67		1,200	2,300	1,500	2,900	1,800	3,700	2,000	4,300										
KB 54-75		1,300	2,400	1,500	3,200	1,900	4,200	2,100	4,800	2,000	5,300								
KB 63-75				1,700	3,300	2,000	4,500	2,200	5,100	2,400	5,600	2,600	6,000						
KB 63-89				2,300	4,500	2,500	5,100	2,700	5,900	3,100	6,700	3,300	7,500	3,500	8,500				
KB (63-114)*						3,000	5,500	3,400	6,400	3,800	7,300	4,000	8,000	4,700	10,300				
KB 63-130						3,700	7,900	4,300	9,200	4,700	10,100	5,100	10,900	5,400	12,000	5,800	13,200	6,200	14,400

Como se puede observar el throughput que cubre el requerimiento necesario de producción es la chancadora giratoria KB 63-130 con un máximo de 14,400 t/h, con esto es suficiente para poder cubrir el requerimiento de producción. El costo de esta chancadora se estima en 20,115,893 USD que será como inversión inicial para poder contar con el equipo y en segunda instancia se necesitan los costos de la instalación que se describen en la tabla 42, los cuales suman 8,732,309 USD, al contar con estos dos costos podemos estimar la inversión inicial que se necesita para instalar la chancadora, estos costos de instalación pueden variar, pero para este caso de estudio se ha tomado como base el costos de instalación de una chancadora de mineral con muy parecida capacidad de producción de una unidad minera a tajo abierto ubicada al sur del Perú que por motivos de confidencialidad no puede ser mencionada. Ahora cada unidad minera puede escoger una chancadora distinta y los costos de instalación también variarían, finalmente esta inversión se realizará en el primer año, puesto que la corrida de cálculo de camiones mineros se ha hecho desde el primer año con la ubicación de la chancadora de desmonte.

Tabla 42

Costos de instalación de chancadora para desmonte

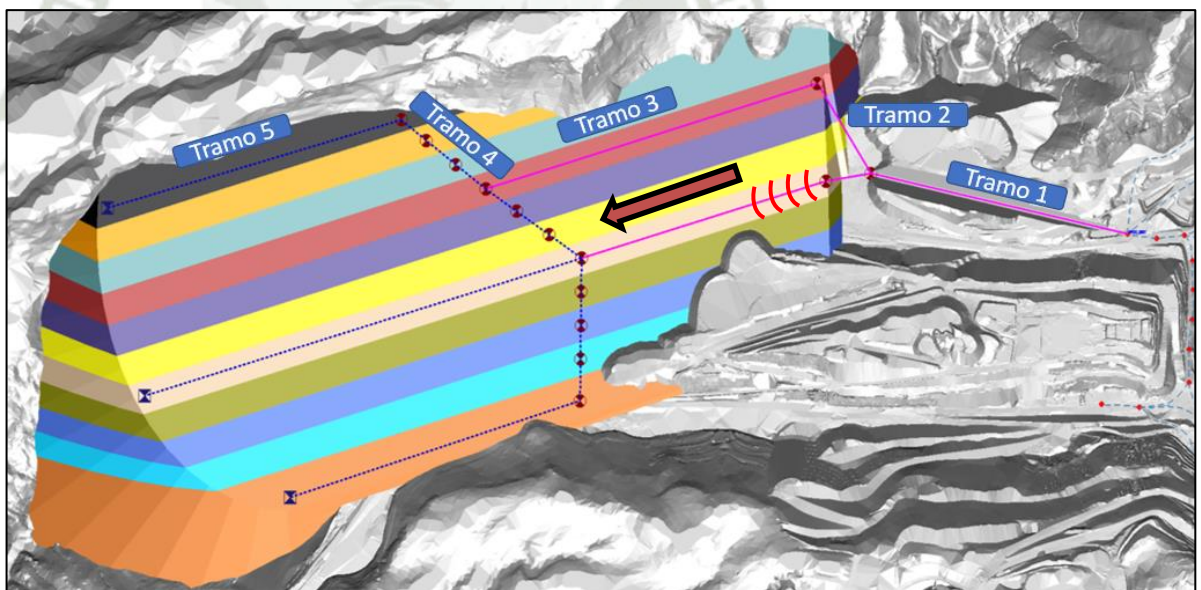
Nº	DESCRIPCION	USD
2	EQUIPOS MECÁNICOS	3,309,362
3	EQUIPOS ELECTRICOS	1,125,947
6	MATERIALES DE INSTALACIÓN MECÁNICOS	120,000
7	MATERIALES DE INSTALACIÓN ELÉCTRICA E INSTRUMENTACION	300,000
9	LABOR DE INSTALACIONES CIVILES	1,105,000
10	LABOR DE INSTALACIONES MECÁNICAS	2,072,000
11	LABOR DE INSTALACIONES ELÉCTRICAS	700,000
13	SUBTOTAL	8,732,309

2.8 FAJA – Descarga Depósito de Desmonte Toratán

Primero se debe de definir qué tipos de faja es que se va a usar y cómo es que se ubicarán estas fajas para poder conectarlas en el final con un spreader o esparcidor que pueda descargar todo el material estéril. Entonces como se ha descrito el depósito de desmonte Toratán será el encargado de alojar todo el material proveniente de la chancadora de desmonte, debido a que dicho depósito es el más grande en capacidad y se encuentra próximo a la chancadora, esto no quiere decir que los demás depósitos no se usarán (descrito en las rutas de acarreo del caso IPCC), sus parámetros de diseño son los mismos que el caso base al igual que todas sus características, este diseño y ubicación de faja se puede observar en la imagen 19.

Imagen 19

Descarga de material estéril en DDD Toratán mediante faja transportadora



A partir de la imagen 19 se puede apreciar que los tramos asignados son los de mayor longitud, puesto que para el llenado de este primer lift se puede empezar por cualquier posición, es decir por cualquier color, estos diferentes colores representan el llenado de este a oeste por tramo, el brazo del spreader tiene una longitud de hasta 57 metros, además de que para la descarga lo hará en forma de abanico, es decir puede cubrir

hasta el doble de la longitud del brazo del spreader, además en la imagen previa se puede resaltar que al final del tramo 5 se encuentra el spreader más alejado, se pueden colocar una gran cantidad de fajas y spreaders pero con la capacidad de estas es necesaria solo 1, además se pueden detallar los siguientes aspectos:

- El tramo 1 tiene una longitud de 1,431 metros a 1% de pendiente, la faja que se utilizará aquí será una fija, debido a que es a partir de ese punto que se colocará el siguiente sistema de fajas, este tramo 1 no va a variar por ningún motivo, como ejemplo se está tomado el lift 1 del depósito de desmonte Toratán debido a que es el caso más grande y en donde se requiere una mayor longitud de faja. Esta faja fija tiene capacidad promedio de movilizar entre 6 – 14 kt/h con una velocidad promedio entre los 4 y 6 m/s, el ancho promedio es de 1800 a 2400 mm.
- El tramo 2 tiene una longitud de 545 metros a 8.2% de pendiente, a partir de este tramo en adelante las fajas que se utilizarán serán móviles, debido a que no pueden ser fijas ya que para la descarga se irá construyendo en dirección de este a oeste, las características de esta faja son las mismas que la faja fija excepto que esta exige tiempos muertos por los frecuentes cambios de fajas.
- El tramo 3 tiene una longitud de 1,886 metros a 0% de pendiente, esto debido a que como se observa en la imagen ya se encuentra en la superficie de llenado del depósito de desmonte, entonces todo este tramo se armará con fajas móviles y al final se conecta el spreader y así irá avanzando.
- El tramo 4 tiene una longitud de 579 metros a 0% de pendiente, como ya se dijo también se usará fajas móviles y con las mismas características de una faja fija.

- Finalmente, el tramo 5 tiene una longitud de 1,661 metros a 0% de pendiente, son fajas móviles y mismas características que una faja fija.

Entonces, este recorrido de fajas, es el tramo más largo de todo el relleno del depósito de desmonte que suma un total de hasta 6,102 metros, el spreader que se usará como bien se dijo tiene una longitud de hasta 57 m, para mayor referencia de este, se puede observar la imagen 20, al estar sobre orugas es que se armando las fajas y spreader, llena toda su capacidad de brazo y se acopla más faja y así avanza el spreader sobre su propio relleno, por ende el material debe ser algo consistente y los tractores a orugas ayudan a este procedimiento, con un costo de 1,250,000 USD.

Imagen 20

Spreader para descarga de material estéril a través de faja transportadora



2.8.1 Análisis de Factibilidad

El plan LOM del cual se ha partido toma en cuenta como vida de mina 66 años, en los cuales los primeros 15 años son los que tienen mayor movilidad de material estéril, para estos años en mención se tiene como promedio 98,950,000 toneladas movidas de desmonte por año, teniendo en cuenta que este plan ya involucra disponibilidad y utilización de los equipos, es decir si se quisiera tener la producción por día solo se

tendría que dividir entre los 365 días en promedio que tienen estos primeros 15 años:

- Toneladas de desmonte por día = 271,096

Para tener una producción por hora se debe tener una estimación de la disponibilidad y utilización que la faja debiera de tener, ya que debido a los mantenimientos y acople de faja se estima como máximo un 90%:

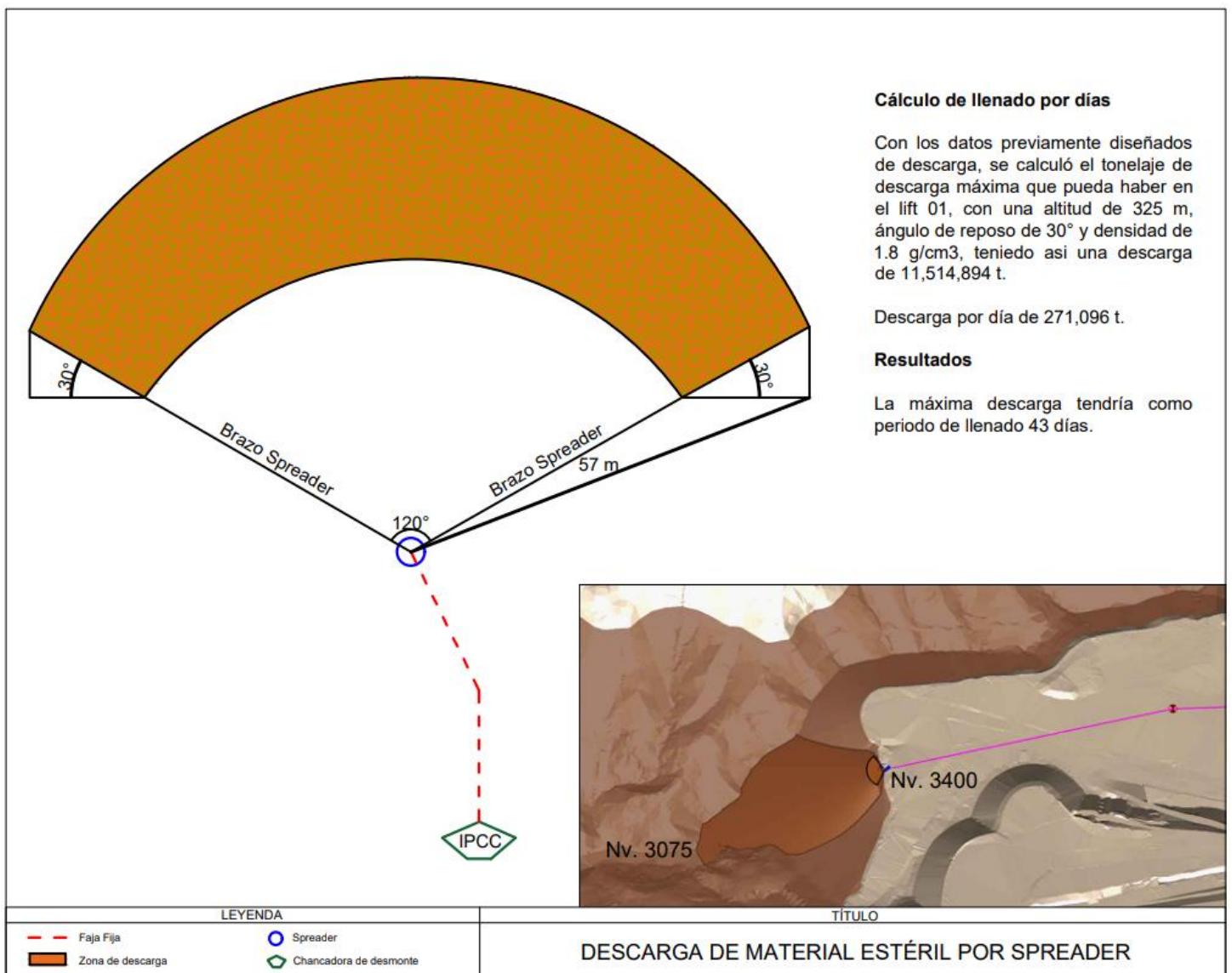
- Toneladas de desmonte por hora = 13,945

Teniendo en cuenta esta producción que como bien se dijo es habitualmente 4 veces más que la de mineral se debiera de usar dos fajas de 7,000 t/h, ya que hasta la faja más grande tiene como capacidad de transporte dicho tonelaje. Estas dos fajas fijas tendrían que ser puestas en el tramo 1 ya que este tramo no sufrirá variación alguna con el tiempo. Pero para los demás tramos se necesita una compleja distribución de fajas móviles que sean acoplables para cada volumen de tonelaje debido a la descarga que se produzca en el spreader. Para el cálculo de volumen tomaremos el peor y mejor caso que se pueda tener en el depósito de desmonte a utilizar, que sería el primer lift ya que se descarga en una cuenca, donde la altitud de descarga es mucho mayor a los posteriores lift que se han diseñado.

Para poder obtener las divisiones de descarga como se observa en la imagen 21, se debe de tener en cuenta que el brazo del spreader es de hasta 57 m y su ángulo de oscilación es de 120° (imagen 26). Esto fue diseñado en el software MinePlan 3D

Imagen 21

Parámetros técnicos de la descarga de material a través del spreader

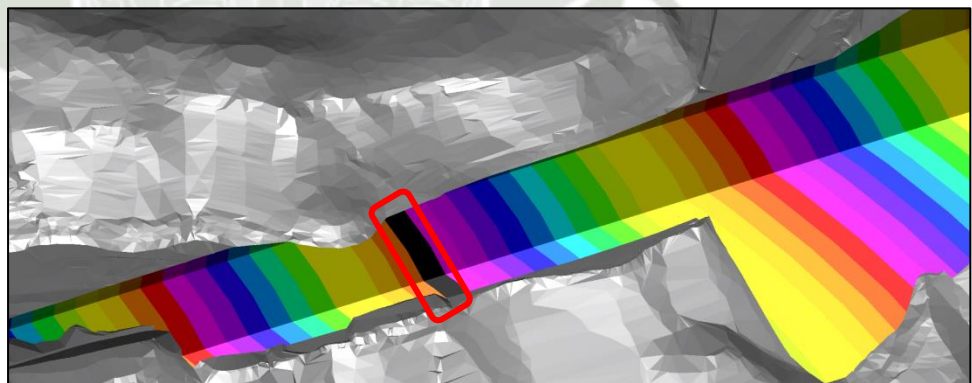


Cómo se observa en la imagen 21 la descarga que se ha tomado en cuenta es del primer lift de llenado al nivel 3400, dicha descarga corresponde a la mayor posible de todo el depósito de desmonte Toratán diseñado para el llenado por IPCC, como se observa teniendo en cuenta los tonelajes del plan de minado, este relleno solo servirá para 43 días, para poder copar la capacidad de llenado como bien se dijo se hace uso de 2 fajas, por ende también de 2 spreaders, es decir el cambio se tiene que hacer de los 2 esparcidores como máximo en una descarga cada

43 días, y esto irá bajando conforme las descargas se vean minimizadas con la superficie topográfica. Por otro lado, y todo lo contrario bajo los mismos parámetros de diseño se tomará en cuenta la descarga más pequeña según la topografía y secuenciamiento de descarga. En las descargas que se observa en la imagen 24 se tiene un primer llenado vertical que corresponde a la zona sur, en donde en la imagen 22 se resalta la mínima descarga posible del primer lift, que como bien se dijo es el lift más óptimo debido al corte con la cuenca de la topografía, bajo los mismos parámetros de diseño de descarga del spreader este tonelaje corresponde a 450,951 t. Teniendo en cuenta la descarga por día de 271,096 t es que se llena en 1 día con 40 minutos, por ende se tendría que aumentar más faja y cambiar la posición del spreader cada 2 días como redondeo operativo.

Imagen 22

Descarga de material mínimo - primer lift zona Sur DDD Toratán



Ahora si se tiene en cuenta los demás lift del diseño de este depósito que cumplen los mismos parámetros que el caso base o caso IPCC se tiene la misma representatividad de descarga en los demás niveles. Ahora se debe tener en cuenta que para gran minería las disposiciones de movimiento de material estéril son de gran amplitud, la faja en mención de hasta 7000 t/h es la faja más grande fija que se tiene, pero el acople de fajas que se hará al spreader serán fajas móviles cuya producción es aún menor y

en segunda instancia se tiene el ámbito del mantenimiento, ya que al acoplar otra faja y mover el spreader toma tiempo, esto disminuye el ritmo de movilidad del material y finalmente el costo de acoplar y mantener estas fajas son aproximadamente de 2000\$ por metro, como se dijo el brazo es de 57 metros, es decir por 1 día y 40 minutos se tiene un costo de 114,000 USD. Si lo comparamos bajo los 3 ámbitos del caso base que son combustible, neumáticos y mantenimientos programados el costo en promedio de los primeros 15 años son de 53,091 USD por día. Lo que significa que en términos de rentabilidad y factibilidad el usar camiones mineros para el traslado de material estéril en gran minería es conveniente y rentable.

Con lo previamente detallado y expuesto es que no amerita hacer un cálculo del NPV puesto que la rentabilidad que ofrece respecto al caso base es mucho mayor, quedando así descartada la opción de usar un sistema IPCC para el traslado de material estéril en gran minería. Además, de tener un costo muy elevado, la rentabilidad y factibilidad asumen un no mayor riesgo de implementación de este sistema IPCC.

3. ANÁLISIS E INTERPRETACIÓN DE RESULTADOS

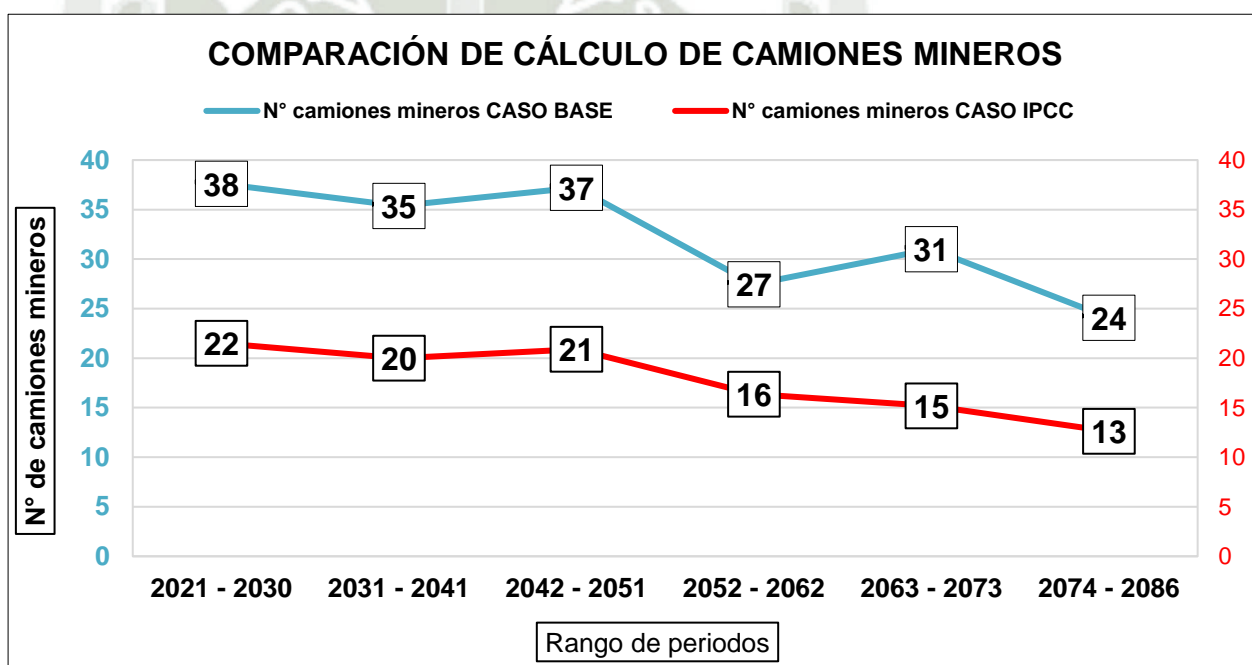
3.1 Comparación estadística de costos de ambos sistemas

3.1.1 Camiones Mineros

En el gráfico se tiene un promedio de cálculo de camiones mineros para ambos casos por periodo.

Gráfico 10

Comparación de cálculo de camiones mineros



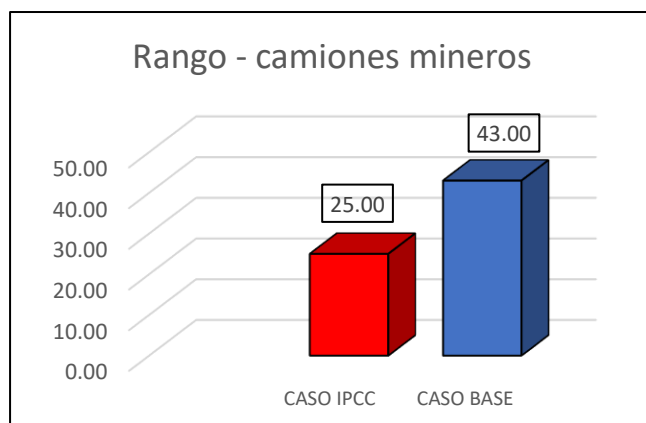
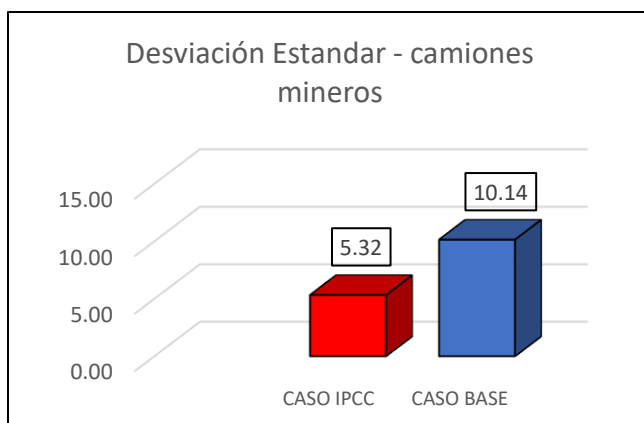
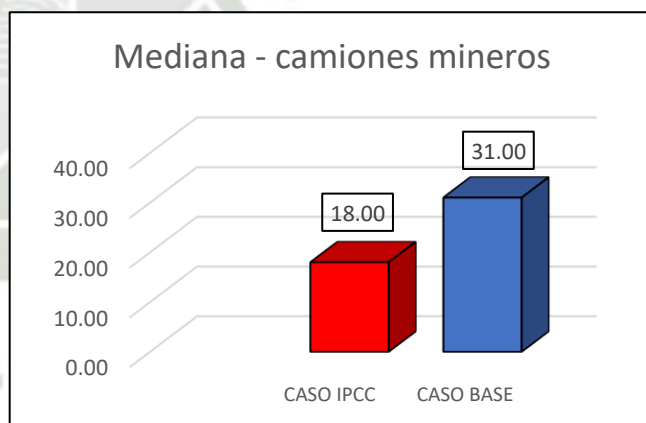
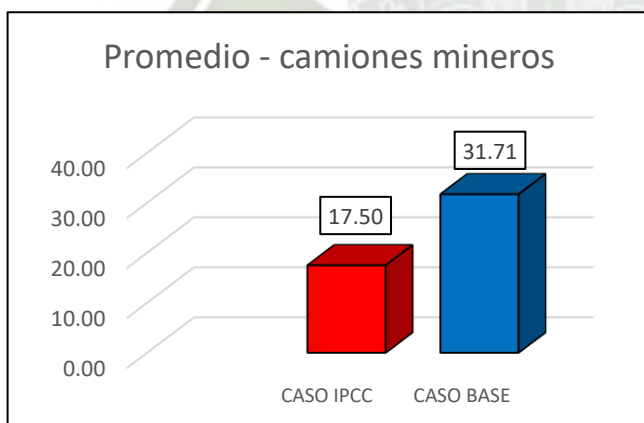
Para los cálculos estadísticos se ha usado el software IBM SPSS, el cual demuestra los siguientes parámetros estadísticos, esto para todos los años (no promedio).

Tabla 43

Resultados estadísticos de ambos sistemas para camiones mineros

		N° camiones mineros CASO IPCC	N° camiones mineros CASO BASE
N	Valid	66	66
	Missing	0	0
Mean		17.50	31.71
Std. Error of Mean		.655	1.248
Median		18.00	31.00
Std. Deviation		5.324	10.137
Variance		28.346	102.762
Range		25	43
Minimum		2	2
Maximum		27	45
Sum		1155	2093

En los siguientes gráficos se puede observar una comparativa de los principales resultados estadísticos.

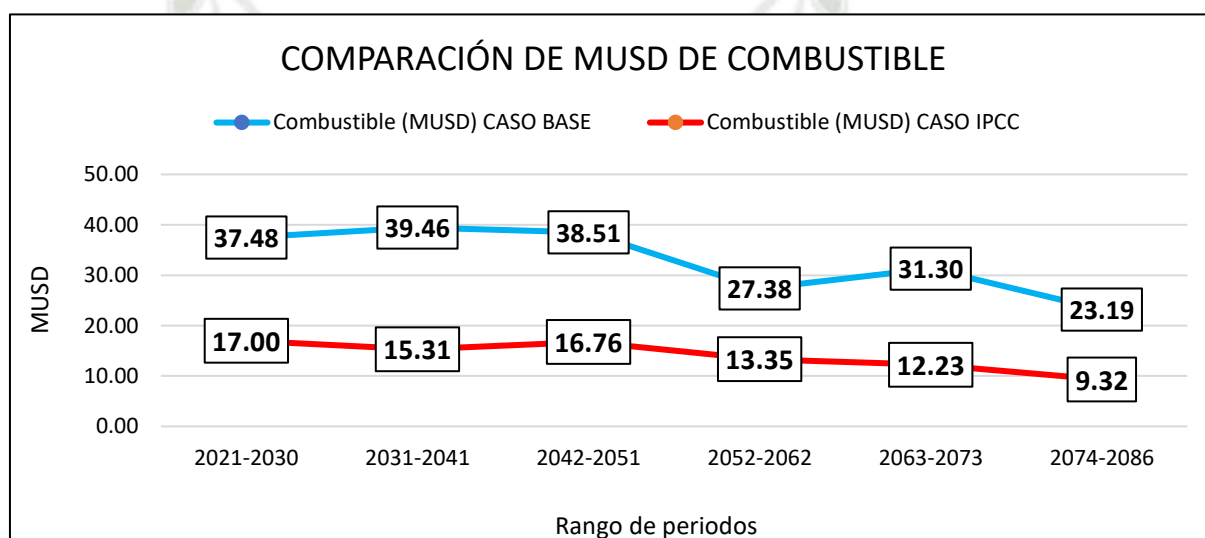


3.1.2 Combustible

En el gráfico se observa un costo por rango de periodos de lo previamente calculable para ambos casos.

Gráfico 11

Comparación de costos de combustible



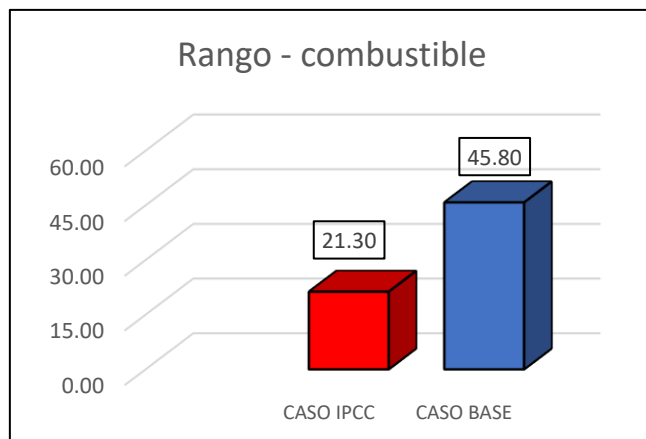
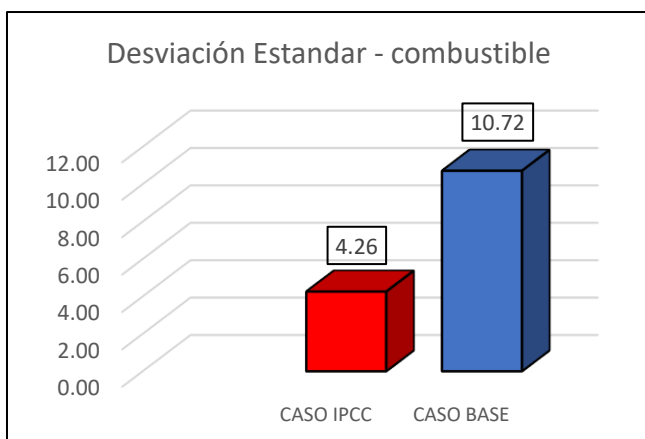
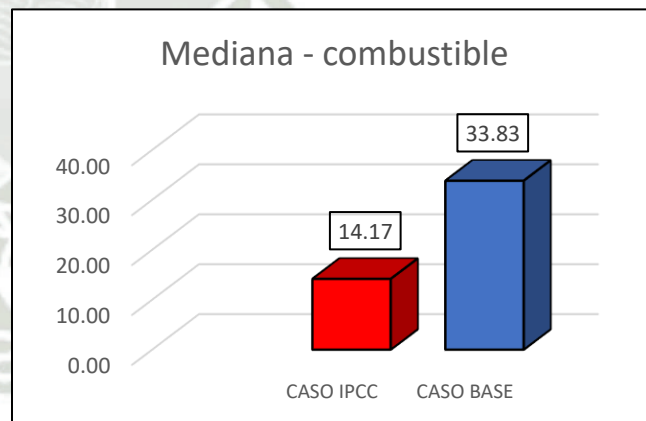
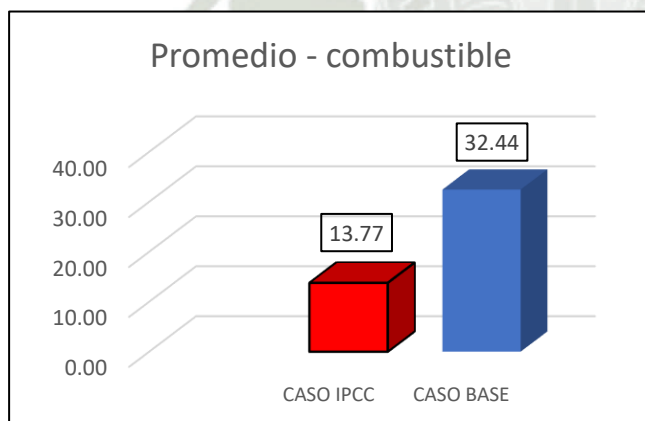
Para los cálculos estadísticos se realizó por año y no por promedio, además de tener resultados en millones de dólares, teniendo la siguiente tabla:

Tabla 44

Resultados estadísticos de ambos sistemas para combustible

		Combustible (MUSD) CASO BASE	Combustible (MUSD) CASO IPCC
N	Válido	66	66
	Perdidos	0	0
Media		32.44	13.77
Error estándar de la media		1.32	.52
Mediana		33.83	14.17
Desv. Desviación		10.72	4.26
Varianza		115.00	18.13
Rango		45.80	21.30
Mínimo		1.58	.88
Máximo		47.39	22.17
Suma		2,140.86	908.59

En los siguientes gráficos se puede observar una comparativa de los principales resultados estadísticos.

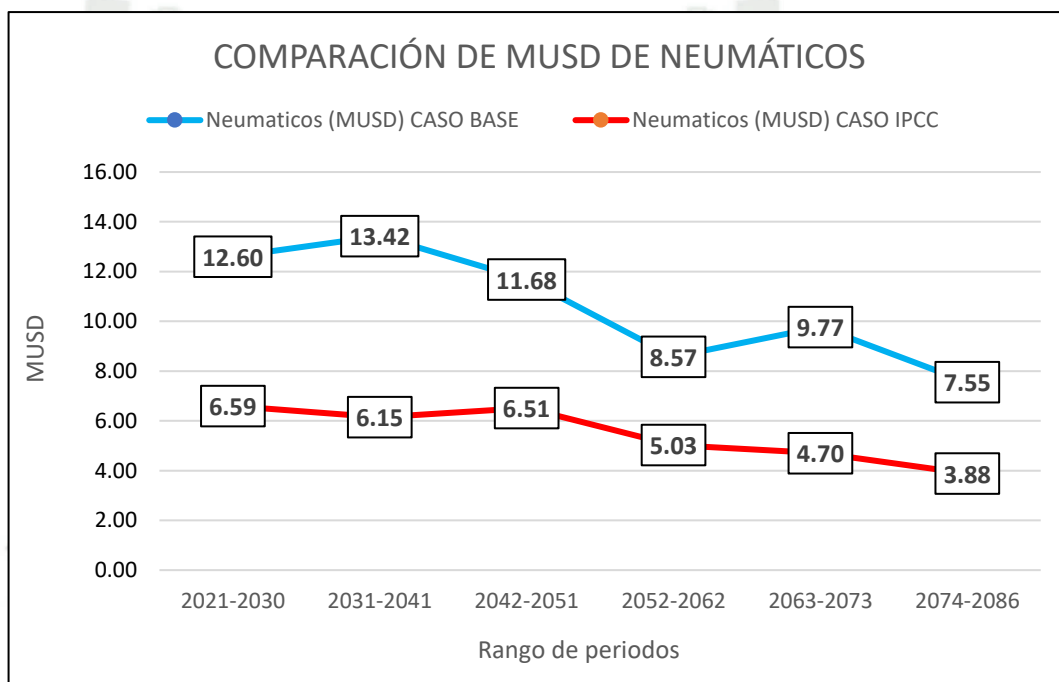


3.1.3 Neumáticos

En el gráfico se observa un costo por rango de periodos de lo previamente calculable para ambos casos.

Gráfico 12

Comparación de costos de neumáticos



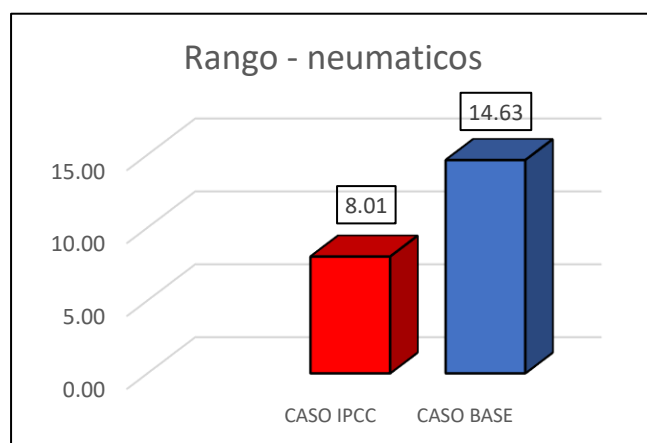
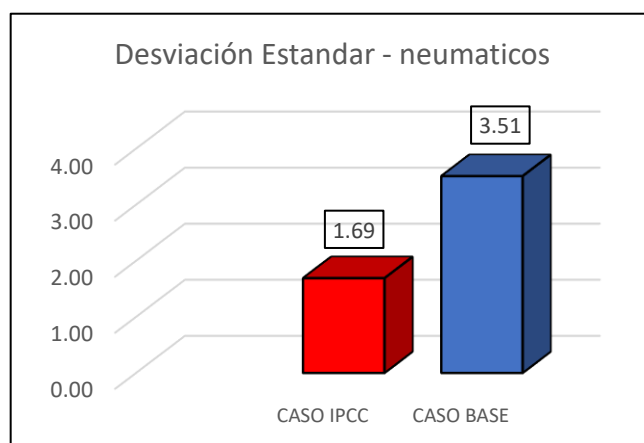
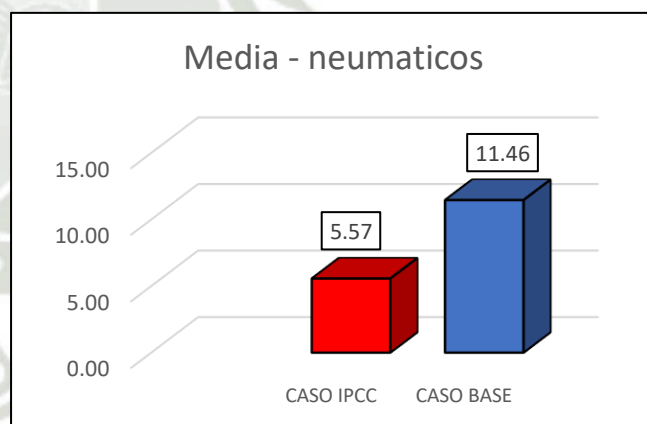
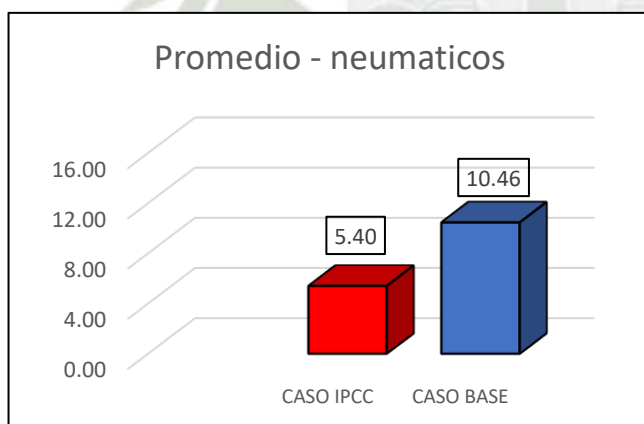
Para los cálculos estadísticos se realizó por año y no por promedio, además de tener resultados en millones de dólares, teniendo la siguiente tabla:

Tabla 45

Resultados estadísticos de ambos sistemas para neumáticos

		Neumaticos (MUSD) CASO BASE	Neumaticos (MUSD) CASO IPCC
N	Válido	66	66
	Perdidos	0	0
Media		10.46	5.40
Error estándar de la media		.43	.21
Mediana		11.46	5.57
Desv. Desviación		3.51	1.69
Varianza		12.32	2.87
Rango		14.63	8.01
Mínimo		.51	.33
Máximo		15.14	8.34
Suma		690.35	356.16

En los siguientes gráficos se puede observar una comparativa de los principales resultados estadísticos.

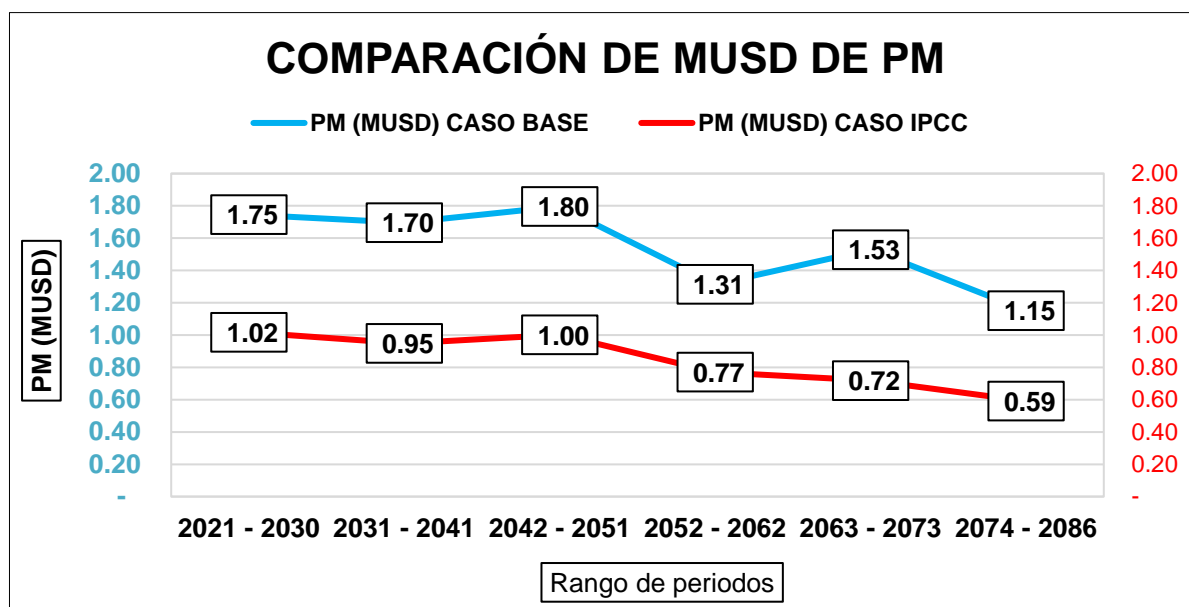


3.1.4 Mantenimiento Programado (PM)

En el gráfico se observa un costo por rango de periodos de lo previamente calculable para ambos casos.

Gráfico 13

Costos de comparación de PM



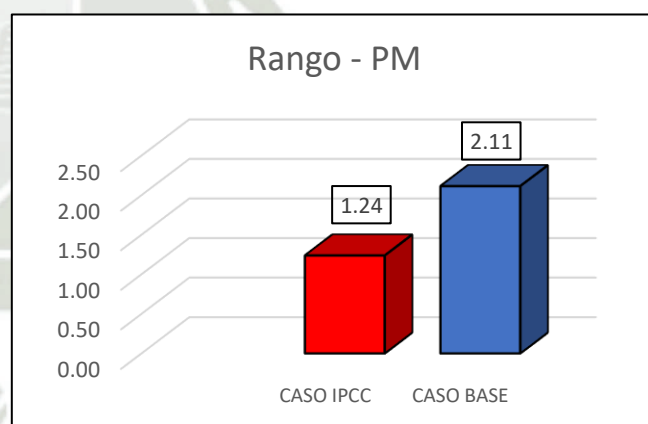
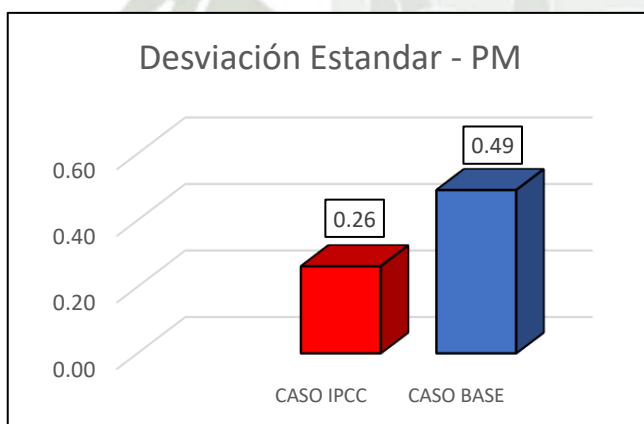
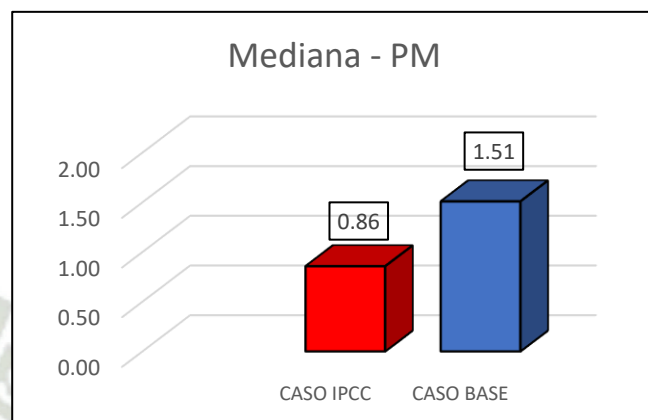
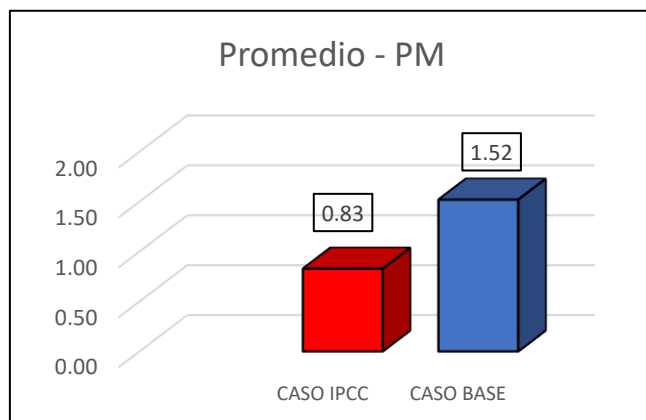
Para los cálculos estadísticos se realizó por año y no por promedio, además de tener resultados en millones de dólares, teniendo la siguiente tabla:

Tabla 46

Resultados estadísticos de ambos sistemas para PM

		PM (MUSD) CASO IPCC	PM (MUSD) CASO BASE
N	Valid	66	66
	Missing	0	0
Mean		.83	1.52
Std. Error of Mean		.03	.06
Median		.86	1.51
Std. Deviation		.26	.49
Variance		.07	.24
Range		1.24	2.11
Minimum		.05	.08
Maximum		1.29	2.19
Sum		54.69	100.31

En los siguientes gráficos se puede observar una comparativa de los principales resultados estadísticos.

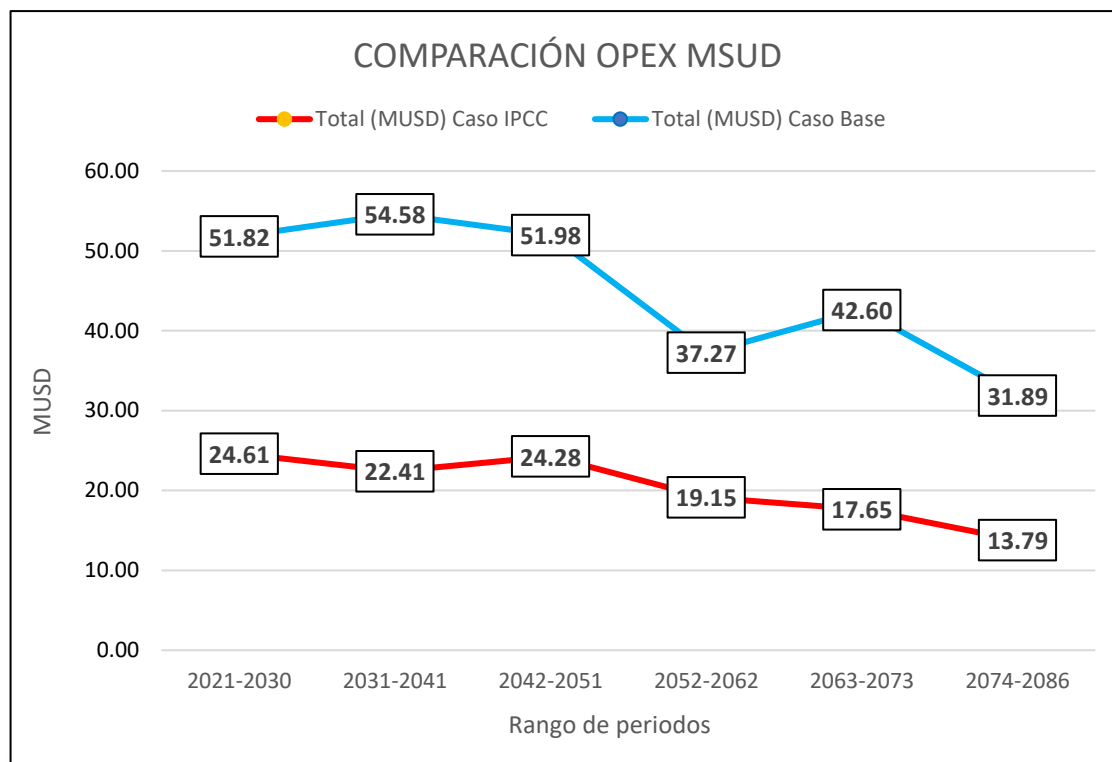


3.1.5 Costo total para el uso de camiones mineros (OPEX)

En el siguiente gráfico se tiene un rango de periodos en el cual se tiene como promedio bruto el costo por periodo para el combustible, neumáticos y PM para ambos casos, sin sumar al sistema IPCC los costos por faja y chancadora.

Gráfico 14

Costos Operativos totales de ambos sistemas



3.2 Análisis Estadístico (T – Student) del Sistema de transporte IPCC frente al Caso Base para material estéril

Para poder determinar de manera correcta este valor, es necesario tener los costos totales de ambos casos, es decir la sumatoria de CAPEX y OPEX por periodo, en el caso del caso base solo camiones mineros y para el caso IPCC fajas y chancadora, estos datos totales se encuentran en la siguiente tabla y a partir de ahí se realizó la prueba respectiva.

Rango de periodos	Total (MUSD) Caso IPCC	Total (MUSD) Caso Base
2021	433.74	41.78
2022	74.00	42.43
2023	73.15	49.11
2024	74.22	44.06
2025	82.89	56.87
2026	81.09	58.21
2027	76.56	54.01
2028	73.81	54.76
2029	72.99	57.09
2030	73.06	59.86
2031	85.98	58.21
2032	93.76	60.12
2033	88.62	56.04
2034	83.44	59.88
2035	83.95	61.01
2036	82.07	54.61
2037	86.71	55.57
2038	84.15	50.58
2039	83.11	46.55
2040	83.98	50.92
2041	80.40	46.94
2042	81.38	38.43
2043	77.29	40.27
2044	77.04	49.46
2045	83.76	61.08
2046	83.98	59.43
2047	82.72	59.43
2048	85.77	63.84
2049	86.04	61.36
2050	77.43	43.10

Rango de periodos	Total (MUSD) Caso IPCC	Total (MUSD) Caso Base
2051	77.38	43.44
2052	83.10	39.47
2053	83.88	34.66
2054	83.24	34.68
2055	83.16	37.07
2056	81.56	35.62
2057	79.99	33.56
2058	81.66	37.68
2059	84.57	45.26
2060	79.92	36.54
2061	78.88	35.54
2062	80.38	39.84
2063	78.66	34.92
2064	79.13	33.26
2065	77.35	32.82
2066	77.71	34.11
2067	79.41	37.29
2068	81.40	41.17
2069	80.89	43.42
2070	83.58	52.22
2071	82.73	55.29
2072	81.27	52.34
2073	81.68	51.74
2074	93.38	53.43
2075	92.81	52.51
2076	95.70	55.74
2077	98.37	59.29
2078	98.08	54.80
2079	97.63	49.41
2080	93.98	39.48
2081	82.58	16.57
2082	78.36	7.90
2083	76.88	5.06
2084	75.36	2.17
2085	76.65	4.22
2086	82.80	14.01

En la siguiente tabla se ha calculado la media promedio de todos los periodos en ambos casos, como se observa el sistema IPCC es mucho mayor, esto para calcular el valor p.

Estadísticas de grupo					
	Caso	N	Media	Desv. Desviación	Desv. Error promedio
Costos	Base	66	44.42	14.66	1.80
	IPCC	66	87.75	43.67	5.37

Para definir el rechazo o aceptación de nuestra hipótesis, utilizaremos el método p valor, con un nivel de confianza al 95% y consideraremos:

Si $p < 0.05$ = Se rechaza la hipótesis nula (H_0)

Si $p > 0.05$ = Se aceptará la hipótesis nula (H_0)

Bajo estos criterios se pudo obtener los resultados de la siguiente tabla:

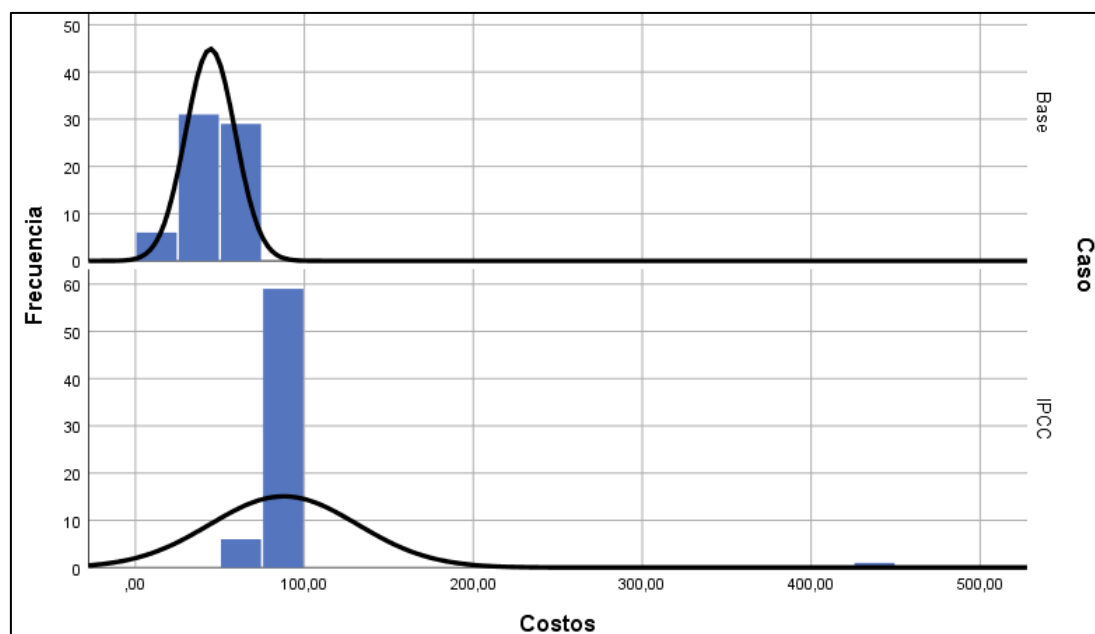
Tabla 44

Prueba de T – Student / Costos sistema de transporte (Millones de dólares)

Prueba de muestras independientes						
		prueba t para la igualdad de medias				
		Sig. (bilateral)	Diferencia de medias	Diferencia de error estándar	95% de intervalo de confianza de la diferencia	
					Inferior	Superior
Costos	Se asumen varianzas iguales	,000000000004	-43.33	5.67	-54.55	-32.11
	No se asumen varianzas iguales	,000000000042	-43.33	5.67	-54.61	-32.04

Se observa que el valor p obtenido (0.000000000042) es menor a 0.05 lo cual demuestra que existe una diferencia significativa de las medias de ambos casos, siendo así rechazada la hipótesis nula.

En el gráfico se muestra la comparación de frecuencia de valores de ambos casos con la curva normal.



3.3 Interpretación de resultados estadísticos

Para el primer caso de comparar ambos sistemas de transporte para material estéril, se tiene un p valor menor a 0.05 por lo cual se confirma que los costos tanto operativos como de capital para el caso base con mucho más factibles y económicos respecto al caso base, esto sucede debido a la implementación de la chancadora y los tramos de faja fija y movable. Se interpreta además que el usar camiones mineros para transporte de material estéril en minería a atajo abierto es mucho más rentable que usar un sistema IPCC.

Para el segundo caso se debe tener en cuenta que el usar costos operativos y costos de capital solo para camiones mineros hace la diferencia que insinúa que el sistema IPCC representa un gran ahorro, pero el analizar la implementación de estos dos sistemas sin tener en cuenta los OPEX respecto a los camiones mineros que se usan para ambos sistemas sigue siendo insuficiente el implementar este sistema IPCC, debido a que el valor p es mucho menor que el primer caso, por ende se interpreta que el implementar una chancadora y sistema de fajas es mucho más costoso y no factible frente a un caso de camiones mineros para transporte de material estéril.

3.4 Caso Base

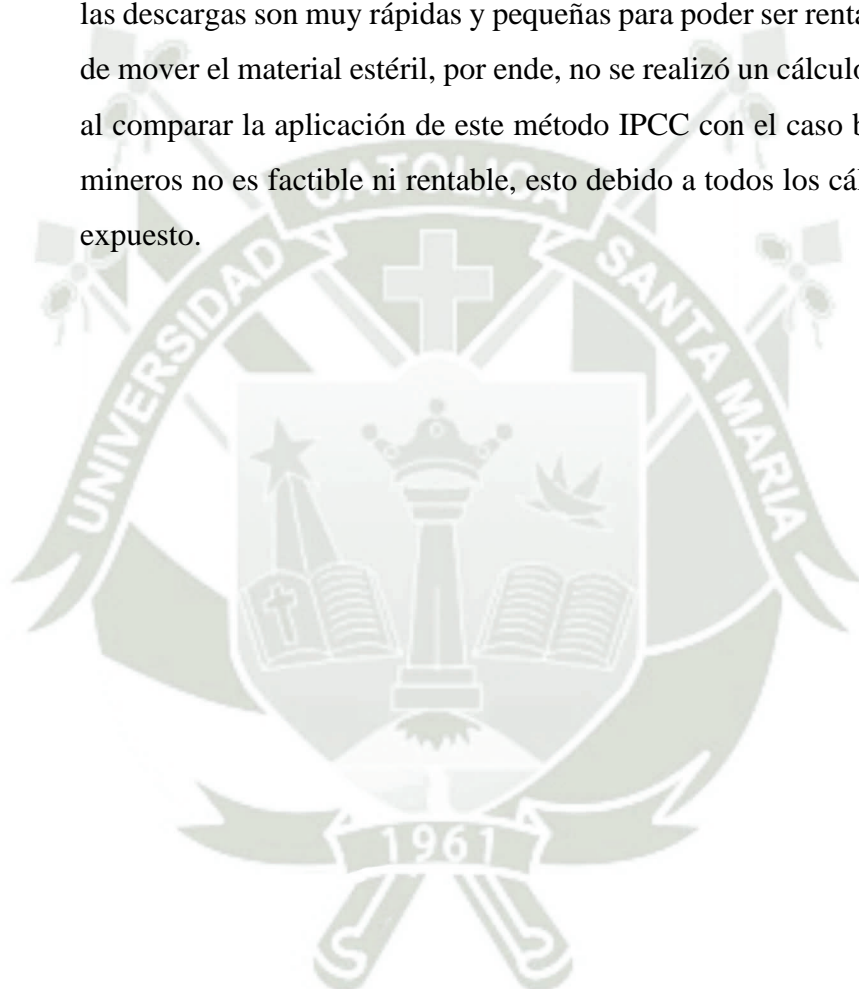
Para este caso en el cual se usa solamente camiones mineros para el transporte de material estéril se ha podido obtener un cálculo de NPV de la mina que es de 2,441 millones de dólares con tasa de descuento al 10%, en los cuales los factores de combustible, neumáticos y los equipos de acarreo son los que han tenido mayor impacto, esto por las rutas de acarreo demasiado largas. Para poder llegar a los niveles inferiores donde se encuentra el mineral se tiene que minar todo el desmonte, y por ende estos niveles superiores se encuentran a niveles cercanos de los depósitos de desmonte como, entonces es que se tienen tiempos menores, pero mientras el depósito de desmonte crezca y los niveles de minado sigan bajando es que estas rutas se van alargando y los ciclos de transporte son cada vez mayores por lo que los camiones mineros también van aumentando. Ahora al tener mayor cantidad de equipos se necesita mayores mantenimientos programados y por ende la cantidad de componentes es también mayor. Los diseños de los depósitos de desmonte han sido óptimos puesto que en términos de distancias bajo la misma superficie original no están muy lejos y tienen una capacidad diseñada de acuerdo con las fases de minado cercanas que se han tenido como base. Los CAPEX de este caso han sido estimados mínimamente a condiciones operativas, que han sido proporcionados por una empresa minera a tajo abierto ubicada al sur del Perú que por motivos de confidencialidad no puede ser mencionada, pero cada unidad minera tiene sus propios equipos y prioridades que deban de darle en cuestión de años y de vida de mina de equipos, e incluso la marca o precios que ellos manejen en cualquier mercado de maquinaria pesada. Pero lo que sí es indispensable tratarlo es que año de vida darle de baja al equipo, puesto que no se puede comprar por ejemplo un camión minero para solo usarlo 1 año o de igual manera una pala o cualquier equipo auxiliar, es ahí donde interviene el factor operativo que busca el año correcto para dar de baja a un equipo sea mayor o menor a la vida de este equipo base. Para el cálculo del NPV de este caso base como ya se ha visto de ha partido de un plan de minado base con ciertos parámetros como leyes de cobre y molibdeno, este plan que está en base al mineral será igual para caso IPCC, pero donde interviene la reducción de costos es en el acarreo de material estéril, el caso base tiene un elevado costo de minado debido a los costos de acarreo.

3.5 Caso IPCC

Para este caso se debe tener en cuenta 2 partes, la primera que corresponde a un nuevo punto de acopio para el material estéril el cual es la chancadora IPCC que como se ha manifestado si es capaz de cumplir con la producción en cuanto a términos de tecnología corresponde, con este nuevo punto de acopio se resalta la gran disminución de camiones mineros, el cual representa el 57% del caso base, el consumo de galones de combustible en dólares que representa el 42.5% del caso base y el costo de neumáticos que representa el 50.9% del caso base, por ende con un nuevo punto de acopio de descarga es que se tiene el 50.1 % del caso base en promedio como ahorro, es hasta aquí que por ritmo de producción los casos IPCC para mineral siempre han sido productivos y es que se puede observar que se tiene la mitad de ahorro respecto a solo usar camiones mineros, pero como estudio se ha llevado esto al movimiento de material estéril, cuyo ritmo de producción en gran minería superficial ubicadas al sur del Perú representa entre 3 o 4 veces más que el mineral, esto varía según el modelo de bloques de cada unidad minera. Como se ha visto en el desarrollo del proyecto se tienen 3 limitantes en cuanto al tema del transporte por faja y descarga de este material, primero se requieren 2 fajas fijas para el tramo 1 cuyo ritmo de producción debe ser elevado de hasta 7000 t/h, se debe tener en cuenta que aquí pueden suceder mantenimientos programados y no programados los cuales harían disminuir la disponibilidad y utilización de estas fajas fijas, en segunda instancia se tiene para los demás tramos se debe de usar fajas móviles, es decir montadas sobre orugas puesto que es un acople de faja tras faja conforme aumenta la descarga y éstas se deben de quitar en su totalidad cuando se termine el llenado del primer lift y empezar con el llenado del resto de lifts, esto sucede para cada llenado de lift, entonces existe la disminución aún más de utilización y disponibilidad cuando esto suceda, y como tercer factor la descarga del material que como se ha visto cubrirá como máximo 43 días y mínimo 2 días, y el costo por día en el peor de los casos es hasta 3.90 veces más, teniendo en cuenta que éstas descargas son las que se producen mayormente en los posteriores lift de llenado. Además, se debe de tener en cuenta que todo el primer lift se llenaría en 18 años y que la compra de fajas móviles se tendrían que dar de baja, puesto que el total de metros de

6,102 disminuiría hasta 3,653 m como máximo que tiene de longitud el segundo lift, por ende se desecharía 2,449 metros de faja, esto llevado a un costo sería de 4,898,000 USD y esta cantidad de vida para una faja no corresponde como CAPEX, las fajas tienen que ser casi permanente o en todo caso tener una duración considerable de al menos 50% de vida de mina.

Por dónde se pueda observar el ritmo de producción es demasiado elevado y las descargas son muy rápidas y pequeñas para poder ser rentables al momento de mover el material estéril, por ende, no se realizó un cálculo del NPV ya que al comparar la aplicación de este método IPCC con el caso base de camiones mineros no es factible ni rentable, esto debido a todos los cálculos que se han expuesto.



CONCLUSIONES

1. Al analizar la posible aplicación de ambos casos, se ha visto que el usar camiones mineros bajo temas operativos y controles de diseño de rutas de acarreo es rentable y factible para el transporte de material estéril, pero al momento de aplicar el sistema IPCC para transporte de material estéril se ha visto que no es factible ni rentable, puesto que el usar este sistema representa hasta 3.90 veces más el costo de usar camiones mineros durante los primeros 15 años, tiempo en el cual el ritmo de desbroce es mucho mayor en el presente plan de vida de mina.
2. Se ha realizado el diseño de rutas de acarreo por periodo del plan de vida de mina respecto a una topografía base con ayuda del software MinePlan 3D v.15.4. para poder calcular el número de camiones mineros, en el cual se ha obtenido una variación del 57% respecto al caso base, es decir más de la mitad de los camiones mineros se han visto ahorrados por la alternativa de un nuevo punto de descarga en el caso IPCC.
3. Al realizar los diseños de los depósitos de desmonte se han seguidos parámetros geotécnicos, geológicos que se han descrito en el desarrollo, y así poder realizar secuencias de descarga paralelas una de otra, para poder tener solo un frente de descarga ancho tanto para el caso base, en el caso IPCC al usar fajas móviles para la descarga y un spreader, se tiene que estar moviendo o acoplando cantidad de faja para tener una descarga correcta, que de igual manera debe tener una amplia zona de ubicación, los parámetros de descarga para el primer lift han sido orientados al tamaño del brazo del spreader y su ángulo de oscilación esto para tener una descarga completa, se ha visto por conveniente dividir en varias zonas descarga y seguir los mismos parámetros de descarga y diseño.
4. Se ha realizado la posible implementación y uso del sistema IPCC frente a camiones mineros para el transporte de material estéril en una unidad minera de gran producción, su factibilidad en los resultados determina un costo muy elevado frente al caso base, y esto se determina por el análisis de resultados en CAPEX y OPEX, para esto no es factible realizar un mayor nivel de investigación para la presente comparación.
5. Se ha comparado la estadística de costos de ambos casos, en donde se ve evidenciado un gran ahorro de camiones mineros, combustible, neumáticos y costos por mantenimiento frente al caso base, esto debido al nuevo punto de descarga, pero al

compararlo con la implementación de la chancadora, los tramos fijos de fajas y sobre todo los tramos de fajas acopladas por año se evidencia un claro aumento de costos, y esto se demuestra en la estadística aplicada del valor p , la cual al ser menor a 0.05 rechaza la hipótesis nula, por ende se afirma la hipótesis planteada.



RECOMENDACIONES

- Se recomienda aplicar este concepto de IPCC de desmonte para media minería o gran minería cuyo ritmo de desbroce sea mucho menor al estudiado, esto para poder tener una disponibilidad y utilización más real.
- Se recomienda hacer un diseño de fases de minado respecto a una ubicación de chancadora en el centroide de una fase de minado, esto para poder tener una ruta mucho más corta y usar un sistema avanzado de fajas que puedan subir por los taludes de diseño.
- Se recomienda tener en cuenta la limitante tecnológica de fajas de spreaders al momento de la descarga, y optar por un diseño de descarga alternativo para no eliminar las fajas en muy poco tiempo de uso.
- Se recomienda usar información de mina real para realizar un cálculo de NPV ya que usar costos bajos no hará que se registre un correcto cálculo.
- Para el cálculo de flujo de caja se recomienda usar varias tasas de descuento para tener en cuenta los requerimientos de la empresa, así mismo se debe de tener en cuenta los casos operativos en la compra de equipos mineros.
- Finalmente, se recomienda usar el sistema IPCC para mineral y usar tal vez un sistema mixto entre descarga de fajas y camiones mineros, bajo parámetros de diseño totalmente nuevo y cuya topografía sea de mayor altitud para, esto requiere un mayor estudio del sistema mixto.

REFERENCIA

- Acuña Pérez, J. (2016). *Análisis para la implementación de una banda transportadora para minería en el circuito de chancado de Cia Minera Maperú*. Huancayo: Universidad Nacional Del Centro Del Perú.
- AIGUASOL. (2021). *Reporte Energía en Minería Procesos de Extracción*. Chile: Ministerio de Energía de Chile.
- Alhuay Torres, A. (2014). *Optimización de flota de camiones para la alimentación a chancadora primaria*. Lima: UNI.
- Aponte, R., Muñoz, F., & Álzate, A. (2017). La evaluación financiera de proyectos y su aporte en la generación de valor corporativo. *Ciencia Y Poder Aéreo*, 144-155.
- Ben-Awuah, E., & Seyed, N. (2017). "An economic evaluation of a primary haulage system for a Bauxite mine: load and haul versus in pit crushing and conveying". *MOL - Laurentian University*, 109-119.
- Chara Hanco, M. (2018). *"Optimización del NPV aplicando la temporalidad del modelo económico para incrementar el beneficio en compañía minera Antapaccay S.A."*. Arequipa: Universidad Nacional de San Agustín.
- Coss Bu, R. (2012). *Análisis y evaluación de proyectos de inversión*. Mexico: Limusa Noriega Editor.
- Cruzat, G. A. (2008). *Carguío y transporte*. Santiago de Chile: Universidad La Serena.
- Darling, P. (2011). *SME mining engineering handbook Third Edition*. Englewood: SME.
- EducarChile. (2012). *Transporte por camiones*. Obtenido de sitio web de EducarChile: <https://goo.gl/5tQkx7>
- Fajardo, L., Girón, M., Vásquez, C., Fajardo, L., Zúñiga, X., Solís, L., & Pérez, J. (2019). Valor Actual Neto y Tasa Interna De Retorno como parámetros de evaluación de las inversiones. *Revista investigación operacional*, 469-474.

- Gobierno del Perú. (2014). *Decreto Supremo N°040-2014-EM*. Lima: El Peruano.
- Golosinki, T. S. (2013). *Factores que afectan al sistema de carguío y transporte*. Intercade Consultancy & Training.
- Herrera Herbert, J. (2006). *"Métodos de minería a cielo abierto"*. Madrid: Universidad politécnica de Madrid.
- Infante, J., & Valdivia, G. (2020). *Análisis comparativo del uso de fajas transportadoras y camiones para el acarreo aplicando costos unitarios en una empresa minera a tajo abierto en Cajamarca*. Cajamarca: Universidad Privada del Norte.
- Loli Morales, W. (2016). *Metodología de planificación a cielo abierto considerando incorporación de in Pit Crusher and Conveyors*. Santiago de Chile : Universidad de Chile.
- M. Nehring, M., Knights, P., Kizil, M., & Hay, E. (2018). A comparison of strategic mine planning approaches for in-pit crushing and conveying, and truck/shovel systems. *International Journal of Mining Science and Technology*, 205-214.
- Merca Conde, A. (2008). *Análisis de sistemas de extracción y planeamiento estratégico de profundización de mina*. Lima: UNI.
- MINEM. (2017). *Guía de Orientación del Uso Eficiente de la Energía y de Diagnóstico Energético*, . Lima: MINEM.
- Morales, A., & Morales, J. (2009). *Proyectos de Inversión, Ealuación Y Formulación*. México: McGraw-Hill.
- Nehring, M., Knights, P., Kizil, M., & Hay, E. (2018). "A comparison of strategic mine planning approaches for in-pit crushing and conveying, and truck/shovel systems". *International Journal of Mining Science and Technology*, 205-214.
- Paricheh, M., & Osanloo, M. (2016). Determination of the optimum in-pit crusher location in open-pit mining under production and operating cost uncertainties 16th I Istanbul, Turke . *nternational Conference on Computer Applications in the Mineral Industries*.

Paucar, J., Torres, L., Llave, F., & Venero, R. (2019). *Estudio de viabilidad económica para el diseño de transporte en minería a cielo abierto; sistema de acarreo por camiones frente a un sistema de acarreo mecanizado por faja transportadora*. Arequipa : Universidad Nacional de San Agustín.

Preciado Hernández, J. (2001). *Diseño y aplicación de un modelo económico para la toma de decisiones en reemplazo de equipo de acarreo en una mina a cielo abierto*. Colima: Universidad de Colima.

Rumbo Minero. (2020). *“Fajas Transportadoras, herramienta eficaz para el traslado en mina”*. Lima: Rumbo Minero.

Vargas Juárez, B. (2019). *Optimización de la productividad de acarreo de desmonte mediante implementación de fajas transportadoras y chancadoras utilizando la simulación con el software MINEHAUL en la compañía minera Antamina S.A*. Moquegua : Universidad Nacional De Moquegua .

Villeneuve, J., Ben-Awuah, E., & Vasquez, P. (2020). *“Hierarchical mine planning for a SemiMobile In-Pit Crushing and Conveying (IPCC) system using discrete-event simulation”*. Ghana: Proceedings of 6th UMaT Biennial International Mining and Mineral Conference.

Wheatley, G., & Islam, R. (2021). “Analysis of conveyor drive power requirements in the mining industry”. *International Scientific Journal about Logistics*, 37-43.

ANEXOS

Plan de minado de vida de mina (Periodos 2021 – 2086)

PERIODO	FASE	DESMONTE	ELEVACIÓN - TOE FINAL
2021	F06	2,986,765	3040
	F07	13,417,780	3325
	F08	81,357,945	3520
2022	F05	354,013	2980
	F06	2,797,546	2995
	F07	11,829,018	3310
	F08	71,041,938	3490
2023	F05	161,982	2950
	F06	1,257,275	2965
	F07	9,430,743	3280
	F08	55,836,063	3460
	F09	25,000,000	3700
2024	F05	30,141	2935
	F06	1,375,670	2920
	F07	8,002,437	3265
	F08	56,100,496	3430
	F09	24,430,889	3670
2025	F05	7,959	2935
	F06	552,271	2905
	F07	7,352,384	3250
	F08	67,217,776	3400
	F09	37,235,183	3625
2026	F07	14,136,468	3205
	F08	52,646,120	3370
	F09	39,621,181	3580

PERIODO	FASE	DESMONTE	ELEVACIÓN - TOE FINAL
2027	F07	14,205,268	3175
	F08	58,658,242	3325
	F09	34,718,018	3535
2028	F07	14,042,019	3130
	F08	37,595,564	3310
	F09	51,850,941	3490
2029	F07	10,650,720	3100
	F08	42,520,785	3280
	F09	54,473,998	3460
2030	F07	15,529,560	3070
	F08	39,779,603	3250
	F09	52,617,594	3430
2031	F07	17,522,214	3025
	F08	44,978,713	3205
	F09	36,660,470	3400
	F10	8,000,000	3715
2032	F07	18,664,350	2980
	F08	16,426,442	3190
	F09	37,720,624	3385
	F10	41,758,089	3625
2033	F07	17,125,805	2920
	F08	20,584,105	3175
	F09	18,365,525	3370
	F10	32,851,983	3565
2034	F07	11,339,578	2875
	F08	12,808,602	3160
	F09	29,451,114	3355
	F10	31,324,711	3520
2035	F07	7,842,592	2830
	F08	14,502,234	3130
	F09	30,775,065	3340
	F10	36,843,496	3475
2036	F08	16,068,398	3100
	F09	30,584,136	3325
	F10	28,840,576	3445
	F11	9,000,000	3835
2037	F08	12,114,903	3070
	F09	20,466,119	3325
	F10	36,757,026	3400
	F11	20,876,803	3790
2038	F08	8,463,474	3040
	F09	19,363,370	3310
	F10	30,346,413	3370
	F11	32,861,373	3760
2039	F08	5,944,464	3010
	F09	19,976,857	3295
	F10	25,109,280	3355
	F11	34,889,279	3730

PERIODO	FASE	DESMONTE	ELEVACIÓN - TOE FINAL
2040	F08	3,339,365	2980
	F09	37,730,598	3280
	F10	17,423,209	3340
	F11	30,017,509	3715
2041	F08	1,069,812	2950
	F09	36,158,837	3265
	F10	17,746,596	3325
	F11	25,055,804	3715
2042	F08	707,349	2920
	F09	17,616,364	3250
	F10	27,169,991	3295
	F11	39,434,029	3700
2043	F08	387,771	2875
	F09	33,672,137	3235
	F10	18,792,900	3280
	F11	30,000,000	3685
2044	F08	2,305,090	2830
	F09	17,097,367	3220
	F10	18,732,152	3265
	F11	33,413,317	3670
2045	F08	9,096,710	2785
	F09	15,942,857	3205
	F10	26,853,824	3250
	F11	34,113,769	3655
2046	F08	9,860,828	2740
	F09	46,489,665	3175
	F10	18,760,129	3235
	F11	10,000,000	3655
2047	F09	53,806,984	3145
	F10	24,251,856	3205
	F11	10,000,000	3655
2048	F09	33,634,866	3115
	F10	23,177,492	3190
	F11	33,639,589	3640
2049	F09	28,305,875	3085
	F10	22,264,828	3160
	F11	33,624,978	3625
2050	F09	17,083,373	3055
	F10	20,826,463	3145
	F11	20,000,000	3625

PERIODO	FASE	DESMONTE	ELEVACIÓN - TOE FINAL
2051	F09	14,813,966	3040
	F10	19,559,791	3115
	F11	23,411,908	3610
2052	F09	16,525,655	3010
	F10	18,897,377	3100
	F11	20,000,000	3610
2053	F09	15,890,515	2995
	F10	17,868,080	3070
	F11	23,268,269	3595
2054	F09	16,205,910	2965
	F10	16,918,984	3055
	F11	20,000,000	3595
2055	F09	12,638,851	2950
	F10	10,545,727	3040
	F11	33,464,191	3580
2056	F09	5,430,937	2935
	F10	14,928,458	3010
	F11	33,453,191	3565
2057	F09	3,976,567	2920
	F10	15,142,434	2995
	F11	30,000,000	3565
2058	F09	3,420,245	2905
	F10	15,954,872	2965
	F11	34,157,759	3550
2059	F09	3,308,026	2890
	F10	15,763,860	2950
	F11	44,809,100	3535
2060	F09	4,255,923	2860
	F10	11,072,380	2920
	F11	34,617,139	3520
2061	F09	3,348,064	2845
	F10	9,538,056	2905
	F11	34,966,109	3505
2062	F09	2,895,442	2815
	F10	7,575,008	2875
	F11	44,515,647	3490
2063	F09	1,797,850	2800
	F10	6,877,546	2845
	F11	43,117,155	3475

PERIODO	FASE	DESMONTE	ELEVACIÓN - TOE FINAL
2064	F09	1,703,136	2785
	F10	3,574,373	2815
	F11	52,976,895	3460
2065	F09	1,618,509	2770
	F10	1,740,458	2785
	F11	52,286,429	3445
2066	F09	3,247,111	2740
	F10	1,466,101	2770
	F11	51,188,175	3430
2067	F09	4,720,268	2725
	F10	2,186,865	2740
	F11	49,256,805	3400
2068	F09	8,178,987	2680
	F10	1,819,413	2710
	F11	47,969,735	3385
2069	F09	2,797,265	2620
	F10	3,589,054	2680
	F11	55,033,956	3370
2070	F10	4,924,853	2620
	F11	66,963,304	3340
2071	F10	4,845,485	2560
	F11	72,549,576	3310
2072	F11	84,355,609	3265
2073	F11	83,731,791	3235
2074	F11	80,557,755	3190
2075	F11	74,340,396	3145
2076	F11	71,359,178	3100
2077	F11	69,962,360	3055
2078	F11	59,477,167	2995
2079	F11	48,067,624	2920
2080	F11	35,607,701	2860
2081	F11	14,664,210	2800
2082	F11	6,596,451	2755
2083	F11	4,125,990	2710
2084	F11	1,662,966	2650
2085	F11	3,018,760	2575
2086	F11	9,610,859	2500