

UNIVERSIDAD NACIONAL MICAELA BASTIDAS DE APURÍMAC

FACULTAD DE INGENIERÍA

ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



TRABAJO DE TESIS

“DIMENSIONAMIENTO Y OPTIMIZACIÓN DE LA FLOTA DE EQUIPOS A UTILIZAR EN EL MINADO DE LA CANTERA DE ROCA CALIZA PARA ABASTECER AL RECRECIMIENTO DE LA PRESA DE RELAVES ETAPA 4 U.M. TOROMOCHO – CHINALCO 2019”

Presentado por:

Christian Andre Medina Soto

Frank Panocca Paniura

Para optar el título de:

INGENIERO DE MINAS

Abancay, Perú

2021



UNIVERSIDAD NACIONAL MICAELA BASTIDAS DE APURÍMAC
FACULTAD DE INGENIERÍA
ESCUELA ACADÉMICO PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



Tesis


**“DIMENSIONAMIENTO Y OPTIMIZACIÓN DE LA FLOTA DE EQUIPOS A UTILIZAR EN
EL MINADO DE LA CANTERA DE ROCA CALIZA PARA ABASTECER AL
RECRECIMIENTO DE LA PRESA DE RELAVES ETAPA 4 U.M. TOROMOCHO –
CHINALCO 2019”**

Presentado por **Christian Andre Medina Soto & Frank Panocca Paniura**, para optar el
Título de:

INGENIERO DE MINAS


Sustentado y aprobado el día 26 de Marzo del 2021 ante el jurado:

Presidente:



Ing. Walquer Huacani Calsin

Primer Miembro:




Ing. Darwin Loayza Encalada

Segundo Miembro:



Ing. Jose Cárdenas Catalán.

Asesor (es) :



Mg. Franklin Aguirre Huillcas

AGRADECIMIENTOS

A nuestro asesor el Mag. Franklin Aguirre Huillcas por su constante guía e insistencia para la elaboración de este proyecto.

A nuestra casa de Estudios, Universidad nacional Micaela Bastidas de Apurímac, por darnos la formación para convertirnos en profesionales.

A la empresa MOTA-ENGIL PERÚ, por darnos las facilidades para desarrollar el presente proyecto y desarrollarnos profesionalmente.

A nuestros padres por sus sabios consejos y constante apoyo.



DEDICATORIA

A mis padres Ruth y Froylan por su constante apoyo y comprensión que hicieron de mi un profesional, a mi hermana por sus sabios consejos, a mi esposa e hija por ser mi motivación.

Christian Medina

A mi madre Visitación Paniura, ejemplo de lucha incansable y motivadora de personas cuyas suaves manos se multiplicaron en el camino de la vida.

Frank Panocca



**“DIMENSIONAMIENTO Y OPTIMIZACIÓN DE LA FLOTA DE EQUIPOS A
UTILIZAR EN EL MINADO DE LA CANTERA DE ROCA CALIZA PARA
ABASTECER AL RECRECIMIENTO DE LA PRESA DE RELAVES ETAPA 4 U.M.
TOROMOCHO – CHINALCO 2019”**

Línea de investigación, Minería y procesamiento de minerales

Esta publicación está bajo una Licencia Creative Commons



ÍNDICE DE CONTENIDO

INTRODUCCIÓN.....	1
RESUMEN.....	3
ABSTRACT.....	5
CAPÍTULO I.....	7
PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA.....	7
1.1. Descripción del Problema	7
1.2. Enunciado del Problema.....	8
1.2.1. Problema General.....	8
1.2.2. Problema Específico.....	8
1.2.3. Justificación de la investigación.....	8
CAPITULO II.....	10
OBJETIVOS E HIPÓTESIS.....	10
2.1. Objetivos de la investigación	10
2.1.1. Objetivo General	10
2.1.2. Objetivo Específico	10
2.2. Hipótesis de la investigación.....	10
2.2.1. Hipótesis general	10
2.2.2. Hipótesis específicas	10
2.3. Operacionalización de las variables	11
CAPITULO III.....	12
MARCO TEÓRICO REFERENCIAL	12
3.1. Antecedentes	12
3.1.1. Antecedentes internacionales	12
3.1.2. Antecedentes nacionales	13
3.2. Marco teórico	15
3.2.1. Dimensionamiento de flota de Equipos.....	15
3.2.2. Optimización del ciclo de carguío y acarreo	23
3.2.3. Relaves Mineros.....	30



3.2.4.	Presa de relaves	32
3.2.5.	Cantera	34
3.2.6.	Fases de la explotación.....	37
3.2.7.	Explotación de canteras.....	38
3.2.8.	Ruta crítica	39
3.2.9.	Indicadores de gestión.....	40
3.2.10.	Talpac 10.2.....	40
3.3.	Generalidades del Proyecto Toromocho	41
3.3.1.	Antecedentes del Proyecto	41
3.3.2.	Ubicación y Accesos	42
3.3.3.	Geomorfología	44
3.3.4.	Geología	44
3.3.5.	Geología local del área del Proyecto.....	46
3.3.6.	Sismicidad	50
3.3.7.	Clima y meteorología	52
3.3.8.	Geología Económica	54
3.4.	Marco conceptual	55
4.	CAPITULO IV	62
	METODOLOGÍA	62
4.1.	Tipo y nivel de investigación	62
4.2.	Diseño de la investigación.....	62
4.3.	Población y muestra	63
4.3.1.	Población.....	63
4.3.2.	Muestra.....	63
4.4.	Procedimiento	63
4.5.	Técnica e instrumentos.....	63
4.5.1.	Instrumentos de Investigación.....	64
	CAPÍTULO V.....	65
	RESULTADOS Y DISCUSIONES.....	65
5.1.	Dimensionamiento de equipos de carguío y acarreo.....	65

5.1.1.	Descripción de la Cantera.....	65
5.1.2.	Descripción de la Presa de Relave	66
5.1.3.	Características Geométricas de la Etapa 4 Presa de Relaves	67
5.1.4.	Descripción de la Ruta de Acarreo.....	69
5.1.5.	Descripción de los Equipos de Carguío y Acarreo.....	70
5.1.6.	Línea de tiempo para ejecutar el proyecto.....	78
5.1.7.	Volumen de Relleno Cuarta Etapa de recrecimiento	79
5.1.8.	Ruta Crítica	82
5.1.9.	Key Performance Indicator (KPI)	87
5.1.10.	Consumo de Combustible	90
5.1.11.	Dimensionamiento de flota	91
5.1.12.	Optimización de Flota	103
5.1.13.	Optimización del Tiempo de ciclo de Acarreo.....	105
5.1.14.	Análisis de Disponibilidad Mecánica y Factor de Utilización	107
5.1.15.	Cálculo de flota con parámetros Optimizados de Carguío-Acarreo.....	107
5.1.16.	Análisis de Costos	120
5.2.	Análisis de resultados.....	124
5.3.	Discusión de Resultados.....	125
CAPÍTULO VI		
CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES.....		130
6.1.	Conclusiones	130
6.2.	Recomendaciones.....	131
REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS		132
ANEXOS		135
	Tablas	135
	Panel Fotográfico	145

INDICE DE TABLAS

Tabla N° 1: Operacionalización de Variables	11
Tabla N° 2: Aceleraciones sísmicas instrumental pico - Método probabilístico	52
Tabla N° 3: Límite de tamaño de partícula – Mat. Tipo 3	65
Tabla N° 4: Altura de Recrecimiento.....	68
Tabla N° 5: Relación de Taludes	68
Tabla N° 6: Estándar del desempeño de velocidades - Volquetes	70
Tabla N° 7: Datos Volumétricos	79
Tabla N° 8: Ruta crítica para el Camión Volquete 8x4 22.5 m ³	85
Tabla N° 9: Ruta crítica para el Camión Volquete 6x4 17 m ³	86
Tabla N° 10: Índices de Disponibilidad Mecánica y Factor de Utilización – Turno Día	88
Tabla N° 11: Índices de Disponibilidad Mecánica y Factor de Utilización – Turno Noche.....	89
Tabla N° 12: Índices de Disponibilidad Mecánica y Factor de Utilización – Promedio	89
Tabla N° 13: Ratio de Consumo de Combustible Excavadoras sobre Oruga 374, 345 y 336	90
Tabla N° 14: Tiempo de ciclo de carguío	105
Tabla N° 15: Análisis de Costo Unitario S/. /m ³ - Antes de Optimizar	121
Tabla N° 16: Análisis de Costo Unitario S/. /m ³ - Después de Optimizar	122
Tabla N° 17: Descripción de resultados.....	124
Tabla N° 18: Resultados de la simulación de flota en el Software Talpac 10.2	128

INDICE DE FIGURAS

Figura N° 1: Geometría de un Talud.....	19
Figura N° 2: Diseño de Vía de Transporte.....	20
Figura N° 3: Carguío de Material en la Unidad Minera Toromocho - Cantera	24
Figura N° 4: Acarreo de Material en la Unidad minera Toromocho – Cantera	25
Figura N° 5: Diseño de Ancho Mínimo de Operación.....	26
Figura N° 6: Relave Minero en la presa – Etapa III.....	31
Figura N° 7: Presa de Relaves de la unidad Minera Toromocho.....	33
Figura N° 8: Cantera de Caliza de la Unidad Minera Toromocho.....	35
Figura N° 9: Elementos de un banco	36
Figura N° 10: Ubicación del Proyecto Toromocho	43
Figura N° 11: Cantera Material tipo 3 – Toromocho.....	66
Figura N° 12: Sección Típica.....	67
Figura N° 13: Presa de Relaves – Toromocho.....	67
Figura N° 14: Disposición de los materiales.....	69
Figura N° 15: Equipos de Acarreo para la Presa de Relaves – Toromocho	71
Figura N° 16: Maniobra de Carguío	71
Figura N° 17: Dimensiones de Excavadora 336 DL.....	72
Figura N° 18: Dimensiones de Excavadora 345 DL.....	74
Figura N° 19: Dimensiones de Excavadora 374.....	75
Figura N° 20: Dimensiones Camión 17m ³	76
Figura N° 21: Camión de 17m ³ transportando material tipo 3A Presa de Relave	77
Figura N° 22: Camión de 22.5m ³ siendo cargado de material tipo 3en Cantera.....	78
Figura N° 23: Línea de tiempo para la ejecución del proyecto denominado “Cuarta Etapa de Recrecimiento de la Presa de Relaves”.....	78
Figura N° 24: Ubicación de la Presa de Relaves	80
Figura N° 25: Sección típica – Presa de Relave	81
Figura N° 26: Tramo de la Ruta Crítica para el transporte de material tipo 3 para el recrecimiento de la presa de relave Etapa 3°	83
Figura N° 27: Plano de la ruta Critica Cantera – Presa de Relave.....	84
Figura N° 28: Plataforma de carguío estandarizada (2 m).....	104
Figura N° 29: Carguío de Camión con un giro Óptimo estandarizado entre 60° - 90°.....	105
Figura N° 30: Tiempo de Espera en el carguío Optimizado	106
Figura N° 31: Motoniveladora CAT 140M realizando trabajos de mantenimiento de Vías.....	107
Figura N° 32: Histograma Escenario 01 (Excavadora 336- Volvo FMX 6X4 de 17m3)	125
Figura N° 33: Histograma Escenario 02 (Excavadora 336- Volvo FMX 8X6 de 22.5m3).....	126

Figura N° 34: Histograma Escenario 03 (Excavadora 345- Volvo FMX 6x4 de 17 m3).....	126
Figura N° 35: Histograma Escenario 04 (Excavadora 345- Volvo FMX 8X6 de 22.5m3)	126
Figura N° 36: Histograma Escenario 05 (Excavadora 374- Volvo FMX 6x4 de 17 m3)	127
Figura N° 37: Histograma Escenario 06 (Excavadora 374- Volvo FMX 8x6 de 22.5m3)	127
Figura N° 38: Plataforma de Carguío	145
Figura N° 39: Zona de Voladura - Cantera	145
Figura N° 40: Zona de tránsito de Camiones para transporte de material tipo 3	146
Figura N° 41: Frentes de Trabajo de las Excavadoras	146
Figura N° 42: Zona de Parqueo de los Camiones	147
Figura N° 43: Conformación de la cresta	147
Figura N° 44: Carguío de camiones por ambos lados.....	148
Figura N° 45: Zona de Parqueo de las Excavadoras	148
Figura N° 46: Acceso temporal a la cresta de la presa de relaves.....	149
Figura N° 47: Vista en perfil de la tercera etapa de la presa de relaves.....	149
Figura N° 48: Flota de Camiones destinados al acarreo de material tipo 3 - presa de relaves	150
Figura N° 49: Accesos Temporales de la tercera etapa del recrecimiento de la presa de Relaves	150
Figura N° 50: Agua filtrada de la presa de relaves	151

INTRODUCCIÓN

El presente trabajo de investigación tiene como objetivo dimensionar y optimizar la flota de equipos a utilizar en el minado de la cantera de roca caliza para abastecer el recrecimiento de la presa de relaves etapa 4 en el proyecto Toromocho perteneciente a Minera Chinalco Perú.

Dicho proyecto iniciara a mediados de Octubre del 2019, fecha para la cual se deben tener definidos los equipos de carguío, transporte y acarreo a utilizar para cumplir con el minado que abastecerá de materia prima a los trabajos de relleno que se realizaran en la cuarta etapa de la presa de relaves.

Para analizar la problemática que nos lleva a realizar el presente trabajo es necesario analizar las deficiencias que se tuvieron en anteriores etapas en las cuales por deficiencia en el dimensionamiento de los equipos se observaron frentes sobredimensionados generando sobrecostos innecesarios, así como también, perdidas por la realización de colas en el carguío y transporte, teniendo que parar muchas veces una flota de transporte por falta de equipos de carguío. Ocasionando retrasos en el recrecimiento de la presa de relaves por no abastecer el material en tiempo y cantidad.

Es por ello que se analizó la causa raíz de los problemas suscitados, llegando a la conclusión que no se había realizado un dimensionamiento de flota acorde con las condiciones propias del proyecto, tampoco se había realizado un trabajo de seguimiento a la optimización de la flota de equipos de acuerdo a las variables que se iban presentando, lo cual repercutía en los volúmenes de producción, los cuales se veían mermados por falta de planificación, control y seguimiento a la gestión de equipos asignados a cada frente de trabajo.

El método utilizado en el presente proyecto de investigación está basado en el MATCH FACTOR, y posteriormente se validará los resultados obtenidos utilizando softwares de simulación de transportes para darle mayor exactitud y relevancia a los resultados.

El presente proyecto de tesis se realiza por el interés de evitar pérdidas en cuanto al exceso de costo en el proyecto por la excesiva cantidad de equipos asignados por falta de planificación en el dimensionamiento de equipos, así también poder asegurar el abastecimiento diario de material necesario para la 4ta etapa del recrecimiento de la presa de relaves evitando retrasos en la entrega de la misma. Es por ello que se busca establecer cuáles y cuantos son los equipos necesarios para completar los trabajos del minado en cantera y abastecer de forma satisfactoria al recrecimiento de la presa de relaves en su cuarta etapa. Evitando pérdidas o sobrecostos en el proceso de minado, generando un valor agregado a los trabajos realizados como parte de la empresa.



La presente tesis establece un precedente en dimensionamiento y optimización de flotas para la realización de minado y recrecimiento de presas de relaves, optimizando los recursos de la organización.

El trabajo de investigación se organiza en cinco capítulos. En el capítulo I, se presenta la problemática a ser tratada, así como los objetivos planteados para el logro del dimensionamiento y optimización de la flota de camiones para el recrecimiento de la presa de relaves.

En el capítulo I se habla sobre el planteamiento del problema, justificación e importancia de la investigación.

En el capítulo II, se muestra los objetivos de la investigación, la formulación de hipótesis, la operacionalización de variables.

En el capítulo III, se presenta el marco teórico referencial, que sienta las bases para el desarrollo y determinación de la presente investigación, el mismo que se divide en 3 partes. En la primera parte podemos encontrar los antecedentes nacionales e internacionales de publicaciones relacionadas con el dimensionamiento y optimización de flotas para operaciones mineras a cielo abierto. En la segunda parte se presenta el marco referencial, en el cual se muestra las definiciones de los principales conceptos relacionados con el título del proyecto. En la tercera parte se muestra la definición de las principales terminologías empleadas en el desarrollo de la presente tesis.

En el capítulo IV, se muestra la metodología empleada en el proyecto, en el cual se especifica en tipo y nivel de investigación, el diseño de la investigación, Población y muestra, Procedimiento y Técnica e instrumentos.

En el capítulo V, se muestra el análisis y discusión de los resultados cuyos valores de costos ya optimizados representan un ahorro de S/.4'767,235.49 al proyecto.

En el capítulo VI, se muestra las conclusiones y recomendación del presente proyecto de investigación, así como las principales fuentes bibliográficas, anexos, tablas y panel fotográfico.

RESUMEN

El Proyecto Minero Toromocho perteneciente a Minera Chinalco Perú, se encuentra ubicado en el departamento de Junín, provincia de Yauli, distrito de Morococha; En donde se desarrolla una minería a cielo abierto para la extracción principal de cobre y molibdeno; Para lo cual se realiza el procesamiento de mineral dejando como remanente los relaves mineros, los cuales por su gran volumen son almacenados en la Quebrada Tunshuruco con un Presa que sirve como contención.

La relación entre la Empresa Mota-Engil y Minera Chinalco inicia el año 2017, en el cual se adjudicó el recrecimiento de la tercera etapa de la presa de relaves para la Unidad Minera Toromocho, Chinalco, situada en la región Junín. La cual consistió en elevar la presa de relaves con enrocado de material Tipo 3, de drenaje libre cimentada sobre roca, provista de un curb de concreto extruido, un material de filtro y uno de transición aguas arriba. En el recrecimiento de la presa de relaves del nivel 4637 al 4658, con un volumen de relleno de 8'000.000 m³, el mismo que fue culminado satisfactoriamente en Diciembre del año 2018.

Este 2019, ya con la aprobación del inicio trabajos para ejecutar el recrecimiento de la cuarta etapa de la presa de relaves, la cual inicia en el nivel 4658 y termina en el nivel 4680, requiriendo un volumen de relleno de 10'000,000 m³ compactados, el cual será extraído desde la cantera Tunshuruco, se debe dimensionar la flota de equipos a utilizar en esta actividad.

Es por ello que previo al inicio del proyecto se desarrolla el presente trabajo de investigación con el fin dimensionar la flota de equipos a utilizar en el minado de la cantera y acarreo de material hacia presa de relaves. Para lo cual se analizaron diferentes escenarios con una configuración de equipos distinta para cada caso, logrando determinar la cantidad de equipos necesarios y el costo por m³. A través de los resultados obtenidos se realizó la toma de decisiones determinando la configuración adecuada para el inicio del proyecto. La cual consistió en 06 excavadoras hidráulicas CAT 374 y 35 camiones Volvo de 22.5 m³.

Ya en proyecto se realizó la etapa de optimización, para lo cual se identificaron puntos de mejora en el proceso de minado en cantera, los cuales fueron optimizando a través de la estandarización de buenas prácticas operacionales en el carguío y acarreo, logrando así reducir la cantidad de equipos empleados en el proceso y consigo los costos de producción por m³.



Aplicando estas mejoras se redujo el número de equipos a utilizar en la operación a 05 excavadoras hidráulicas CAT 374 y 35 camiones Volvo de 22.5 m³. Con lo cual se asegura el abastecimiento e relleno para el recrecimiento de la presa de relaves, con la mejor utilidad para la empresa ejecutora.

Palabras clave: Dimensionamiento, optimización, flota de equipos, cantera, recrecimiento, presa de relaves.



ABSTRACT

The Toromocho Mining Project, belonging to Minera Chinalco Peru, is located in the department of Junín, province of Yauli, district of Morococha; Where an open pit mining is developed for the main extraction of copper and molybdenum; For which the mineral processing is carried out, leaving the mining tailings as a remnant, which due to their large volume are stored in the Tunshuruco Stream with a Dam that serves as containment.

The relationship between the Mota-Engil Company and Minera Chinalco began in 2017, in which the re-growth of the third stage of the tailings dam was awarded for the Toromocho Mining Unit, Chinalco, located in the Junín region. This consisted of raising the tailings dam with rock-bedding of Type 3 material, free-draining, founded on rock, provided with an extruded concrete curb, a filter material and a transition material upstream. In the regrowth of the tailings dam from level 4637 to 4658, with a fill volume of 8'000,000 m³, the same that was successfully completed in December 2018.

This 2019, with the approval of the start of work to execute the regrowth of the fourth stage of the tailings dam, which begins at level 4658 and ends at level 4680, requiring a fill volume of 10'000,000 m³ compacted, which will be extracted from the Tunshuruco quarry, the fleet of equipment to be used in this activity must be dimensioned.

For this reason, prior to the start of the project, this research work is carried out in order to size the fleet of equipment to be used in mining the quarry and hauling material to the tailings dam. For which different scenarios were analyzed with a different equipment configuration for each case, managing to determine the amount of equipment needed and the cost per m³. Through the results obtained, the decision-making was carried out, determining the appropriate configuration for the start of the project. Which consisted of 06 CAT 374 hydraulic excavators and 35 Volvo trucks of 22.5 m³.

Already in the project, the optimization stage was carried out, for which points of improvement were identified in the quarry mining process, which were optimized through the standardization of good operational practices in loading and hauling, thus reducing the quantity of equipment used in the process and I get the production costs per m³.



Applying these improvements, the number of equipment to be used in the operation was reduced to 05 CAT 374 hydraulic excavators and 35 Volvo 22.5 m³ trucks. With which the supply and filling for the regrowth of the tailings dam is ensured, with the best utility for the executing company.

Keywords: Economic Feasibility, Technical Feasibility, Geomechanical, Resources, Internal Rate of Return, Net Present



CAPÍTULO I

PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

1.1. Descripción del Problema

En el marco de las operaciones realizadas por Minera Chinalco Perú S.A. en la unidad minera Toromocho como producto del procesamiento de minerales surge la necesidad de tener un depósito para contener los relaves, razón por la cual en la actualidad se viene realizando el recrecimiento de la Presa de Relaves por etapas.

Actualmente nos encontramos próximos a iniciar los trabajos de recrecimiento de la presa de relaves Etapa 4 lo cual contempla un volumen de relleno de 10'000,000 m³ de roca caliza, los cuales serán extraídos de la Cantera que se encuentra en las proximidades de la presa de relaves.

Es por ello que surge la necesidad de determinar la flota de equipos necesarios para realizar tanto el minado, carguío y transporte de la roca caliza desde Cantera a la etapa 4 de la presa de relaves donde será conformado, garantizando la continuidad de los trabajos en tiempo y volumen.

De igual forma surge la necesidad de planificar y secuenciar los trabajos de relleno en el recrecimiento de la Presa de Relaves teniendo que elevar el nivel de la cresta desde la cota 4658 m.s.n.m. a la cota 4680 m.s.n.m. para lo cual se tiene que ganar ancho desde la parte inferior de la presa empezando los trabajos de relleno en la cota 4480 m.s.n.m. lo cual implica el diseño y desarrollo de múltiples accesos que determinaran la distancia de recorrido desde la cantera de roca caliza, estableciendo a su vez un factor determinante para el dimensionamiento de equipos.

El objetivo de esta Tesis consiste en dimensionar y optimizar la flota de equipos principales y auxiliares necesarios para realizar el Minado en Cantera de Roca Caliza que a su vez esta enlazado con el recrecimiento de la presa de relaves Etapa 4 de tal forma que se tenga continuidad de los trabajos de extracción en Cantera y de Relleno en Presa de Relaves.



1.2. Enunciado del Problema

1.2.1. Problema General

¿Cómo Dimensionar y Optimizar la flota de equipos a utilizar en el Minado de la Cantera de Roca Caliza para abastecer al recrecimiento de la presa de relaves Etapa 4 en la Unidad Minera Toromocho – Chinalco 2019?

1.2.2. Problema Específico

- ¿Cuál es el requerimiento de Material Tipo 3 total para el recrecimiento de la presa de relaves Etapa 4 Unidad Minera Toromocho – Chinalco 2019?
- ¿Cómo dimensionar la flota de equipos a utilizar en el minado de la Cantera de Roca Caliza para abastecer al recrecimiento de la presa de relaves Etapa 4 Unidad Minera Toromocho – Chinalco 2019?
- ¿Cómo optimizar la flota de equipos a utilizar en el minado de la Cantera de Roca Caliza para abastecer al recrecimiento de la presa de relaves Etapa 4 Unidad Minera Toromocho – Chinalco 2019?

1.2.3. Justificación de la investigación

Minera Chinalco Perú, como parte de su proceso de expansión inicia el recrecimiento de la presa de relaves etapa 4, la cual será ejecutada por la empresa MOTA-ENGIL PERÚ, quien asume la responsabilidad de cumplir con el alcance, tiempo y calidad que demanda un proyecto de esta envergadura.

El minado en cantera y recrecimiento de la presa de relaves en su cuarta etapa demandaran una inversión económica de 40'000,000 dólares, de los cuales un 70% se encuentra asignado al pago de los equipos, razón por la cual surge la necesidad de tener una planificación, control y un proceso de mejora continua en la gestión de equipos.

Para analizar la problemática que nos lleva a realizar el presente trabajo es necesario analizar las deficiencias que se tuvieron en la anterior etapa, en la cual por deficiencia en el dimensionamiento de los equipos se observaron frentes sobredimensionados generando sobrecostos innecesarios, así como también pérdidas por la realización de colas en el carguío y transporte, teniendo que parar muchas veces una flota de transporte

por falta de equipos de carguío. Ocasionando retrasos en el recrecimiento de la presa de relaves por no abastecer el material en tiempo y cantidad.

Adicionalmente al analizar cada flota de carguío empleada en la Etapa 3, se encontraron valores para el Match Factor que oscilan entre 1.05 y 1.15, lo cual indica que se tiene un sobredimensionamiento en la flota de acarreo generando un sobre costo al proyecto, aumentando mi costo unitario por metro cubico, lo cual reduce el margen de ganancia al término del proyecto.

Razón por la cual previo al inicio de las operaciones en esta cuarta etapa, se debe tener un dimensionamiento adecuado para cada frente de trabajo, buscando siempre optimizar la flota de equipos a utilizar a fin de reducir los impactos en el costo y no exceder el presupuesto; Por el contrario se debe mejorar el margen de ganancia, garantizando siempre el cumplimiento del volumen requerido por turno para el recrecimiento de la presa de relaves, el mismo que me garantizara cumplir el proyecto en la fecha establecida por Minera Chinalco y mantener siempre el borde libre de 10 m entre la huella del relave y el hombro de la presa de relaves.

Para poder dimensionar y optimizar la flota de equipos primero será necesario determinar la producción requerida turno, analizar el tiempo determinado para el proyecto, diseñar accesos y determinar el recorrido de transporte, analizar la disponibilidad mecánica y el factor de utilización, determinar el tiempo de ciclo analizando la base de datos que se tiene, realizar los cálculos de producción de carguío y transporte, para finalmente determinar la configuración adecuada para cada equipo de carguío, lo que me dará finalmente el dimensionamiento total de equipos para el proyecto.

Por tal motivo se desarrolla la presente Tesis de investigación que permita dimensionar y optimizar el número de equipos a utilizar en el minado de la cantera de roca caliza y recrecimiento de la presa de relaves con el objetivo de reducir los costos del proyecto y obtener un mejor margen. Además de ello el presente trabajo de investigación servirá a los futuros profesionales de ingeniería de Minas a identificar la importancia de dimensionar y optimizar la flota de equipos correctamente para el buen desempeño y desarrollo de las operaciones mineras y de movimiento de tierras manteniendo siempre una cultura de seguridad.



CAPITULO II OBJETIVOS E HIPÓTESIS

2.1. Objetivos de la investigación

2.1.1. Objetivo General

Dimensionar y Optimizar la flota de equipos a utilizar en el Minado de la Cantera de Roca Caliza para abastecer al recrecimiento de la presa de relaves Etapa 4 en la Unidad Minera Toromocho – Chinalco 2019

2.1.2. Objetivo Específico

- Abastecer a la necesidad de requerimiento de Material Tipo 3 total para el recrecimiento de la presa de relaves Etapa 4 Unidad Minera Toromocho – Chinalco 2019
- Dimensionar la flota de equipos a utilizar en el minado de la Cantera de Roca Caliza para abastecer al recrecimiento de la presa de relaves Etapa 4 Unidad Minera Toromocho – Chinalco 2019
- Optimizar la flota de equipos a utilizar en el minado de la Cantera de Roca Caliza para abastecer al recrecimiento de la presa de relaves Etapa 4 Unidad Minera Toromocho – Chinalco 2019.

2.2. Hipótesis de la investigación

2.2.1. Hipótesis general

El dimensionamiento y optimización de la flota de equipos a utilizar en el Minado de la Cantera de Roca Caliza abastece al recrecimiento de la presa de relaves Etapa 4 en la Unidad Minera Toromocho – Chinalco 2019.

2.2.2. Hipótesis específicas

- El Material Tipo 3 es abastecido conforme a los requerimientos para el recrecimiento de la presa de relaves Etapa 4 Unidad Minera Toromocho – Chinalco 2019.
- El dimensionamiento de la flota de equipos a utilizar en el minado de la Cantera de Roca Caliza abastece al recrecimiento de la presa de relaves Etapa 4 Unidad Minera Toromocho – Chinalco 2019.



- Se optimiza la flota de equipos a utilizar en el minado de la Cantera de Roca Caliza para abastecer al recrecimiento de la presa de relaves Etapa 4 Unidad Minera Toromocho – Chinalco 2019.

2.3. Operacionalización de las variables

Tabla N° 1: Operacionalización de Variables

VARIABLE	INDICADOR	INDICE
INDEPENDIENTE Recrecimiento de la Presa de Relave ETAPA IV. U.M Toromocho – Chinalco 2019	Caudal de Relave Vertido en la Presa	m ³ /h
	Volumen relleno de recrecimiento de la presa de Relaves ETAPA IV	m ³
	Altura	m
	Área	m ²
DEPENDIENTE Dimensionamiento y optimización de la flota de equipos a utilizar en el minado de la cantera de roca caliza.	Volumen diario requerido para la etapa IV	m ³
	Evaluación de Ruta Critica	Km
	Selección y Análisis de Equipos	Und
	Dimensionamiento de Equipos de Carguío y Acarreo	Und
	Disponibilidad Mecánica	%
	Eficiencia Operativa	%
	Capacidad de Equipo de Carga	m ³
	Capacidad de Equipo de Transporte	m ³
	Tiempo de ciclo del Equipo de Carguío	min
	Tiempo de Ciclo del Equipo de Acarreo	min
	Match factor	Indicador
Costo unitario	S./m3	

Fuente: Elaboración propia

CAPITULO III

MARCO TEÓRICO REFERENCIAL

El presente capítulo sienta las bases para el desarrollo y determinación de la presente investigación, el mismo que se divide en cuatro partes. En la primera se detalla los antecedentes nacionales e internacionales de publicaciones relacionadas con el dimensionamiento y optimización de flotas para operaciones mineras a cielo abierto. En particular, se destacan investigaciones que tienen como variable el dimensionamiento de flota y otros trabajos cuyo enfoque principal están orientados exclusivamente a la estimación por medio de software de simulación de transportes.

En la segunda parte se describen las generalidades del proyecto Toromocho. En la tercera parte se muestra un resumen de bases teóricas, cuyos contenidos conforman las bases de esta investigación. Finalmente, en la cuarta parte se muestran las definiciones de la terminología empleada en el desarrollo de la tesis.

3.1. Antecedentes

Uno de los pilares más importantes de toda operación Minera en establecer un dimensionamiento de flotas efectivo que cubra con las expectativas del plan de Minado diario a realizarse el mismo que consiste en la planificación acertada y efectiva de equipos, lo cual conlleva a elaborar análisis cada vez más detallados y precisos con el único fin de obtener resultados más cercanos a la realidad basándose también en las particularidades que presenta cada proyecto con variables propias de su ubicación geográfica.

Es por ello que se para la presente tesis de investigación se han tomado como antecedentes los siguientes trabajos de investigación:

3.1.1. Antecedentes internacionales

Carvajal I. (2015), realizo la investigación: Santiago de Chile “Evaluación de Metodologías de Estimación de Tiempos de Ciclo en Minera Escondida”, en el departamento de Ingeniería de Minas de la Universidad de Chile. De donde se concluye lo siguiente: “En la planificación minera a corto plazo es de suma importancia buscar una metodología que permita calcular de forma precisa el tiempo de ciclo de transporte



de mineral, con la finalidad de cumplir con las actividades productivas programadas asignando eficientemente los equipos de transporte y carguío.

Vidal M. (2010) en su tesis “Estudio del cálculo de flota de camiones para una operación minera a cielo abierto” concluye: Para tener un control efectivo es necesario medir todas las actividades relacionadas al tiempo de ciclo de transporte, una vez obtenido este dato se procede a calcular adecuadamente la cantidad de equipos de acarreo. Desarrollando un modelo aplicable a todas las etapas de un proyecto minero, en donde de acuerdo a los parámetros que se ingresen, se irán obteniendo resultados que se ajusten a cada etapa del proyecto.

Abreu G. & Juan C. (2002), en su tesis titulado “Diseño de un plan de explotación para el yacimiento de caliza, cantera la gamarra Magdaleno”; Estado Aragua de la Universidad Central de Venezuela, se concluye que: Debido a que el yacimiento tiene dimensiones reducidas, esto define su explotación bajo métodos convencionales cuyos recursos estimados son de 6.000.000 de m³, pero debido a las condiciones de este yacimiento y sumado a la baja relación estéril/mena cuyo valor aproximado es de 20% solo se logró realizar el diseño para un volumen de 479.840 m³. El cual se estima explotarlo en cuatro años a un ritmo de 25,000 t/mes. Con un diseño de bancos de 10 m, talud de 72°, bermas de 4m y un talud final de 55° que es considerado por la geomecánica como estable.

3.1.2. Antecedentes nacionales

Quispe P. (2019) en su proyecto de investigación “Calibración del software Talpac 10.2 Para Mejorar la Estimación de Tiempos Variables de Acarreo en el Área de Planeamiento de la Cia. Minera Antapaccay.” explica una comparativa detallada de los reportes generados en campo versus los reportes que arroja el software de estimación de flotas TALPAC 10.2, en donde una vez obtenido ambos reportes, se procedió a analizarlos estadísticamente. Llegando a la conclusión que el software (TALPAC 10.2) bien calibrado, y la data de los reportes diarios correctamente ingresados entregan resultados muy similares, con lo cual se puede afirmar que el software bien calibrado arroja resultados muy cercanos a la realidad.

Barreto T. (2017) en su proyecto de investigación “Optimización del número de camiones 785c Cat y Cargador Frontal 992k Cat mediante el Match Factor en la Ruta Mineral – Stock Pile Antapaccay – Chancadora Tintaya San Martin Contratistas



Generales S.A.” explica la importancia del factor de acoplamiento entre los equipos de acarreo (CAT 785C) y carguío (CAT 992K), para el transporte de mineral en la ruta Stock Pile Antapaccay - Chancadora Tintaya, buscando optimizar el número de camiones, porque ello representa entre 50% y 75 % de los costos de la explotación de mineral.

Huaroc C. (2014) en su proyecto de investigación “Optimización del carguío y acarreo de mineral mediante el uso de indicadores claves de desempeño U.M. Chuco II de la E.M. Upkar Mining S.A.C.” Utiliza una metodología que se basa principalmente en la evaluación de los indicadores claves de las operaciones de carguío y acarreo, encontrándose valores muy por encima del estándar operacional; A fin de revertir dichos indicadores se aplicó de manera oportuna mejoras operativas y controles permanentes para detectar cualquier desviación en el proceso que pudiera afectar la operación, con lo cual se consiguió reducir los costos en el proceso de carguío y transporte, y un incremento en la producción. Este trabajo de investigación propone soluciones que involucren una reducción significativa de costos dentro de la secuencia de minado por consiguiente una mayor producción de la unidad minera en general.

Alva N. (2008) en su proyecto de investigación “Determinación del número óptimo de volquetes mediante el factor de acoplamiento, considerando un cargador frontal 980G CAT en la ruta mineral del banco 339 - Pad 18 del tajo seductora de la Cía. Minera Santa Rosa S.A. - Comarsa” Concluye que: La relación entre los equipos de carguío y acarreo es sumamente importante para los trabajos en minería y movimiento de tierras en general, en donde los factores más importantes para un dimensionamiento acertado son el número de elementos con los que se cuenta y las dimensiones en cuanto a capacidad de carga, por tanto, en el trabajo de investigación se presenta un programa informático de aplicación práctica para la estimación y optimización de equipos.

Maxera B. (2005), realizó la investigación: “Aplicación de la Simulación Para la Optimización del Acarreo de Mineral”, en la Facultad de Ingeniería Industrial de la Universidad Nacional Mayor de San Marcos. Llegando a la siguiente conclusión: Las simulación de lotas transporte, es un gran herramienta que permiten visualizar de forma más práctica el proceso a ejecutarse, a partir de los datos reales obtenidos en campo y los datos estadísticos históricos que se tienen del transporte de mineral y desechos; Con lo cual es posible elaborar un prototipo de simulación que reproduce de manera



coherente y efectiva en número de ciclos y el tiempo de los mismos, teniendo como restricciones el turno de 6 horas y los costos que se ven involucrados.

3.2. Marco teórico

3.2.1. Dimensionamiento de flota de Equipos

Según Huarocc, P. (2014), para determinar y cuantificar equipos y maquinarias tanto para el traslado como el carguío en canteras se deben tomar en cuenta los siguientes parámetros para hacer un requerimiento de equipos eficiente que cumpla con las expectativas de alta productividad en una operación minera.

3.2.1.1. Banco

En minería se atribuye este término al material, ya sea de interés económico (mineral/mena) o desmonte o estéril, que se encuentra entre 2 niveles con cotas diferentes que se encuentran en la zona de la actividad minera y que forma parte de la zona de explotación de la unidad minera a tajo abierto, Plá Ortiz de Urbina, Fernando y Herrera Herbert, Juan. (2002)

Para Herrera (2007), un banco es el escalón o módulo que se encuentra ubicado entre dos diferentes niveles que forman parte de una única sección que se explota, siendo este material con valor o interés económico (mineral) o desmonte o estéril, y que será extraído desde un punto predefinido hasta una ubicación final.

3.2.1.2. Altura de banco

En minería, el término se atribuye a la distancia entre dos niveles de manera perpendicular o, en otras palabras, a la diferencia de cotas, el cual se toma como la distancia vertical que hay entre el pie de un banco y el punto más alto del mismo banco. Para poder determinar la altura de cada banco se debe tener en cuenta varios factores, entre ellos se encuentra la disponibilidad en cuanto a los equipos usados en la unidad minera para la perforación y carguío de taladros, y adicionando también a estos las características la mineralogía de la zona y aspectos geodinámicos. Para dimensionamiento de cada estructura se tiene como una condición primordial la altura máxima a la cual los equipos tanto de perforación como de carguío de taladros pueden laborar. La selección de la



altura del banco se encuentra relacionado a la capacidad de los equipos de carga, que a su vez, está íntimamente ligado a la tasa de producción planeada. (García Contreras, y otros, 2015).

a) **TIPOS DE BANCO**

- **BANCO A:** En la unidad minera, el término se le atribuirá la sección superior de la secuencia de rocas calizas, las cuales se encuentran constituidos y/o formadas por calizas grises con la particularidad de ser fosilíferas y tener la presencia de cristales y vetillas con minerales de calcita, cuyo espesor presenta una variabilidad de entre 2.5 a 3.5 m en la mayor parte de su extensión. Se encuentra aledaño a la mineralogía representativa del banco B y separada de esta por arcillas endurecidas de coloración gris oscuro y rocas sedimentarias limosas con grosor de 25 m.
- **BANCO B:** En la unidad minera, se encuentra aledaño al Banco A y tiene una potencia o espesor de aproximadamente 16 m. Su composición se basa en la presencia principal de calizas con blastos y matriz bioclítica de color gris claro, emplazado en estratos cuyo espesor va de entre 2.0 m a 3.7 con estratos intercalados de margas. El banco B presenta un porcentaje de 54,06% de óxido de calcio (CaO).
- **BANCO C:** En la unidad minera, el banco mencionado presenta calizas biomicríticas con colores variables con predominancia de colores grises así como gris oscuro, con una potencia o espesor variable comprendido en aproximadamente 3.5 m a 4.5 m. Se encuentra aledaño a la mineralogía representativa del banco B y separada de esta por capas de lutitas grises oscuras con un espesor de 0.4 m., emplazadas entre capas de arcilla con espesores de 1.0 m.. El material del Banco C tiene un porcentaje de 52 % de óxido de calcio (CaO).
- **BANCO D:** En la unidad minera, el banco D se considera como el banco de mayor relevancia en la estratificación de rocas calcáreas presente en la operación. Su composición se basa en la presencia de rocas calcáreas con una coloración mixta que van entre grises oscuras a grises claras con presencia de vetillas de calcita fosilífera, con una dureza alta y muy resistente. La presencia de óxido de calcio es muy variable teniendo en la zona rocas calcáreas con un porcentaje de entre 52.65% hasta 48.83% de los cuales los de menor porcentaje están orientados hacia la base. La potencia o

espesor de este tipo de material es de aproximadamente 21 m, el cual esta aledaña del banco C y separado por una serie de arcillolitas limosas grises estratificadas de coloración oscura y de una dureza intermedia y presente en forma laminar en algunas partes, se observan calizas y lentejones concrecionales y arcillolitas limosas grises con margas verdosas. En la parte superior del banco D se puede presenciar arcillas endurecidas con coloración rojiza de baja dureza emplazados en capas concrecionales calcáreas de coloración gris oscura y fosilíferas con grosor aproximado que varía entre los 11.5 m y 12.5 m.

- **BANCO E:** Este sector de la unidad minera presenta una composición de calizas cristalinas fosilíferas de coloración variable entre gris oscuro a gris con una alta dureza. En el banco E se encuentra emplazado capas de espesor delgado de arcillolitas y rocas de roca calcárea areno – arcillosas. El banco E presenta un espesor aproximado de 13 m. El contenido aproximado de óxido de calcio en esta sección de material de 48,5%, se encuentra aledaño al banco D y separados por una sección de areniscas arcillosas de coloración gris amarillenta compuesto por granos finos de y un espesor aproximado de 5 m.
- **BANCO F:** El banco F comprende una secuencia de arcillolita de coloración gris verdoso, margas, arenisca de color amarillento de grano fino y estratificaciones de rocas calcáreas de coloración gris con un espesor aproximado de 0,15m a 2 m. El espesor del banco F tiene un aproximado de 30 m.
- **BANCO G:** El banco G esta constituido por dos explotables áreas, los cuales están conformados básicamente por rocas calcáreas de coloración variable de gris oscuro a gris en zonas con espesor de 11m y 6m respectivamente. Se encuentran aledaños y entre estos se emplazan dos estratos muy definidos de arenisca-calcárea y caliza-arenosa de coloración amarillenta con un espesor aproximado de 2.0 m. El banco G1, el cual se le atribuirá al de la parte superior, presenta un contenido de óxido de calcio de aproximadamente 40,42%, de la misma manera en el banco G2, al cual se le atribuye a la capa inferior, posee un contenido de oxido de calcio de aproximadamente 45,82%.



- **BANCO H:** El banco en mención tiene por composición rocas calcáreas de coloración gris fosilífera con una dureza muy alta y un contenido de óxido de calcio de aproximadamente 40.48 %. El espesor del banco H tiene aproximadamente 6.0 m. y se encuentra adyacente al banco G separados por un conjunto arcilloso con coloración variable entre gris verdoso y rojizo con vetas irregulares y puntuales de FeO con un espesor aproximado de 12m.
- **BANCO I:** El banco I está constituido por dos zonas de rocas calcáreas de coloración gris fosilífera con una dureza alta y un espesor variable con un intervalo entre dos metros y dos metros veinte. Estas zonas o bloques de material calcáreo se encuentran adyacentes y separados por un estrato de roca metamórfica (arenisca) calcárea con tonalidad rosada y de granos finos de una potencia aproximada de un metro y setenta centímetros. El banco I en general posee un porcentaje de óxido de calcio de 44.0 % está adyacente al banco H y separados entre sí por una estratificación de arcillas de coloración variable entre rojizo y gris oscuro con capas nodulares y arcillolitas de coloración gris clara emplazadas en forma laminar con un espesor aproximado de 25m.
- Las secuencias de rocas calcáreas detalladas anteriormente se encuentran presentes en dos ubicaciones: la correspondiente a la zona de Áyala hasta las proximidades de la vereda La Carrera, se encuentra en posición normal, por otro lado, que la secuencia de rocas sedimentarias halladas en la vereda La Carrera se encuentran una situación invertida, esta razón de su inversión se origina debido a la influencia directa de la Falla Soapaga que impacta de manera directa a la formación, ya que se encuentra adyacente a la zona de estudio.

3.2.1.3. Talud de trabajo

Es el ángulo que se calcula por los entre 2 bancos, específicamente calculado al pie de cada uno, entre los cuales se encuentra uno o varios tajeos. Siendo esta pendiente provisional causado por la excavación, (López Jimeno, y otros, 1997).



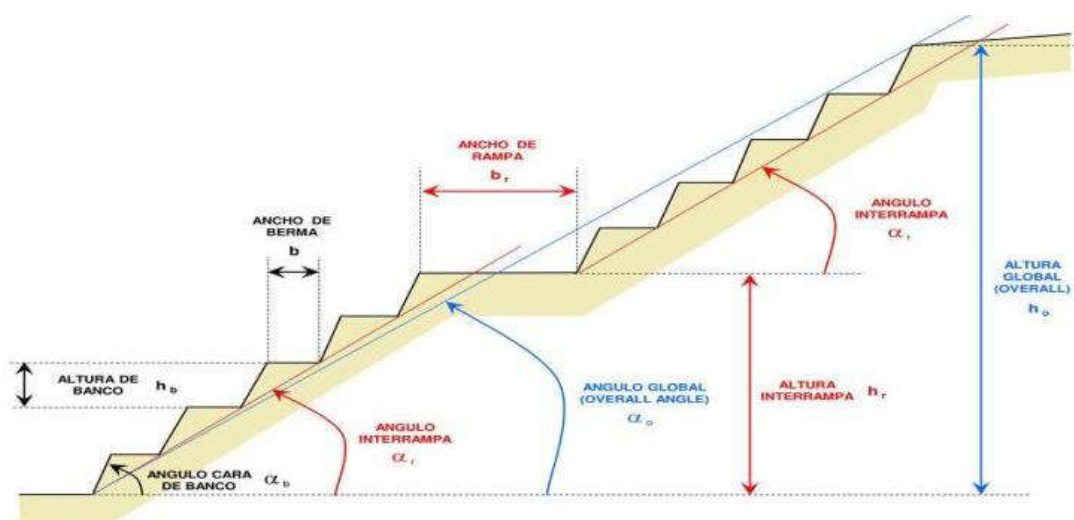


Figura N° 1: Geometría de un Talud

Fuente: Métodos de explotación a cielo abierto (Avilés Abarca, 2015)

3.2.1.4. Vías de Transporte

De acuerdo a López Jimeno, y otros, (1997). Las estructuras usadas para el transporte de vehículos de una explotación son denominadas caminos y/o de transporte, y son imprescindibles para la extracción mineral y el estéril, la realización de los movimientos de equipos y servicios entre diferentes puntos de la misma. Sus características principales son su inclinación y anchura dentro de una explotación minera definida.

De acuerdo a la configuración del yacimiento a minar, en este caso un open pit, se precisan de una o más carreteras con el objetivo de trasladar el material desde el fondo del tajo hasta la superficie, y estos caminos deben llegar hasta alcanzar la profundidad requerida. La explotación de un tajo abierto necesita de un camino de transporte y en algunos casos más de uno. Establecer la ruta de la vía de transporte dentro del tajo es de vital importancia para poder lograr la maximización de la recuperación económica de la reserva de mineral, la minimización los costos de transporte y de este manera poder garantizar las condiciones operativas, es por ello que es muy desafiante y crucial su buen diseño y elaboración. Una vez determinada la ubicación definitiva de la vía de transporte, es fundamental considerar lo siguiente:

- Punto de ingreso al tajo de la mina
- La inclinación de las vías de transporte

- La inclusión de curvas en "U" y
- El radio mínimo de curvaturas en la rotación.

De acuerdo a Peter (2001), asevera que los requerimientos de diseño fundamentales para las propiedades superficiales de las vías de transporte, comprenden el ancho de la vía de transporte, elaboración de coronas y zanjas para el drenaje, selección de materiales para la construcción de la parte superficial, el peralte de las curvas de la vía y las condiciones de seguridad, tales como rampas de emergencia o bermas. La inclinación de la vía es un aspecto importante a considerar en el diseño.

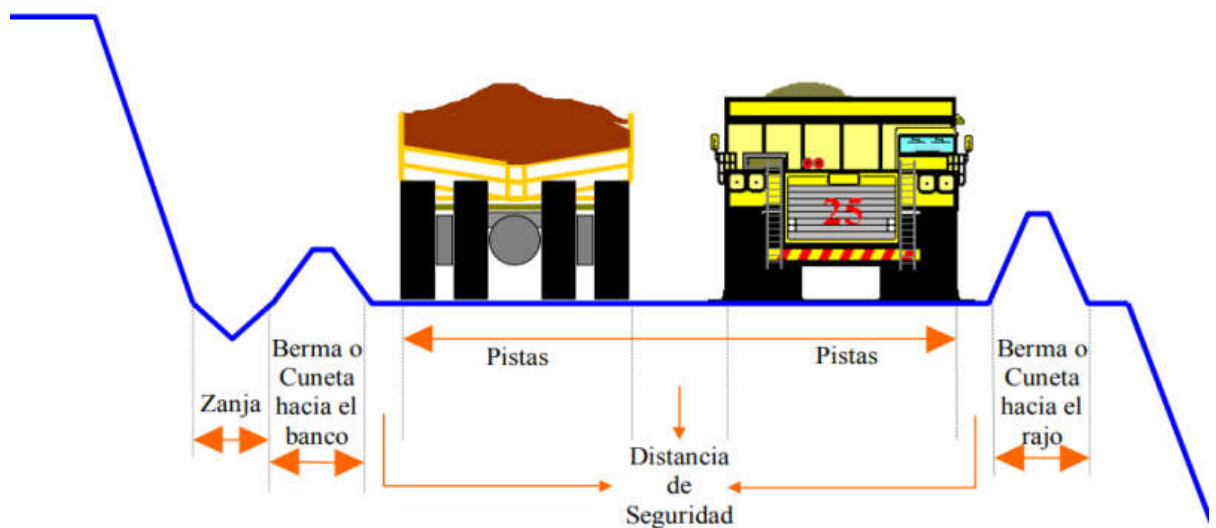


Figura N° 2: Diseño de Vía de Transporte

Fuente: Diseño de Minas a Cielo Abierto (Universidad de Chile, 2017)

3.2.1.5. Rampas de Acceso

De acuerdo a Vera (2017), son vías caracterizadas por su uso ocasional, ya que son utilizadas para el acceso de los equipos, mayormente para el arranque a los tajos. El ancho de las vías es en su mayoría de dimensiones pequeñas y pueden ser tanto de un solo carril o de dos carriles, las pendientes o inclinaciones son de gran dimensión superiores en comparación con las vías.

Es conveniente que las dimensiones de las vías sean 3 o 4 veces más anchas que la anchura del mayor volquete. La pendiente máxima recomendable para los trabajos asociados a esta actividad ronda el 8% como máximo.

3.2.1.6. Bermas

Es la parte superior de un banco el cual tiene como fin el carguío hacia los vehículos de transporte y su circulación, contribuyen en las condiciones de estabilidad y seguridad de un talud y su mejora.

De acuerdo a Peter, N. C. (2001). La berma es la cara con orientación horizontal propia de un banco, que sirve principalmente como barrera para detener rocas o material suelto. Su ancho puede variar entre 8 y 12 m. Al dejar una berma por cada banco el ángulo total de la inclinación deberá alcanzar un valor bajo, en especial esto se logrará si la berma es ancha. En cambio, en las bermas estrechas la condición normal de los pies y la fractura de las crestas llega a producir ondas u pandeas en la pared, especialmente en la superficie. Es por esta razón que es aconsejable y conveniente poder aumentar el ancho de las bermas para que funcionen de manera uniforme e ideal, después extender su dimensión para lograr un ángulo de inclinación uniforme, es plausible que las bermas tengan un ancho entre 12 a 18 metros ya que facilitan el transporte de material y los equipos de carguío.

3.2.1.7. Límites finales de la mina

Según, Bustillo y López (1997). Las excavaciones llegan hasta la zona en mención. La zona limitante es la que ubica la explotación y su desemboque final y los límites establecidos a los laterales de los taludes finales.

Los límites establecidos para la profundidad de una mina de naturaleza open pit, dependen principalmente de las características geológicas del yacimiento y los costos de extracción del estéril vinculado a los ingresos por el mineral explotado. El límite de profundización de la mina se encuentra influida por la estabilidad de los taludes, las propiedades físicas del material que conforma el terreno, y por cada tensión ocasionada por las rocas en la construcción del tajo y el espacio necesario de trabajo de los equipos.



3.2.1.8. Talud final de explotación

Es el ángulo que forma la parte superficial de los taludes, específicamente hablando de la cabeza de un banco y el pie del inferior (Bustillo y López, 1997).

De acuerdo a Peter (2001). las paredes del tajo cuentan con diseño, los cuales deben tener en cuenta las siguientes características: resistencia del material en cada pared de tajo, intervalos y dimensiones de las bermas, la dirección y sentido de la estructura rocosa. Con frecuencia la pendiente total del tajo se determina por la elección de la altura de un banco en particular, el intervalo de las bermas, el ancho y el talud de la cara más allá de cualquier consideración geotécnica. Es imprescindible efectuar un análisis geotécnico para determinar si la inclinación total provee y garantiza la seguridad acorde a la profundidad de la mina proyectada. Se debe tener en cuenta que el estudio señalará las pendientes más empinadas resultando estables en muchos casos, pero no podemos sacar conclusiones en caso que los parámetros hayan sido determinados a través de otros factores.

3.2.1.9. Ubicación de Presa de relaves

De acuerdo a Apaza Q, (2019) Las sustancias que comprende el relave son el producto de procesos físicos y químicos, cuyo objetivo base es la recuperación de mineral de interés económico, que nos da como resultado un conjunto de desechos, conformado por una combinación de rocas molidas, minerales sin valor económico, agua y productos químicos que se formaron parte del proceso metalúrgico, también se puede detectar bajas concentraciones de metales pesados y metaloides.

Es de conocimiento común que, si bien no está estipulado en la normativa, que la instalación de relaves debe estar a una distancia aceptable de las canteras para garantizar la seguridad y no sean afectadas por la voladura, movimientos de material rocoso y vibratorios. Según la consultora GIDAHATARI especializada en el manejo de relaves mineros, en la ubicación de los relaves se debe considerar lo siguiente:

- Alternativas que busquen maximizar la recuperación del agua y la consolidación de los relaves.



- Para poder reducir la velocidad de crecimiento y optimizar la densidad consolidada, se debe generar una rotación de descarga de relaves usando celdas múltiples.
- Se debe esterilizar el proyecto
- Se debe contar con un potencial aceptable de drenaje ácido/salinidad.
- El modelar y plantear como puede impactar alguna falla en la contención del relave
- Deben estar focalizados los lugares de rehabilitación

3.2.2. Optimización del ciclo de carguío y acarreo

Para la optimización del ciclo de carguío y acarreo en canteras se deben tomar en cuenta los siguientes parámetros que me permiten mejorar mis tiempos, los cuales son:

3.2.2.1. Carguío

Se basa en cargar/estibar el material mineralizado y estéril producto de la voladura y fragmentado que forma parte del yacimiento para transportarlos a diferentes puntos de la unidad minera, que pueden ser:

- Zona de Chancado
- Stock Pile de mineral
- Desmonteras o botaderos de estéril.

El carguío comprende una serie de operaciones cuyo objetivo es optimizar la actividad. En esta etapa de explotación minera determinamos: sectores de carga, direcciones de carga (zona de carguío, ubicación de los equipos de carguío y nivel de pisos) y el destino final del material en concordancia a las dimensiones y características fijadas con anticipación, (CODELCO, 2018).



Figura N° 3: Carguío de Material en la Unidad Minera Toromocho - Cantera

Fuente: Elaboración propia

3.2.2.2. Acarreo

Es el proceso posterior al carguío de material y que se encuentra íntimamente relacionado a este. Consiste en transportar material ya sea de valor económico o estéril fragmentado producto del proceso de minado del yacimiento a sus lugares de destinos, que pueden ser: El chancado, stock de mineral o botaderos de estéril. En esta etapa que forma parte del proceso de minado planificamos y determinamos la ubicación y construcción de las vías de transporte y el destino del material en concordancia a las toneladas fijadas con anticipación y las leyes de clasificación, (CODELCO, 2018).



Figura N° 4: Acarreo de Material en la Unidad minera Toromocho – Cantera

Fuente: Elaboración propia

3.2.2.3. Equipos de acarreo y transporte

De acuerdo a Peter (2001). Una vez que se haya determinado y delimitado el proyecto minero a explotar, el tipo de actividad minería que se desarrollara (tajo abierto o subterráneo) y teniendo en cuenta el plan de minado con una evaluación técnica-económica, se realizara entonces la selección de equipos de carguío. Para esta selección se tendrá en cuenta tres grupos fundamentales de información: las características del lugar de explotación (yacimiento), condiciones del lugar, geometría de explotación y los requerimientos particulares. La determinación de la productividad, selectividad y seguridad será fundamental para la selección de tamaños y tipos de equipos.

- DD: Derrames a pie de banco.
- Ac: Ancho del vehículo de carguío (camión).
- BS: Baranda de seguridad.
- DS: Distancia de seguridad.

- RGC: Radio mínimo de operación del equipo de carguío.

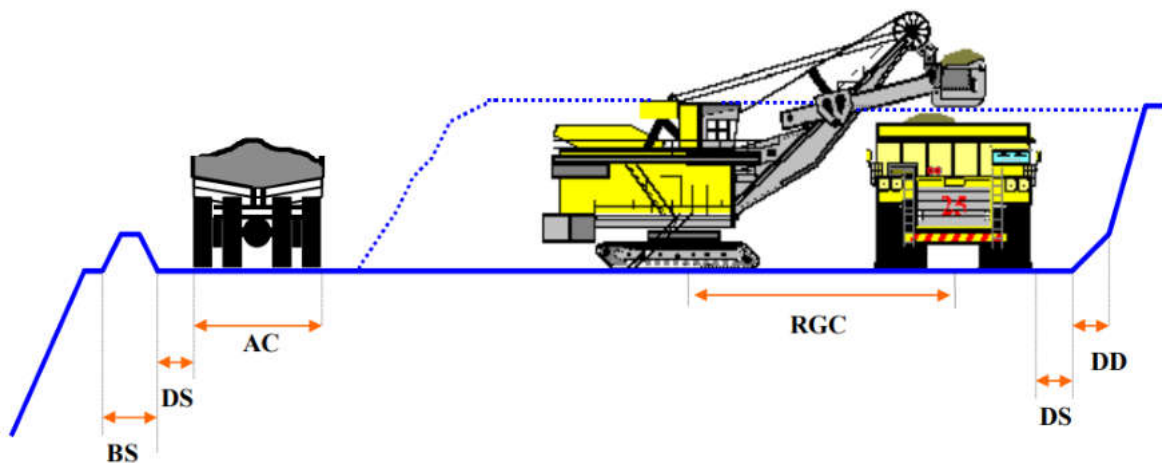


Figura N° 5: Diseño de Ancho Mínimo de Operación

Fuente: Diseño De Minas A Cielo Abierto (Universidad de Chile, 2017)

3.2.2.4. Sistema de carguío y transporte

De acuerdo a Jose (2018). La principal operación de una explotación minera lo conforman el carguío y el transporte, que fueron definidas anteriormente, ya que realizan el movimiento de mineral y/o estéril que fue fragmentado como parte del proceso de minado para la obtención de la mena o mineral con valor económico. En las actividades de carguío y transporte es imprescindible y necesario el diseño óptimo y eficiente, donde tanto una actividad con la otra trabaje integralmente con los equipos de transporte de material, ya que en la mayoría de aplicaciones el carguío y el transporte constituyen un costo alto.

El carguío y el transporte están estrechamente ligados es por ello que están operaciones unitarias las constituiremos como un sólo sistema. Para una planificación y operación óptima debemos estimar todos los factores de costos y productividad que se vean afectados en estos sistemas. El carguío y los equipos no son una herramienta efectiva de trabajo de movimientos de tierra si trabajan solos, salvo en raras circunstancias. Hoy en día por su alta flexibilidad en la extracción del material en las operaciones mineras, el sistema de carguío y transporte es muy usado. Este sistema posee menos restricciones pero no son económicos. (Mamani, 2018) El costo efectivo y la eficiencia del sistema son sensibles a 14 diversos elementos, cada uno de los cuales afectan los costos en menor grado. Una incorrecta combinación de diversos factores puede ser

costoso en el sistema de transporte y carguío, no existe un carguío que resulte ideal para usarse en todas las aplicaciones. Los grandes movimientos de tierra eran generalmente realizados por las palas de cables por su robustez y efectividad de costo, pero ahora las excavadoras hidráulicas están ganando más terreno. En volúmenes de baja dimensión de movimiento de tierra sobresalen los cargadores frontales y las excavadoras hidráulicas, ya que su aplicación genera un menor costo de capital y su uso es notorio en la optimización de un sistema de carguío. La selección del tipo de sistema de transporte y carguío y los equipos a utilizarse determinaran la economía y el esquema global de la mina. En cuanto a la planificación en el uso de equipos de transporte debe realizar antes un análisis en los métodos de transporte (Mamani, 2018).

3.2.2.5. Funcionalidad de un sistema de carguío y acarreo

Los sistemas de carguío y acarreo cuentan con una flota de equipos adecuado para la actividad, nos referimos a la cantidad específica de:

- Equipo(s) de carguío
- Equipos de acarreo
- Equipos auxiliares
- Equipos de respaldo

La optimización del empleo de equipos de carguío y acarreo, y el tiempo necesario para mover un tonelaje de material se encuentra determinado por la cantidad de equipos de acarreo y de carguío. El primer paso a tener en cuenta para la optimización es analizar los criterios básicos para el sistema de las actividades mencionadas anteriormente, para que de ahí en adelante se pueda tener una idea más precisa de los factores influyentes en el sistema de las actividades de carguío y acarreo de material. En lo que respecta a la productividad, es el aspecto más relevante, y nos permitirá realizar una actividad más eficiente mejorando el proceso productivo y optimizando costos para subsistir en el mercado, (Plá Ortiz de Urbina, y otros, 2002).

3.2.2.6. Criterios de un sistema de carguío y acarreo

La regla más importante para la toma de decisión en lo que respecta al diseño la minería moderna es: “la geometría del diseño define el método de explotación y la maquinaria es la que define el sistema”.

El proceso de selección de equipos en la industria minera precisa de un análisis de un conjunto de factores teniendo en cuenta su índole que pueden ser así de básicos como generales, a la vez un grupo que se encuentra definido por características específicas, (Plá Ortiz de Urbina, y otros, 2002).

3.2.2.7. Match Factor (MF o factor de acoplamiento)

El factor de acoplamiento es la correlación existente entre las características propias de cada equipo involucrado en la actividad de acarreo en el movimiento de tierras y las características de los equipos de transporte y su capacidad de carga dispuesta para dicho equipo de transporte.

El factor de acoplamiento o Match Factor (MF) se puede expresar mediante la siguiente fórmula:

$$MF = \frac{\text{Producción Equipo de Transporte}}{\text{Producción Equipo de Carga}} = \frac{N * P_{\text{camión}}}{C * p_{\text{cargadora}}} \dots (1)$$

Dónde:

N	Es número de camiones.
C	Es número de cargadores.
P _{camión}	Es producción por camión.
P _{cargadora}	Es producción de la cargadora.

La fórmula mostrada anteriormente es usada para equipos de acarreo de las mismas características o, en otras palabras, del mismo tipo.

Por otro lado, la disposición de equipos de transporte, en este caso dado por la variable “N” necesarios para un equipo de movimiento de tierras deberán ser tal forma que la sumatoria de sus producciones sea igual a la producción que produzca el cargador (equipo de carguío), es decir:

$$P_{cargadora} = N * P_{camión} \dots (2)$$

De lo expuesto podemos despejar N, dando como resultado la cantidad de equipos de acarreo necesarias para un equipo de movimiento de tierras. El valor de “N” despejando la fórmula se dará por consiguiente:

$$N = \frac{P_{cargadora}}{P_{camión}} \dots (3)$$

También puede deducirse que:

$$\frac{N * P_{camión}}{P_{cargadora}} = 1 \dots (4)$$

Por lo tanto, si igualamos las fórmulas (1) y (4) nos dará como resultado que, el número de camiones a precisar en las actividades para obtener la mayor eficiencia posible requiere que el Factor de Acoplamiento sea igual a 1:

$$MF = \frac{N * P_{camión}}{P_{cargadora}} = 1 \dots (5)$$

Por lo tanto, cuando:

CONDICION	SE CUMPLE QUE	ES DECIR
MF=1	$P_{cargadora} = N * P_{camión}$	Cuando es determinado exactamente igual tanto el número de camiones y su producción y la producción del equipo de cargado.
MF<1	$P_{cargadora} > N * P_{camión}$	La cantidad de camiones dispuestos para el transporte son insuficientes. Se puede decir que “se requiere más camiones”, dando como resultado que el equipo de carguío de material deberá cambiar su ritmo de trabajo y adecuarse al ritmo de llegada de los camiones, generando tiempos muertos sin poder realizar su labor hasta que llegue un nuevo equipo de acarreo a la zona de carguío,

		impidiendo así que se pueda emplear el equipo de carguío a su máximo potencial.
MF>1	$P_{\text{cargadora}} < N * P_{\text{camión}}$	La cantidad de camiones es más del que se requiere en las actividades. Vale decir que “hay un exceso de camiones”, dando como resultados que éstos se deberán de reducir su ritmo de trabajo para adecuarse al ritmo del equipo de carguío, generando tiempos muertos teniendo que esperar su turno para ser cargados, impidiendo el aprovechamiento de la máxima capacidad de los equipos de acarreo.

3.2.3. Relaves Mineros

El término que se hace mención refiere a los productos secundarios que resultan de procesos físicos y químicos producto de la obtención de metales, de los cuales forman parte mezcla de diferentes materiales particulados, así como también material de valor económico o mineral, productos químicos, rocas en general y H₂O. Este material producto de la separación del mineral con valor económico el cual es el fin de la minería, y el subproducto de todo este material es el que no es de interés económico y que resulta de los procesos realizados en planta (chancado o molienda). Este material que resulta como subproducto de todo este proceso contiene sustancias nocivas y perjudiciales para la salud así como también para el medio ambiente que afectarían el ecosistema de la zona, siendo parte de su composición productos químicos tóxicos, por lo que es indispensable la contención de estos en relaveras o también llamados "pozas de relaves" en los cuales serán almacenados y donde mediante un proceso de decantación el material nocivo que es más denso es atraído hacia el fondo y el agua es recuperada o evaporada. En el fondo del pozo de relave se encuentra depositado partículas finas en forma de estratos.



Figura N° 6: Relave Minero en la presa – Etapa III

Fuente: Elaboración propia

3.2.3.1. Manejo de relaves mineros

De acuerdo al Ministerio de Energía y Minas (MINEM) el control y disposición de relaves mineros tiene como objetivos:

- Las condiciones físicas de las relaveras son de vital importancia y deben ser monitoreadas desde la etapa de preparación hasta el post-cierre.
El efecto de un mal planeamiento o supervisión puede traer consecuencias severas a las poblaciones aledañas a la zona de almacenamiento de relaves, es por ello que siempre se debe tener en primer lugar la seguridad. Si bien puede haber discrepancias debido a un conflicto entre los controles ambientales y actividades para el control de la estabilidad física, el fin de evitar daños colaterales y afectar el medio ambiente o a la población no puede ser comprometido. No hay forma de realizar un control en los efectos al medio ambiente que sean a largo plazo, salvo que el relave emplazado en los depósitos permanezca estable.
- Es recomendable no considerar actividades como el mantenimiento de materiales y su constante monitoreo y control a largo plazo para cumplir con las metas

mencionadas anteriormente durante las diferentes etapas de la operación minera, principalmente en la etapa de post-cierre.

- El transporte de material contaminante vía aérea, o como partículas a través de cuerpos de agua subterráneas o transporte por agua superficiales se deben minimizar lo máximo posible. Mientras nos encontremos en la etapa de operación minera, se pueden requerir modificaciones en el diseño estructural del depósito de relaves, como por ejemplo reducir la filtración de sustancias aumentando el con el objetivo de cumplir con los estándares establecidos en el reglamento dispuesto por el Ministerio de Energía y Minas, nos referimos a los Límites Máximos Permisibles. En las diferentes etapas de la operación minera, y principalmente en la última etapa (etapa de post-cierre), a causa de una descomposición o deterioro de herramientas y materiales manufacturados y dispuestos a la contención del relave en el dique, se puede permitir los procesos naturales de reducción de contaminantes acompañados con la capacidad de asimilación del medio ambiente.

Dicho de otra forma, las medidas de mitigación que se basan en procesos naturales tiene una prioridad y deben sobreponerse a las medidas de mitigación mediante sistemas activos que necesitan de un constante control y mantenimiento para que funcionen según lo proyectado.

- Como último punto, es responsabilidad de una entidad gubernamental el manejar y controlar los requerimientos dispuestos anteriormente y no es viable, o en este caso razonable, que entidades como MINEM u otras entidades en la nación que se responsabilicen de tales actividades, incluso si la compañía minera se encarga del aspecto económico. Esto da a entender que las relaveras tienen como objetivo llegar a un punto de «salida» («walk-away») en la etapa de post-cierre sin la intervención planeada o pronosticada de reparación o mantenimiento.

3.2.4. Presa de relaves

En toda planta de concentración minera cuyo tipo de proceso para obtener minerales de interés económico es la Flotación, se obtiene como subproducto los residuos sólidos como resultado de separación y concentración de la mena que están constituidos de productos químicos y sustancias nocivas a la cual se denominan relaves y que presentan residuos sólidos finos en un cuerpo líquido, constituidos principalmente por el mismo



material que pertenece al yacimiento, del cual se ha sustraído una fracción con mineral valioso, conformando así una pulpa.

Esta pulpa con contenido de mineral es depositada en presas especialmente diseñadas para su contención, las cuales son llamadas presas de relave. El principal objetivo de las presas de relave es la de confinar los residuos producidos por la planta de concentración de mineral y evitar su exposición hacia el medio ambiente. El cual posteriormente seguirá un plan de cierre y post cierre para aislar por completo su impacto ambiental.



Figura N° 7: Presa de Relaves de la unidad Minera Toromocho

Fuente: Elaboración propia

3.2.4.1. Consideraciones para el diseño de presas de relaves

Hay muchos factores que intervienen y deben ser considerados a la hora de diseñar una presa de relave, entre ellos están factores físicos insitu, factores químicos, climatológicos, producción estimada. A continuación, se presentan los factores principales a ser tomados en cuenta:

- Características climáticas e hidrológicas de la zona de la presa de relaves.
- Condiciones Sísmicas del área del proyecto

- Ubicación de las diferentes zonas para las actividades en mina
- Propiedades físicas del material de la zona
- Condiciones geotécnicas.
- Tipo de presa
- Balance metalúrgico
- Características granulométricas del relave.

3.2.4.2. Estabilidad sísmica de presas de relave

El diseño de los depósitos de relaves y sus características físicas en las diferentes épocas durante el proceso de operación hasta el post-cierre está determinado por las condiciones de seguridad de las presas para contener el material y sustancias que son parte de la composición de los relaves. Los factores que afectan la estabilidad sísmica de las presas de relave son:

- Potencial de licuación de suelos
- Método de diseño y construcción
- Características de sismos potenciales
- Resistencia residual de materiales licuados
- Potencial de flujo de deformación
- Disposiciones de remediación
- Propiedades estáticas y dinámicas de los materiales

3.2.5. Cantera

Según el criterio de Herrera H. (2007), si hablamos de canteras se debe tener en cuenta que para su definición existen criterios ocasionados por un lado por las presiones ambientales y sociales, por el otro, las especificaciones técnicas que debe cumplir el material. En la actualidad este sector se encuentra en un cambio muy relevante, ya que está pasando de ser una explotación desordenada en sus formas y planteamientos a cumplir ahora diversas exigencias técnicas de calidad, sociales, medioambientales, etc., en el desarrollo de cualquier proyecto independiente de su tamaño.

El crecimiento de la demanda de los productos de cantera se debe al crecimiento de la población y de la riqueza per cápita. No solo la explotación se vio afectada por las exigencias medioambientales, sino también hay que aumentarle las exigencias administrativas de contar con informes favorables de un mayor número de asociaciones

e integrar las explotaciones dentro de la política de ordenación del territorio. Se ha observado que en el sector de la roca ornamental, la pujanza europea ha logrado un crecimiento e internacionalización debida a la tecnificación y un mayor valor ganado gracias a los desarrollos tecnológicos y de calidad. Se puede ver que existen muchas similitudes en los distintos tipos de empresas (minerales industriales, áridos y roca ornamental), su legislación minero ambiental, su tecnología de explotación y la rentabilidad de sus inversiones tienen un orden de magnitud igual.



Figura N° 8: Cantera de Caliza de la Unidad Minera Toromocho

Fuente: Elaboración propia

3.2.5.1. Elementos de una cantera

Según Morales C. (2012) los elementos de una cantera son los descritos en la siguiente Figura:

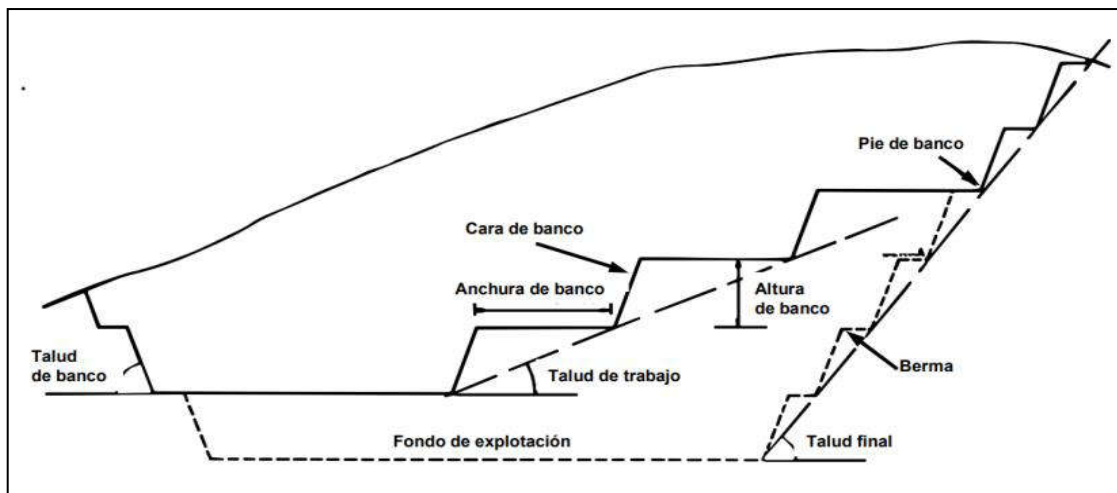


Figura N° 9: Elementos de un banco

Fuente: Diseño de Explotación de Cantera (Juan Herrera Herber, 2007)

3.2.5.2. Evaluación de reservas

Según (Morales C. (2012), son necesarios tomar algunos criterios operativos de acuerdo a las características geoestructurales y geomecánicas del yacimiento y la cobertura vegetal para el desbroce respectivo.

- Pistas y rampas. Debe tener una pendiente aconsejable de 8% y su dimensión debe ser 3 ó 4 veces más anchas que la anchura del mayor camión.
- El espacio de trabajo o módulo. Varía de acuerdo al avance de la gravera. Su restauración debe realizarse en simultáneo con la explotación.
- Altura de banco. Si es un arranque directo, reducimos por norma el alcance del cucharón de la pala. Si empleamos un Bulldozer en el arranque y empuje debemos tomar en cuenta que la altura no se limita pero la inclinación máxima se limitara a 25%.
- Plataforma de trabajo. La dimensión debe ser adecuada para el giro de volquetes, así como para el movimiento de máquinas y personal.
- Bermas. Si la altura del paquete es superior al talud máximo permitido. En operación su altura será al menos la de la plataforma de trabajo. En situación final debe permitir la estabilidad del talud. Normalmente V/H : 1/4. (V: Vertical; H: Horizontal).

3.2.6. Fases de la explotación

La explotación de una cantera a cielo abierto y comprende las siguientes fases:

A. Destape

De acuerdo a Vera (2017). En esta fase se retira el material de sobrecarga dejando el material útil para después ser arrancado por perforación o voladura si se trata de rocas duras, y para rocas suaves mediante retroexcavadora, niveladora con ripper. La ventaja de esta operación es que se conservara las especies nativas, el suelo fértil, semillas, etc., con el fin de poder recuperar el suelo explotado y reforestarlo. Para realizar el destape se excavarán las trincheras de acceso (vías de la cantera). Los factores básicos en la excavación de una trinchera son: ancho y largo de fondo, inclinación del ángulo del talud, máquina de excavación y también el motivo para el cual se construirá la trinchera.

B. Arranque

De acuerdo a Vera (2017). El arranque se realizará de dos maneras. Si la operación consiste en arrancar rocas duras, se procederá a la perforación de los bancos descendentes con maquinaria de perforación para luego proseguir con el uso de explosivos para la voladura. Ahora si se trata de rocas suaves se utilizarán excavadoras para desintegrar la roca y estos sean cargados a los camiones.

C. Transporte interno

Según Vera (2017) El material de naturaleza heterogénea que se encuentra en la plataforma de trabajo, serán cargados por medio de las retro excavadoras hacia los volquetes y transportados a las zarandas, que se ubican dentro o fuera de la concesión, para su posterior clasificación.

D. Clasificación

De acuerdo a (Vera, 2017) La trituradoras de mandíbulas o cónica serán alimentadas por el material desintegrado en el proceso de voladura, de donde se obtendrá diversos productos como arena, chispa, ripio, etc. Los materiales suaves obtenidos por las excavadoras son trasladados a las zarandas estacionarias de donde se consiguen los diversos productos como: arena, chispa, ripio, base, sub



base, piedra bola y del material grueso no condicionado se logra los molones que serán para comercializar.

E. Comercialización

Según (Vera, 2017) Los productos obtenidos de la cantera serán comercializados de acuerdo a las necesidades del comprador, en el caso de empresas que no tienen relación con los titulares mineros se encargan del comercio, eventualmente la comercialización se realiza directamente si el titular posee sus propios camiones.

F. Almacenamiento

De acuerdo a (Vera, 2017) El material que no logra ser comercializado es denominado stocks, los cuales serán almacenados en zonas fuera del área de procesamiento del mineral para su comercialización posterior.

G. Escombreras

Según (Vera, 2017) Se denomina escombrera al lugar en el cual se depositara temporalmente o definitivamente el suelo de cobertura o también se deposita el material que no fue considerado útil o comercial.

3.2.7. Explotación de canteras

Según, Vera, (2017) las actividades propias que están consideradas en explotación de una cantera que sea para actividades civiles o mineras son las siguientes: Primeramente, debe considerarse cuál medio mecánico será utilizado para llevar a cabo la extracción de la materia prima esto quiere decir qué tipo de Excavadora, cargadora sobre ruedas, camión, etc. a utilizarse (teniendo en cuenta: tecnología, combustible, altitud, especialización de los trabajadores, etc.).

Para poder realizar la explotación de una cantera, es necesario desarrollar un conjunto de actividades de forma ordenada y metodológica, las cuales hacen posible la obtención de la materia prima. A continuación se detallan las actividades esenciales para la explotación de una cantera:

- Habilitación de Botaderos.
- Apertura y mantenimiento de las rutas de transporte.
- Preparación de la zona de extracción.

- Extracción y acopio de material.
- Zarandeo o chancado.
- Carguío y transporte.

Enfocándose en lo que respecta a la explotación minera, las canteras cumplen un papel fundamental ya que gracias a estas la extracción de material que facilite la construcción y el desarrollo de cada una de las diferentes obras necesarias para poder extraer mineral. Las rocas con mayor valor para el desarrollo de estructuras son: caliza, mármol, granito.

3.2.8. Ruta crítica

Para Lopez Nuñez, (2018), el método descrito por este autor el cual es la ruta crítica (CPM) utiliza y programa una serie de actividades de un proyecto minero y los interpreta a través de algoritmos matemáticos. Considerando que para poder usar este Método en cualquier tipo o modelo de proyecto debe ser necesario utilizar lo siguientes.

- Tener un checklist todas las actividades que incurren en el proyecto, para que este pueda ser llevado a cabo.
- Saber cómo estas actividades están interrelacionadas de manera dependiente e independiente.
- Poder cuantificar el tiempo de cada actividad en un promedio real en campo.

Teniendo los valores de los ítems mencionados líneas arriba hará posible que la utilización del método de ruta crítica pueda asumir cálculos muy cercanos a la realidad, mostrando a su vez los puntos donde existe mayor conflicto de tiempos (puntos tempranos y tardíos), los cuales son indispensables de conocer para que una ruta de proyecto pueda desarrollarse.

Estos indicadores cruciales, los cuales son los puntos tardíos y puntos tempranos, nos dan a conocer cuán crítico o cuán conflictivo puede ser un punto o actividad (es decir qué tanto pueden acortar o prolongar el desarrollo de un proyecto).

En el caso del presente estudio, la ruta crítica ha sido diseñada por parte de la empresa Mota Engil en coordinación con la empresa Chinalco, la ruta crítica utilizada en el presente estudio hace referencia al traslado de material tipo 3 para el recrecimiento de la presa de relave etapa 4.



3.2.9. Indicadores de gestión

Según Cruz Lezama, (2007), para que una organización o empresa logre ser competitiva es necesario que ésta responda a su misión visión objetivos y estrategias corporativas planteadas que ha surgido de evaluaciones comparativas de una realidad situacional.

Consecuentemente estos benchmarks son asiduos de una organización, es decir son vitales, ya que sin un monitoreo permanente no se podrán establecer condiciones ni se podrá identificar problemas que puedan provenir del desarrollo natural o ideal de cada actividad.

Indefectiblemente una organización también debe poseer un mínimo requerido de indicadores de gestión, (a mayor cantidad de indicadores más real y preciso pueden ser los cálculos), los cuales permitan fiscalizar y controlar la información de manera permanente de cada uno de los aspectos tales como: eficacia, eficiencia, productividad, etc. Las cuales son indispensables para saber cómo van las cosas en una organización.

Si a calidad y productividad nos referimos una serie de indicadores son necesarios para poder interpretar y conocer las fortalezas y las oportunidades, y las debilidades y las amenazas de todos los procesos, siendo de esta manera un deber el contar con indicadores puntuales que permitan tomar decisiones para el mejoramiento continuo de las organizaciones.

Siendo así que el indicador sea una magnitud o unas dos medidas interrelacionadas entre sí que expresan el comportamiento situacional de una empresa dándonos a conocer los pros y contras de las actividades llevadas in situ actualmente eso nos permitirá localizar y focalizar medidas en el proceso de actividades de cualquier actividad.

Como resultado de la utilización de indicadores nos es posible esquematizar y crear un sistema que nos permita dar mejora continua, a través de la retroalimentación y conocimiento continuo de las magnitudes mostradas por los indicadores.

3.2.10. Talpac 10.2

A lo largo de los últimos años la minería ha ido buscando y creando Softwares que permitan el diseño, desarrollo y conocimiento de las actividades de gran envergadura, como resultado de la búsqueda de crear un medio informático que proporcione información sumamente importante y en el menor tiempo posible se han creado muchos



softwares uno de ellos es TALPAC. Este es un simulador de carga y transporte de materiales lo que hace el programa es simular un camión a lo largo de su viaje, evaluando cada punto, aspecto y detalle que intervienen todo el proceso afectando enormemente a la eficiencia, productividad durante todo la etapa de carguío y descarga, ya que esté software considera todos los datos que intervienen en el proceso, los resultados obtenidos podrían darnos información casi real, Es decir podremos obtener los rendimientos de cada equipo que intervienen todo el proceso y así optimizar todo el ciclo de carguío de un camión.. (Runge Limited, 2010).

Aplicaciones

- Estimación de tiempos de los equipos de carguío y Transporte de material.
- Estimación de flotas en el corto y largo plazo.
- Establecer comparaciones en las productividades en diferentes escenarios ya sea en carguío o transporte de material.
- Criterio óptimo al elegir las rutas críticas.
- Análisis de uso consumo de combustible
- Estimación de costos a través del flujo de caja
- Optimización de la flota de camiones y equipos de carga
- El programa permite estimar automáticamente diferentes escenarios los cuales nos permiten tener curvas de productividad a lo largo de la vida del proyecto
- Como resultado de todos los escenarios evaluados el programa permite hacer una de diferentes variables.

3.3. Generalidades del Proyecto Toromocho

3.3.1. Antecedentes del Proyecto

La historia de la minería en el distrito minero de Morococha se remonta a los años del imperio incaico, cuando la región fue explorada y explotada para la obtención de oro y plata. Las exploraciones en los tiempos modernos datan de 1928, cuando mineralizaciones de cobre de baja ley fueron descubiertas en la zona. Desde entonces, diversas operaciones mineras a pequeña escala fueron realizadas en el área, principalmente Subterráneas.

Toromocho es considerado uno de los yacimientos polimetálicos más importantes del Perú, el cual consiste en un pórfido de cobre. Los primeros vestigios históricos del



proyecto datan del año 1928 donde se identificó mineralizaciones de baja ley en el Cerro San Francisco.

Entre los años 1945 y 1955, la compañía Cerro de Pasco Corporation inicio una campaña de exploración logrando identificar mineralizaciones. Ya en el año de 1963 luego de varios años de estudios se determinó que el yacimiento tiene un enorme potencial económico. A pesar de los buenos resultados aún se continuo con las exploraciones, 4 para ser exactos entre los años 1966 a 1974 por la Cerro de Pasco Corporation y de 1974 a 1976 por Centromin Perú. En estos periodos mencionados se logró instalar 143 perforaciones cuyo equivalente en metros es de 42,934.

Entre 1976 y 2002 no se realizaron más estudios de exploración en el proyecto; Sin embargo con el respaldo de los buenos resultados obtenidos producto de las exploraciones realizadas hasta el año 1976, Centromin Perú en el año 1980 realizó contratos con empresas dedicadas a la ejecución de estudios de factibilidad confirmándose que las reservas probadas y probables estaban por encima de los 364 millones de toneladas con contenidos de 0.67 % de cobre y 12 g/t de plata. Adicionalmente debido a la naturaleza polimetálica del yacimiento también se pudo encontrar otros minerales de interés económico como el molibdeno y el zinc.

En el año 2007, la compañía Aluminum Corporation of China Ltd. se hizo propietaria de la compañía Minera Perú Copper S.A. (antes conocida como Minera Perú Copper Syndicate S.A.), y con ello obtuvo la opción de compra del proyecto Toromocho, lo cual concreto ya con el nuevo nombre que opera la compañía: Minera Chinalco Perú S.A.

El 2 de mayo de 2008, Chinalco y Activos Mineros S.A.C. (compañía del estado que compro los derechos a Centromin Perú) concreto un acuerdo de transferencia para el Proyecto Toromocho. Otorgando en su integridad los derechos sobre el yacimiento que viene siendo explotado al día hoy.

3.3.2. Ubicación y Accesos

El Proyecto Toromocho está ubicado en la región Junín, provincia de Yauli, en los distritos de Morococha y Yauli, caracterizado por una topografía accidentada con altitudes que varían entre 3 950 y 5 200 m.s.n.m. La delimitación del proyecto y el área de influencia directa que se evaluó para elaborar la línea base ambiental queda



delimitada por el norte El cerro Trigopallana hasta el nevado Shahuac, mientras que por el Sur el límite se encuentra en el río Rumichaca, antes de la confluencia con el río Yauli. Por el este se encuentra delimitado por el cerro San Tadeo en el área de Alpamina, y por el Oeste por el abra de Anticona (Ticlio).

El acceso hacia las instalaciones del Proyecto, se realiza por la vía nacional asfaltada que lleva hacia la Carretera Central, partiendo desde la ciudad de Lima con un recorrido de 142 km, adicionalmente también se puede llegar a través del Ferrocarril Central (173 km), el cual se utiliza principalmente para transportar insumos, materiales y el concentrado de cobre. Ambas vías de acceso conectan también la zona del Proyecto con la ciudad de La Oroya ubicada a aproximadamente 32 km al Este por carretera y aproximadamente 35 km por ferrocarril.

Cabe resaltar que el concentrado de cobre es transportado íntegramente en los vagones del Ferrocarril Central, desde las instalaciones del proyecto hasta los almacenes en el puerto de Callao, debido a que los costos operativos son mucho menores que transportarlos en camiones por la carretera Central.

Figura N° 10: *Ubicación del Proyecto Toromocho*



Fuente: Minera Chinalco Perú

3.3.3. *Geomorfología*

El proyecto Toromocho se encuentra dentro del ámbito geomorfológico de la Cordillera de los Andes, constituida por un conjunto de elevaciones que corren alineadas en cadenas paralelas. La Cordillera de los Andes, está compuesta de un gran macizo antiguo, que responde al clásico esquema de plegamiento en el Primario, erosión en el Secundario, formando dilatadas penillanuras y sobre elevación en bloques durante el Terciario debido a la Orogenia Andina, intercalado con grandes cuerpos intrusivos y con eventos volcánicos, conjunto que configura un relieve muy variable y complejo.

En el marco de la zona del Proyecto Toromocho, se encuentran manifestaciones de deglaciaciones recientes y modificaciones producidas por procesos periglaciares actuales. En toda el área, la mayor importancia la tienen los procesos periglaciares, como el creeping o reptación, soliflucción y deslizamientos de derrubios, que determinan la presencia de formas menores típicas del resultado de estos procesos. Las formas que predominan gracias a estos procesos son los grandes taludes de derrubios, los cuales tapizan las laderas con derrubios muy finos producto de la intensa meteorización mecánica que caracteriza el área. Los conos de escombros son muy numerosos, aunque sus dimensiones no son importantes, ya que los mayores son coalescentes formando los taludes. Son acumulaciones de material, situados en ángulos muertos de las partes bajas de las laderas. La selección de sus materiales es normal, con una acumulación por gravedad de rocas de mayor calibre en sus partes inferiores. Los conos aluviales no son numerosos y tampoco de grandes dimensiones, ya que los cursos de agua no poseen en esta zona gran poder de acumulación pero sí de erosión. Los mismos, aparecen en la culminación de algunos cursos de agua, ya sean permanentes o no. Sus superficies se ven afectadas por los procesos de arroyada difusa y erosión lineal, también reciben el aporte de materiales provenientes de las vertientes adyacentes (Mikkan, 1999).

3.3.4. *Geología*

En el área de estudio se presentan rocas sedimentarias ampliamente distribuidas de naturaleza calcárea, arenisca y lutitas correspondiente al grupo Pucará, rocas clásticas y volcánicas pertenecientes al grupo Mitu del Pérmico, formaciones Goyllarisquizga, Chúlec, Pariatambo, Jumasha y Casapalca del Triásico al Cretácico, las cuales se encuentran cortadas por rocas intrusivas del Terciario, donde se ha producido en varias zonas metamorfismo de contacto como es marmolización, silicificación y



reemplazamiento metasomático. Cubriendo al basamento rocoso se presentan depósitos morrénicos, coluviales y vegas del Cuaternario. A continuación se hace una descripción generalizada de la estratigrafía del área del Proyecto de abajo hacia arriba.

3.3.4.1.Grupo Mítu (Ps-mi)

El grupo Mítu del Pérmico se encuentra presente en los alrededores de Morococha y en domo Yauli – San Cristóbal siendo las rocas de este grupo las más antiguas dentro de la zona del Proyecto. El grupo se encuentra representado por un miembro de rocas clásticas rojizas de facies continental, tales como areniscas, conglomerados y brecha volcánica y por un miembro superior de rocas volcánicas denominado “Volcánico Catalina”. Los volcánicos Catalina yacen generalmente sobre la serie clástica rojiza del miembro inferior, pero localmente reposan sobre las filitas Excelsior. Las rocas volcánicas Catalina consisten en derrames lávicos de dacita y andesita de color gris a verde, los que por intemperismo toman un color marrón; hacia arriba existen brechas y aglomerados volcánicos.

3.3.4.2.Grupo Pucará (J-pu)

El grupo Pucará consiste de una secuencia monótona de calizas gris claras, blanquecinas en capas delgadas y medianas, las cuales alternan ocasionalmente con unidades de margas interestratificadas con areniscas calcáreas, lutitas gris violáceas y rojizas y niveles de calizas dolomíticas. La disolución es leve en los estratos intermedios, y moderada a alta en la base y en el techo de la secuencia estratigráfica relacionado con bancos de calizas. En el área de contactos con rocas intrusivas las calizas se han convertido en mármol blanquecino por metamorfismo de contacto.

3.3.4.3.Formación Goyllarisquizga (Ki-g)

Por encima del grupo Pucará se presentan areniscas silíceas de grano medio a fino de la formación Goyllarisquizga. Estas areniscas se presentan en estratos delgados de coloraciones marrón rojizo y generalmente representan los cerros más elevados con topografía empinada y en sus flancos han desarrollado depósitos coluviales con gravas ligeramente meteorizada a sanas, adecuados



para material de préstamo de drenaje. En alternancia a las areniscas silíceas se presentan horizontes de lutitas y conglomerados en estratos delgados.

3.3.4.4. Formaciones Chúlec, Pariatambo y Jumasha

Estas formaciones tienen características litológicas, faunísticas y posición estratigráfica similares a las que se presentan en la zona occidental de la cuenca del cretáceo; sin embargo su grosor es más reducido y con ligeras variaciones litológicas.

La formación Chúlec (Ki-chu) consiste de caliza gris claro y marmolizada por zonas, con estructuras de disolución incipiente.

La formación Pariatambo (Ki-pa) consiste de caliza gris oscuro en alternancia con caliza pizarrosa y lutitas pizarrosa presenta leve disolución superficial.

La formación Jumasha (Ks-J) consiste de una secuencia de caliza gris claro, de grano fino, cristalina; en alternancia se presentan algunos horizontes de caliza pizarrosa, calizas nodulares, en estrato delgado. En su conjunto las rocas de la formación Jumasha se presentan sana a ligeramente meteorizada, de resistencia media a alta, disolución leve a moderada dependiendo de la unidad estratigráfica.

3.3.4.5. Formación Casapalca (Kti-c)

La formación Casapalca consiste en intercalaciones de areniscas, limonitas y lutitas rojizas, que ocasionalmente alternan con areniscas calcáreas y areniscas guijarrosas marrón oscuras y se presenta en estratificaciones en capas delgadas y medianas y con algunos horizontes que presentan estratificación cruzada.

3.3.5. Geología local del área del Proyecto

3.3.5.1. Cuenca de Minas Balcanes

En la quebrada Balcanes, afloran rocas sedimentarias de las formaciones Goyllarisquizga, Chúlec, Pariatambo, Jumasha y Casapalca, con orientación general al noroeste y buzamientos variables entre 30° a 55° al suroeste. El fondo de la quebrada presenta topografía escalonada debido al modelado glaciar y al diferente grado de resistencia de las rocas sedimentarias.



En el flanco derecho de la quebrada Balcanes afloran rocas dioríticas del terciario, que forman topografías escarpadas de farallones con pendientes empinadas. Se presentan sana a ligeramente meteorizada y estructuralmente se encuentran atravesadas por fallas de orientación E-O, NE-SO y NO-SE aproximadamente.

En los flancos de los cerros en ambas márgenes de la quebrada Balcanes se presentan depósitos coluviales. En las márgenes de las quebradas y por zonas, se presentan depósitos glaciares “Till”, cuya morfología es ondulada con algunas depresiones formando superficies aborregadas; estos depósitos están conformados principalmente por gravas limosas arcillosas que podrán ser evaluadas para su uso como material impermeable (Soil Liner).

En general la disolución superficial en las rocas calcáreas es leve pero en ciertos horizontes de calizas es moderada. La naturaleza variada de las calizas (pizarrosas, nódulares) y la presencia de horizontes de lutitas y areniscas en alternancia ha truncado el progreso de la disolución de las calizas que son sensibles a la disolución.

3.3.5.2.Cuenca Tunshuruco

En la Quebrada Tunshuruco, está ubicada a 5 km en línea recta al sur del yacimiento de Toromocho, en donde afloran rocas sedimentarias del grupo Pucará, formaciones Goyllarisquizga, Chúlec, Pariatambo, Jumasha y Casapalca, con orientación general al noroeste y buzamientos variables entre 30° a 50° al suroeste. El fondo de la quebrada presenta topografía escalonada debido al modelado glaciar y al diferente grado de resistencia de las rocas sedimentarias e intrusivas.

En la parte superior de la cuenca afloran rocas calcáreas del grupo Pucará de la formación Cordonsinga que se prolongan hacia el sureste en los Cerro Huruya Punco y en dirección a la localidad de Yauli. Estas rocas calcáreas se encuentran intensamente cortadas y removidas por rocas intrusivas del Terciario, de tal manera que las calizas se presentan marmolizadas, de color blanquecino, cristalinas y de grano medio a fino y presentan superficialmente estructuras de disolución leve a moderada dependiendo del tipo de horizonte. En los alrededores del Cerro Huruya Punco las calizas del Pucará se presentan sin



alteración metasomática-hidrotermal y diferenciadas en un mínimo de tres unidades estratigráficas; la unidad estratigráfica inferior que representa la base de la secuencia en contacto con los Volcánicos Catalina del Pérmico, consiste de caliza gris claro cristalina, con oquedades de disolución de unos metros de tamaño; la unidad intermedia que consiste de caliza gris con estructuras de disolución débil a moderada y la unidad superior que se encuentra por encima del Volcánico Montero consiste de calizas brechadas porosas con estructuras de disolución (oquedades) de hasta unos metros de tamaño.

Por otro lado en la parte media y en la parte inferior de la cuenca afloran rocas de las formaciones Goyllarisquizga, Chúlec, Pariatambo, Jumasha y Casapalca, también con orientación general al noroeste y buzamientos variables entre 30° a 50° al suroeste.

En la parte superior de la cuenca, en los flancos de los cerros, se presentan depósitos coluviales de buenas características geotécnicas para ser usado como material de relleno común y material de drenaje previa preparación. En ambos márgenes de la laguna Tunshuruca se presentan depósitos glaciares “Till”, formando morrenas laterales, cuya morfología es ondulada con algunas depresiones formando superficies aborregadas; estos depósitos están conformados principalmente por gravas limosas arcillosas que podrán ser evaluadas para su uso como material impermeabilizante.

El drenaje de la quebrada es relativamente pobre, lo que ha permitido el desarrollo de bofedales, lagunas y pequeños charcos de agua. En la mayor parte del área del valle existen abundantes ojos de agua y manantiales que afloran por encima del fondo de las quebradas con desniveles de 30 a 50 m; en algunos casos los manantiales forman artesianismo leve.

En general la disolución superficial de las rocas calcáreas es variada dependiendo de la naturaleza litológica de las formaciones y del tipo de caliza presente. En particular en las calizas del grupo Pucará se ha identificado que las calizas de la base (unidad inferior) y el techo (unidad superior) presentan superficialmente estructuras de disolución considerables con oquedades hasta del orden del metro.



Desde el punto de vista geotécnico el área de la quebrada Tunshuruco presenta manantiales, ojos de agua y bofedales, importantes por la naturaleza pobre del drenaje en el área. Adicionalmente existen áreas cuya formación geológica se define como calizas. Éstas se encuentran relacionadas a fallas geológicas, sistemas de fracturamientos y en dos áreas de la cumbre definidas como potencialmente de disolución.

3.3.5.3.Cuenca Rumichaca

Está ubicada a 7 km al sur del proyecto Toromocho, y presenta elevaciones que oscilan entre los 4100 y 4 550 msnm.

En la cuenca Rumichaca está la formación Casapalca, cuya característica principal es la presencia de lutitas rojas sobre una colina estable, también hay presencia de bofedales con contenido de limos orgánicos sobre una pendiente suave. La formación Casapalca presenta calizas y estas pasan por la formación Jumasha.

También podemos encontrar dentro de la cuenca bofedales limos orgánicos alternados conjuntamente con depósitos coluviales de gravas limosas.

Como punto final encontramos depósitos cuaternarios de origen fluvio-glacial y coluvial y formaciones rocosas que presentan orientaciones hacia el noroeste con buzamientos que van desde los 25° a 55° con dirección suroeste.

3.3.5.4.Divisora entre la quebrada Tunshuruco, Azulcancha y Minas Balcanes

Esta zona está ubicada sobre depósitos glaciales, seguida por pórfidos de la formación Yantac, y por depósitos fluvio-glaciales. También se encuentran zonas intercaladas de depósitos coluviales entre las formaciones Goyllarisquizca y Chulec y también podemos encontrar formaciones como Jumasha y Pariatambo que también terminan intercalándose con los depósitos coluviales.

También podemos encontrar 3 fallas muy importantes, que se ubican llegando al flanco sur del divisorio que coinciden con la dirección al río Rumichaca, de estas 3 fallas la primera tiene una dirección sureste y las otras 2 están de forma subparalela entre sí cuya dirección es en suroeste.



3.3.5.5.Cuenca de la laguna Buenaventura

Esta zona presenta materiales coluviales de gravas arenosas y con presencia de bolones de dimensiones considerables, toda esta zona está ubicada a 0,50 km al suroeste del tajo. En la zona oeste que presenta mayor altitud podemos encontrar dioritas anticona y también pórfidos feldespáticos.

En la zona central podemos encontrar depósitos fluvio-glaciales, diorita Anticona y pórfidos feldespáticos que van intercaladas conjuntamente con los desmontes que genera la mina. En esta misma zona también podemos encontrar una laguna cuyas dimensiones oscilan entre 450 metros de largo y 400 metros de ancho.

La zona sur también presenta afloramientos de las formaciones Chulec, Jumasha y Pariatambo, que van acompañadas de depósitos fluvio-glaciales, este último continua la secuencia de los ubicados en la zona central

Finalmente como ya se mencionó, la zona central presenta desmontes de manera aislada, y en la zona Este también podemos encontrar desmonte de forma continuada alrededor de las siguientes coordenadas: N 8 716 000 y E 376 000.

3.3.5.6.Falda norte del Cerro Vicharrayoc

Esta zona está ubicada al suroeste del proyecto, aproximadamente a 500m. De longitud y se encuentra sobre rocas volcánicas denominadas “Catalina” pertenecientes al grupo Mitú. En la zona central también encontramos depósitos fluvio-glaciales y en la parte sur está presente la formación pucará, ya en el extremo Oeste volvemos a encontrar rocas volcánicas denominadas “Catalina” y finalmente ya en dirección occidental esta la formación Pucará.

3.3.6. Sismicidad

El Perú, por su ubicación geográfica forma parte del círculo de fuego del Pacífico, donde se estima que ocurrieron más del 80% de eventos sísmicos del mundo. En términos tectónicos, la subducción (sismos intraplaca) de la placa Nazca con la placa continental sudamericana origina estos movimientos que han generado sismos cuyas magnitudes oscilan entre los 8,5° y 9,5° en la escala de Richter considerados altos. Estos antecedentes sísmicos hacen necesaria una evaluación del riesgo sísmico en el proyecto



Toromocho, esta evaluación fue elaborada en el año 2007 por parte de la empresa Montgomery Watson Harza (MWH) y supervisada por la empresa Golder Associates.

Acorde a lo propuesto por la Nueva Norma de Diseño Sismorresistente del Reglamento Nacional de Edificaciones (Junio del 2006), fue establecido distintas zonas sísmicas, cuyas características difieren entre si acorde a la frecuencia de ocurrencias sísmicas. La zonificación que se propone está basada en la distribución espacial de la sismicidad observada.

Conforme a esta norma el proyecto Toromocho esta zonificado dentro de la zona 2, cuyas características principales corresponde a una sismicidad media, y su valor de factor de zona (Z) asciende a 0,33, este valor podemos interpretarlo como la aceleración máxima del terreno cuya probabilidad de ser excedida en 50 años es de 10%

Con respecto a las fallas activas relacionadas al área del proyecto, fueron consideradas aquellos movimiento de hasta 1 año de ruptura, o del ultimo Pleistoceno/Holoceno (menos de 15 000 años) también se consideró aquellas tasas de movimientos mayores o iguales a 0,2 mm/año. Las fallas como: Huaytapallana, Cayesh, Codillera Blanca y la Falla de la Frontera Este forman parte de las fallas activas del proyecto Toromocho, los mismos que se ubican dentro de la zona de subducción central del Perú, la fractura Medaña cuya dirección es NO y la cresta Nazca con dirección SE limitan las fallas mencionadas anteriormente, además tanto la fractura Medaña y la cresta Nazca son consideradas las más peligrosas para la zona en análisis. En agosto del 2007 ocurrió el último gran sismo en la zona de proyecto cuya magnitud en la escala de Richter es de 8° y ocurrió a una distancia de 195 Km. Al SO del proyecto.

Todos los movimientos del área en estudio, fue calculado en base a aproximaciones probabilísticas y determinísticas. Para el caso determinístico se revisó todo los datos históricos sobre sismicidad y la geología de la zona, esto con el fin de poder generar valores estimados de la aceleración pico de la tierra (PGA, por sus siglas en inglés: Peak Ground Acceleration) esto para las diferentes fuentes sísmicas y para realizar el cálculo del rango potencial máximo sismo creíble (SMC).

Para el proyecto Toromocho, los valores potenciales de diseño probabilístico oscilan entre 0,24 g y 0.43 g. cuya semejanza en grados Richter vendría a ser igual a 8° y su ubicación aproximada estaría a 100km por debajo del proyecto Toromocho. Para el estudio del análisis probabilístico del riesgo sísmico se tomó un registro de áreas y de



fallas de la zona como fuentes sismogénicas. De acuerdo a los resultados arrojados por el método probabilístico nos indican que las aceleraciones sísmicas instrumental pico obtenidas para periodos de 475, 975 y 2 475 años son:

Tabla N° 2: *Aceleraciones sísmicas instrumental pico - Método probabilístico*

Periodo de retorno en años	Aceleración máxima promedio (g)
475	0.28
975	0.37
2 475	0.51

Fuente: ASCE (American Society of Civil Engineers)

Según los procedimientos de ASCE (American Society of Civil Engineers) descritos en el Standard N° 7-05: Minimum Design Loads for Building and other Structures (ASCE, 2006) y tomados como parámetros de manera referencial para el presente estudio, se concluye que los valores de aceleración espectral resultantes para el periodo de retorno de 2 475 (SMC) años son apropiados para uso como el sismo de diseño.

3.3.7. Clima y meteorología

Según, Strahler & Strahler, (2005), el proyecto Toromocho presenta un clima montañoso, típico de las zonas alto andinas, este clima se caracteriza principalmente por tener temperaturas bajas, ambientes secos y también por presentar de manera definida temporadas como las lluvias comprendidos entre los meses de Octubre y Marzo y temporadas secas el resto del año

El factor determinante del clima en la zona de estudio se debe a la posición altitudinal, cuya medida supera los 4,500 msnm. Por otro lado también tenemos la latitud (entre 11° y 12° latitud sur), estos factores son determinantes a la hora de definir los rasgos típicos climáticos como la amplitud térmica, la presencia de vientos y los niveles de evaporación, humedad y precipitación.

Para la determinación de los elementos climáticos de la zona en estudio se consideró los datos históricos de varias estaciones regionales cercanas al área de estudio, también fue considerado los registros entre los años 2005-2008 correspondientes a la estación ubicada en el campamento de Tuctu propiedad de Minera Chinalco.



Asimismo, se utilizó todos los registros históricos de la estación Alpamina (4 535 m de altitud) para poder obtener los datos del viento tales como dirección y velocidad, estos estudios utilizaron registros desde julio del 2007 hasta junio del 2008

Los niveles de precipitación se obtuvieron de aquellas estaciones cercanas que actualmente se encuentran inactivas, estas estaciones son: Morococha (4 500 m.s.n.m. de altitud, registro 1936 - 1995), Huascacocha (4 370 m de altitud, registro 1955 - 1995) y Pucará (4 300 m.s.n.m. de altitud, registro 1953 - 1995).

3.3.7.1. Radiación Solar

Los valores de radiación se deben principalmente a la ubicación latitudinal, también por la altitud y los niveles de nubosidad.

Los datos obtenidos provienen de la estación Tuctu, donde señala que el promedio anual de radiación solar diaria es de 4 627 Wh/m². Esta información también señala que los datos de radiación mensual en promedio son de 5 479 Wh/m²

Estos valores nos indican que la presencia de nubes y humedad en la atmosfera influyen de manera positiva disminuyendo los valores de radiación.

La naturaleza de los niveles de radiación durante el día se configura de la siguiente forma, el estudio inicia a las 7 am cuyo valor es de 24,8 Wh/m², partiendo de este valor los niveles se incrementan rápidamente, hasta llegar a un máximo valor de (662,2 Wh/m²). A la 1 pm. De este punto se inicia el descenso gradual a una velocidad muy parecida a la del incremento

3.3.7.2. Humedad relativa

Según, S.A., Knight Pioésold Consultores (2009), la humedad relativa se define por los siguientes parámetros: temperatura y precipitación, las cadenas montañosas andinas También influyen en la humedad relativa, ya que forman pantallas para las masas de aire húmedo provenientes del oriente, estos elementos son los modeladores que definen el comportamiento de la humedad relativa en la zona de estudio.



Los distintos rangos de la variación anual se ven influenciados principalmente por los niveles de temperatura del aire. La estación Tuctu reporto una humedad atmosférica que oscila entre 54,4 y 74,8 %, en épocas de precipitaciones fluviales y entre 43,9% y 68,5% en promedio durante la temporada. El valor obtenido a lo largo del periodo es de 62,6 %

3.3.7.3. Precipitación

a) Precipitación promedio anual y mensual

Para Golder Associates, (2007a). Las precipitaciones que definen el área de estudio está fuertemente marcado por dos periodos bien diferenciados: la temporada de precipitaciones que van de octubre a marzo, estas fechas concentran más del 75% del total de lluvias de todo el año. La temporada seca va entre los meses de abril y setiembre. Este régimen mencionado es típico de las zonas andinas. Las estaciones que proporcionaron la información para obtener estos resultados fueron: Huascacocha, que a la fecha ya cuenta con 39 años de registros, cuyo análisis va desde los años 1957 a 1995, Pucará, con 38 años de registro (1953-1995), y Morococha, con 44 años de registro (1952-1999)

En la estación Huascacocha se pudo apreciar que la máxima precipitación registrada fue en el mes de febrero con 122,7 mm, y como mínimo en el mes de julio con un valor de 13,3 mm. Como promedio anual tenemos un valor de 782 mm. La estación Morococha arrojó resultados más representativos en el estudio registrando valores máximos y mínimos de 132,3 mm. En el mes de febrero y 16,1 mm. Respectivamente. En el mes de julio dando como promedio final anual un valor de 850,9 mm. En la estación Pucara se registran valores máximos de 88,4 mm. Y como valores mínimos 7,4 mm. En el mes de Julio dando un promedio anual de 537,6 mm. Para la estación Huascacocha el promedio anual es de 782,0 mm. Resumiendo los valores anteriores obtenemos los siguiente promedios finales; 782,0 mm. Estación Huascacocha, 850,9 mm estación Morococha y 537,6 mm. En la estación Pucara.

3.3.8. Geología Económica

Según, Golder Associates, (2007a), el yacimiento Toromocho está ubicado en la parte central de cobre de la zona polimetálica de Cu / Pb-Zn / Pb-Ag perteneciente al distrito



de Morococha. El yacimiento en mención está formado dentro de un centro de rocas del tipo skarn también podemos encontrar brechas asociadas de 7 millones de años de mineralización, alteración e intrusiones porfiríticas y de granodiorita.

Morococha como distrito está caracterizado por una serie de sedimentos plegados pertenecientes al Paleozoico y Mesozoico que fueron invadidos por rocas intrusivas. Las rocas intrusivas contribuyeron el área para que se pueda dar el proceso de mineralización y que sirvieron de fuente para la mineralización hidrotermal. Los sedimentos generados al área circundante del depósito fueron predominantemente calcáreos y los que están ubicados próximos a las rocas intrusivas fueron alterados a nivel local formando skarns y hornfels. Por tanto, la mineralización ocurrió en rocas tipo skarn, las de metamorfismo de contacto (hornfels) y en las unidades intrusivas.

Del mismo modo, S.A., Knight Pioésold Consultores (2009), el accidente geográfico principal en la zona de estudio a nivel regional es el domo de Yauli, cuya extensión es de 30km que va desde San Cristobal hasta Morococha, con un rumbo general de N35°O. En la zona de estudio, la estructura principal es el anticlinal “Morococha” cuya ubicación está en el lado norte del Domo de Yauli. El anticlinal Morococha es un pliegue asimétrico cuyo núcleo está contenido por el volcánico Catalina.

El yacimiento de Toromocho posee una mineralización de alta ley de cobre que está ubicada dentro de una muy alterada y relativamente blanda mineralización tipo skarn cuya alteración se debe a la actinolita y arcilla, la diferencia está comprendida dentro de rocas intrusivas, donde las biotitas más competentes alteran las rocas intrusivas.

3.4. Marco conceptual

- **Actividad minera**

Corresponde al desarrollo de actividades de exploración, explotación o toda aquella actividad que resulte en un beneficio relacionado a la minería, todo en concordancia con la normatividad vigente (Decreto Supremo N° 025-2016-EM, 2016).

- **Acarreo de material**



Es el transporte de material ya sea materia prima o ganga de un punto inicial a un destino final.

- **Agentes de Voladura**

Son una mezcla de componentes (combustibles + oxidantes) que no son sensibles a la iniciación por detonador, es decir, no son explosivas por separado. Martinez, E. (2019).

- **Anisotropía**

Es una propiedad física inherente de las rocas, y pueden ser presenciadas en su estratificación, laminación, familias de diaclasas, como resultado de sus comportamientos mecánicos en función de la dirección de sedimentación. Martinez, E. (2019).

- **Banco**

Es una estructura propia de la minería a cielo abierto, similar a un escalón, la cual consiste cortes horizontales del piso en el cual se realiza el trabajo de extracción de mineral. A medida que la extracción avanza, los bancos van aumentando siendo necesario se construir bancos de seguridad que puedan contener cualquier roca que caiga. Martinez, E. (2019).

- **Capacidad**

“Se refiere al volumen o peso de sustancias que un equipo de carguío o transporte puede controlar sin que este experimente fallas por sobreesfuerzos (por ejemplo, el volumen de la tolva de un camión)” (Aguirre Barahona, J., 2013 pág. 8).

- **Carguío de material:**

Es el proceso mediante el cual se recoge material de un punto ya sea a través de medios manuales o mecánicos. (Aguirre Barahona, J., 2013 pág. 8).

- **Demoras**



Las demoras son los tiempos que generan los equipos utilizados que resultan de no cumplir con los trabajos programados en cada actividad, estos pueden generarse debido a diferentes agentes. Estos factores diversos pueden afectar la productividad enormemente. (CASAS O, 2018, pág. 24).

- **Demora o delay (D):**

Es el tiempo o retraso que provoca un equipo cuando está operativo, pero no genera impacto directo en la productividad de actividades. Algunas de estas demoras son el cambio de operador, cambio de guardia, limpieza de tolva, entre otros. (Saldaña A. 2013).

- **Disponibilidad mecánica o mechanical availability (DM):**

Representa el tiempo total que el equipo está disponible para poder ser usado y operado; y está representado en porcentaje. (Saldaña A. 2013).

- **Discontinuidad**

Es un término geológico utilizado para explicar cuando se rompe la continuidad o se rompen las propiedades físicas de los macizos rocosos (fallas, diques, etc.) afectando a su comportamiento geomecánica hidráulico esto se aprecia como resultado de los cambios de la naturaleza. (Saldaña A. 2013).

- **Eficiencia Operativa o Factor de Utilización**

Es un factor representado en porcentaje, que representa cuanto tiempo utiliza el equipo del total de horas que se encuentra operativo.

- **Equipo pesado**

La terminología de equipo pesado hace referencia a la utilización de equipos de gran envergadura que desarrollan actividades de gran escala. (CASAS O, 2018, pág. 24).

- **Esponjamiento**



Es un término utilizado para definir el volumen ganado después de que un macizo rocoso es quebrado consecuencia de la extracción, el volumen como consecuencia del esponjamiento es mayor al volumen inicial. Martinez, E. (2019).

- **Explosión**

Es un fenómeno que resulta en la liberación de energía de manera vertiginosa que se considera instantánea. La explosión tiene un origen natural y humano.

- **Factores de eficiencia**

Son todos los elementos que interactúan entre sí y por la cual la productividad se ve notablemente afectada, es decir, en su ordenamiento. (CASAS O, 2018, pág. 24)

- **Fragmentación por voladura**

La fragmentación es resultado del proceso de voladura en rocas, la fragmentación de la roca trabaja como un indicador de la eficiencia de la voladura. De acuerdo a Scott (1996) estos fragmentos provienen de 3 fuentes:

- Fragmentos como resultado de las fracturas creadas por la carga explosiva en la detonación.
- Los bloques insitu liberados del macizo rocoso.
- Los fragmentos provocados por las fracturas insitu más la sumatoria de las nuevas fracturas.

- **Gestión de tiempos**

Es el proceso de administración y control de los tiempos involucrados en las actividades en las labores productivas con el fin de buscar maximizar y optimizar los trabajos. (CASAS O, 2018, pág. 24).

- **Horas totales del equipo (HT)**

Es la base sobre la cual se analiza a cada equipo. Siendo estas veinticuatro horas al día, durante los trescientos sesenta y cinco días del año. (Saldaña A. 2013).

- **Horas disponibles del equipo (HD)**



Son las horas de disponibilidad en operaciones que tiene el equipo para producir en mina. (Saldaña A. 2013)

- **Horas del equipo operativo (horas ready) (HR)**

Como su propio nombre indica son las horas en el cual el equipo se encuentra disponible se encuentra realizando actividades productivas. (Saldaña A. 2013)

- **Indicadores clave de desempeño**

Es información de carácter cuantitativo que ayuda a regular, medir y observar los niveles de rendimiento de un proceso, teniendo como meta principal el logro de las metas planteadas por consiguiente indispensables para la toma de decisiones. (CASAS O, 2018, pág. 24)

- **Producción**

Es el resultado de los productos obtenidos a través de diferentes procesos productivos en los cuales se utilizaron diferentes clases de insumos para la obtención un producto final. (CASAS O, 2018, pág. 24)

- **Productividad**

La productividad es un término de carácter económico el cual interrelaciona la cantidad de productos obtenidos con los productos empleados en un sistema productivo. (CASAS O, 2018, pág. 24)

- **Planificación**

Planificación puede definirse como el proceso en el cual se crean estrategias para alcanzar las metas de una organización estableciendo planes de acción. Bonacina M, Bortolato G. (2009)

- **Ratio**



Un ratio es el producto de comparar y/o dividir dos factores o agentes. Y esto se ve expresado en el consumo de recursos por unidad de trabajo, por ejemplo: m²/km, hh/kg. (CASAS O, 2018, pág. 24)

- **Rendimiento**

Es un término económico que trabaja como un indicador de gestión ya que nos muestra cómo se da la utilización de un medio ya sea un capital por unidad de tiempo. Un ejemplo sería el tiempo que puede trabajar un grupo de obreros en cierta actividad. (CASAS O, 2018, pág. 24)

- **Simulación**

Es el proceso mediante el cual se busca crear un sistema ideal a través de datos reales o ficticios a través del cual el cual se busca comprender, analizar e interpretar el comportamiento de un sistema y asimismo evaluarlo con nuevas estrategias, criterios y planes de acción para buscar crear un funcionamiento óptimo. Bonacina M, Bortolato G. (2009).

- **Software**

El software es considerado como un equipamiento de carácter lógico e intangible desarrollado en un ordenador, el cual está regido y/o gobernado por instrucciones y reglas informáticas que permiten ejecutar diferentes tareas.

- **Stand-by o equipo listo pero en espera (SB)**

Se considera a todo tiempo de disponible mecánicamente del equipo, en el cual este se encuentra no siendo operado debido a diferentes circunstancias. Ejemplos de stand-by son:

- Falta de equipo de acarreo.
- Condiciones inseguras.
- Falta de frente de trabajo.
- Falta de equipos - cisterna.
- Equipo listo, pero en sala mantenimiento.
- Falta de personal capacitado para operar el equipo.
- Recesos por refrigerio.



- Equipo siendo trasladado en cama baja. (Saldaña A. 2013)

- **Tarifa de arrendamiento**

Es el término usado para describir el precio a ser pagado como resultado del uso de equipos o maquinaria pesada de la empresa. (CASAS O, 2018, pág. 24)

- **Trabajo eficiente**

Es todo trabajo llevado a cabo cumpliendo un ciclo estándar dentro de una actividad productiva previamente planeada. (CASAS O, 2018, pág. 24).



CAPITULO IV

METODOLOGÍA

4.1. Tipo y nivel de investigación

Los tipos de investigación que se emplearon en el desarrollo de la presente tesis fueron descriptiva, correlacional, de campo y bibliográfica.

Descriptiva.- La investigación, está enmarcada dentro de un estudio descriptivo, ya que parte de una recolección de datos en campo que luego son analizados para describir el panorama actual del proyecto encontrando el problema en el dimensionamiento de flota utilizado.

Correlacional.- Porque el dimensionamiento y la optimización se encuentran relacionados, ya que dependiendo de la optimización que se pueda realizar analizando los costos y la productividad de los equipos, se modificara el dimensionamiento final de la flota.

Investigación de campo.- Es el estudio insitu realizado en el proyecto, donde se recoge la información en tiempo real y precisa, con respecto a los tiempos de ciclo de carguío y acarreo con la finalidad de generar una base de datos y tener resultados más cercanos a la realidad.

Investigación bibliográfica.- Se realizó con el propósito de conocer diferentes métodos, teorías, conceptualizaciones y criterios para poder dimensionar y optimizar la flota de equipos de carguío y transporte para el proyecto que permitan dar una solución al problema que se tuvo en la anterior Etapa del recrecimiento de la Presa de Relaves.

4.2. Diseño de la investigación

La investigación científica va desde la planificación hasta llegar al análisis e interpretación de resultados. Se usarán los métodos inductivo y deductivo, descriptivo y explicativo. El diseño de investigación será de causa y efecto, que relaciona la variable independiente y dependiente.



4.3. Población y muestra

4.3.1. Población

La población considerada para la presente tesis es el área de trabajo, que viene a ser la Cantera de roca Caliza (Tunshuruco) y la Presa de relaves, además de la ruta que une ambos frentes de trabajo. Los cuales se encuentran a 4500 m.s.n.m. en el paraje Morococha, distrito Minero de Morococha de la provincia Yauli en la Región Junín.

4.3.2. Muestra

La muestra que se tomó para realizar la investigación de la presente tesis son las Excavadoras CAT 374, CAT 345, CAT 336 y los equipos de acarreo VOLVO FMX 22 m3 y de 17 m3.

4.4. Procedimiento

Los procedimientos de investigación de datos están en función al cronograma establecido del proyecto de tesis.

- Se hizo a través de tres personas, dos tesistas y un asesor.
- El tiempo de investigación durará 8 meses aproximadamente.
- El medio fue la observación, la revisión de los reportes y la recopilación de datos.

Para recopilar los datos tendremos en cuenta registros en papel, hoja electrónica en Excel y el empleo del procesador de textos.

4.5. Técnica e instrumentos

Los primeros procedimientos y material a usar contemplan la revisión bibliográfica, la investigación de antecedentes de otros proyectos mineros y la información obtenida de la experiencia en la ejecución de la anterior etapa del recrecimiento de la presa de relaves; De donde se utilizara la siguiente información:

- Revisión bibliográfica.
- Reportes de operación obtenidos durante la ejecución de la tercera Etapa.
- Reportes de avances diarios, semanales y mensuales obtenidos durante la tercera Etapa.
- Los KPI's, obtenidos durante la ejecución de la tercera Etapa.

- La información de los equipos de carguío y acarreo con los que cuenta la empresa.
- Análisis estadísticos.

4.5.1. Instrumentos de Investigación

Con los datos obtenidos se procederá a realizar simulaciones, cálculos matemáticos y/o estadísticos de los diferentes escenarios para determinar la flota óptima a utilizarse en la etapa IV de la presa de relave, teniendo en cuenta los equipos con los que se cuenta actualmente en la empresa. Haciendo uso de las fórmulas obtenidas de la bibliografía, lo cual se plasma en el software estadístico EXCEL y finalmente se comprueba con una simulación de transporte en el software TALPAC 10.2.



CAPÍTULO V

RESULTADOS Y DISCUSIONES

5.1. Dimensionamiento de equipos de carguío y acarreo

En esta etapa se desarrolla cada una de las variables y KPI's que influyen directamente en el dimensionamiento y selección de equipos de carguío y transporte a utilizar en la presente operación Minera.

5.1.1. Descripción de la Cantera

La cantera denominada Thuschuruco, es una operación de mediana minería que se desarrolla a cielo abierto, ubicada dentro de las instalaciones de la Unidad Minera Toromocho, se encuentra ubicada a 2 Km en línea recta del Estribo Izquierdo de la Presa de relaves, la misma que se encarga de abastecer el material Tipo 3 (Enrocado) para el recrecimiento de todas las Etapas del depósito de relaves incluyendo la etapa actual en la cual se enfoca la presente Tesis.

Dicho material Tipo 3 que va en el Espaldón de la Presa de relaves, consta principalmente de roca caliza cuya densidad oscila entre 2.48 – 2.60 tn/m³, perteneciente a las formaciones Goyllarisquizga, Chulec y Casapalca, el mismo que debe tener una resistencia a la compresión simple no menor de 40 MPa y no más de 40% de pérdida durante las pruebas de Abrasión y cuyo límites de tamaño a considerar para realizar la voladura se describe en la tabla N° 2.

Tabla N° 3: *Límite de tamaño de partícula – Mat. Tipo 3*

Diámetro de partícula		% Pasa
US número de tamiz		(por peso)
59"	(1500 mm)	100
36"	(914.4mm)	100
24"	(609 mm)	71-100
6"	(152.4 mm)	40-85
3"	(76.2 mm)	30-72
1"	(25.4 mm)	10-50
½"	(12.7mm)	0-32
No.4	(4.75 mm)	0-20
No.10	(2 mm)	0-16
No.40	(0.426mm)	0-8
No.200	(0.075mm)	0-5

Fuente: Ingeniería de Detalle - AMEC FOSTER WHEELER 2019

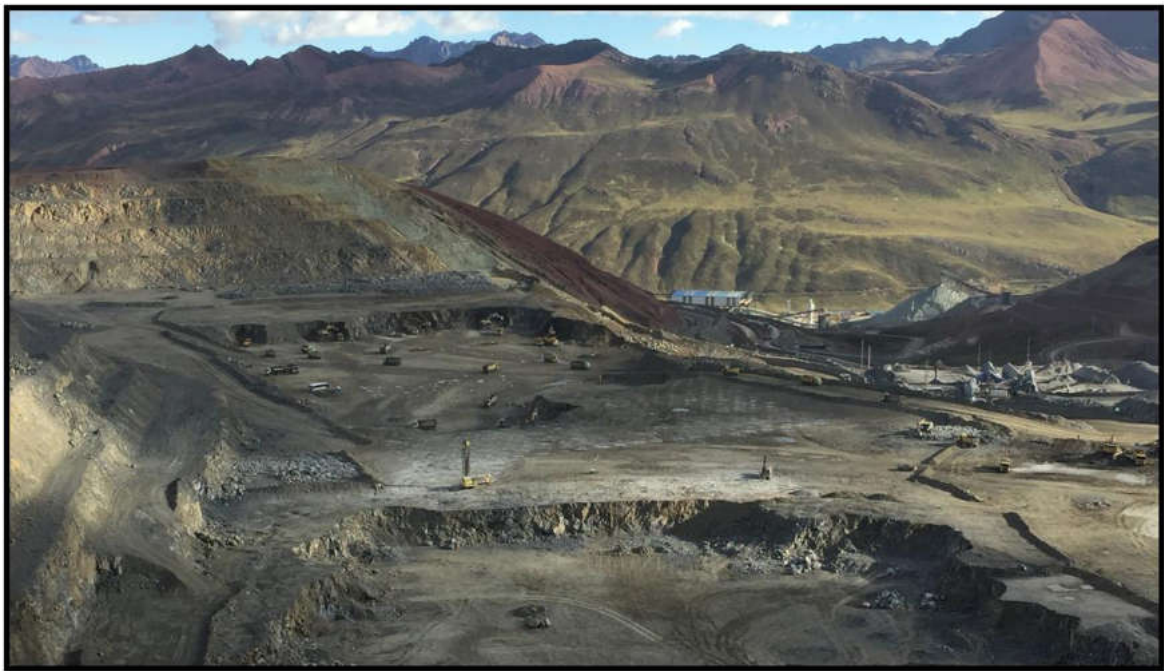


Figura N° 11: *Cantera Material tipo 3 – Toromocho*

Fuente: Elaboración propia

5.1.2. Descripción de la Presa de Relave

La presa de relaves en su cuarta etapa almacenará una cantidad alrededor de 20 millones de metros cúbicos de relave para ello es necesario trasladar 10 millones de metros cúbicos de material desde la cantera que permitirán el desarrollo y culminación de la cuarta etapa de la presa de relaves en la mina Toromocho.

La Presa de Relaves de Toromocho ha sido diseñada para contener los relaves espesados y el agua contenida en los relaves, que vienen siendo enviados desde la planta concentradora.

La Presa de Relaves del proyecto Toromocho está compuesta por un enrocado de drenaje libre cimentado sobre roca, material de transición, filtro y en la cara aguas arriba de la presa provista de un Curb de concreto extruido.

En la siguiente figura se muestra una sección típica donde se aprecia la etapa IV de la Presa de Relaves:

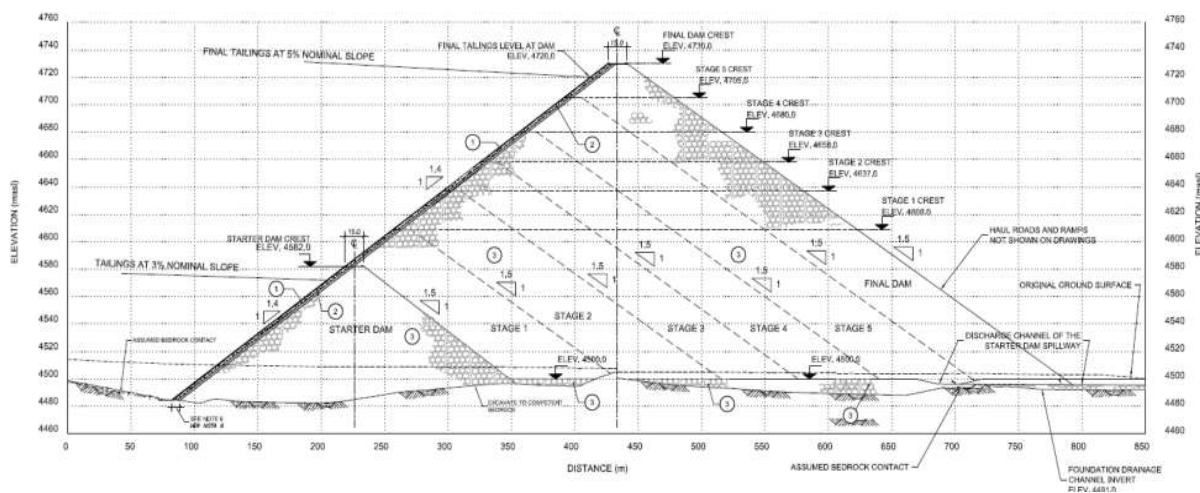


Figura N° 12: *Sección Típica*

Fuente: Ing. De Detalle Etapa 4 Amec Foster Wheeler



Figura N° 13: *Presa de Relaves – Toromocho*

Fuente: Elaboración propia

5.1.3. Características Geométricas de la Etapa 4 Presa de Relaves

La Etapa 4, comprende la construcción del crecimiento sobre la base de la etapa 3, según el detalle de las cotas:

Tabla N° 4: *Altura de Recrecimiento*

Etapa	Límites		Cota de Coronación	Altura de Recrecimiento
Etapa 4	Inicio	Etapa 3	4658	22
	Fin	Etapa 4	4680	

Fuente: Mota Engil

Tabla N° 5: *Relación de Taludes*

Etapa	Talud Aguas Arriba	Talud Aguas Abajo	Ancho de Corona (m)	Borde Libre (m)	Tipo de Material	Talud aguas Arriba
4	1.40 H: 1.0 V	1.50 H: 1.0 V	15	10	Enrocado (rockfill)	Curb de Concreto

Fuente: Mota Engil

Materiales que componen el cuerpo de la presa de relaves:

Los materiales que componen el cuerpo de la presa son:

- Curb en la cara aguas arriba (concreto extruido)
- Material de Filtro - Material tipo 1 (ancho 3 m)
- Material de Transición - Material tipo 2 (ancho 3m).
- Enrocado (rockfill) - Material tipo 3
- Carpeta de Rodadura sobre la corona

A continuación, se muestra una sección típica con la disposición de los diferentes tipos de materiales que componen el cuerpo de la presa – Etapa 4.

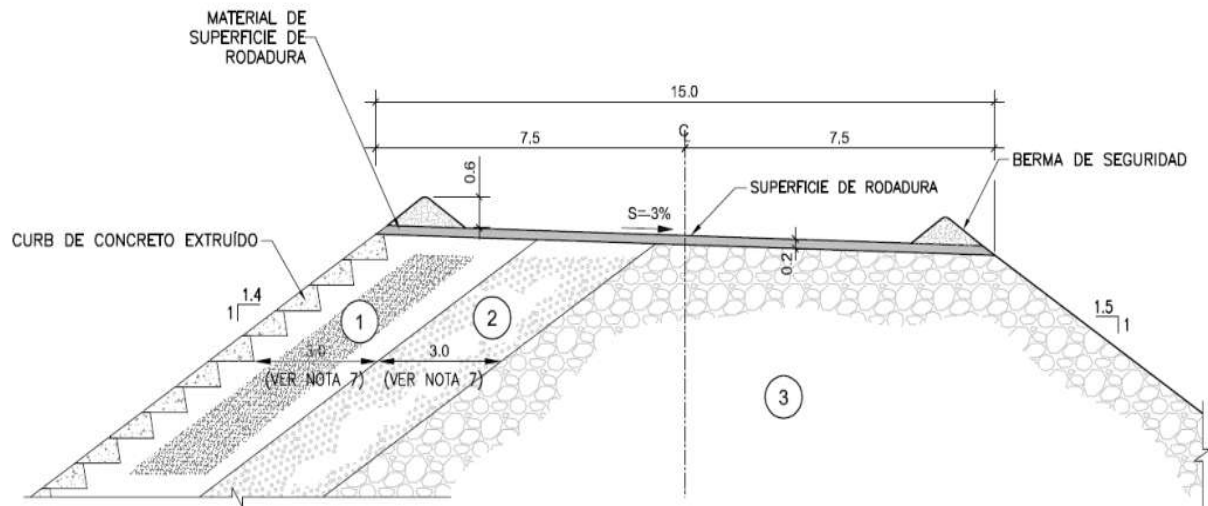


Figura N° 14: Disposición de los materiales

Fuente: Mota Engil

Los distintos materiales que conforman el cuerpo de la presa deben cumplir estrictamente con las Especificaciones Técnicas de la etapa 4 de la Presa de relaves.

5.1.4. Descripción de la Ruta de Acarreo

Un parámetro esencial para determinar el tiempo de ciclo, es determinar la ruta de acarreo, la cual dependerá de la topografía que presente la zona del proyecto, lo cual determinara directamente la distancia de recorrido y las pendientes a utilizar en la ruta, sabiendo que a menores pendientes los camiones podrán desarrollar mayores velocidades permitiéndome completar el recorrido en un menor tiempo, lo cual también influye directamente en el consumo del combustible.

La ruta crítica de acarreo de material desde la cantera hasta lo que será la cuarta etapa de la presa de relaves está conformada por tramos horizontales y rampas con gradientes de un 10% la distancia total de carguío hasta la zona de descarga hace un total de 3.4 kilómetros.

La zona de descarga para lo que será la cuarta etapa de la presa de relaves es lo suficientemente amplia para la buena maniobrabilidad de las unidades de acarreo.

5.1.4.1. Desempeño de la velocidad de los camiones en rutas

En base al estudio de tiempos de ciclo realizados en el proyecto se pudo determinar que en una misma flota, existen tiempos de ciclo muy variados, esto debido a que los operadores no cumplen con los estándares de velocidad asignados para cada tramo de transporte en la operación, por ello se realizaron capacitaciones sobre la importancia de cumplir con las velocidades asignadas en las rutas del proyecto.

Los estándares de velocidades establecidos entre la compañía y las empresas especializadas son:

Tabla N° 6: Estándar del desempeño de velocidades - Volquetes

ESTANDARES DE VELOCIDAD PARA VOLQUETES		
Rampa o Vía	Cargado Velocidad (Km/h)	Vacío Velocidad (Km/h)
Horizontal	25	30
Pendiente 10%	20	25

Fuente: Mota Engil

5.1.5. Descripción de los Equipos de Carguío y Acarreo

Es de suma importancia conocer los equipos que se están empleando en los trabajos de carguío y acarreo, la capacidad de producción de cada uno de ellos (m^3/h) que está determinado por las dimensiones del equipo, la motorización y la capacidad de carga en el cucharón en el caso de la excavadora, y en el caso de los camiones la capacidad de carga en las tolvas. Ello determinara el volumen que puedo producir con cada configuración de equipos.

Adicionalmente se deben conocer las particularidades de cada equipo tales como el consumo de combustible, el costo de mantenimiento, la disponibilidad mecánica y confiabilidad que brinda cada uno de ellos.





Figura N° 15: *Equipos de Acarreo para la Presa de Relaves – Toromocho*

Fuente: Elaboración propia

5.1.5.1. Equipos de Carguío

Los equipos de carguío utilizados en el presente estudio son: La excavadora Caterpillar 336 DL, Excavadora Hidráulica Caterpillar 345 DL y Excavadora Hidráulica Caterpillar 374 DL. Cabe mencionar que una selección inadecuada de equipos de carguío repercute en el avance de la planificación a corto plazo; por tanto, también trae consigo el incumplimiento de la producción diaria, y dando como resultado un incremento en los PU (Precios Unitarios). Para el análisis y evaluación del KPI (Key Performance Indicators), se han tomado muestras para el tiempo de ciclo de carguío bajo condiciones similares para los 3 modelos de excavadora que figuran en el presente estudio.

Figura N° 16: *Maniobra de Carguío*



Fuente: Elaboración propia

A. Excavadora Hidráulica Caterpillar 336 DL

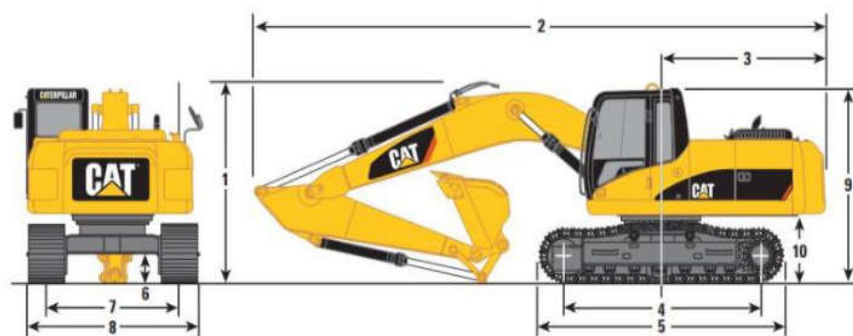
Es un equipo muy utilizado dentro de operaciones de pequeña y mediana minería, su tamaño hace posible que se adapte a la altura de los bancos. La excavadora CAT 336DL es utilizado para levantar materiales provenientes de la voladura, su versatilidad hace posible que pueda trabajar a los dos lados.

Características básicas de la excavadora 336 DL CAT

- Potencia neta del motor : 149 Kw
- RPM del motor en desplazamiento : 1800 RPM
- Peso de la máquina : 34 330 kg
- Par de giro : 82,2 KN-m 64
- Velocidad de giro : 9,9 RPM
- Velocidad de desplazamiento : 4,2 Km/h
- Dimensiones de la pluma : 6,15 m
- Alcance máximo al nivel del suelo : 10,64 m
- Altura máxima de carga : 7,64 m
- Altura mínima de carga : 2,01 m
- Profundidad máxima de excavación : 6.70 m

Dimensiones

Figura N° 17: *Dimensiones de Excavadora 336 DL*



Opciones de pluma	Pluma de alcance 6,5 m			Pluma para excavación en gran volumen 6,18 m		
Opciones de brazos	R3.9DB	R3.2DB	R2.8DB	R2.15TB1	M2.55TB1	M2.15TB1
1 Altura de embarque**	3.700 mm	3.340 mm	3.570 mm	3.540 mm	3.650 mm	3.680 mm
2 Longitud de embarque	11.200 mm	11.150 mm	11.210 mm	11.500 mm	10.910 mm	11.200 mm
3 Radio de giro de la cola	3.500 mm	3.500 mm	3.500 mm	3.500 mm	3.500 mm	3.500 mm
Tren de rodaje	Entrevía fija			Entrevía fija larga		
4 Longitud hasta el centro de los rodillos	3.610 mm			4.040 mm		
5 Longitud de la cadena	4.590 mm			5.020 mm		
6 Espacio libre sobre el suelo***	450 mm			450 mm		
7 Entrevía	2.590 mm			2.590 mm		
8 Ancho de la cadena*	3.190 mm			3.290 mm		
9 Altura de la cabina**	3.140 mm			3.140 mm		
10 Espacio libre del contrapeso***	1.220 mm			1.220 mm		

* Ancho de la cadena que se muestra para zapatas de cadenas de 600 mm para entrevía fija y 700 mm para entrevía fija larga.

** Incluye altura de orejetas de 30 mm de zapatas.

*** Sin altura de orejetas de 30 mm de zapatas.

Fuente: Caterpillar Brochure

B. Excavadora Hidráulica Caterpillar 345 DL

La excavadora CAT 345DL posee un rendimiento muy sobresaliente, así como el control, también tiene una excelente fuerza en los brazos y el cucharón, buena capacidad de levantamiento un servicio muy práctico y una posición muy cómoda para el operador dando como resultado una producción mayor y por consiguiente una reducción de costos.

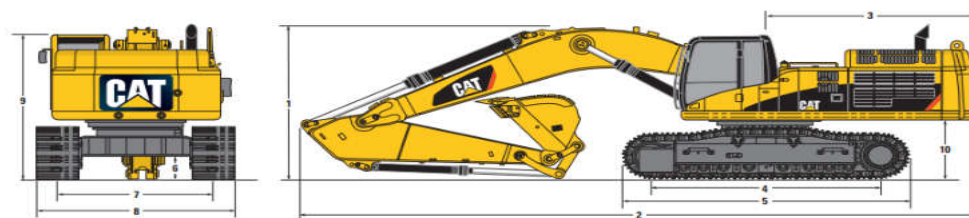
Características básicas de la excavadora 345 DL CAT

- Potencia neta del motor : 283 kW
- RPM del motor en desplazamiento : 1800 RPM
- Peso de la máquina : 45 375 kg
- Par de giro : 148,5 KN-m 64
- Velocidad de giro : 8.7 RPM
- Velocidad de desplazamiento : 4,5 Km/h
- Dimensiones de la pluma : 6,9 m
- Alcance máximo al nivel del suelo : 12.94 m
- Altura máxima de carga : 7,87 m

- Altura mínima de carga : 2,64 m
- Profundidad máxima de excavación : 8.92 m

Dimensiones

Figura N° 18: Dimensiones de Excavadora 345 DL



Pluma	Pluma de largo alcance 7,4 m (24 pies 3 pulg)		Pluma de alcance HD 6,9 m (22 pies 8 pulg)		Pluma para excavación de gran volumen 6,55 m (21 pies 6 pulg)	
Brazo	R4.3TB (14 pies 1 pulg)	R3.9TB (12 pies 10 pulg)	R3.9TB (12 pies 10 pulg)	R3.35TB (11 pies 0 pulg)	M3.0UB (9 pies 10 pulg)	M2.5UB (8 pies 2 pulg)
1 Altura de embarque						
Tren de rodaje de entrevía fija	3.680 mm (12 pies 1 pulg)	3.570 mm (11 pies 8 pulg)	3.660 mm (12 pies 0 pulg)	3.690 mm (12 pies 1 pulg)	4.020 mm (13 pies 0 pulg)	3.960 mm (13 pies 0 pulg)
Tren de rodaje de entrevía variable	3.630 mm (11 pies 11 pulg)	3.550 mm (11 pies 7 pulg)	3.640 mm (11 pies 11 pulg)	3.720 mm (12 pies 2 pulg)	4.050 mm (13 pies 3 pulg)	4.000 mm (13 pies 2 pulg)
2 Longitud de embarque						
Tren de rodaje de entrevía fija	12.450 mm (40 pies 10 pulg)	12.430 mm (40 pies 9 pulg)	11.950 mm (39 pies 2 pulg)	11.940 mm (39 pies 2 pulg)	11.640 mm (38 pies 2 pulg)	11.710 mm (38 pies 5 pulg)
Tren de rodaje de entrevía variable	12.400 mm (40 pies 8 pulg)	12.370 mm (40 pies 7 pulg)	11.910 mm (39 pies 1 pulg)	11.910 mm (39 pies 1 pulg)	11.620 mm (38 pies 1 pulg)	11.680 mm (38 pies 4 pulg)
3 Radio de giro de cola	3.770 mm (12 pies 4 pulg)	3.770 mm (12 pies 4 pulg)	3.770 mm (12 pies 4 pulg)	3.770 mm (12 pies 4 pulg)	3.770 mm (12 pies 4 pulg)	3.770 mm (12 pies 4 pulg)
Tren de rodaje		Entrevía fija		Entrevía variable		
4 Longitud hasta el centro de los rodillos		4.360 mm (14 pies 4 pulg)		4.340 mm (14 pies 3 pulg)		
5 Longitud de cadena		5.360 mm (17 pies 7 pulg)		5.340 mm (17 pies 6 pulg)		
6 Espacio libre al suelo		510 mm (1 pie 8 pulg)		740 mm (2 pies 5 pulg)		
7 Entrevía						
Posición retraída (transporte)		2.740 mm (9 pies 0 pulg)		2.640 mm (8 pies 8 pulg)		
Posición extendida (trabajo)		2.740 mm (9 pies 0 pulg)		2.890 mm (9 pies 6 pulg)		

Fuente: Caterpillar Brochure

C. Excavadora Hidráulica Caterpillar 374 DL

Esta excavadora tiene una capacidad de control muy buena, su rendimiento para trabajos en canteras y carguíos pesados sobresale y se desenvuelve muy bien. El motor de este equipo cuenta con la tecnología ACERT cuya cualidad principal se centra en la baja emisión de gases y en un excelente rendimiento. También posee una máxima versatilidad y un servicio muy rápido y simple así como funciones de filtrado avanzado.

Características básicas de la excavadora 374 DL CAT

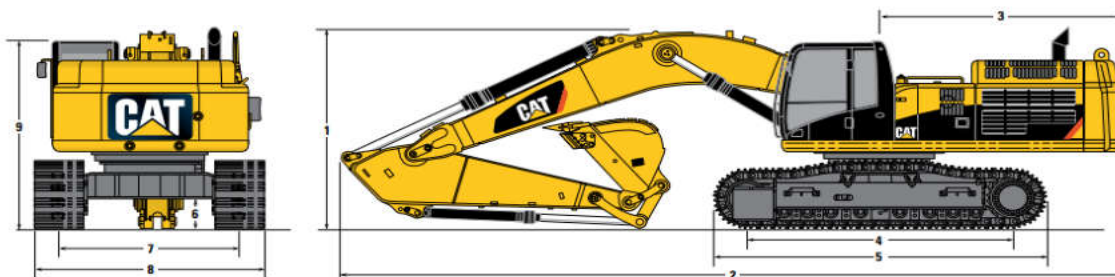
- Potencia neta del motor : 283 kW
- RPM del motor en desplazamiento : 1800 RPM
- Peso de la máquina : 45 375 kg
- Par de giro : 148,5 KN-m 64
- Velocidad de giro : 8.7 RPM
- Velocidad de desplazamiento : 4,5 Km/h
- Dimensiones de la pluma : 6,9 m



- Alcance máximo al nivel del suelo : 12.94 m
- Altura máxima de carga : 7,87 m
- Altura mínima de carga : 2,64 m
- Profundidad máxima de excavación : 8.92 m

Dimensiones:

Figura N° 19: Dimensiones de Excavadora 374



Brazo	Pluma de alcance 7,8 m (25' 7")			Pluma para excavación en gran volumen 7,0 m (23' 0")		
	R4,67 m (15' 4")	R4,15 m (13' 7")	R3,6 m (11' 10")	R2,84 m (9' 4")	M3,0 m (9' 10")	M2,57 m (8' 5")
1 Altura de embarque	4.950 mm (16' 3")	4.620 mm (15' 2")	4.480 mm (14' 8")	4.250 mm (13' 11")	4.700 mm (15' 5")	4.610 mm (15' 1")
2 Longitud de embarque	13.230 mm (43' 5")	13.310 mm (43' 8")	13.320 mm (43' 8")	13.430 mm (44' 1")	12.630 mm (41' 5")	12.670 mm (41' 7")
3 Radio de giro de la cola	4.015 mm (13' 2")	4.015 mm (13' 2")	4.015 mm (13' 2")	4.015 mm (13' 2")	4.015 mm (13' 2")	4.015 mm (13' 2")
4 Longitud hasta el centro de los rodillos	4.705 mm (15' 5")	4.705 mm (15' 5")	4.705 mm (15' 5")	4.705 mm (15' 5")	4.705 mm (15' 5")	4.705 mm (15' 5")
5 Longitud de la rueda	5.870 mm (19' 3")	5.870 mm (19' 3")	5.870 mm (19' 3")	5.870 mm (19' 3")	5.870 mm (19' 3")	5.870 mm (19' 3")
6 Espacio libre sobre el suelo	840 mm (2' 9")	840 mm (2' 9")	840 mm (2' 9")	840 mm (2' 9")	840 mm (2' 9")	840 mm (2' 9")
7 Entrevía (embarque)*	2.750 mm (9' 0")	2.750 mm (9' 0")	2.750 mm (9' 0")	2.750 mm (9' 0")	2.750 mm (9' 0")	2.750 mm (9' 0")
8 Ancho de transporte**	3.500 mm (11' 6")	3.500 mm (11' 6")	3.500 mm (11' 6")	3.500 mm (11' 6")	3.500 mm (11' 6")	3.500 mm (11' 6")
9 Altura de la cabina	3.540 mm (11' 7")	3.540 mm (11' 7")	3.540 mm (11' 7")	3.540 mm (11' 7")	3.540 mm (11' 7")	3.540 mm (11' 7")

Fuente: Caterpillar Brochure

5.1.5.2. Equipos de acarreo

A continuación, se describen los equipos de acarreo que se utilizarán en el proyecto y por tanto en el presente estudio, en donde el cálculo de rendimientos y capacidad de carga son el punto de inicio para poder hacer comparaciones que nos permitan optimizar y mejorar la operación unitaria de acarreo.

A. Camión Volquete VOLVO FMX 6x4 17m³

Siendo este volquete de tracción 6x4, cuenta con una caja de cambios mecánica de hasta 12 velocidades en marcha hacia adelante y 02 de reversa, lo que ayuda a desplazarse con mayor facilidad. Además su amplia cabina avanzada de acero abatible es muy resistente y está probado para aquellos trabajos de gran exigencia tal como son las operaciones mineras, lugar donde ha demostrado tener un alto índice de confiabilidad.

Características básicas del camión 6x4 17m³

- Combustible : Diesel
- Potencia del Motor : 375 Hp
- Par Máximo : 1,550 Nm @ 1,100 - 1,400 rpm
- N° de Cilindros : 6 cilindros en línea
- Cilindrada : 8,900 Cc
- Velocidad : 12 + 2 Reversas
- Tracción : 6 X 4
- Capacidad Tolva : 17 m³
- Carga útil técnica : 45.05 Tn.

En la siguiente Figura se muestran las dimensiones detalladas del camión Volvo FMX 6X4:

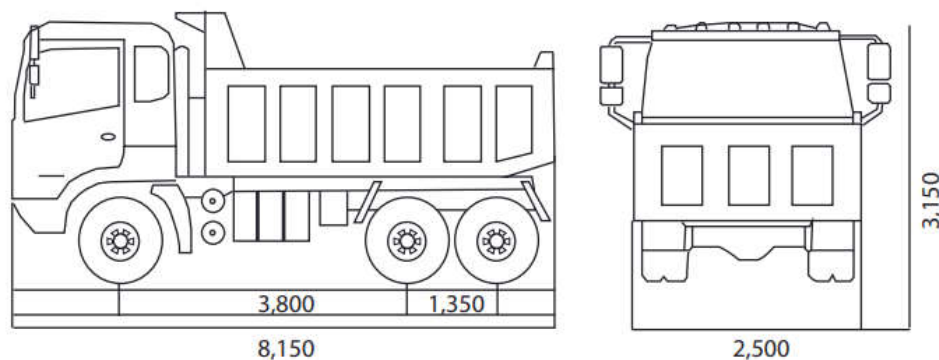


Figura N° 20: Dimensiones Camión 17m³

Fuente: Brochure Volvo



Figura N° 21: *Camión de 17m³ transportando material tipo 3A Presa de Relave*

Fuente: Elaboración propia

B. Camión Volquete VOLVO FMX 8x6 22.5 m³

Estos camiones son los ideales para operaciones de mediana minería de gran exigencia que se desarrollan en condiciones extremas como lo es el presente proyecto que se encuentra a 4500 m.s.n.m; Además de ello se acoplan eficientemente a las excavadoras usadas en este tipo de trabajos. A continuación mostramos las características técnicas de estos camiones:

Características básicas del camión 8x6 22.5m³

- Combustible : Diesel
- Potencia del Motor : 430 Hp
- Par máximo : 1450 Nm @ 1300-1600 rpm
- N° de Cilindros : 6 cilindros en "V", turbocooler
- Velocidad : 10 + 2 Reversas
- Tracción : 8 X 6
- Capacidad de tolva : 22.5 m³ .
- Carga útil técnica : 56.5 Tn.

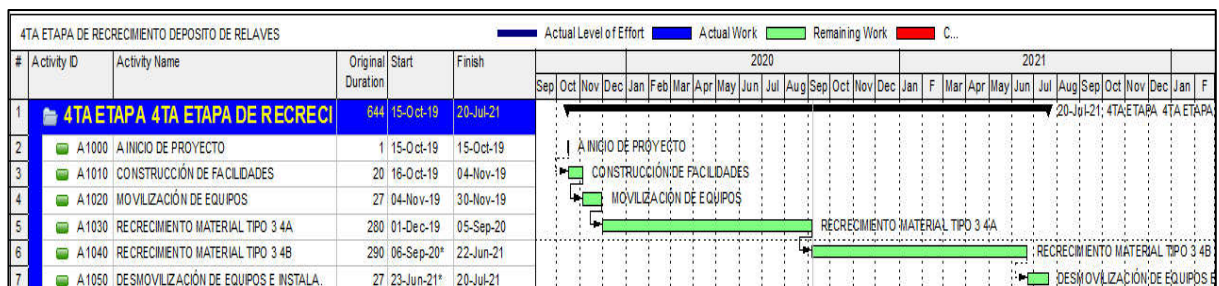


Figura N° 22: Camión de 22.5m³ siendo cargado de material tipo 3 en Cantera.

Fuente: Elaboración propia

5.1.6. Línea de tiempo para ejecutar el proyecto

El proyecto denominado “Cuarta Etapa de Recrecimiento de la Presa de Relaves” de acuerdo al cronograma (Ver figura N° 23) inicia el 15 de Octubre del 2019 con la construcción de facilidades como: oficinas, taller de mantenimiento y almacenes; Posterior a este se inicia con la movilización de la flota de equipos y se proyecta culminar el 20 de Julio del 2021 cuyo tiempo efectivo de proyecto descontando las



Etapas de movilización y desmovilización es de 570 días (19 meses).

Figura N° 23: Línea de tiempo para la ejecución del proyecto denominado “Cuarta Etapa de Recrecimiento de la Presa de Relaves”

Fuente: Elaboración propia

5.1.7. Volumen de Relleno Cuarta Etapa de recrecimiento

De acuerdo a los planos entregados como parte de la ingeniería de detalle por la empresa especializada Amec Foster wheeler, se tiene un requerimiento de 10'000,000 de m³ como volumen de relleno con Material tipo 3 para realizar la cuarta etapa de recrecimiento de la Presa de Relaves, para lo cual se tiene un plazo efectivo de ejecución de 19 meses.

Para ello se debe garantizar el recrecimiento continuo de la presa de relaves, así como también la fecha de término del proyecto, a fin de contar siempre con un borde libre mínimo de 10 m, calculados desde la huella del relave hasta el hombreo de la presa; con el objetivo de evitar tener dificultades con el ente fiscalizador (OSINERGMIN), el cual podría paralizar la unidad minera de encontrarse un borde libre inferior a los 10 m.

Por ello luego de verificar en distintos softwares (Civil 3D y el Minesigth), el volumen de Material Tipo 3 requerido (Ver figura N° 24-25), partimos desde este punto considerando los 10'000,000 de m³ como volumen compactado en Presa para el recrecimiento de la Cuarta Etapa de la Presa de Relaves, y el plazo de ejecución dispuesto por Minera Chinalco, para determinar el volumen suelto a transportar por guardia.

Tabla N° 7: Datos Volumétricos

Volumen de Relleno Compactado (m³)	10'000,000
Factor de Esponjamiento	1.32
Volumen a Transportar Suelto	13'200,000
Tiempo efectivo de Trabajo (meses)	19
Volumen Suelto a Transportar por Día (m³)	24,000
Volumen Suelto a Transportar por Guardia (m³)	12,000

Fuente: Elaboración propia

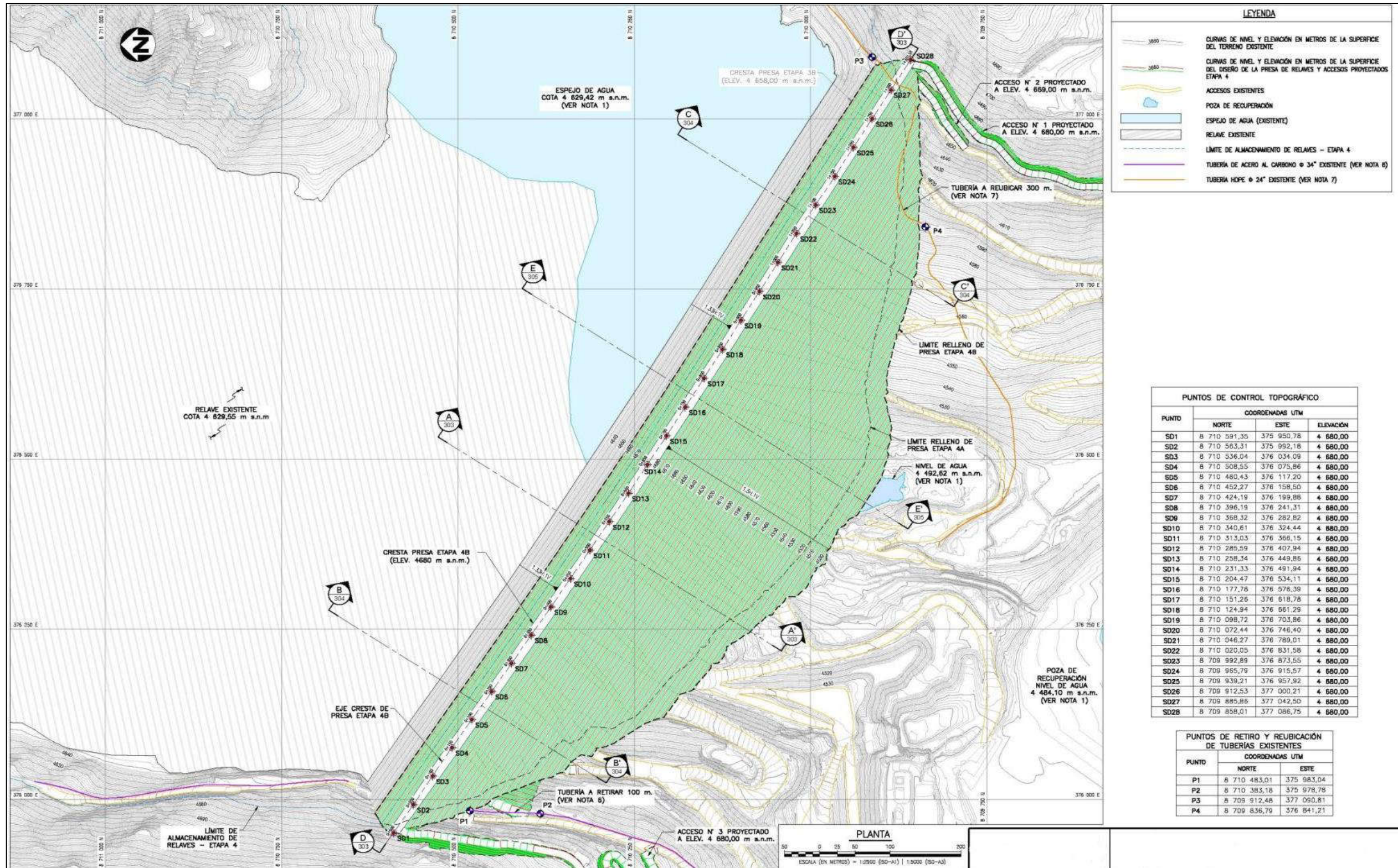


Figura N° 24: Ubicación de la Presa de Relaves

Fuente: Mota Engil

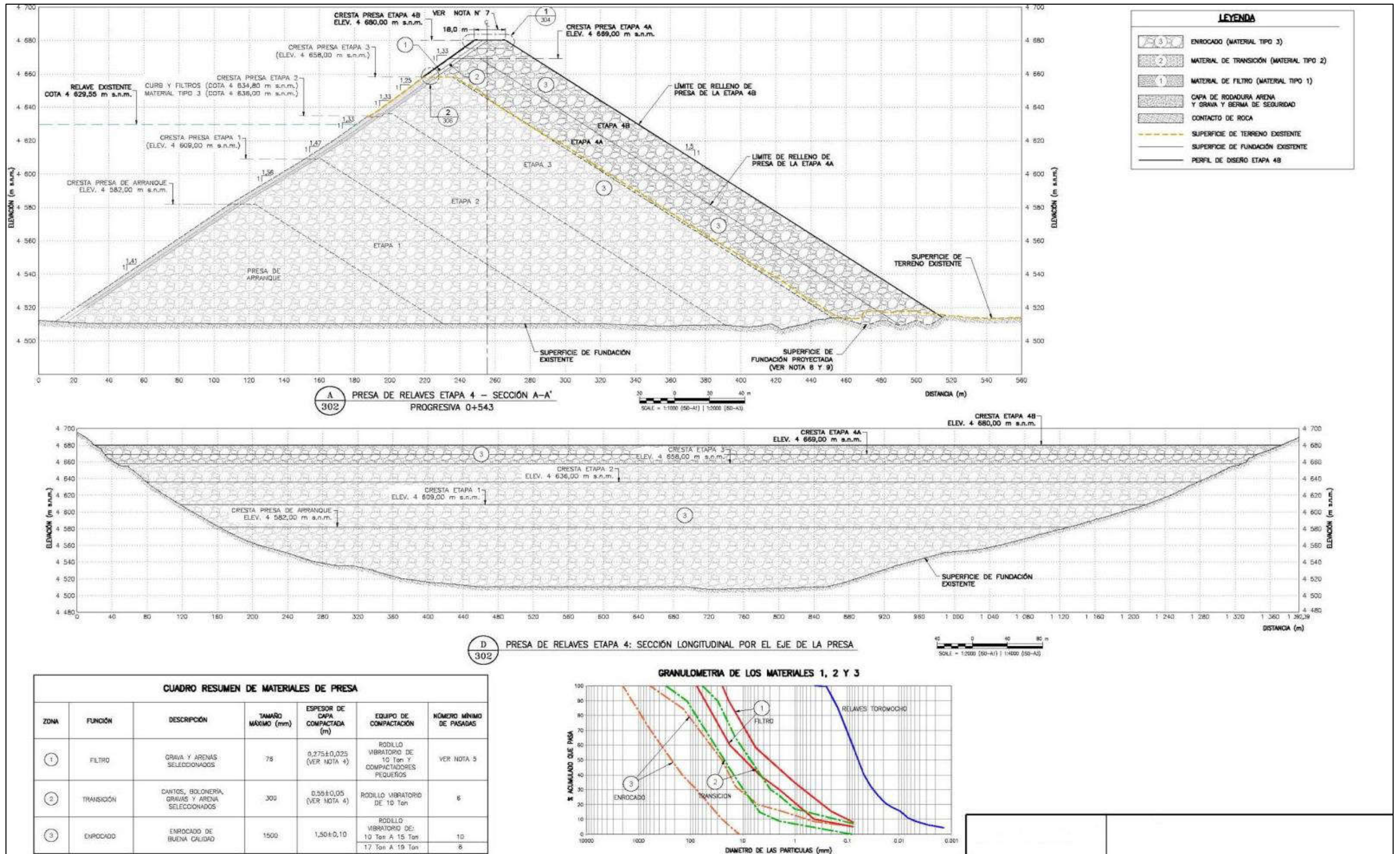


Figura N° 25: Sección típica – Presa de Relave

Fuente: Mota Engil

5.1.8. Ruta Crítica

Para la estimación de la productividad de los camiones, es necesario determinar los tiempos de acarreo de ida y vuelta, por tal razón se necesita estimar la velocidad promedio de ida y la velocidad promedio de vuelta para el acarreo de material tipo 3.

Para la determinación de los límites máximos de velocidad se tomó en cuenta la resistencia a la pendiente y la resistencia a la rodadura, resultando la resistencia total o efectiva.

Las condiciones de diseño importantes para las características de superficie de los caminos de transporte, incluyen el ancho del camino, la creación de coronas y zanjas para el drenaje, la selección de materiales de superficie, el peralte de las curvas del camino y el diseño de las condiciones de seguridad, tales como bermas o rampas de emergencia. La pendiente (inclinación) del camino es un aspecto de diseño muy importante de considerar.

Las vías de acarreo, por la que se transporta el material tipo 3 extraído de la cantera con equipos de acarreo especialmente designados para este fin. Por ellos, además de las flotas de acarreo, también circulan equipos auxiliares y vehículos de transporte de supervisión y personal que afectan los tiempos de transporte del material tipo 3 desde la cantera hasta la ubicación de la cuarta etapa de recremento de la relavera. La ruta crítica está conformada por tramos horizontales y rampas con una gradiente máxima de 10 %. La distancia promedio desde la cantera hasta la presa de relaves es de 3,4 kilómetros.





Figura N° 26: *Tramo de la Ruta Crítica para el transporte de material tipo 3 para el recrecimiento de la presa de relave Etapa 3°*

Fuente: Elaboración propia

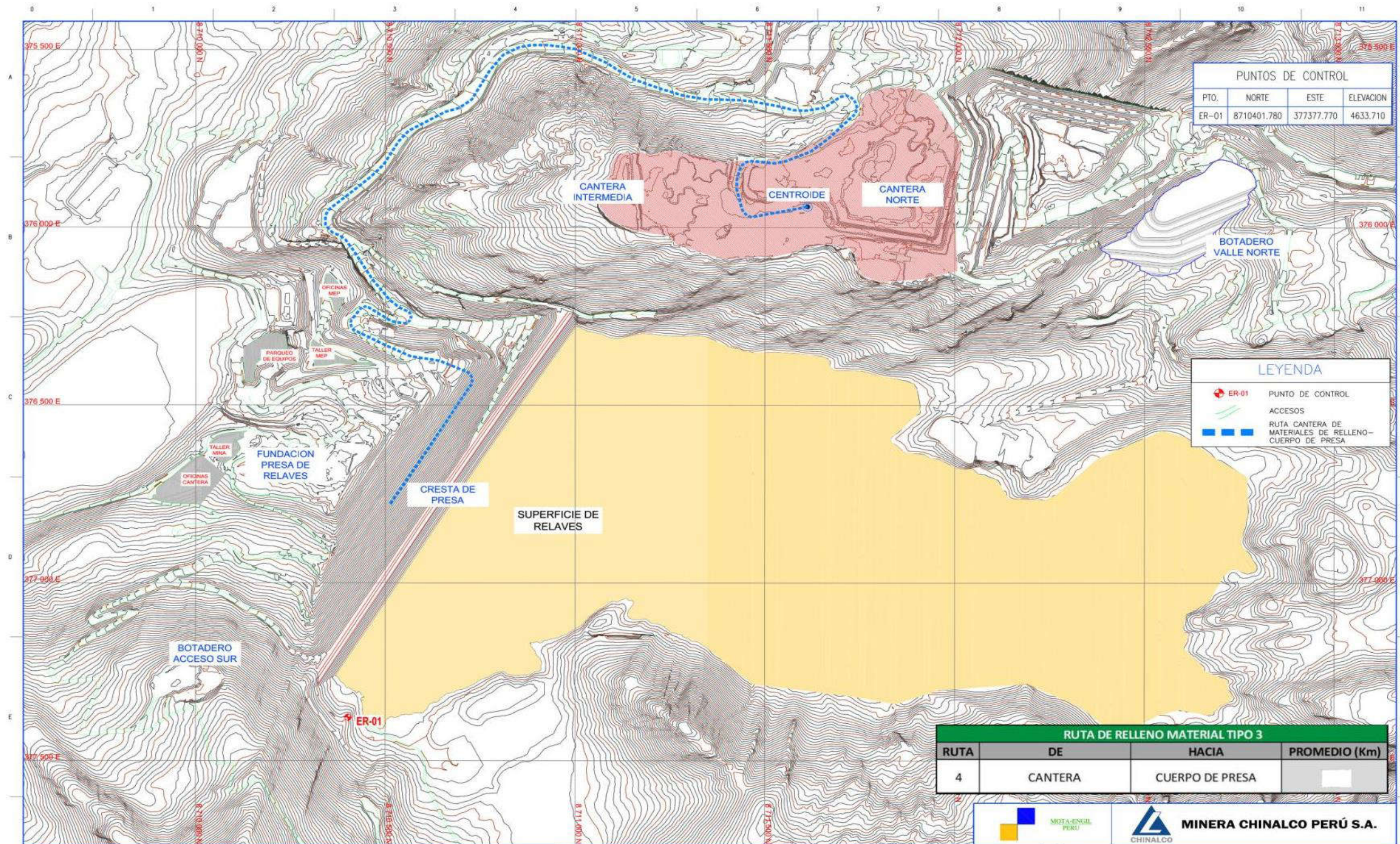


Figura N° 27: Plano de la ruta Critica Cantera – Presa de Relave

Fuente: Mota Engil

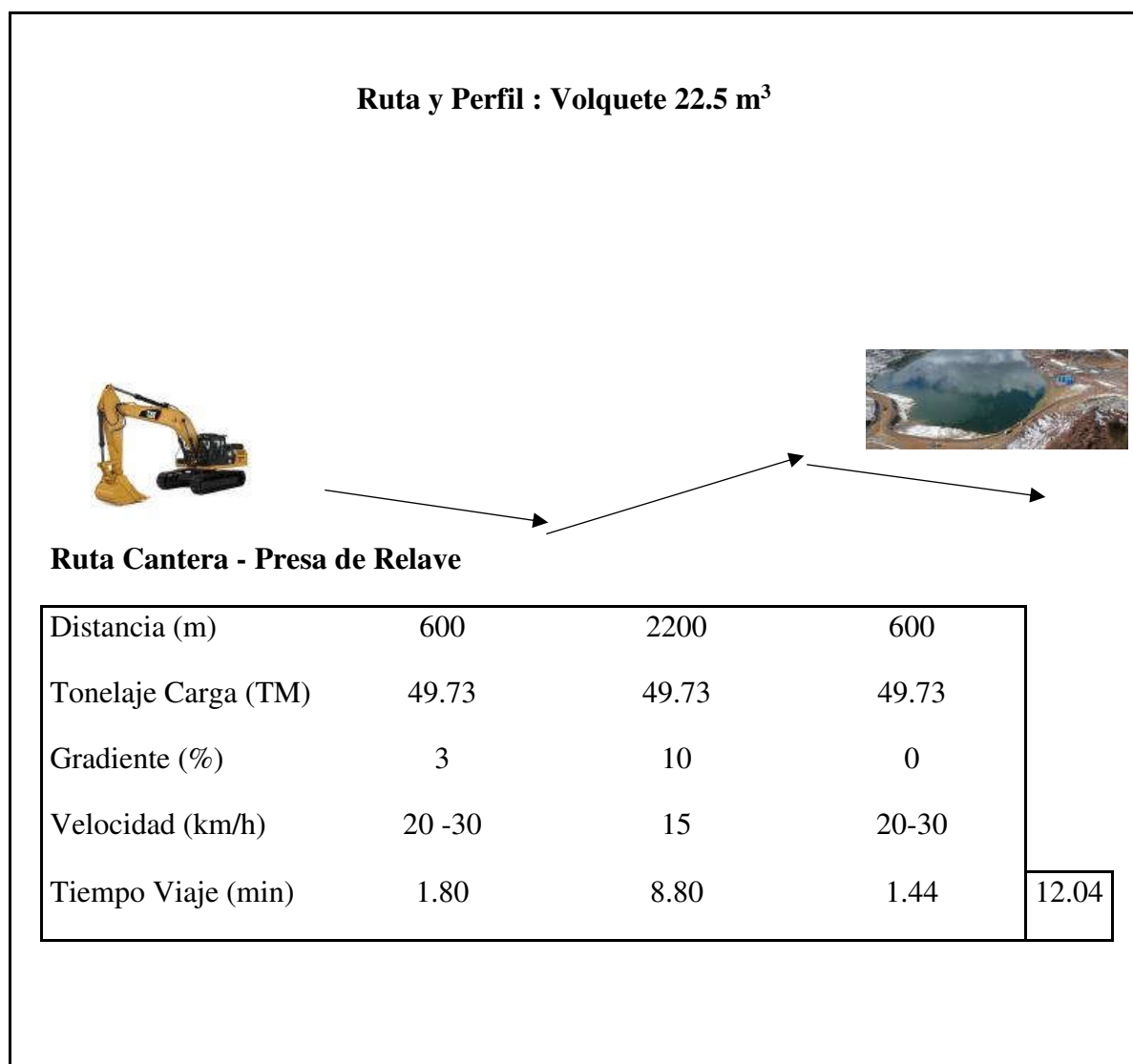


La ruta crítica de transporte de material tipo 3 se realizó como un trabajo preliminar a la ejecución de los trabajos de recrecimiento del cuerpo de la presa de relaves, obteniéndose una distancia promedio de 3,4 km. El mismo que va fluctuando a medida que se va completando el recrecimiento de la cuarta etapa.

El análisis realizado para la optimización de la flota de equipos del presente estudio toma como dato, la distancia promedio de la ruta crítica, los datos presentes fueron proporcionados por la empresa MOTA ENGIL, la misma que realizó el recrecimiento de la presa de relave para la tercera etapa.

Como se muestra en las siguientes imágenes se presenta la ruta crítica de acarreo de material para ambos equipos de acarreos presentes en el proyecto en los cuales se toma en consideración la distancia, gradientes, tonelaje y velocidad

Tabla N° 8: Ruta crítica para el Camión Volquete 8x4 22.5 m³



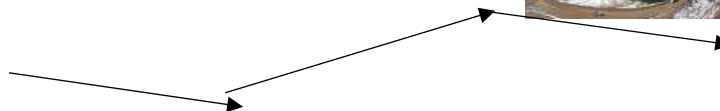
Presas de Relave - Ruta Cantera

Distancia (m)	600	2200	600	
Tonelaje Carga (TM)	0.00	0.00	0.00	
Gradiente (%)	0	-10	-3	
Velocidad (km/h)	20 - 30	25 - 30	20-30	
Tiempo Viaje (min)	1.44	5.28	1.20	7.92

Fuente: Elaboración propia

Tabla N° 9: Ruta crítica para el Camión Volquete 6x4 17 m³

Ruta y Perfil : Volquete 17 m³



Ruta Cantera - Presa de Relave

Distancia (m)	600	2200	600	
Tonelaje Carga (TM)	37.57	37.57	37.57	
Gradiente (%)	3	10	0	
Velocidad (km/h)	20 -30	15	25 -30	
Tiempo Viaje (min)	1.80	8.80	1.44	12.04

Presa de Relave - Ruta Cantera

Distancia (m)	600	2200	600	
Tonelaje Carga (TM)	0	0	0	
Gradiente (%)	0	-10	-3	
Velocidad (km/h)	20 - 30	30	20-30	
Tiempo Viaje (min)	1.44	5.28	1.2	7.92

Fuente: Elaboración propia

5.1.9. Key Performance Indicator (KPI)

Los índices de rendimiento y/o desempeño para los equipos de carguío y acarreo se aprecian en la disponibilidad mecánica. El tiempo de mantención incluye tanto la mantención programada y las fallas de los equipos; y la eficiencia de utilización de los mismos, que es el porcentaje del tiempo mecánicamente disponible en que el equipo se encuentra operando y realizando su función principal. Si bien los trabajos se pueden ver afectados por diferentes agentes, ya sean, de causa natural (fenómenos climatológicos) o agentes externos (problemas sociales), los datos contemplados en el presente estudio son basados en los datos recopilados provenientes de la tercera etapa del recrecimiento de la presa de relaves.

a) Disponibilidad mecánica

Este indicador permitirá analizar el estado mecánico de los equipos, el cual refleja la gestión del mantenimiento por parte del área de mantenimiento de la Unidad Minera. Cuya fórmula es la siguiente:

$$DM = \frac{HP - (MP + RME)}{HP} * 100$$

Dónde:

DM: Disponibilidad mecánica

HP: Horas Programadas para operar el equipo

MP: Horas de mantenimiento preventivo



RME: Horas de reparaciones eléctricas, mecánicas hidráulicas.

b) Factor de utilización

Este factor mide el rendimiento de la operatividad, cuyo valor resulta producto de la resta de las demoras fijas cuya fórmula es:

$$FU = \frac{HP - (MP + RME + DO + OD + DF)}{HP * DM} * 100$$

Donde:

HP: Horas Programadas para operar el equipo.

FU: Factor de utilización.

DO: Demoras operativas (colas, accidentes, traslado del equipo, bloqueo de vías, etc.)

OD: Otras demoras (falta de repuestos, herramientas, charlas, etc.)

DF: Demoras fijas (Ordenes, traslado del personal a SSHH, refrigerio, etc)

En los siguientes cuadros se muestran los promedios de disponibilidad mecánica y utilización de los equipos durante la tercera etapa de recrecimiento de la presa de relaves.

Tabla N° 10: Índices de Disponibilidad Mecánica y Factor de Utilización – Turno Día

T- Día	Mes : AGOSTO	
EQUIPOS DIRECTOS	Disponib. Mecanica	Factor de Utilización
Camión Volquete 6x4 17m3	88.85%	76.20%
Camión Volquete 8x4 22.5 m3	89.05%	76.00%
Excavadora sobre Orugas Cat 336	85.20%	74.30%
Excavadora sobre Orugas Cat 345	87.40%	75.20%
Excavadora sobre Orugas Cat 374	84.64%	72.90%
TOTAL	87.83%	74.92%

Fuente: Mota Engil



Tabla N° 11: Índices de Disponibilidad Mecánica y Factor de Utilización – Turno Noche

T- Noche	Mes : AGOSTO	
EQUIPOS DIRECTOS	Disponib. Mecanica	Factor de Utilización
Camión Volquete 6x4 17m3	89.48%	77.35%
Camión Volquete 8x4 22.5 m3	90.82%	80.75%
Excavadora sobre Orugas Cat 336	88.26%	72.94%
Excavadora sobre Orugas Cat 345	86.71%	74.29%
TOTAL	81.58%	72.55%

Fuente: Mota Engil

Tabla N° 12: Índices de Disponibilidad Mecánica y Factor de Utilización – Promedio

PROMEDIO	Mes : AGOSTO	
EQUIPOS DIRECTOS	Disponib. Mecanica	Factor de Utilización
Camión Volquete 6x4 17m3	89.17%	76.77%
Camión Volquete 8x4 22.5 m3	89.93%	78.38%
Excavadora sobre Orugas Cat 336	86.73%	73.62%
Excavadora sobre Orugas Cat 345	87.05%	74.75%
Excavadora sobre Orugas Cat 374	83.11%	72.73%
TOTAL	88.00%	75.25%

Fuente: Mota Engil

Como se muestran en los cuadros anteriores los índices de disponibilidad mecánica y utilización de los equipos difieren mucho, si bien la disponibilidad mecánica de los equipos se encuentra en un margen aceptable y adecuado, la utilización de los mismos equipos se encuentra por debajo de límites considerados óptimos.

La disponibilidad mecánica promedio para la Excavadora Cat 336 es de 86.73% y su Factor de utilización en promedio es de 73.62%. La disponibilidad mecánica promedio para la Excavadora Cat 345 es de 87.05% y su factor de utilización promedio es de 74.05%. La disponibilidad mecánica promedio para la Excavadora Cat 374 es de 83.11% y su eficiencia operativa promedio es de 72.73%.

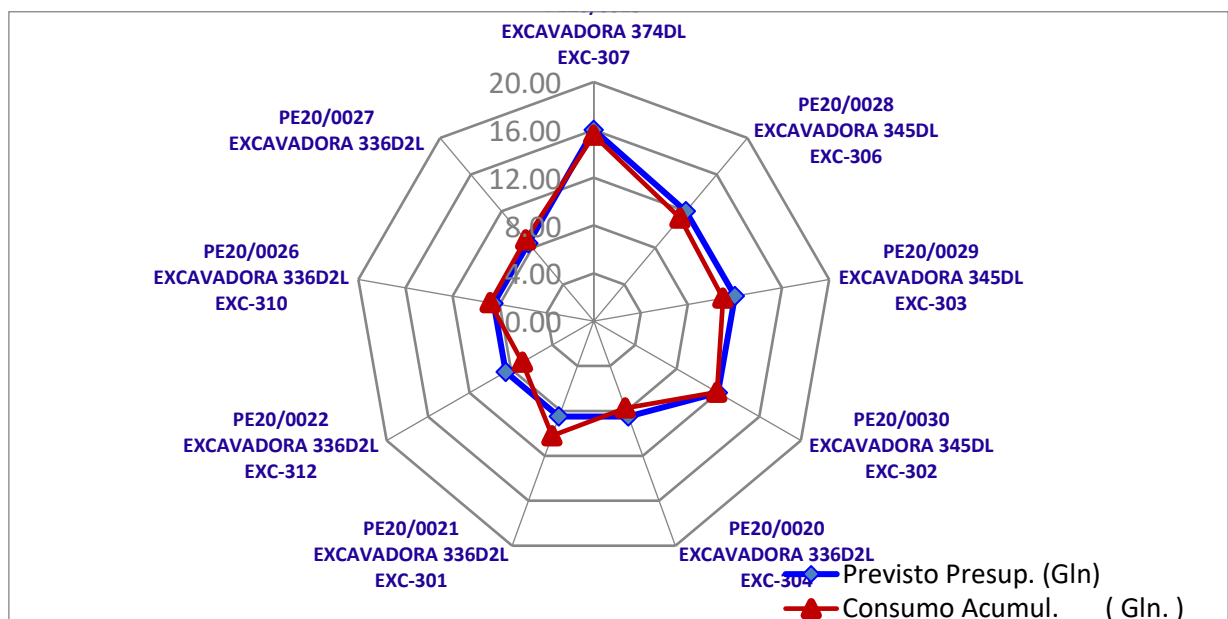
Como se observan en los promedios anteriores, la disponibilidad mecánica promedio que se tiene es mayor al 85%, lo cual demuestra el buen estado de los equipos de carguío y acarreo, gracias a una buena gestión del mantenimiento.

En cuanto al factor de utilización o eficiencia operativa se tiene un índice promedio que me indica que del total de horas que tengo operativo el equipo solo estoy utilizándolo un 75%.

5.1.10. Consumo de Combustible

La obtención de estos datos se dio procesando los partes diarios de equipo que elaboran los operadores, siendo ingresados a una base de datos, donde se realizó un análisis a detalle del consumo promedio de cada equipo de carguío y acarreo, obteniendo así el consumo real de cada equipo, siendo el mismo contrastado con el consumo previsto tal como se muestra en la tabla N° 7.

Tabla N° 13: *Ratio de Consumo de Combustible Excavadoras sobre Oruga 374, 345 y 336*



Fuente: Elaboración propia

Para el análisis de los costos en los que incurre la empresa, se han considerado los ratios correspondientes al presupuesto previsto, ya que históricamente tienden a ser los ratios máximos de consumo de combustible.

5.1.11. Dimensionamiento de flota

Para el dimensionamiento de la flota a utilizar en el proyecto se debe considerar que tenemos dos equipos de acarreo y tres equipos de carguío, es por ello que debemos encontrar la configuración adecuada para lo que es el recrecimiento de la cuarta etapa de la presa de relaves del proyecto minero Toromocho; Para ello se debe considerar las condiciones del proyecto y los parámetros técnicos de cada equipo, a fin de obtener datos que se acomoden a la realidad del proyecto y obtener un dimensionamiento adecuado para no caer en el error que podría ocasionar pérdidas económicas.

En los siguientes casos se muestran el número requerido de camiones y equipos de carguío, trabajando con los datos recolectados en la tercera etapa de recrecimiento de la presa de relaves; Esta información fue obtenida a través de toma de datos en campo durante el periodo de duración del mismo y también de la recolección de información obtenida directamente de la empresa encargada de llevar a cabo el proyecto (Mota-Engil Perú).

Para el tiempo del Ciclo de carguío y Acarreo se consideraron diferentes parámetros, lo cuales son el promedio de los resultados obtenidos producto del análisis efectuado durante la tercera etapa de recrecimiento de la presa de relaves, por ejemplo, el tiempo de incidentes promedio que afecta el ciclo de acarreo es de 1.32 minutos, el tiempo de descarga de material tipo 3 en la presa de relaves es de 1.5 minutos en promedio. Parámetros en base a los cuales se desarrolla el presente dimensionamiento para la Cuarta Etapa de Recrecimiento de la Presa de Relaves.

Caso N° 01: Excavadora CAT 336 DL & Camión Volvo 6x4 17 m³

a) Parámetros de carguío de Excavadora CAT 336 DL

Tiempo de Ciclo por Cucharon	
Tcarguio	0:00:10
Tgiro cargado	0:00:08
Tdescarga	0:00:05
Tgiro vacio	0:00:07
Tmaniobras	0:00:05
Tiempo de ciclo	0:00:35

Excavadora 336 DL	
Capacidad del cucharon	1.8
Factor de Llenado Cucharon	87%
Disponibilidad Mecanica	87%
Utilizacion de l excavadora	74%
Cucharones por volquete	10
Ciclos por hora	66

Tiempo de ciclo (min)	0.58
Tiempo de Carguio/Vol (min)	5.80

Producción (m3/h)	103.36
--------------------------	---------------

Fuente: Elaboración propia

b) Parámetros de acarreo camión Volvo 6x4 17 m³

Tiempo del Ciclo de Acarreo		
Tesp. En Carga	Min.	0.5
Tincidente	Min.	1.32
Tcuadrado	Min.	0.5
Tcarguio	Min.	5.80
Tv.Cargado	Min.	12.04
Tesp.Descarga	Min.	0.6
Tdescarga	Min.	1.5
Tv.Vacio	Min.	7.92
Ciclo Acarreo (TC)	Min.	30.18

Datos del Camion 17m3	
Factor de llenado	90%
Horas por Turno	11
Disponibilidad Mecanica	89%
Utilizacion del Camion	77%
Capacidad Camion (m3)	17
Producción por Turno	12000
Camión (m3/hr)	20.82

Fuente: Elaboración propia

c) Simulación de flota de acarreo aplicando el método MATCH FACTOR

Simulación de flotas de Acarreo (EXCAVADORA 336 - CAMION VOLVO FMX 6X4 17 m3)												
Flota de Acarreo	Producción Acarreo m3/h	Producción carguio m3/h	Producción Proy. (m3/h)	Costo excavadora (\$./h)	Consumo de combustible gal/h	Costo Camion (\$./h)	Consumo de combustible gal/h	Costo de Combustible (\$./gal)	C. U. Acarreo (\$./m3)	C. U. Carguio (\$./m3)	C.U. Total (\$./m3)	MATCH FACTOR
1	20.82	103.36	20.82	162.21	8.5	48.56	3.6	13.99	4.75	13.50	18.25	0.201
2	41.65	103.36	41.65	162.21	8.5	48.56	3.6	13.99	4.75	6.75	11.50	0.403
3	62.47	103.36	62.47	162.21	8.5	48.56	3.6	13.99	4.75	4.50	9.25	0.604
4	83.29	103.36	83.29	162.21	8.5	48.56	3.6	13.99	4.75	3.38	8.13	0.806
5	104.11	103.36	103.36	162.21	8.5	48.56	3.6	13.99	4.79	2.72	7.51	1.007
6	124.94	103.36	103.36	162.21	8.5	48.56	3.6	13.99	5.74	2.72	8.46	1.209
7	145.76	103.36	103.36	162.21	8.5	48.56	3.6	13.99	6.70	2.72	9.42	1.410
8	166.58	103.36	103.36	162.21	8.5	48.56	3.6	13.99	7.66	2.72	10.38	1.612
9	187.40	103.36	103.36	162.21	8.5	48.56	3.6	13.99	8.61	2.72	11.33	1.813
10	208.23	103.36	103.36	162.21	8.5	48.56	3.6	13.99	9.57	2.72	12.29	2.015

Fuente: Elaboración propia

De la simulación realizada para el escenario actual se tiene que el MATCH FACTOR más próximo a la unidad es cuando tenemos 01 excavadora 336 DL trabajando con 5 volquetes dando un MF=0.996.

De la simulación realizada se tiene que una flota produce por hora 103.36 m³ y se tienen 11 horas por turno, se tiene que una flota produce 1,136.96 m³ /turno.

Teniendo en cuenta que la producción requerida por turno es de 12,000 m³, y habiendo determinado que una flota produce 1,136.96 m³/turno. Procedemos a calcular el número de flotas:

$$NF = \frac{12000}{1136.96} = 11$$

Dónde:

NF: Numero de flotas

Es decir, para producir los 12,000 m³ como mínimo por turno se requieren:

- 11 excavadoras CAT 336 DL
- 55 volquetes Volvo FMX 6X4 17 m³

Caso N°02: Excavadora CAT 345 DL & Camión Volvo 6x4 17 m³

a) Parámetros de carguío de Excavadora CAT 345 DL

Tiempo de Ciclo por Cucharon	
Tcarguio	0:00:13
Tgiro cargado	0:00:08
Tdescarga	0:00:06
Tgiro vacio	0:00:07
Tmaniobras	0:00:05
Tiempo de ciclo	0:00:39
Tiempo de ciclo (min)	0.65
Tiempo de Carguio/Vol (min)	4.55

Datos del Camion 17m3	
Capacidad del cucharon	2.6
Factor de Llenado Cucharon	87%
Disponibilidad Mecanica	87%
Utilizacion de l excavadora	75%
Cucharones por volquete	7
Ciclos por hora	60
Producción (m3/h)	135.72

Fuente: Elaboración propia

b) Parámetros de acarreo camión Volvo 6x4 17 m³

Tiempo del Ciclo de Acarreo		
Tesp. En Carga	Min.	0.5
Tincidente	Min.	1.32
Tcuadrado	Min.	0.5
Tcarguio	Min.	4.55
Tv.Cargado	Min.	12.04
Tesp.Descarga	Min.	0.6
Tdescarga	Min.	1.5
Tv.Vacio	Min.	7.92
Ciclo Acarreo (TC)	Min.	28.93

Datos del Camion 17m3	
Factor de llenado	90%
Horas Operativas Efect.	11
Disponibilidad Mecanica	89%
Utilizacion del Camion	77%
Capacidad Camion (m3)	17
Producción por Turno	12000
Camión (m3/hr)	21.72

Fuente: Elaboración propia

c) Simulación de flota de acarreo aplicando el método MATCH FACTOR

Simulación de flotas de Acarreo (EXCAVADORA 345 - CAMION VOLVO FMX 6X4 17m3)												
Flota de Acarreo	Producción Acarreo	Producción carguio	Producción Proy.	Costo excavadora (S/.	Consumo de combustible	Costo Camion	Consumo de combustible	Costo de Combustible	C. U. Acarreo	C. U. Carguio	C.U. Total (S/. /m3)	MATCH FACTOR
1	21.72	135.72	21.72	239.21	11.8	48.56	3.6	13.99	4.55	18.61	23.17	0.160
2	43.44	135.72	43.44	239.21	11.8	48.56	3.6	13.99	4.55	9.31	13.86	0.320
3	65.17	135.72	65.17	239.21	11.8	48.56	3.6	13.99	4.55	6.20	10.76	0.480
4	86.89	135.72	86.89	239.21	11.8	48.56	3.6	13.99	4.55	4.65	9.21	0.640
5	108.61	135.72	108.61	239.21	11.8	48.56	3.6	13.99	4.55	3.72	8.28	0.800
6	130.33	135.72	130.33	239.21	11.8	48.56	3.6	13.99	4.55	3.10	7.66	0.960
7	152.06	135.72	135.72	239.21	11.8	48.56	3.6	13.99	5.10	2.98	8.08	1.120
8	173.78	135.72	135.72	239.21	11.8	48.56	3.6	13.99	5.83	2.98	8.81	1.280
9	195.50	135.72	135.72	239.21	11.8	48.56	3.6	13.99	6.56	2.98	9.54	1.440
10	217.22	135.72	135.72	239.21	11.8	48.56	3.6	13.99	7.29	2.98	10.27	1.601

Fuente: Elaboración propia

De la simulación realizada para el escenario actual se tiene que el MATCH FACTOR más próximo a la unidad es cuando tenemos 01 excavadora 345 DL trabajando con 6 volquetes dando un MF=0.977.

De la simulación realizada se tiene que una flota produce por hora 130.33 m³ y se tienen 11 horas por turno, se tiene que una flota produce 1,433.63 m³ /turno.



Teniendo en cuenta que la producción requerida por turno es de 12,000 m³, y habiendo determinado que una flota produce 1,402.17 m³/turno. Procedemos a calcular el número de flotas:

$$NF = \frac{12000}{1433.63} = 9$$

Dónde:

NF: Numero de flotas

Es decir, para producir los 12,000 m³ como mínimo por turno se requieren:

- 09 excavadoras CAT 345 DL
- 54 volquetes Volvo FMX 6X4 17 m³

Caso N°03: Excavadora CAT 374 DL & Camión Volvo 6x4 17 m³

a) Parámetros de carguío de Excavadora CAT 374 DL

Tiempo de Ciclo por Cucharon	
Tcarguio	0:00:16
Tgiro cargado	0:00:08
Tdescarga	0:00:06
Tgiro vacio	0:00:07
Tmaniobras	0:00:04
Tiempo de ciclo	0:00:41
Tiempo de ciclo (min)	0.68
Tiempo de Carguio/Vol (min)	3.40

Datos del Camion 17m3	
Capacidad del cucharon	4.0
Factor de Llenado Cucharon	87%
Disponibilidad Mecanica	83%
Utilizacion de l excavadora	73%
Cucharones por volquete	5
Ciclos por hora	56
Producción (m3/h)	184.44

Fuente: Elaboración propia

b) Parámetros de acarreo camión Volvo 6x4 17 m³

Tiempo del Ciclo de Acarreo		
Tesp. En Carga	Min.	0.5
Tincidente	Min.	1.32

Datos del Camion 17m3	
Factor de llenado	90%
Horas Operativas Efect.	11



Tcuadrado	Min.	0.5
Tcarguio	Min.	3.40
Tv.Cargado	Min.	12.04
Tesp.Descarga	Min.	0.6
Tdescarga	Min.	1.5
Tv.Vacio	Min.	7.92
Ciclo Acarreo (TC)	Min.	27.78

Disponibilidad Mecanica	89%
Utilizacion del Camion	77%
Capacidad Camion (m3)	17
Producción por Turno	12000
Camión (m3/hr)	22.62

Fuente: Elaboración propia

c) Simulación de flota de acarreo aplicando el método MATCH FACTOR

Simulación de flotas de Acarreo (EXCAVADORA 374 - CAMION VOLVO FMX 6X4 17m3)												
Flota de Acarreo	Producción Acarreo	Producción carguio	Producción Proy.	Costo excavadora (\$/.)	Consumo de combustible	Costo Camion	Consumo de combustible	Costo de Combustible	C. U. Acarreo	C. U. Carguio	C.U. Total (\$./m3)	MATCH FACTOR
1	22.62	184.44	22.62	310.5	15.5	48.56	3.6	13.99	4.37	23.31	27.68	0.123
2	45.24	184.44	45.24	310.5	15.5	48.56	3.6	13.99	4.37	11.66	16.03	0.245
3	67.86	184.44	67.86	310.5	15.5	48.56	3.6	13.99	4.37	7.77	12.14	0.368
4	90.49	184.44	90.49	310.5	15.5	48.56	3.6	13.99	4.37	5.83	10.20	0.491
5	113.11	184.44	113.11	310.5	15.5	48.56	3.6	13.99	4.37	4.66	9.04	0.613
6	135.73	184.44	135.73	310.5	15.5	48.56	3.6	13.99	4.37	3.89	8.26	0.736
7	158.35	184.44	158.35	310.5	15.5	48.56	3.6	13.99	4.37	3.33	7.70	0.859
8	180.97	184.44	180.97	310.5	15.5	48.56	3.6	13.99	4.37	2.91	7.29	0.981
9	203.59	184.44	184.44	310.5	15.5	48.56	3.6	13.99	4.83	2.86	7.69	1.104
10	226.21	184.44	184.44	310.5	15.5	48.56	3.6	13.99	5.36	2.86	8.22	1.226

Fuente: Elaboración propia

De la simulación realizada para el escenario actual se tiene que el MATCH FACTOR más próximo a la unidad es cuando tenemos 01 excavadora 374 DL trabajando con 8 volquetes dando un MF=0.981.

De la simulación realizada se tiene que una flota produce por hora 180.97 m³, con cual teniendo en cuenta que por guardia se trabajan 11 horas, se tiene que una flota produce 1,990.67 m³ /turno.

Teniendo en cuenta que la producción requerida por turno es de 12,000 m³, y habiendo determinado que una flota produce 1,990.67 m³/turno. Procedemos a calcular el número de flotas:

$$NF = \frac{12000}{1990.67} = 6$$



Dónde:

NF: Numero de flotas

Es decir, para producir los 12,000 m³ como mínimo por turno se requieren:

- 06 excavadoras CAT 374 DL
- 48 volquetes Volvo FMX 6X4 17 m³

Caso N°04: Excavadora CAT 336 DL & Camión Volvo 8x6 22.5 m³

a) Parámetros de carguío de Excavadora CAT 336 DL

Tiempo de Ciclo por Cucharon	
Tcarguio	0:00:10
Tgiro cargado	0:00:08
Tdescarga	0:00:05
Tgiro vacio	0:00:07
Tmaniobras	0:00:05
Tiempo de ciclo	0:00:35
Tiempo de ciclo (min)	0.58
Tiempo de Carguio/Vol (min)	7.54

Excavadora 336 DL	
Capacidad del cucharon	1.8
Factor de Llenado Cucharon	87%
Disponibilidad Mecanica	87%
Utilizacion de l excavadora	74%
Cucharones por volquete	13
Ciclos por hora	66
Producción (m3/h)	135.72

Fuente: Elaboración propia

b) Parámetros de acarreo camión Volvo 8x6 22.5 m³

Tiempo del Ciclo de Acarreo		
Tesp. En Carga	Min.	0.5
Tincidente	Min.	1.32
Tcuadrado	Min.	0.5

Datos del Camion 22.5 m3	
Factor de llenado	90%
Horas Operativas Efect.	11
Disponibilidad Mecanica	90%



Tcarguio	Min.	7.54
Tv.Cargado	Min.	12.04
Tesp.Descarga	Min.	0.6
Tdescarga	Min.	1.5
Tv.Vacio	Min.	7.92
 Ciclo Acarreo (TC)	Min.	31.92

Utilizacion del Camion	78%
Capacidad Camion (m3)	22.5
Producción por Turno	12000
Camión (m3/hr)	26.83

Fuente: Elaboración propia

c) Simulación de flota de acarreo aplicando el método MATCH FACTOR

Simulación de flotas de Acarreo (EXCAVADORA 336 - CAMION VOLVO FMX 8X6 22.5 m3)												
Flota de Acarreo	producción m3/h	Producción m3/h	Producción Proy.	Costo excavadora	Consumo de combustible	Costo Camion	Consumo de combustible	Costo de Combustible	C. U. Acarreo	C. U. Carguio	C.U. Total (\$./m3)	MATCH FACTOR
1	26.83	103.36	26.83	162.21	8.5	58.43	4.1	13.99	4.32	10.48	14.79	0.260
2	53.66	103.36	53.66	162.21	8.5	58.43	4.1	13.99	4.32	5.24	9.55	0.519
3	80.49	103.36	80.49	162.21	8.5	58.43	4.1	13.99	4.32	3.49	7.81	0.779
4	107.32	103.36	103.36	162.21	8.5	58.43	4.1	13.99	4.48	2.72	7.20	1.038
5	134.15	103.36	103.36	162.21	8.5	58.43	4.1	13.99	5.60	2.72	8.32	1.298
6	160.98	103.36	103.36	162.21	8.5	58.43	4.1	13.99	6.72	2.72	9.44	1.558
7	187.81	103.36	103.36	162.21	8.5	58.43	4.1	13.99	7.84	2.72	10.56	1.817
8	214.64	103.36	103.36	162.21	8.5	58.43	4.1	13.99	8.96	2.72	11.68	2.077
9	241.47	103.36	103.36	162.21	8.5	58.43	4.1	13.99	10.08	2.72	12.80	2.336
10	268.30	103.36	103.36	162.21	8.5	58.43	4.1	13.99	11.20	2.72	13.92	2.596

Fuente: Elaboración propia

De la simulación realizada para el escenario actual se tiene que el MATCH FACTOR más próximo a la unidad es cuando tenemos 01 excavadora 336 DL trabajando con 4 volquetes dando un MF=1.027.

De la simulación realizada se tiene que una flota produce por hora 103.36 m³ y se tienen 11 horas por turno, se tiene que una flota produce 1,136.96 m³ /turno.

Teniendo en cuenta que la producción requerida por turno es de 12,000 m³, y habiendo determinado que una flota produce 1,136.96 m³/turno. Procedemos a calcular el número de flotas:

$$NF = \frac{12000}{1136.96} = 11$$

Dónde:



NF: Numero de flotas

Es decir, para producir los 12,000 m³ como mínimo por turno se requieren:

- 11 excavadoras CAT 336 DL
- 44 volquetes Volvo FMX 8X4 22.5 m³

Caso N°05: Excavadora CAT 345 DL & Camión Volvo 8x6 22.5 m³

a) Parámetros de carguío de Excavadora CAT 345 DL

Tiempo de Ciclo por Cucharon	
Tcarguio	0:00:13
Tgiro cargado	0:00:08
Tdescarga	0:00:06
Tgiro vacio	0:00:07
Tmaniobras	0:00:05
Tiempo de ciclo	0:00:39
Tiempo de ciclo (min)	0.65
Tiempo de Carguio/Vol (min)	6.50

Datos del Camion 22.5 m3	
Capacidad del cucharon	2.6
Factor de Llenado Cucharon	87%
Disponibilidad Mecanica	87%
Utilizacion de l excavadora	75%
Cucharones por volquete	9
Ciclos por hora	60
Producción (m3/h)	135.72

Fuente: Elaboración propia

b) Parámetros de acarreo camión Volvo 8x6 22.5 m³

Tiempo del Ciclo de Acarreo		
Tesp. En Carga	Min.	0.5
Tincidente	Min.	1.32

Datos del Camion 22.5 m3	
Factor de llenado	90%
Horas Operativas Efect.	11



Tcuadrado	Min.	0.5
Tcarguio	Min.	5.85
Tv.Cargado	Min.	12.04
Tesp.Descarga	Min.	0.6
Tdescarga	Min.	1.5
Tv.Vacio	Min.	7.92
Ciclo Acarreo (TC)	Min.	30.23

Disponibilidad Mecanica	90%
Utilizacion del Camion	78%
Capacidad Camion (m3)	22.5
Producción por Turno	12000
Camión (m3/hr)	28.33

Fuente: Elaboración propia

c) Simulación de flota de acarreo aplicando el método MATCH FACTOR

Simulación de flotas de Acarreo (EXCAVADORA 345 - CAMION VOLVO FMX 8x6 22.5 m3)												
Flota de Acarreo	Producción Acarreo	Producción carguio	Producción Proy.	Costo excavadora (\$/.)	Consumo de combustible	Costo Camion	Consumo de combustible	Costo de Combustible	C. U. Acarreo	C. U. Carguio	C.U. Total (\$./m3)	MATCH FACTOR
1	28.33	135.72	28.33	239.21	11.8	58.43	4.1	13.99	4.09	14.27	18.36	0.209
2	56.66	135.72	56.66	239.21	11.8	58.43	4.1	13.99	4.09	7.14	11.22	0.417
3	84.99	135.72	84.99	239.21	11.8	58.43	4.1	13.99	4.09	4.76	8.84	0.626
4	113.32	135.72	113.32	239.21	11.8	58.43	4.1	13.99	4.09	3.57	7.65	0.835
5	141.65	135.72	135.72	239.21	11.8	58.43	4.1	13.99	4.27	2.98	7.24	1.044
6	169.98	135.72	135.72	239.21	11.8	58.43	4.1	13.99	5.12	2.98	8.10	1.252
7	198.31	135.72	135.72	239.21	11.8	58.43	4.1	13.99	5.97	2.98	8.95	1.461
8	226.64	135.72	135.72	239.21	11.8	58.43	4.1	13.99	6.83	2.98	9.80	1.670
9	254.97	135.72	135.72	239.21	11.8	58.43	4.1	13.99	7.68	2.98	10.66	1.879
10	283.30	135.72	135.72	239.21	11.8	58.43	4.1	13.99	8.53	2.98	11.51	2.087

Fuente: Elaboración propia

De la simulación realizada para el escenario actual se tiene que el MATCH FACTOR más próximo a la unidad es cuando tenemos 01 excavadora 345 DL trabajando con 5 volquetes dando un MF=1.063.

De la simulación realizada se tiene que una flota produce por hora 135.72 m³ y se tienen 11 horas por turno, se tiene que una flota produce 1,492.92 m³ /turno.

Teniendo en cuenta que la producción requerida por turno es de 12,000 m³, y habiendo determinado que una flota produce 1,492.92 m³/turno. Procedemos a calcular el número de flotas:

$$NF = \frac{12000}{1492.92} = 8$$

Dónde:

NF: Numero de flotas

Es decir, para producir los 12,000 m³ como mínimo por turno se requieren:

- 08 excavadoras CAT 345 DL
- 40 volquetes Volvo FMX 8X4 22.5 m³

Caso N°06: Excavadora CAT 374 DL & Camión Volvo 8x6 22.5 m³

a) Parámetros de carguío de Excavadora CAT 374 DL

Tiempo de Ciclo por Cucharon	
Tcarguio	0:00:16
Tgiro cargado	0:00:08
Tdescarga	0:00:06
Tgiro vacio	0:00:07
Tmaniobras	0:00:04
Tiempo de ciclo	0:00:41
Tiempo de ciclo (min)	0.68
Tiempo de Carguio/Vol (min)	4.08

Datos del Camion 22.5 m ³	
Capacidad del cucharon	4.0
Factor de Llenado Cucharon	87%
Disponibilidad Mecanica	83%
Utilizacion de l excavadora	73%
Cucharones por volquete	6
Ciclos por hora	53
Producción (m3/h)	184.44

Fuente: Elaboración propia

b) Parámetros de acarreo camión Volvo 8x6 22.5 m³

Tiempo del Ciclo de Acarreo		
Tesp. En Carga	Min.	0.5
Tincidente	Min.	1.32
Tcuadrado	Min.	0.5

Datos del Camion 22.5 m ³	
Factor de llenado	90%
Horas Operativas Efect.	11
Disponibilidad Mecanica	90%



Tcarguio	Min.	4.08
Tv.Cargado	Min.	12.04
Tesp.Descarga	Min.	0.6
Tdescarga	Min.	1.5
Tv.Vacio	Min.	7.92
Ciclo Acarreo (TC)	Min.	28.46

Utilizacion del Camion	78%
Capacidad Camion (m3)	22.5
Producción por Turno	12000
Camión (m3/hr)	30.09

Fuente: Elaboración propia

c) Simulación de flota de acarreo aplicando el método MATCH FACTOR

Simulación de flotas de Acarreo (EXCAVADORA 374 - CAMION VOLVO FMX 6X4 22.5 m3)												
Flota de Acarreo	Producción m3/h	Producción carguio	Producción Proy.	Costo excavadora	Consumo de combustible	Costo Camion	Consumo de combustible	Costo de Combustible	C. U. Acarreo	C. U. Carguio	C.U. Total (\$/ /m3)	MATCH FACTOR
1	30.09	184.44	30.09	310.5	15.5	58.43	4.1	13.99	3.85	17.52	21.37	0.163
2	60.18	184.44	60.18	310.5	15.5	58.43	4.1	13.99	3.85	8.76	12.61	0.326
3	90.28	184.44	90.28	310.5	15.5	58.43	4.1	13.99	3.85	5.84	9.69	0.489
4	120.37	184.44	120.37	310.5	15.5	58.43	4.1	13.99	3.85	4.38	8.23	0.653
5	150.46	184.44	150.46	310.5	15.5	58.43	4.1	13.99	3.85	3.50	7.35	0.816
6	180.55	184.44	180.55	310.5	15.5	58.43	4.1	13.99	3.85	2.92	6.77	0.979
7	210.64	184.44	184.44	310.5	15.5	58.43	4.1	13.99	4.39	2.86	7.25	1.142
8	240.74	184.44	184.44	310.5	15.5	58.43	4.1	13.99	5.02	2.86	7.88	1.305
9	270.83	184.44	184.44	310.5	15.5	58.43	4.1	13.99	5.65	2.86	8.51	1.468
10	300.92	184.44	184.44	310.5	15.5	58.43	4.1	13.99	6.28	2.86	9.14	1.632

Fuente: Elaboración propia

De la simulación realizada para el escenario actual se tiene que el MATCH FACTOR más próximo a la unidad es cuando tenemos 01 excavadora 374 DL trabajando con 6 volquetes dando un MF=0.979.

De la simulación realizada se tiene que una flota produce por hora 180.55 m³ y se trabaja 11 horas por turno, con lo cual se tiene una producción de 1,986.05 m³ /turno.

Teniendo en cuenta que la producción requerida por turno es de 12,000 m³, y habiendo determinado que una flota produce 1,986.05 m³/turno. Procedemos a calcular el número de flotas:

$$NF = \frac{12000}{1986.05} = 6$$



Dónde:

NF: Numero de flotas

Es decir, para producir los 12,000 m³ como mínimo por turno se requieren:

- 06 excavadoras CAT 374 DL
- 36 volquetes Volvo FMX 8X4 22.5 m³

Para cada configuración carguío-acarreo se ha obtenido la cantidad necesaria de excavadoras y camiones que me permitan cumplir con la producción necesaria de material tipo 3. Bajo los parámetros obtenidos como producto de la recolección de datos e información obtenida directamente de la empresa Mota-Engil Perú.

5.1.12. Optimización de Flota

Al realizar el análisis de los parámetros empleados para el dimensionamiento de flota se han identificado desviaciones en el proceso de carguío y acarreo, razón por la cual en el presente capítulo se analizará cada parámetro y se planteará procesos que permitan optimizar y mejorar mis rendimientos tanto en el carguío como en el acarreo.

5.1.12.1. Optimización del Tiempo de ciclo de Carguío.

De acuerdo al Manual de rendimiento Caterpillar ed. 46, se tienen los siguientes tiempos de ciclo para excavadoras:

- Para la Excavadora CAT 336 DL = 27 Segundos
- Para la Excavadora CAT 345 DL = 29 Segundos
- Para la Excavadora CAT 374 DL = 32 segundos

Con respecto a estos datos se observa una fuerte diferencia en el tiempo de ciclo en el carguío, razón por la cual se realizó el análisis en campo encontrándose las siguientes desviaciones:

- Altura de Banco o plataforma para la excavadora inadecuada
- Zona de Trabajo y Angulo de rotación incorrecto.



5.1.12.2. Altura de Banco o Plataforma para la Excavadora

Al tener una plataforma de carguío muy baja o muy alta la excavadora necesitara realizar mayor esfuerzo para cargar el material desde el piso hasta la tolva de camión, razón por la cual se estandarizo que la altura de la plataforma de carguío sea igual a $2/3$ de la altura del equipo de acarreo es decir 2 m.



Figura N° 28: *Plataforma de carguío estandarizada (2 m)*
Fuente: Elaboración propia

5.1.12.3. Zona de Trabajo y Angulo de Rotación

Para obtener un tiempo óptimo de giro cargado y vacío del brazo de la excavadora, la tolva del camión debe alinearse paralelo al eje de las orugas de la excavadora, con lo cual el giro que realice el brazo de la excavadora estará en el orden de los 60° a 90° , lo que se considera óptimo.



Figura N° 29: *Carguío de Camión con un giro Óptimo estandarizado entre 60° - 90°*

Fuente: Elaboración propia

5.1.12.4. Tiempos de Carguío Optimizados

Aplicando las mejoras operativas descritas anteriormente se logró reducir el tiempo de ciclo de carguío de las excavadoras en el siguiente orden:

Tabla N° 14: Tiempo de ciclo de carguío

Tiempo de Ciclo de Carguío		
EXCAVADORA	Anterior	Optimizado
CAT 336 DL	0:00:35	0:00:31
CAT 345 DL	0:00:39	0:00:34
CAT 374 DL	0:00:41	0:00:36

Fuente: Elaboración propia

5.1.13. Optimización del Tiempo de ciclo de Acarreo

Al analizar los tiempos de acarreo de material tipo 3 desde la cantera hasta la presa de relaves, se identificó desviaciones en el tiempo de espera de carguío y el tiempo de incidentes, los cuales se pueden optimizar a través de mejoras operativas.

5.1.13.1. Tiempo de Espera Optimizado

Al reducir el tiempo de carguío de las excavadoras se logró optimizar también el tiempo de espera entre un camión y otro para ser cargado.

Adicionalmente se estableció en el PETS de carguío, que mientras un camión estaba siendo cargado el otro podía ir cuadrándose en el lado lateral opuesto, a fin de reducir el tiempo de espera por colas. Con esta mejora operativa se logró reducir el tiempo de espera en el carguío de 0.5 a 0.30 minutos.





Figura N° 30: *Tiempo de Espera en el carguío Optimizado*

Fuente: Elaboración propia

5.1.13.2. Tiempo de Incidentes Optimizado

El tiempo de incidentes hace referencia a diversos factores climatológicos e incidentes que pudieran afectar el normal desarrollo del proceso de acarreo. El principal problema que se tenía en el proyecto eran las nevadas y lluvias constantes, y si bien el factor climatológico no es algo que se pudiera controlar, dejar las vías operativas en el menor tiempo posible, si es algo que se puede mejorar, razón por la cual con la finalidad de mantener la producción se decidió cambiar de motoniveladora de una CAT 120M, a una CAT 140M que al ser más grande y contar con una hoja frontal de mayor longitud podía dejar las vías operativas con mayor rapidez.

Aplicando esta mejora operativa se logró reducir el tiempo de incidentes de 1.32 a 1.20 minutos.



Figura N° 31: Motoniveladora CAT 140M realizando trabajos de mantenimiento de Vías.

Fuente: Elaboración propia

5.1.14. Análisis de Disponibilidad Mecánica y Factor de Utilización

En cuanto a la disponibilidad mecánica cuando esta es mayor al 85%, se considera que se tiene una buena gestión de parte del área de mantenimiento; Es por ello que al contar con una disponibilidad mecánica promedio del 88 %, esto ya se considera óptimo. Razón por la cual se mantienen los datos de disponibilidad mecánica para los cálculos de flota optimizada.

El factor de utilización promedio obtenido es de 75.25 %, el cual es un dato histórico promedio producto de la toma de datos durante la ejecución de la etapa anterior, el mismo que se considera dentro de los parámetros aceptables para el presente proyecto, teniendo en cuenta las condiciones particulares del mismo, razón por la cual se mantiene para el presente calculo.

5.1.15. Cálculo de flota con parámetros Optimizados de Carguío-Acarreo.

Caso N° 01: Excavadora CAT 336 DL & Camión Volvo 6x4 17m³

- a) Parámetros de carguío de Excavadora CAT 336 DL

Tiempo de Ciclo por Cucharon	
Tcarguio	0:00:08
Tgiro cargado	0:00:07
Tdescarga	0:00:05
Tgiro vacio	0:00:07
Tmaniobras	0:00:04
Tiempo de ciclo	0:00:31
Tiempo de ciclo (min)	0.52
Tiempo de Carguio/Vol (min)	5.20

Excavadora 336 DL	
Capacidad del cucharon	1.8
Factor de Llenado Cucharon	87%
Disponibilidad Mecanica	87%
Utilizacion de l excavadora	74%
Cucharones por volquete	10
Ciclos por hora	74
Producción (m3/h)	115.88

Fuente: Elaboración propia

b) Parámetros de acarreo camión Volvo 6x4 17 m³

Tiempo del Ciclo de Acarreo		
Tesp. En Carga	Min.	0.3
Tincidente	Min.	1.2
Tcuadrado	Min.	0.5
Tcarguio	Min.	5.20
Tv.Cargado	Min.	12.04
Tesp.Descarga	Min.	0.6
Tdescarga	Min.	1.5
Tv.Vacio	Min.	7.92
Ciclo Acarreo (TC)	Min.	29.26

Datos del Camion 17m3	
Factor de llenado	90%
Horas por Turno	11
Disponibilidad Mecanica	89%
Utilizacion del Camion	77%
Capacidad Camion (m3)	17
Producción por Turno	12000
Camión (m3/hr)	21.48

Fuente: Elaboración propia

c) Simulación de flota de acarreo aplicando el método MATCH FACTOR

Simulación de flotas de Acarreo (EXCAVADORA 336 - CAMION VOLVO FMX 6X4 17 m3)												
Flota de Acarreo	Producción Acarreo m3/h	Producción carguio m3/h	Producción Proy. (m3/h)	Costo excavadora (S./h)	Consumo de combustibl e.gal/h	Costo Camion (S./h)	Consumo de combustibl e.gal/h	Costo de Combustibl e (S./gal)	C. U. Acarreo (S./m3)	C. U. Carguio (S./m3)	C.U. Total (S./m3)	MATCH FACTOR
1	21.48	115.88	21.48	162.21	8.5	48.56	3.6	13.99	4.61	13.09	17.70	0.185
2	42.95	115.88	42.95	162.21	8.5	48.56	3.6	13.99	4.61	6.54	11.15	0.371
3	64.43	115.88	64.43	162.21	8.5	48.56	3.6	13.99	4.61	4.36	8.97	0.556
4	85.91	115.88	85.91	162.21	8.5	48.56	3.6	13.99	4.61	3.27	7.88	0.741
5	107.39	115.88	107.39	162.21	8.5	48.56	3.6	13.99	4.61	2.62	7.22	0.927
6	128.86	115.88	115.88	162.21	8.5	48.56	3.6	13.99	5.12	2.43	7.55	1.112
7	150.34	115.88	115.88	162.21	8.5	48.56	3.6	13.99	5.98	2.43	8.40	1.297
8	171.82	115.88	115.88	162.21	8.5	48.56	3.6	13.99	6.83	2.43	9.26	1.483
9	193.30	115.88	115.88	162.21	8.5	48.56	3.6	13.99	7.68	2.43	10.11	1.668
10	214.77	115.88	115.88	162.21	8.5	48.56	3.6	13.99	8.54	2.43	10.96	1.853

Fuente: Elaboración propia

De la simulación realizada para el escenario actual se tiene que el MATCH FACTOR más próximo a la unidad es cuando tenemos 01 excavadora 336 DL trabajando con 5 volquetes dando un MF=0.927.

De la simulación realizada se tiene que una flota produce por hora 107.39 m³ y se tienen 11 horas por turno, se tiene que una flota produce 1,181.29 m³ /turno.

Teniendo en cuenta que la producción requerida por turno es de 12,000 m³, y habiendo determinado que una flota produce 1,181.29 m³/turno. Procedemos a calcular el número de flotas:

$$NF = \frac{12000}{1181.29} = 11$$

Dónde:

NF: Numero de flotas

Es decir, para producir los 12,000 m³ como mínimo por turno se requieren:

- 11 excavadoras CAT 336 DL
- 55 volquetes Volvo FMX 6X4 17 m³

Tras realizar la simulación para determinar la flota de equipos a emplear en el recrecimiento de la cuarta etapa de la presa de relaves con los parámetros optimizados, para la presente configuración se ha logrado reducir el costo por m³ de 7.51S./m³ a 7.22 S./m³

Caso N° 02: Excavadora CAT 345 DL & Camión Volvo 6x4 17 m³



a) Parámetros de carguío de Excavadora CAT 345 DL

Tiempo de Ciclo por Cucharon	
Tcarguio	0:00:10
Tgiro cargado	0:00:08
Tdescarga	0:00:06
Tgiro vacio	0:00:06
Tmaniobras	0:00:04
Tiempo de ciclo	0:00:34
Tiempo de ciclo (min)	0.57
Tiempo de Carguio/Vol (min)	3.99

Datos del Camion 17m3	
Capacidad del cucharon	2.6
Factor de Llenado Cucharon	87%
Disponibilidad Mecanica	87%
Utilizacion de l excavadora	75%
Cucharones por volquete	7
Ciclos por hora	68
Producción (m3/h)	153.82

Fuente: Elaboración propia

b) Parámetros de acarreo camión Volvo 6x4 17 m³

Tiempo del Ciclo de Acarreo		
Tesp. En Carga	Min.	0.3
Tincidente	Min.	1.2
Tcuadrado	Min.	0.5
Tcarguio	Min.	3.99
Tv.Cargado	Min.	12.04
Tesp.Descarga	Min.	0.5
Tdescarga	Min.	1.5
Tv.Vacio	Min.	7.92
Ciclo Acarreo (TC)	Min.	27.95

Datos del Camion 17m3	
Factor de llenado	90%
Horas Operativas Efect.	11
Disponibilidad Mecanica	89%
Utilizacion del Camion	77%
Capacidad Camion (m3)	17
Producción por Turno	12000
Camión (m3/hr)	22.48

Fuente: Elaboración propia

c) Simulación de flota de acarreo aplicando el método MATCH FACTOR



Simulación de flotas de Acarreo (EXCAVADORA 345 - CAMION VOLVO FMX 6X4 17m3)												
Flota de Acarreo	Producción Acarreo	Producción carguío	Producción Proy.	Costo excavadora	Consumo de	Costo Camion	Consumo de	Costo de Combustibl	C. U. Acarreo	C. U. Carguío	C.U. Total (S/. /m3)	MATCH FACTOR
1	22.48	153.82	22.48	239.21	11.8	48.56	3.6	13.99	4.40	17.98	22.38	0.146
2	44.97	153.82	44.97	239.21	11.8	48.56	3.6	13.99	4.40	8.99	13.39	0.292
3	67.45	153.82	67.45	239.21	11.8	48.56	3.6	13.99	4.40	5.99	10.39	0.439
4	89.94	153.82	89.94	239.21	11.8	48.56	3.6	13.99	4.40	4.50	8.90	0.585
5	112.42	153.82	112.42	239.21	11.8	48.56	3.6	13.99	4.40	3.60	8.00	0.731
6	134.90	153.82	134.90	239.21	11.8	48.56	3.6	13.99	4.40	3.00	7.40	0.877
7	157.39	153.82	153.82	239.21	11.8	48.56	3.6	13.99	4.50	2.63	7.13	1.023
8	179.87	153.82	153.82	239.21	11.8	48.56	3.6	13.99	5.15	2.63	7.77	1.169
9	202.35	153.82	153.82	239.21	11.8	48.56	3.6	13.99	5.79	2.63	8.42	1.316
10	224.84	153.82	153.82	239.21	11.8	48.56	3.6	13.99	6.43	2.63	9.06	1.462

Fuente: Elaboración propia

De la simulación realizada para el escenario actual se tiene que el MATCH FACTOR más próximo a la unidad es cuando tenemos 01 excavadora 345 DL trabajando con 7 volquetes dando un MF=1.023.

De la simulación realizada se tiene que una flota produce por hora 153.82 m³ y se tienen 11 horas por turno, se tiene que una flota produce 1,692.02 m³ /turno.

Teniendo en cuenta que la producción requerida por turno es de 12,000 m³, y habiendo determinado que una flota produce 1,692.02 m³/turno. Procedemos a calcular el número de flotas:

$$NF = \frac{12000}{1692.02} = 7$$

Dónde:

NF: Numero de flotas

Es decir, para producir los 12,000 m³ como mínimo por turno se requieren:

- 07 excavadoras CAT 345 DL
- 49 volquetes Volvo FMX 6X4 17 m³

Tras realizar la simulación para determinar la flota de equipos a emplear en el recrecimiento de la cuarta etapa de la presa de relaves con los parámetros optimizados, para la presente configuración se ha logrado reducir el costo por m³ de 7.66 S.//m³ a 7.13 S.//m³.

Caso N° 03: Excavadora CAT 374 DL & Camión Volvo 6x4 17 m³

a) Parámetros de carguío de Excavadora CAT 374 DL

Tiempo de Ciclo por Cucharon	
Tcarguio	0:00:13
Tgiro cargado	0:00:07
Tdescarga	0:00:06
Tgiro vacio	0:00:06
Tmaniobras	0:00:04
Tiempo de ciclo	0:00:36
Tiempo de ciclo (min)	0.60
Tiempo de Carguio/Vol (min)	3.00

Datos del Camion 17m3	
Capacidad del cucharon	4.0
Factor de Llenado Cucharon	87%
Disponibilidad Mecanica	83%
Utilizacion de l excavadora	73%
Cucharones por volquete	5
Ciclos por hora	60
Producción (m3/h)	208.80

Fuente: Elaboración propia

b) Parámetros de acarreo camión Volvo 6x4 17 m³

Tiempo del Ciclo de Acarreo		
Tesp. En Carga	Min.	0.3
Tincidente	Min.	1.2
Tcuadrado	Min.	0.5
Tcarguio	Min.	3.00
Tv.Cargado	Min.	12.04
Tesp.Descarga	Min.	0.5
Tdescarga	Min.	1.5
Tv.Vacio	Min.	7.92
Ciclo Acarreo (TC)	Min.	26.96

Datos del Camion 17m3	
Factor de llenado	90%
Horas Operativas Efect.	11
Disponibilidad Mecanica	89%
Utilizacion del Camion	77%
Capacidad Camion (m3)	17
Producción por Turno	12000
Camión (m3/hr)	23.31

Fuente: Elaboración propia

c) Simulación de flota de acarreo aplicando el método MATCH FACTOR



Simulación de flotas de Acarreo (EXCAVADORA 374 - CAMION VOLVO FMX 6X4 17m3)												
Flota de Acarreo	Producción Acarreo	Producción carguío	Producción Proy.	Costo excavadora	Consumo de	Costo Camion	Consumo de	Costo de Combustibl	C. U. Acarreo	C. U. Carguío	C.U. Total (\$./m3)	MATCH FACTOR
1	23.31	208.80	23.31	310.5	15.5	48.56	3.6	13.99	4.24	22.62	26.87	0.112
2	46.62	208.80	46.62	310.5	15.5	48.56	3.6	13.99	4.24	11.31	15.56	0.223
3	69.93	208.80	69.93	310.5	15.5	48.56	3.6	13.99	4.24	7.54	11.79	0.335
4	93.24	208.80	93.24	310.5	15.5	48.56	3.6	13.99	4.24	5.66	9.90	0.447
5	116.55	208.80	116.55	310.5	15.5	48.56	3.6	13.99	4.24	4.52	8.77	0.558
6	139.86	208.80	139.86	310.5	15.5	48.56	3.6	13.99	4.24	3.77	8.01	0.670
7	163.17	208.80	163.17	310.5	15.5	48.56	3.6	13.99	4.24	3.23	7.48	0.781
8	186.48	208.80	186.48	310.5	15.5	48.56	3.6	13.99	4.24	2.83	7.07	0.893
9	209.79	208.80	208.80	310.5	15.5	48.56	3.6	13.99	4.26	2.53	6.79	1.005
10	233.10	208.80	208.80	310.5	15.5	48.56	3.6	13.99	4.74	2.53	7.26	1.116

Fuente: Elaboración propia

De la simulación realizada para el escenario actual se tiene que el MATCH FACTOR más próximo a la unidad es cuando tenemos 01 excavadora 374 DL trabajando con 9 volquetes dando un MF=1.005.

De la simulación realizada se tiene que una flota produce por hora 208.80 m³ y se tienen 11 horas por turno, se tiene que una flota produce 2,296.80 m³ /turno.

Teniendo en cuenta que la producción requerida por turno es de 12,000 m³, y habiendo determinado que una flota produce 2,296.80 m³ /turno. Procedemos a calcular el número de flotas:

$$NF = \frac{12000}{2296.80} = 5$$

Dónde:

NF: Numero de flotas

Es decir, para producir los 12,000 m³ como mínimo por turno se requieren:

- 05 excavadoras CAT 374 DL
- 45 volquetes Volvo FMX 6X4 17 m³

Tras realizar la simulación para determinar la flota de equipos a emplear en el recrecimiento de la cuarta etapa de la presa de relaves con los parámetros optimizados, para la presente configuración se ha logrado reducir el costo por m³ de 7.29 S.//m³ a 6.79 S.//m³

Caso N° 04: Excavadora CAT 336 DL & Camión Volvo 8x6 22.5 m³

a) Parámetros de carguío de Excavadora CAT 336 DL

Tiempo de Ciclo por Cucharon	
Tcarguio	0:00:08
Tgiro cargado	0:00:07
Tdescarga	0:00:05
Tgiro vacio	0:00:07
Tmaniobras	0:00:04
Tiempo de ciclo	0:00:31
Tiempo de ciclo (min)	0.52
Tiempo de Carguio/Vol (min)	6.76

Excavadora 336 DL	
Capacidad del cucharon	1.8
Factor de Llenado Cucharon	87%
Disponibilidad Mecanica	87%
Utilizacion de l excavadora	74%
Cucharones por volquete	10
Ciclos por hora	74
Producción (m3/h)	115.88

Fuente: Elaboración propia

b) Parámetros de acarreo camión Volvo 8x6 22.5 m³

Tiempo del Ciclo de Acarreo		
Tesp. En Carga	Min.	0.3
Tincidente	Min.	1.2
Tcuadrado	Min.	0.5
Tcarguio	Min.	6.76
Tv.Cargado	Min.	12.04
Tesp.Descarga	Min.	0.6
Tdescarga	Min.	1.5
Tv.Vacio	Min.	7.92
Ciclo Acarreo (TC)	Min.	30.82

Datos del Camion 22.5 m3	
Factor de llenado	90%
Horas Operativas Efect.	11
Disponibilidad Mecanica	90%
Utilizacion del Camion	78%
Capacidad Camion (m3)	22.5
Producción por Turno	12000
Camión (m3/hr)	27.79

Fuente: Elaboración propia

c) Simulación de flota de acarreo aplicando el método MATCH FACTOR



Simulación de flotas de Acarreo [EXCAVADORA 336 - CAMION VOLVO FMX 8X6 22.5 m ³]												
Flota de Acarreo	producción m ³ /h	Producción m ³ /h	Producción Proy. (m ³ /h)	Costo excavadora (S./m ³)	Consumo de combustible e.gal/h	Costo Camion (S/. /h)	Consumo de combustible e.gal/h	Costo de Combustible (S./gal)	C. U. Acarreo (S./m ³)	C. U. Carguio (S./m ³)	C.U. Total (S/. /m ³)	MATCH FACTOR
1	27.79	115.88	27.79	162.21	8.5	58.43	4.1	13.99	4.17	10.12	14.28	0.240
2	55.58	115.88	55.58	162.21	8.5	58.43	4.1	13.99	4.17	5.06	9.23	0.480
3	83.36	115.88	83.36	162.21	8.5	58.43	4.1	13.99	4.17	3.37	7.54	0.719
4	111.15	115.88	111.15	162.21	8.5	58.43	4.1	13.99	4.17	2.53	6.70	0.959
5	138.94	115.88	115.88	162.21	8.5	58.43	4.1	13.99	5.00	2.43	7.42	1.199
6	166.73	115.88	115.88	162.21	8.5	58.43	4.1	13.99	6.00	2.43	8.42	1.439
7	194.51	115.88	115.88	162.21	8.5	58.43	4.1	13.99	6.99	2.43	9.42	1.679
8	222.30	115.88	115.88	162.21	8.5	58.43	4.1	13.99	7.99	2.43	10.42	1.918
9	250.09	115.88	115.88	162.21	8.5	58.43	4.1	13.99	8.99	2.43	11.42	2.158
10	277.88	115.88	115.88	162.21	8.5	58.43	4.1	13.99	9.99	2.43	12.42	2.398

Fuente: Elaboración propia

De la simulación realizada para el escenario actual se tiene que el MATCH FACTOR más próximo a la unidad es cuando tenemos 01 excavadora 336 DL trabajando con 4 volquetes dando un MF=0.959.

De la simulación realizada se tiene que una flota produce por hora 111.15 m³ y se tienen 11 horas por turno, se tiene que una flota produce 1,222.15 m³ /turno.

Teniendo en cuenta que la producción requerida por turno es de 12,000 m³, y habiendo determinado que una flota produce 2,286.46 m³ /turno. Procedemos a calcular el número de flotas:

$$NF = \frac{12000}{1222.15} = 10$$

Dónde:

NF: Numero de flotas

Es decir, para producir los 12,000 m³ como mínimo por turno se requieren:

- 10 excavadoras CAT 336 DL
- 40 volquetes Volvo FMX 8X6 22.5 m³

Tras realizar la simulación para determinar la flota de equipos a emplear en el recrecimiento de la cuarta etapa de la presa de relaves con los parámetros optimizados, para la presente configuración se ha logrado reducir el costo por m³ de 7.20 S./m³ a 6.70 S./m³

Caso N° 05: Excavadora CAT 345 DL & Camión Volvo 8x6 22.5 m³

a) Parámetros de carguío de Excavadora CAT 345 DL

Tiempo de Ciclo por Cucharon	
Tcarguio	0:00:10
Tgiro cargado	0:00:08
Tdescarga	0:00:06
Tgiro vacio	0:00:06
Tmaniobras	0:00:04
Tiempo de ciclo	0:00:34
Tiempo de ciclo (min)	0.57
Tiempo de Carguio/Vol (min)	5.13

Datos del Camion 22.5 m3	
Capacidad del cucharon	2.6
Factor de Llenado Cucharon	87%
Disponibilidad Mecanica	87%
Utilizacion de l excavadora	75%
Cucharones por volquete	09
Ciclos por hora	68
Producción (m3/h)	153.82

Fuente: Elaboración propia

b) Parámetros de acarreo camión Volquete 8x6 22.5 m³

Tiempo del Ciclo de Acarreo		
Tesp. En Carga	Min.	0.3
Tincidente	Min.	1.2
Tcuadrado	Min.	0.5
Tcarguio	Min.	5.13
Tv.Cargado	Min.	12.04
Tesp.Descarga	Min.	0.5
Tdescarga	Min.	1.5
Tv.Vacio	Min.	7.92
Ciclo Acarreo (TC)	Min.	29.09

Datos del Camion 22.5 m3	
Factor de llenado	90%
Horas Operativas Efect.	11
Disponibilidad Mecanica	90%
Utilizacion del Camion	78%
Capacidad Camion (m3)	22.5
Producción por Turno	12000
Camión (m3/hr)	29.44

Fuente: Elaboración propia

c) Simulación de flota de acarreo aplicando el método MATCH FACTOR



Simulación de flotas de Acarreo (EXCAVADORA 345 - CAMION VOLVO FMX 8x6 22.5 m3)												
Flota de Acarreo	Producción Acarreo	Producción carguio	Producción Proy.	Costo excavadora	Consumo de	Costo Camion	Consumo de	Costo de Combustibl	C. U. Acarreo	C. U. Carguio	C.U. Total (\$./m3)	MATCH FACTOR
1	29.44	153.82	29.44	239.21	11.8	58.43	4.1	13.99	3.93	13.73	17.67	0.191
2	58.88	153.82	58.88	239.21	11.8	58.43	4.1	13.99	3.93	6.87	10.80	0.383
3	88.32	153.82	88.32	239.21	11.8	58.43	4.1	13.99	3.93	4.58	8.51	0.574
4	117.76	153.82	117.76	239.21	11.8	58.43	4.1	13.99	3.93	3.43	7.37	0.766
5	147.20	153.82	147.20	239.21	11.8	58.43	4.1	13.99	3.93	2.75	6.68	0.957
6	176.64	153.82	153.82	239.21	11.8	58.43	4.1	13.99	4.52	2.63	7.15	1.148
7	206.08	153.82	153.82	239.21	11.8	58.43	4.1	13.99	5.27	2.63	7.90	1.340
8	235.52	153.82	153.82	239.21	11.8	58.43	4.1	13.99	6.02	2.63	8.65	1.531
9	264.96	153.82	153.82	239.21	11.8	58.43	4.1	13.99	6.77	2.63	9.40	1.723
10	294.40	153.82	153.82	239.21	11.8	58.43	4.1	13.99	7.53	2.63	10.16	1.914

Fuente: Elaboración propia

De la simulación realizada para el escenario actual se tiene que el MATCH FACTOR más próximo a la unidad es cuando tenemos 01 excavadora 345 DL trabajando con 5 volquetes dando un MF=0.957

De la simulación realizada se tiene que una flota produce por hora 147.20 m³ y se tienen 11 horas por turno, se tiene que una flota produce 1,619.20 m³ /turno.

Teniendo en cuenta que la producción requerida por turno es de 12,000 m³, y habiendo determinado que una flota produce 1,619.20 m³ /turno. Procedemos a calcular el número de flotas:

$$NF = \frac{12000}{1619.20} = 8$$

Dónde:

NF: Numero de flotas

Es decir, para producir los 12,000 m³ como mínimo por turno se requieren:

- 08 excavadoras CAT 345 DL
- 40 volquetes Volvo FMX 8X6 22.5 m³

Tras realizar la simulación para determinar la flota de equipos a emplear en el recrecimiento de la cuarta etapa de la presa de relaves con los parámetros optimizados, para la presente configuración se ha logrado reducir el costo por m3 de 7.24 S./m³ a 6.68 S./m³

Caso N° 06: Excavadora CAT 374 DL & Camión Volvo 8x6 22.5 m³



a) Parámetros de carguío de Excavadora CAT 374 DL

Tiempo de Ciclo por Cucharon	
Tcarguio	0:00:13
Tgiro cargado	0:00:07
Tdescarga	0:00:06
Tgiro vacio	0:00:06
Tmaniobras	0:00:04
Tiempo de ciclo	0:00:36
Tiempo de ciclo (min)	0.60
Tiempo de Carguio/Vol (min)	3.60

Datos del Camion 22.5 m3	
Capacidad del cucharon	4.0
Factor de Llenado Cucharon	87%
Disponibilidad Mecanica	83%
Utilizacion de l excavadora	73%
Cucharones por volquete	6
Ciclos por hora	60
Producción (m3/h)	208.80

Fuente: Elaboración propia

b) Parámetros de acarreo camión Volquete 8x6 22.5 m³

Tiempo del Ciclo de Acarreo		
Tesp. En Carga	Min.	0.3
Tincidente	Min.	1.2
Tcuadrado	Min.	0.5
Tcarguio	Min.	3.60
Tv.Cargado	Min.	12.04
Tesp.Descarga	Min.	0.5
Tdescarga	Min.	1.5
Tv.Vacio	Min.	7.92
Ciclo Acarreo (TC)	Min.	27.56

Datos del Camion 22.5 m3	
Factor de llenado	90%
Horas Operativas Efect.	11
Disponibilidad Mecanica	90%
Utilizacion del Camion	78%
Capacidad Camion (m3)	22.5
Producción por Turno	12000
Camión (m3/hr)	31.07

Fuente: Elaboración propia

c) Simulación de flota de acarreo aplicando el método MATCH FACTOR



Simulación de flotas de Acarreo (EXCAVADORA 374 - CAMION VOLVO FMX 6X4 22.5 m3)												
Flota de Acarreo	Producción m3/h	Producción carguío	Producción Proy.	Costo excavadora	Consumo de	Costo Camion	Consumo de	Costo de Combustibl	C. U. Acarreo	C. U. Carguío	C.U. Total (S/. /m3)	MATCH FACTOR
1	31.07	208.80	31.07	310.5	15.5	58.43	4.1	13.99	3.73	16.97	20.70	0.149
2	62.15	208.80	62.15	310.5	15.5	58.43	4.1	13.99	3.73	8.49	12.21	0.298
3	93.22	208.80	93.22	310.5	15.5	58.43	4.1	13.99	3.73	5.66	9.38	0.446
4	124.30	208.80	124.30	310.5	15.5	58.43	4.1	13.99	3.73	4.24	7.97	0.595
5	155.37	208.80	155.37	310.5	15.5	58.43	4.1	13.99	3.73	3.39	7.12	0.744
6	186.45	208.80	186.45	310.5	15.5	58.43	4.1	13.99	3.73	2.83	6.55	0.893
7	217.52	208.80	208.80	310.5	15.5	58.43	4.1	13.99	3.88	2.53	6.41	1.042
8	248.60	208.80	208.80	310.5	15.5	58.43	4.1	13.99	4.44	2.53	6.96	1.191
9	279.67	208.80	208.80	310.5	15.5	58.43	4.1	13.99	4.99	2.53	7.52	1.339
10	310.75	208.80	208.80	310.5	15.5	58.43	4.1	13.99	5.55	2.53	8.07	1.488

Fuente: Elaboración propia

De la simulación realizada para el escenario actual se tiene que el MATCH FACTOR más próximo a la unidad es cuando tenemos 01 excavadora 374 DL trabajando con 6 volquetes dando un MF=1.094

De la simulación realizada se tiene que una flota produce por hora 208.80 m³ y se tienen 11 horas por turno, se tiene que una flota produce 2,296.80 m³ /turno.

Teniendo en cuenta que la producción requerida por turno es de 12,000 m³, y habiendo determinado que una flota produce 2,296.80 m³ /turno. Procedemos a calcular el número de flotas:

$$NF = \frac{12000}{2296.80} = 5$$

Dónde:

NF: Numero de flotas

Es decir, para producir los 12,000 m³ como mínimo por turno se requieren:

- 05 excavadoras CAT 374 DL
- 35 volquetes Volvo FMX 8X6 22.5 m³

Tras realizar la simulación para determinar la flota de equipos a emplear en el recrecimiento de la cuarta etapa de la presa de relaves con los parámetros optimizados, para la presente configuración se ha logrado reducir el costo por m3 de 6.77 S.//m³ a 6.41 S.//m³.

5.1.16. Análisis de Costos

De acuerdo a las simulaciones realizadas para determinar la flota de carguío y acarreo, se obtuvieron los costos unitarios para cada configuración de equipos. A continuación, se presenta un resumen del costo unitario en S/. / m³ para cada escenario antes y después de optimizar.



Tabla N° 15: Análisis de Costo Unitario S/. /m³ - Antes de Optimizar

CASO	EQUIPOS	ANALISIS DE COSTO UNITARIO					
		Maquina Seca (S/. /h)	Consumo Combustible (Gl/h)	Horas Programadas (hr)	Costo Combustible (S/./ Gl)	Número de Equipos	C.U. S/./m3
1	Excavadora 336 DL	162.21	8.5	11	S/. 13.99	11	S/. 7.51
	Camión Volquete 6x4 17m3	48.56	3.6			55	
2	Excavadora 345 DL	239.21	11.8	11	S/. 13.99	9	S/. 7.66
	Camión Volquete 6x4 17m3	48.56	3.6			54	
3	Excavadora 374	310.5	15.5	11	S/. 13.99	6	S/. 7.29
	Camión Volquete 6x4 17m3	48.56	3.6			48	
4	Excavadora 336 DL	162.21	8.5	11	S/. 13.99	11	S/. 7.20
	Camión Volquete 8x4 22.5 m3	58.43	4.1			44	
5	Excavadora 345 DL	239.21	11.8	11	S/. 13.99	9	S/. 7.24
	Camión Volquete 8x4 22.5 m3	58.43	4.1			45	



6	Excavadora 374	310.5	15.5	11	S/. 13.99	6	S/. 6.77
	Camión Volquete 8x4 22.5 m3	58.43	4.1			36	

Fuente: Elaboración propia

Tabla N° 16: Análisis de Costo Unitario S/. /m³ - Después de Optimizar

CASO	EQUIPOS	ANALISIS DE COSTO UNITARIO					
		Maquina Seca (S/. /h)	Consumo Combustible (Gl/h)	Horas Programadas (hr)	Costo Combustible (S/./ Gl)	Número de Equipos	Costo Total (S/.)
1	Excavadora 336 DL	152.21	8.5	11	S/. 13.99	10	S/. 7.22
	Camión Volquete 6x4 17m3	48.56	3.6			50	
2	Excavadora 345 DL	229.21	11.8	11	S/. 13.99	7	S/. 7.13
	Camión Volquete 6x4 17m3	48.56	3.6			49.00	
3	Excavadora 374	310.5	15.5	11	S/. 13.99	5.00	S/ 6.79
	Camión Volquete 6x4 17m3	48.56	3.6			45.00	
4	Excavadora 336 DL	152.21	8.5	11	S/. 13.99	10.00	S/. 6.70



	Camión Volquete 8x4 22.5 m3	58.43	4.1			40.00			
5	Excavadora 345 DL	229.21	11.8	11	S/.	13.99	8.00	S/.	6.68
	Camión Volquete 8x4 22.5 m3	58.43	4.1				40.00		
6	Excavadora 374	310.5	15.5	11	S/.	13.99	5.00	S/.	6.41
	Camión Volquete 8x4 22.5 m3	58.43	4.1				35.00		

Fuente: Elaboración propia



5.2. Análisis de resultados

Tabla N° 17: Descripción de resultados

DESCRIPCION DE RESULTADOS											
DESCRIPCION				COSTO DIARIO						AHORRO ESTIMADO ' PROYECTO	
				ANTES DE OPTIMIZAR		DESPUES DE OPTIMIZAR		AHORRO DIARIO			
CASO	EQUIPOS	Volumen minimo a producir por turno (m3)	Volumen total requerido en el proyecto (m3)	C.U. S./m3 Antes de Optimizar	Costo diario Antes de Optimizar	C.U. S./m3 Optimizado	Costo Diario Optimizado	Δ Diferencia	Δ Diferencia		
1	Excavadora 336 DL Camión Volquete 6x4 17m3	12,000.00	13,200,000.00	2.72	7.51	S/ 180,133.52	2.62	7.22	S/ 173,373.04	-S/ 6,760.48	-S/ 3,718,265.39
				4.79			4.61				
2	Excavadora 345 DL Camión Volquete 6x4 17m3	12,000.00	13,200,000.00	3.10	7.66	S/ 183,744.61	2.63	7.13	S/ 171,128.10	-S/ 12,616.51	-S/ 6,939,079.11
				4.55			4.50				
3	Excavadora 374 Camión Volquete 6x4 17m3	12,000.00	13,200,000.00	2.91	7.29	S/ 174,887.47	2.53	6.79	S/ 162,949.54	-S/ 11,937.93	-S/ 6,565,862.26
				4.37			4.26				
4	Excavadora 336 DL Camión Volquete 8x4 22.5 m3	12,000.00	13,200,000.00	2.72	7.20	S/ 172,827.35	2.53	6.70	S/ 160,706.96	-S/ 12,120.39	-S/ 6,666,216.52
				4.48			4.17				
5	Excavadora 345 DL Camión Volquete 8x4 22.5 m3	12,000.00	13,200,000.00	2.98	7.24	S/ 173,870.38	2.75	6.68	S/ 160,308.68	-S/ 13,561.70	-S/ 7,458,934.48
				4.27			3.93				
6	Excavadora 374 Camión Volquete 8x4 22.5 m3	12,000.00	13,200,000.00	2.92	6.77	S/ 162,445.63	2.53	6.41	S/ 153,777.93	-S/ 8,667.70	-S/ 4,767,235.49
				3.85			3.88				

Fuente: Elaboración propia



De acuerdo a la tabla anterior podemos apreciar dos columnas generales, una de ellas hace referencia al costo diario y la otra al costo total del proyecto, para cualquiera de los casos la configuración es la siguiente:

- Costo antes de optimizar: hace referencia a los costos obtenidos a partir del dimensionamiento de flota detallados en el capítulo anterior, podemos apreciar los costos de acuerdo a la configuración de equipo cargador – equipo de acarreo, además, podemos apreciar los costos totales, esto nos sirve para hacer una comparativa y optar por la mejor alternativa
- Costo después de optimizar: esta columna hace referencia a los costos ya optimizados cuyo detalle principalmente está enfocado a los tiempos que conforman el ciclo total detallados en el capítulo anterior, estos detalles al igual que en la etapa de dimensionamiento fueron analizados para cada configuración equipo cargador – equipo de acarreo.

De esta manera tenemos un cuadro resumen en donde podemos interpretar y comparar los resultados de costos para cada configuración de equipo cargador – equipo de acarreo, tanto para los casos de dimensionamiento y optimización.

5.3. Discusión de Resultados

De acuerdo a las simulaciones realizadas para cada configuración de equipos, se tiene un dimensionamiento de flota bajo los parámetros históricos de la anterior etapa, y un dimensionamiento optimizado aplicando las mejoras operacionales en carguío y acarreo logrando reducir en cantidad la flota requerida, y así mismo reduciendo los costos por metro cubico producido, tal como se detalla en los siguientes cuadros:

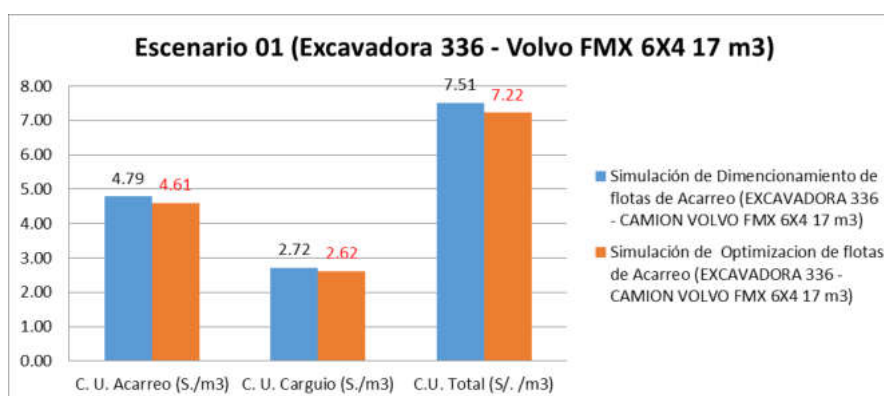


Figura N° 32: Histograma Escenario 01 (Excavadora 336- Volvo FMX 6X4 de 17m3)

Fuente: Elaboración propia

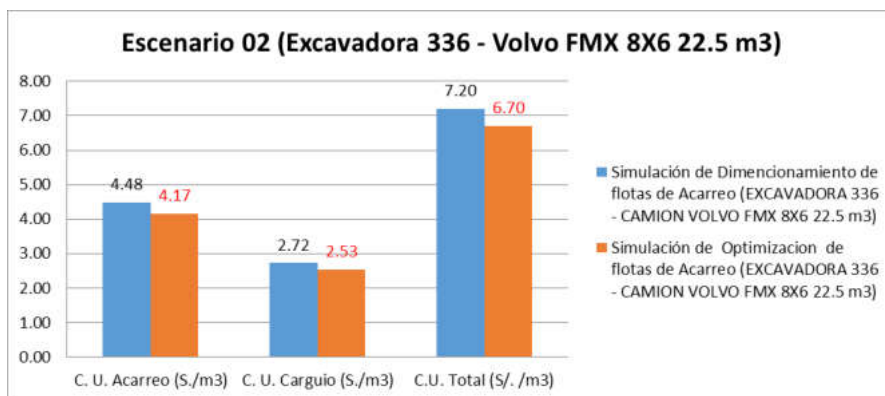


Figura N° 33: Histograma Escenario 02 (Excavadora 336- Volvo FMX 8X6 de 22.5m3)

Fuente: Elaboración propia

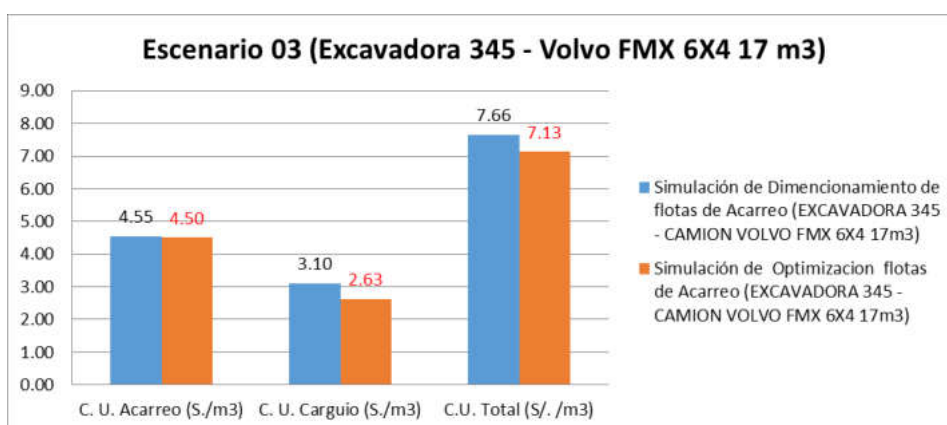


Figura N° 34: Histograma Escenario 03 (Excavadora 345- Volvo FMX 6x4 de 17 m3)

Fuente: Elaboración propia

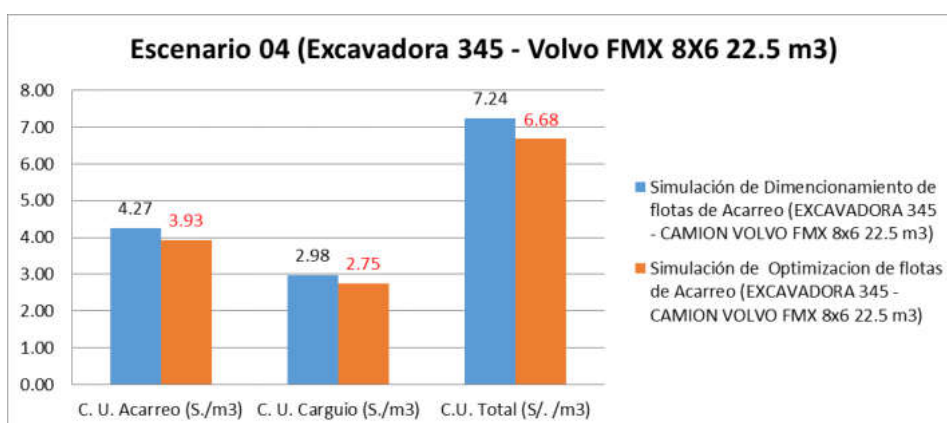


Figura N° 35: Histograma Escenario 04 (Excavadora 345- Volvo FMX 8X6 de 22.5m3)

Fuente: Elaboración propia

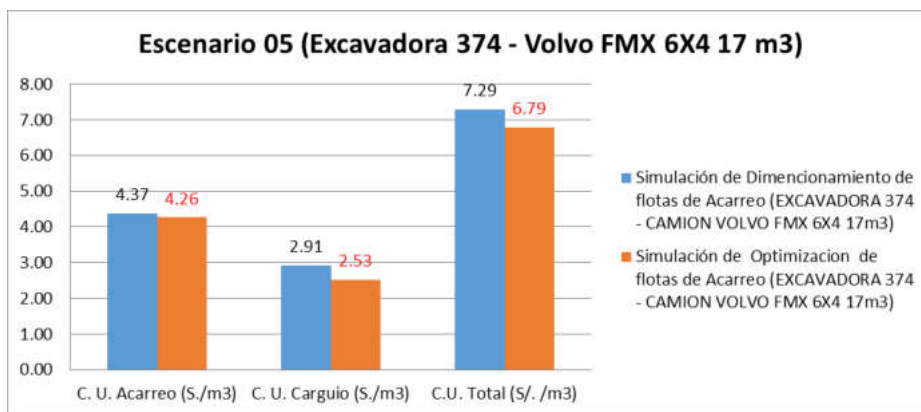


Figura N° 36: Histograma Escenario 05 (Excavadora 374- Volvo FMX 6x4 de 17 m3)

Fuente: Elaboración propia

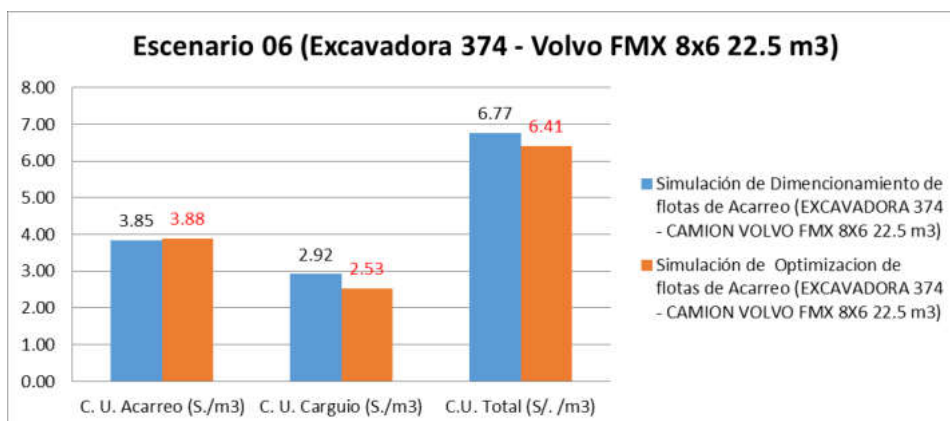


Figura N° 37: Histograma Escenario 06 (Excavadora 374- Volvo FMX 8x6 de 22.5m3)

Fuente: Elaboración propia

Como resultado de la optimización realizada se ha logrado reducir los costos de producción en un 5%, por lo cual es factible mantener las mejoras operacionales aplicadas en la presente tesis.

Revisando las configuraciones planteadas de los equipos de carguío y acarreo se tiene que el caso número N°6, presenta la mejor configuración para el presente proyecto en desarrollo, en base a los parámetros históricos obtenidos en la anterior etapa se tiene una flota de:

- 06 Excavadoras 374 DL trabajando con 36 Camiones Volvo FMX de 22.5 m3, En donde después de aplicar las mejoras operacionales y eliminar las desviaciones encontradas se logró optimizar la flota a:
- 05 Excavadoras 374 DL trabajando con 35 Camiones Volvo FMX de 22.5 m3

Lo cual ayudo a reducir el costo unitario por m3 de S/6.77 a S/ 6.41, con lo cual se estima tener un ahorro en el proceso de carguío y acarreo diario de S/8,677.70, y a lo largo del proyecto de S/. 4'767,235.49

Adicionalmente se procedió a realizar la simulación de flota de carguío y Acarreo en el software Talpac 10.2, con los datos optimizados, con el objetivo de tener una trazabilidad, obteniéndose los siguientes resultados mostrados en la siguiente Tabla.

Tabla N° 18: Resultados de la simulación de flota en el Software Talpac 10.2

Production Summary - Full Simulation			
Haulage System: DIMENSIONAMIENTO DE FLOTA		Cycle: [PRJ] RUTA DE ACARREO MATERIAL TIPO	
Material: [PRJ] MATERIAL TIPO 3		Roster: [PRJ] HORAS EFECTIVAS DE TRABAJO	
Loader [PRJ] EXCAVADORA CAT 374 DL			
Availability	%	83.00	
Bucket Fill Factor		1.01	
Average Bucket Load Volume	cu.metres	3.28	
Average Payload	Lcm	3.41	
Operating Hours per Year	OpHr/Year	6,291.60	Op. hrs factored by availability
Average Operating Shifts per Year	shifts/Year	588.00	Shifts factored by availability
Average Bucket Cycle Time	min	0.68	
Production per Operating Hour	Lcm	250.68	
Production per Loader Operating Shift	Lcm	2,682	Max. prod. based on 100% avail.
Production per Year	Lcm	1,577,150	Avg. production factored by avail.
Wait Time per Operating Hour	min	4.26	
Truck [PRJ] VOLVO FMX 8X6 22.5 m3			
Availability	%	90.00	
Payload in Template	Lcm	22.11	
Operating Hours per Year	OpHr/Year	5,662.44	
Average Payload	Lcm	20.49	
Production per Operating Hour	Lcm	39.79	
Production per Loader Operating Shift	Lcm	383	
Production per Year	Lcm	225,307	
Queue Time at Loader	min/ Cycle	3.56	
Spot Time at loader	min/ Cycle	0.30	
Average Loading Time	min/ Cycle	3.40	
Travel Time	min/ Cycle	20.48	
Spot Time at Dump	min/ Cycle	0.30	
Average Dump Time	min/ Cycle	0.30	
Average Cycle Time	min/ Cycle	28.34	
Fleet Size		7	
Average No. of Bucket Passes		6.00	
Haulage System			
Production per Year	Lcm/Year	1,977,150	
Discounted Capital Cost	\$/Lcm	0.00	Loading Methodology
Discounted Operating Cost	\$/Lcm	0.00	Double Sided
Discounted Average Cost	\$/Lcm	0.00	Full Bucket
Excavation Target	Lcm	10,000,000.00	Average for 150 Shifts
Time to move Excavation Target	Years	5.07	

Fuente: Talpac 10.2

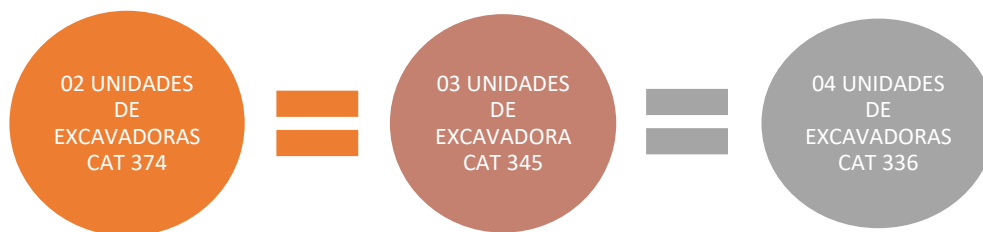


De donde se tiene que una excavadora 374 DL debe trabajar con 07 camiones Volvo FMX 8x6 de 22.5 m³, el cual será cargado en 6 pasadas, obteniéndose una producción anual de 1'977.150 m³ de material esponjado.

En donde si se desea producir 10'000,000 m³ de material tipo 3 se debe implementar 05 flotas de carguío-acarreo.

Este resultado respalda el dimensionamiento obtenido anteriormente, ya que bajo los mismos parámetros y bajo las condiciones del software que calcula la producción anual se llega al mismo dimensionamiento de flota.

Como resultado se tiene que las excavadoras CAT 374 son las mejores para el presente proyecto; Sin embargo, si llegara a faltar alguna de ellas por diversos motivos, se debe tener en cuenta la siguiente equivalencia, para reemplazarlas con las CAT 345 y CAT 336.



Si bien es cierto que ello aumentaría mi costo por m³, con la finalidad de cumplir con las metas de producción establecidas, y encontrándose las configuraciones por debajo de 7.50 S/./m³ es decir dentro del margen de costo operativo, se puede reemplazar con las excavadoras CAT 345 y CAT 336 , cuyas configuraciones optimizadas también son parte de la presente tesis.

CAPÍTULO VI

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

6.1. Conclusiones

- La flota de equipos a utilizar para el recrecimiento de la cuarta etapa de la presa de relaves de contar con 05 excavadoras CAT 374 DL y 35 Camiones Volvo FMX 8x6 22.5 m³, lo cual me asegura cumplir con las metas de producción establecidas.
- Para el presente escenario se concluye que el costo por m³ más económico se obtiene cuando una excavadora CAT 374 DL trabaja con 07 camiones Volvo FMX 8x6 22.5 m³, obteniéndose el costo de 6.41 S./m³.
- Al optimizar el tiempo de ciclo de carguío, no solo aumenta la producción horaria de las excavadoras, sino también de los camiones, ya que se reduce el tiempo de carguío, lo cual reduce el tiempo total de ciclo, aumentando también la producción horaria de los camiones.
- De los resultados obtenidos se concluye que de faltar 02 excavadoras 374 DL, estas deberán ser reemplazadas por 03 excavadoras 345 DL ó 04 excavadoras 336 DL, cada una con su respectivo equipo de acarreo.
- El modelo elaborado en la presente tesis para determinar el acoplamiento entre excavadoras y camiones puede ser utilizado antes de iniciar la explotación minera y durante el desarrollo de la misma, ajustando los parámetros a los distintos escenarios que se pudiesen presentar y obteniendo así nuevos resultados.

6.2. Recomendaciones

- Mantener el plan de mantenimiento de vías que se tiene en el proyecto, con los equipos que han sido asignados para esta tarea, 01 Camión Volvo FMX 17 m³, 01 Rodillo, 01 retroexcavadora y 01 motoniveladora CAT 140M, ya que es fundamental tener las vías en buen estado para mantener el ciclo de acarreo de un rango óptimo.
- Realizar programas de capacitación a los operadores en el correcto uso y manipulación de los equipos a su cargo, a fin de maximizar la producción y evitar mantenimientos correctivos por fallas operativas.
- Establecer metas de producción en número de viajes para cada flota, con la finalidad que el operador de cada equipo, entienda lo que se espera de cada uno como producción al finalizar el turno, a fin de mantener rentable la operación.
- Respetar el plan de mantenimiento preventivo de cada equipo, ya que solo así, se podrá mantener la disponibilidad mecánica por encima del 85%, evitando fallas mayores que demandan días o semanas en reparación.
- Monitorear y analizar constantemente los tiempos de ciclo de carguío, tiempos de ciclo de acarreo, disponibilidad mecánica y factor de utilización, ya que son parámetros muy sensibles en los cuales se puede detectar cualquier desviación que afecte la producción.



REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- Abreu G. Juan C. (2002), en tesis titulado Diseño de un plan de explotación yacimiento de caliza, cantera la gamarra Magdalena, Estado Aragua de la Universidad Central de Venezuela. Caracas –Venezuela.
- Alva Nuñez, Ronal Iván. 2008. "Determinación del número óptimo de volquetes mediante el factor de acoplamiento, considerando un cargador frontal 980G CAT en la ruta mineral del banco 339 - Pad 18 del tajo seductora de la Cía. Minera Santa Rosa S.A. - Comarsa". 2008.
- APAZA QUISPE, S. C. (2019). DISEÑO DE RECRECIMIENTO DE LA PRESA DE RELAVES DE LA UNIDAD DE PRODUCCION UNTUCA-MINERA CORI PUNO SAC. Puno.
- Barreto Taipe, Lides. 2017. "Optimización del Número De Camiones 785c Cat y Cargador Frontal 992k Cat mediante el Match Factor En La Ruta Mineral – Stock Pile Antapaccay – Chancadora Tintaya San Martin Contratistas Generales S.A.". Arequipa : s.n., 2017.
- Bonacina M, Bortolato G. Uso del ordenador en la simulación de procesos. Métodos y errores. (Citado 15 mar 2009) Disponible en: <http://www.fceia.unr.edu.ar/fceia1/publicaciones/numero7/articulo1>
- CASAS OCAS, D. E. (2018). INDICADORES CLAVE DE DESEMPEÑO DE EQUIPO PESADO PARA CONTROL DE RENDIMIENTO Y PRODUCTIVIDAD. Cajamarca - Perú.
- CODELCO. 2018. Codelco Educa. [En línea] CODELCO Chile, 2018. <https://www.codelcoeduca.cl/site/edic/base/port/inicio.html>.
- Cruz Lezama , O. (2007). Indicadores de Gestión. Ciudad Guayana.
- GARCIA CONTRERAS, JAIME y YUPANQUI MORENO, SAMUEL. 2015. "Influencia en el porcentaje de producción de la pala O&K RH 90c al incrementar la altura de banco de 06 m a 08 m. en la mina San Simón 2014 – 2015.". Trujillo : s.n., 2015.
- GIDAHATARI. Manejo de Relaves Mineros. Lima : Empresa Consultora GIDAHATARI.



- GOLDER ASSOCIATES. 2007a. Estudio de Evaporación Anual y Mensual, Precipitación Máxima Probable y Drenaje Anual y Mensual del Proyecto Toromocho.
- Herrera Herbert, Juan. 2007. Diseño de Explotaciones de Cantera. Madrid : s.n., 2007.
- Huamán R. (2015). “Optimización de flota de camiones aplicando programación dinámica - mina corihuarmi”
- Huarocc Ccanto, Pabel Marx. 2014. “OPTIMIZACION DEL CARGUIO Y ACARREO DE MINERAL MEDIANTE EL USO DE INDICADORES CLAVES DE DESEMPEÑO U.M. CHUCO II DE LA E.M. UPKAR MINING S.A.C.”. Huancayo : s.n., 2014.
- Jose, Valdivieso Cosser Maximo. 2018. Cálculo de camiones para el transporte de mineral y desmonte en Sociedad Minera Cerro Verde S.A.A. Huancayo - Peru : s.n., 2018.
- López Jimeno, Carlos y Bustillo Revuelta, Manuel. 1997. "Manual de Evaluación y Diseño de Explotaciones Mineras". Madrid : s.n., 1997.
- Lopez Nuñez, J. (2018). Critical Path Method (CPM). Obtenido de juliopezblog.wordpress: <https://juliopezblog.wordpress.com/>
- Mamani, Juan Carlos Feliciano. 2018. DIMENSIONAMIENTO DE FLOTA DE CAMIONES PARA EL AUMENTO DE PRODUCCIÓN A 1 090 000 BCM EN LA MINA COLQUIJIRCA – TAJO NORTE PARA EL AÑO 2016. TACNA – PERÚ : s.n., 2018.
- Manzaneda Castillo, Jorge Eduardo. 2015. “Optimización de la flota de carguío y acarreo para el incremento de producción de material de desbroce de 400K A 1000K BCM - U.E.A. El Brocal - Consorcio Pasco Stracon GyM”. Trujillo : s.n., 2015.
- Martinez, E. (2019). Mejoramiento de producción del carguío y transporte mediante la teoría de colas en Compañía Minera Los Andes Perú Gold SAC (Tesis para optar el Título de Ingeniero de Minas). Universidad Nacional del Centro del Perú – Facultad de Ingeniería de Minas – Huancayo – Perú.
- MINEM. Guía Ambiental Para el Manejo de Relaves Mineros. Guía Ambiental Para el Manejo de Relaves Mineros.
- Morales C., Wilver. 2012. Guía en Geología Aplicada. Cajamarca : s.n., 2012.
- Peter, N. C. 2001. Topics in Open Pit Mining Engineering. Santiago : s.n., 2001.



- Plá Ortiz de Urbina, Fernando y Herrera Herbert, Juan. 2002. Curso de Laboreo I. Madrid : s.n., 2002.
- Runger Limited. (2010). Guia de capacitacion Talpac. Brisbane: Box.
- S.A., Knight Piésold Consultores. 2009. Minera Chinalco Perú S.A. Proyecto Toromocho Estudio de Impacto Ambiental. Lima - Peru : s.n., 2009.
- Saldaña A. (2013). “Productividad en el ciclo de carguío y acarreo en el tajo Chaquicocha bajo clima severo – Minera Yanacocha” Tesis para optar el título de Ingeniero de Minas. Facultad de Ingeniería Geológica, minera y metalúrgica de la Universidad Nacional de Ingeniería.
- Vera, Demetrio Pierola. 2017. OPTIMIZACIÓN DEL PLAN DE MINADO DE CANTERA DE CALIZA LA UNIÓN DISTRITO DE BAÑOS DEL INCA – CAJAMARCA” 2015. PUNO – PERÚ : s.n., 2017.
- Vidal M. (2010). “Estudio del cálculo de flota de camiones para una operación minera a cielo abierto”
- Zabala, Luciano Oldecop y Francisco. 2008. FUNCIONAMIENTO HIDRÁULICO, ESTABILIDAD Y MECANISMOS DE ROTURA DE PRESAS DE RELAVES MINEROS . San Juan - Argentina : s.n., 2008.



ANEXOS

Tablas

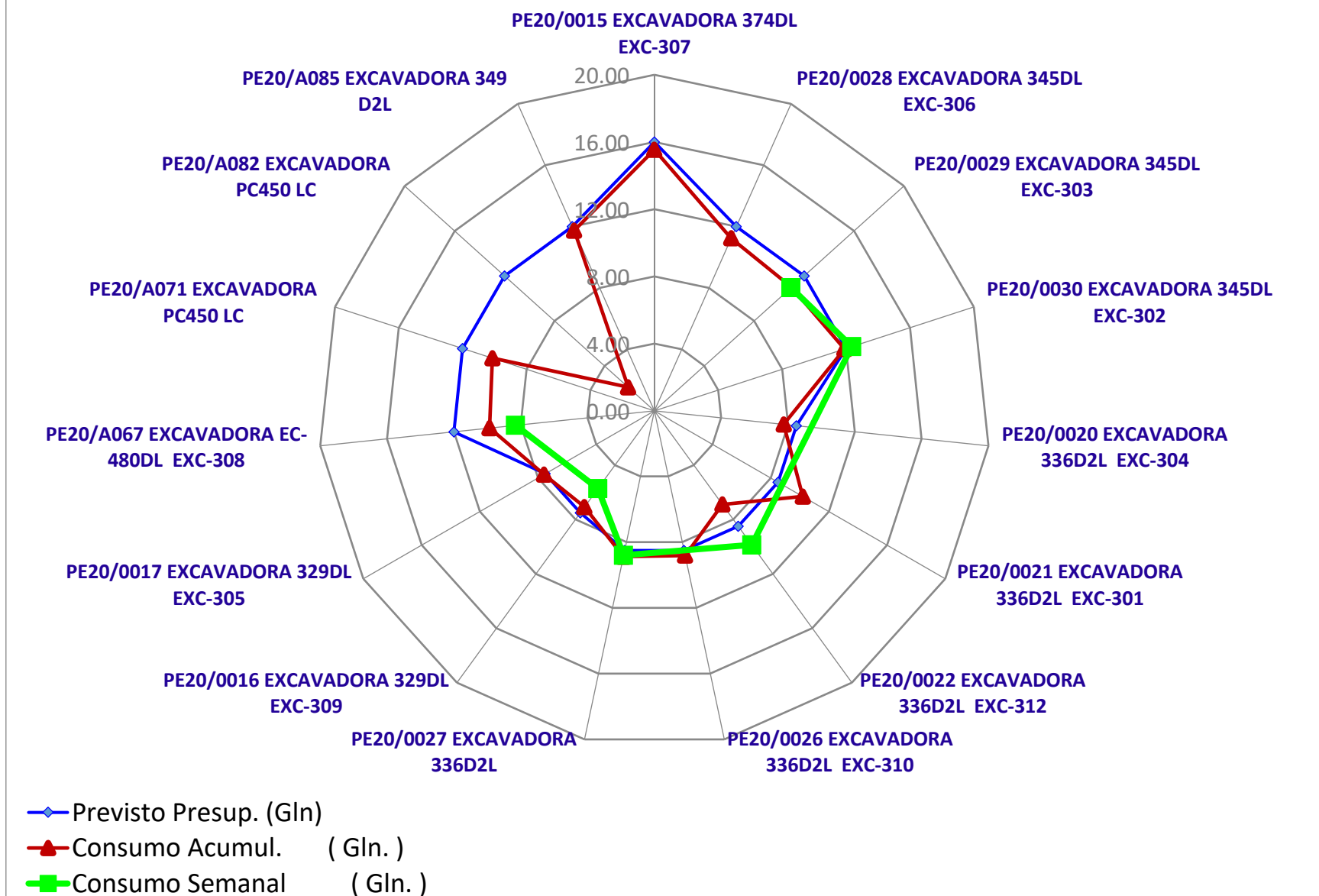
Código SAP	Código Mina	Descripción de Equipos	Modelo	Potencia	Año	17-ago	24-ago	31-ago	07-sep	14-sep	21-sep	28-sep	06-oct	13-oct	20-oct	Acumul Obra	Previsto gl/hm
PE20/0015	EXC-307	EXCAVADORA DE ORUGAS	374DL	483 hp.	2011	14.54	15.44	16.48	15.22	15.04	14.93	-	-	-	-	15.54	16.00
PE20/0028	EXC-306	EXCAVADORA DE ORUGAS	345DL	345 hp.	2008	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	11.25	12.00
PE20/0029	EXC-303	EXCAVADORA DE ORUGAS	345DL	345 hp.	2008	10.72	10.97	11.08	10.91	10.44	10.03	11.49	10.83	10.22	10.95	10.99	12.00
PE20/0030	EXC-302	EXCAVADORA DE ORUGAS	345DL	345 hp.	2008	12.74	12.02	-	12.39	12.16	12.84	12.69	11.52	12.00	12.36	11.90	12.00
PE20/0020	EXC-304	EXCAVADORA DE ORUGAS	336D2L	280 hp.	0000	6.48	7.20	7.62	6.85	6.87	9.48	8.15	8.45	8.43	-	7.75	8.50
PE20/0021	EXC-301	EXCAVADORA DE ORUGAS	336D2L	280 hp.	2014	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	10.20	8.50
PE20/0022	EXC-312	EXCAVADORA DE ORUGAS	336D2L	280 hp.	2014	-	9.00	9.15	8.50	9.35	8.81	8.96	8.59	9.56	9.87	6.89	8.50
PE20/0026	EXC-310	EXCAVADORA DE ORUGAS	336D2L	280 hp.	2014	8.44	8.63	9.16	8.68	8.03	9.21	8.48	8.65	8.29	-	8.81	8.50
PE20/0027		EXCAVADORA DE ORUGAS	336D2L	280 hp.	2014	8.12	8.57	7.31	-	-	-	-	-	-	8.79	8.87	8.50
PE20/0016	EXC-309	EXCAVADORA DE ORUGAS	329DL	204 hp.	2013	7.11	6.51	7.30	6.42	6.35	7.08	7.00	6.85	7.01	5.72	7.08	7.50
PE20/0017	EXC-305	EXCAVADORA DE ORUGAS	329DL	204 hp.	2013	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	7.59	7.50
PE20/A067	EXC-308	EXCAVADORA DE ORUGAS	EC-480DL	348 hp.	2015	9.57	8.87	10.08	9.12	9.17	9.15	9.16	8.41	9.64	8.30	9.87	12.00
PE20/A071		EXCAVADORA DE ORUGAS	PC450 LC	330 hp.	2013	10.55	10.16	10.10	9.72	9.55	10.27	10.07	10.29	-	-	10.14	12.00



PE20/A082	EXCAVADORA DE ORUGAS	PC450 LC	330 hp.	2013	10.34	10.15	13.19	-	-	-	-	0.02	-	-	2.10	12.00
PE20/A085	EXCAVADORA DE ORUGAS	349 D2L	348 hp.	2016	-	12.42	12.14	12.12	10.41	11.73	11.70	12.50	-	-	11.74	12.00



Grafico de Ratio de Consumo de Combustible Excavadoras sobre Oruga 374 , 345 , 336 Y 329



Código SAP	Código Mina	Descripción de Equipos	Modelo	Potencia	Año	17-ag-o	24-ag-o	31-ag-o	07-sep	14-sep	21-sep	28-sep	06-oct	13-oct	20-oct	Acumul Obra	Previs to gl/hm
PE90/0020	VOL-127	CAMION VOLQUETE	VOLVO	17 m3	2011	2.61	2.68	2.42	2.70	-	1.31	5.77	2.67	3.41	2.92	2.65	3.60
PE90/0022	VOL-102	CAMION VOLQUETE	VOLVO	15 m3	xxxx	2.71	2.66	2.67	2.59	2.56	2.62	3.09	2.85	2.87	2.95	2.91	3.50
PE90/0034	VOL-119	CAMION VOLQUETE	VOLVO	15 m3	2011	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	2.95	3.50
PE90/0037	VOL-118	CAMION VOLQUETE	VOLVO	15 m3	2011	2.85	2.56	2.71	2.52	2.48	3.61	2.84	2.49	2.86	3.25	2.84	3.50
PE90/0039	VOL-104	CAMION VOLQUETE	VOLVO	15 m3	2011	3.18	2.42	2.71	2.69	2.70	4.50	2.51	2.91	3.09	2.78	2.87	3.50
PE90/0047	VOL-105	CAMION VOLQUETE	VOLVO	15 m3	2011	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	2.99	3.50
PE90/0053	VOL-137	CAMION VOLQUETE	VOLVO	17 m3	2011	2.82	2.59	3.48	2.72	2.22	4.94	2.89	2.82	2.44	2.78	2.85	3.60
PE90/0082	VOL-125	CAMION VOLQUETE	VOLVO	17 m3	2014	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	2.87	3.60
PE90/0028	VOL-126	CAMION VOLQUETE	VOLVO	17 m3	0000	3.67	3.42	1.66	2.65	4.34	1.97	3.20	3.52	2.99	2.61	2.87	3.60
PE91/0001	VOL-176	CAMION VOLQUETE	VOLVO	22 m3	2010	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	3.02	3.80



PE91/0006	VOL-145	CAMION VOLQUETE	VOLVO	22 m3	2010	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	3.01	3.80
PE91/0012	VOL-128	CAMION VOLQUETE	VOLVO	22 m3	2010	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	3.09	3.80
PE91/0015	VOL-130	CAMION VOLQUETE	VOLVO	22 m3	2010	3.29	3.01	2.87	-	-	-	-	-	-	-	3.07	3.80
PE91/0019	VOL-142	CAMION VOLQUETE	VOLVO	22 m3	2010	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	3.28	3.80
PE91/0021	VOL-143	CAMION VOLQUETE	VOLVO	22 m3	2010	3.01	2.91	2.78	2.77	3.00	2.92	3.04	3.40	4.59	4.13	3.01	3.80
PE91/0023	VOL-135	CAMION VOLQUETE	VOLVO	22 m3	2010	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	3.10	3.80
PE91/0026	VOL-103	CAMION VOLQUETE	VOLVO	22 m3	2017	3.45	3.15	3.01	2.95	3.14	3.22	3.62	-	-	-	3.08	3.80
PE91/0027	VOL-132	CAMION VOLQUETE	VOLVO	22 m3	2017	2.96	3.05	3.07	2.94	3.01	3.14	3.67	-	-	-	3.02	3.80
PE91/0028	VOL-147	CAMION VOLQUETE	VOLVO	22 m3	2017	3.34	3.12	2.98	2.89	2.96	2.88	3.41	-	-	-	3.02	3.80
PE91/0029	VOL-148	CAMION VOLQUETE	VOLVO	22 m3	2017	3.10	2.95	2.73	2.85	3.00	2.97	3.13	-	-	-	2.98	3.80
PE91/0030	VOL-136	CAMION VOLQUETE	VOLVO	22 m3	2017	3.23	3.12	3.38	3.21	3.29	3.04	3.16	-	-	-	3.08	3.80



PE91/003 1	VOL- 149	CAMION VOLQUE TE	VOLVO	22 m3	201 7	3.0 7	2.9 3	2.9 2	2.7 7	3.0 3	3.3 2	2.0 8	-	-	-	3.02	3.80
PE91/003 3	VOL- 140	CAMION VOLQUE TE	VOLVO	22 m3	201 7	3.0 2	3.0 1	2.8 7	2.8 4	2.9 3	2.7 4	3.0 0	-	-	-	3.00	3.80
PE91/003 4	VOL- 137	CAMION VOLQUE TE	VOLVO	22 m3	201 7	3.2 9	2.8 8	3.1 7	2.9 2	2.8 5	2.8 2	2.8 7	-	-	-	2.99	3.80
PE91/003 5	VOL- 152	CAMION VOLQUE TE	VOLVO	22 m3	201 7	3.2 7	2.9 9	3.2 4	2.9 7	3.0 4	3.1 6	3.5 1	-	-	-	3.06	3.80
PE91/003 6	VOL- 129	CAMION VOLQUE TE	VOLVO	22 m3	201 7	3.2 2	3.0 9	3.2 7	3.1 1	3.0 9	3.2 3	3.4 6	-	-	-	2.95	3.80
PE91/003 7	VOL- 139	CAMION VOLQUE TE	VOLVO	22 m3	201 7	3.0 4	2.9 0	2.6 9	2.7 6	3.0 0	2.9 8	3.2 4	-	-	-	2.87	3.80
PE91/003 2	VOL- 108	CAMION VOLQUE TE	VOLVO	22 m3	201 7	3.1 4	3.0 0	3.1 0	3.0 3	3.0 8	2.9 0	3.1 0	-	-	-	3.10	3.80
PE91/002 4	VOL- 133	CAMION VOLQUE TE	VOLVO	22 m3	000 0	2.9 5	2.9 7	2.8 7	-	-	-	-	-	-	-	3.08	3.80
PE91/A0 23	VOL- 112	CAMION VOLQUE TE	VOLVO	22 m3	201 6	3.0 7	3.3 0	3.0 9	3.0 4	2.9 3	3.1 3	3.3 5	3.7 1	3.7 9	3.7 3	3.14	3.80
PE91/A0 24	VOL- 114	CAMION VOLQUE TE	VOLVO	22 m3	201 4	3.1 1	3.0 5	3.2 9	2.8 6	2.9 5	2.8 1	3.4 0	3.3 7	-	-	3.05	3.80
PE91/A0 26	VOL- 110	CAMION VOLQUE TE	VOLVO	22 m3	201 6	3.1 3	2.7 8	2.9 3	2.8 6	2.8 1	2.7 8	3.0 8	3.2 3	3.5 1	2.7 2	3.04	3.80



PE91/A0 27	VOL- 115	CAMION VOLQUE TE	VOLVO	22 m3	201 4	2.9 9	3.1 7	3.1 1	2.8 2	2.9 1	2.9 0	3.1 0	3.4 7	3.3 2	3.6 5	3.04	3.80
PE91/A0 31	VOL- 120	CAMION VOLQUE TE	VOLVO	22 m3	201 4	2.9 7	2.9 0	2.8 6	2.9 4	2.9 5	2.7 3	3.2 3	3.4 6	3.5 4	3.6 0	3.00	3.80
PE91/A0 32	VOL- 116	CAMION VOLQUE TE	VOLVO	22 m3	201 4	3.0 6	3.1 0	3.2 0	2.9 0	2.9 1	2.9 4	3.2 0	3.8 9	4.0 2	3.7 4	3.08	3.80
PE91/A0 33	VOL- 111	CAMION VOLQUE TE	VOLVO	22 m3	201 6	3.0 3	3.0 8	3.1 5	2.9 9	3.1 7	2.8 8	3.2 1	3.6 3	4.4 0	4.0 5	3.05	3.80
PE91/A0 34	VOL- 122	CAMION VOLQUE TE	VOLVO	22 m3	201 6	3.3 1	3.2 3	3.4 8	3.2 3	3.1 0	3.0 8	3.4 6	4.1 7	3.9 5	3.9 3	3.13	3.80
PE91/A0 35	VOL- 117	CAMION VOLQUE TE	VOLVO	22 m3	201 6	3.0 8	2.9 0	2.8 7	2.9 6	2.8 9	2.9 0	3.2 7	3.7 2	4.3 5	4.3 9	3.10	3.80
PE91/A0 36	VOL- 155	CAMION VOLQUE TE	VOLVO	22 m3	201 6	3.0 1	3.0 1	3.3 1	3.0 5	3.1 0	2.9 2	3.5 3	3.9 9	4.1 6	3.7 5	3.12	3.80
PE91/A0 37	VOL- 161	CAMION VOLQUE TE	VOLVO	22 m3	201 6	3.1 4	3.1 0	3.1 0	2.9 9	2.9 0	3.0 1	3.3 8	3.8 6	4.5 0	4.4 0	3.09	3.80
PE91/A0 38	VOL- 163	CAMION VOLQUE TE	VOLVO	22 m3	201 6	3.2 8	3.0 8	3.0 2	3.0 3	3.0 5	2.9 6	3.2 6	3.7 2	4.0 5	4.3 2	3.12	3.80
PE91/A0 39	VOL- 157	CAMION VOLQUE TE	VOLVO	22 m3	201 6	3.2 7	3.1 8	3.2 7	3.0 6	3.1 0	3.1 5	3.4 7	3.9 8	4.0 7	4.0 6	3.16	3.80
PE91/A0 40	VOL- 159	CAMION VOLQUE TE	VOLVO	22 m3	201 6	3.1 3	3.2 0	3.3 6	3.1 6	3.1 7	3.2 2	4.1 3	3.3 7	4.3 9	4.0 6	3.19	3.80



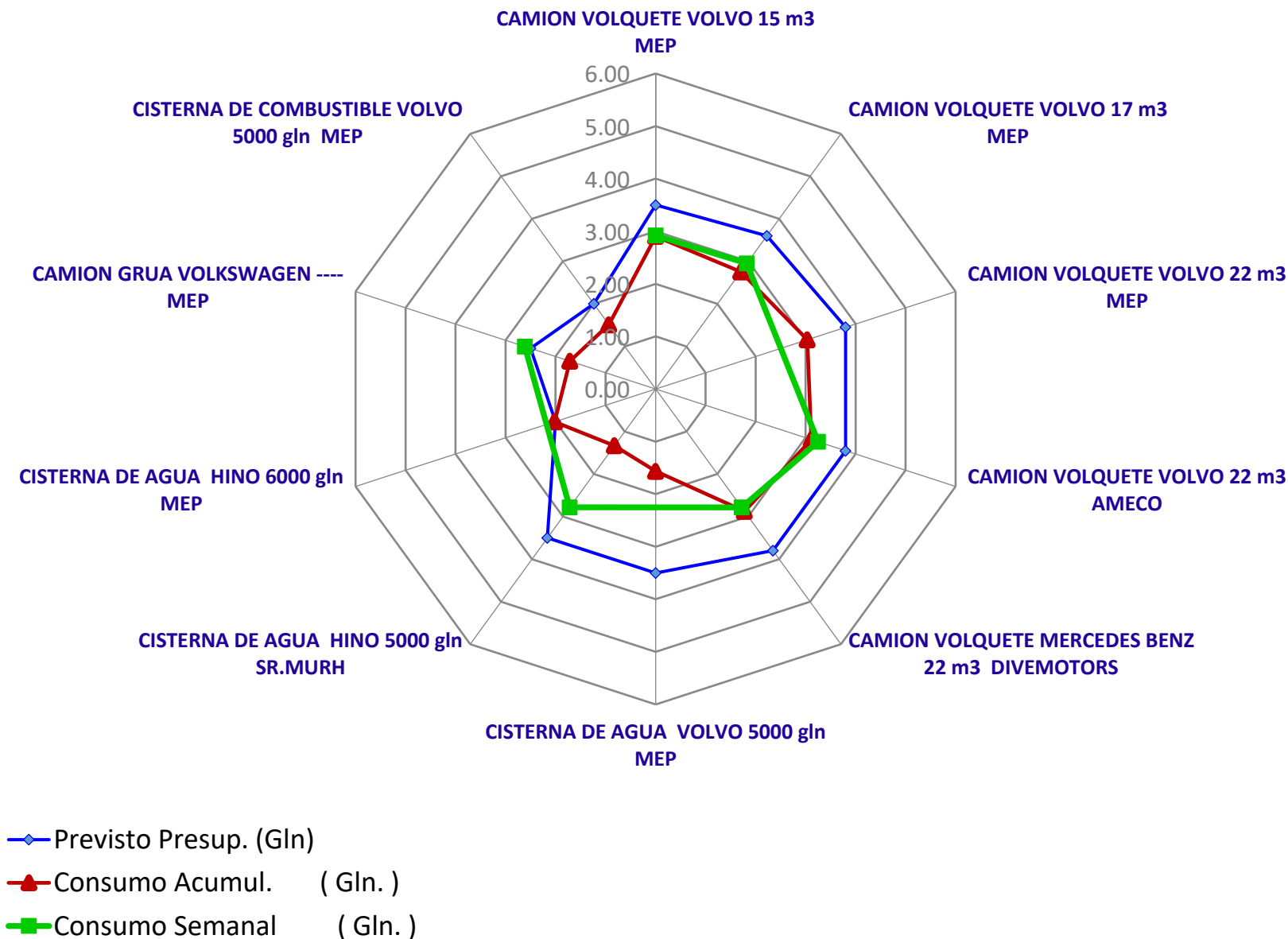
PE91/A0 41	VOL- 164	CAMION VOLQUE TE	VOLVO	22 m3	201 6	3.0 9	2.9 8	3.0 2	3.0 5	3.0 7	2.9 5	3.4 1	4.0 1	4.2 5	4.1 6	3.15	3.80
PE91/A0 42	VOL- 158	CAMION VOLQUE TE	VOLVO	22 m3	201 6	3.3 3	3.0 4	3.1 3	2.9 8	3.1 5	3.0 7	3.2 7	3.5 2	4.3 4	3.5 6	3.11	3.80
PE91/A0 43	VOL- 160	CAMION VOLQUE TE	VOLVO	22 m3	201 6	3.1 5	3.1 1	3.0 4	2.6 5	3.4 1	3.0 1	3.4 3	3.4 6	4.4 3	3.7 8	3.17	3.80
PE91/A0 44	VOL- 162	CAMION VOLQUE TE	VOLVO	22 m3	201 6	3.1 4	3.1 8	3.1 4	3.2 1	3.2 4	3.0 6	3.5 6	3.9 3	3.9 8	3.9 4	3.11	3.80
PE91/A0 45	VOL- 153	CAMION VOLQUE TE	VOLVO	22 m3	201 6	3.0 4	3.1 4	3.0 4	2.9 8	3.0 4	2.9 0	3.2 9	3.9 0	4.5 1	3.7 6	3.13	3.80
PE91/A0 46	VOL- 156	CAMION VOLQUE TE	VOLVO	22 m3	201 6	3.2 2	3.1 4	3.0 0	2.9 9	3.0 8	2.9 2	3.3 8	4.0 6	4.2 1	3.9 2	3.22	3.80
PE91/A0 47	VOL- 154	CAMION VOLQUE TE	VOLVO	22 m3	201 6	3.1 9	2.5 7	3.0 8	2.9 8	2.9 2	3.2 6	3.8 2	4.0 7	4.1 4	4.2 7	3.14	3.80
PE91/A0 48	VOL- 174	CAMION VOLQUE TE	MERCEDES BENZ	22 m3	201 7	2.8 6	2.6 5	2.6 8	2.7 9	2.8 1	2.7 5	2.9 7	-	-	-	2.84	3.80
PE91/A0 49	VOL- 168	CAMION VOLQUE TE	MERCEDES BENZ	22 m3	201 7	2.7 6	2.6 5	3.0 2	2.7 1	2.8 8	2.6 5	2.7 0	-	-	-	2.80	3.80
PE91/A0 50	VOL- 167	CAMION VOLQUE TE	MERCEDES BENZ	22 m3	201 7	2.8 8	2.9 0	3.0 1	2.7 1	2.9 2	2.7 2	1.9 4	-	-	-	2.84	3.80
PE91/A0 51	VOL- 172	CAMION VOLQUE TE	MERCEDES BENZ	22 m3	201 7	2.8 5	3.0 0	2.7 2	2.8 0	2.9 2	2.7 8	2.7 5	-	-	-	2.88	3.80



PE91/A0 52	VOL- 171	CAMION VOLQUE TE	MERCED ES BENZ	22 m3	201 7	2.8 0	2.8 5	2.8 4	2.7 3	2.8 7	2.8 6	2.8 6	3.2 6	-	-	2.79	3.80
PE91/A0 53	VOL- 169	CAMION VOLQUE TE	MERCED ES BENZ	22 m3	201 7	2.7 8	2.8 0	2.6 0	2.7 5	2.8 9	2.6 9	2.9 5	-	-	-	2.84	3.80
PE91/A0 54	VOL- 170	CAMION VOLQUE TE	MERCED ES BENZ	22 m3	201 7	2.9 1	3.0 3	2.8 4	2.8 1	2.9 4	2.7 6	3.0 9	3.5 2	-	-	3.01	3.80
PE91/A0 55	VOL- 175	CAMION VOLQUE TE	MERCED ES BENZ	22 m3	201 7	3.2 1	3.0 9	2.8 7	2.7 6	2.9 4	2.7 6	3.0 0	-	-	-	2.95	3.80
PE91/A0 56	VOL- 166	CAMION VOLQUE TE	MERCED ES BENZ	22 m3	201 7	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	2.92	3.80
PE91/A0 57	VOL- 173	CAMION VOLQUE TE	MERCED ES BENZ	22 m3	201 7	2.8 7	3.5 5	2.9 7	2.8 6	3.0 2	2.7 8	2.9 3	-	-	-	2.90	3.80



Grafico de Ratio de Consumo de Combustible de Cisterna de Agua, Volquetes, Camion Grua, etc



Panel Fotográfico



Figura N° 38: *Plataforma de Carguío*

Fuente: Elaboración propia



Figura N° 39: *Zona de Voladura - Cantera*

Fuente: Elaboración propia



Figura N° 40: *Zona de tránsito de Camiones para transporte de material tipo 3*

Fuente: Elaboración propia



Figura N° 41: *Frentes de Trabajo de las Excavadoras*

Fuente: Elaboración propia



Figura N° 42: *Zona de Parqueo de los Camiones*

Fuente: Elaboración propia



Figura N° 43: *Conformación de la cresta*

Fuente: Elaboración propia

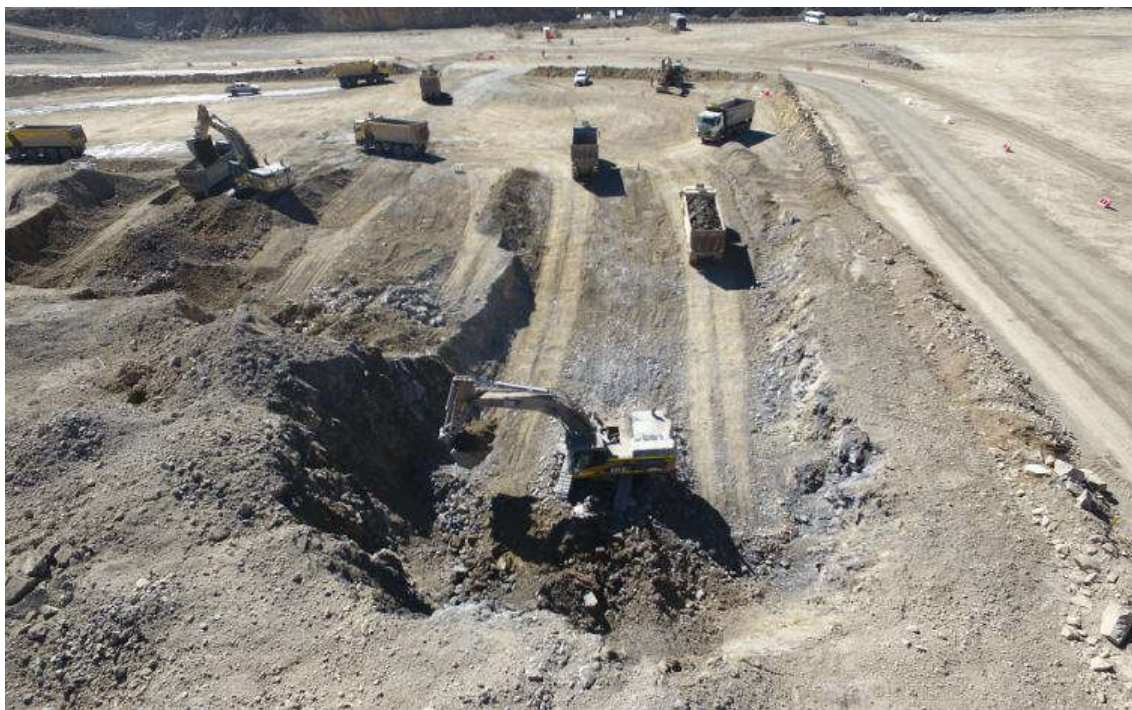


Figura N° 44: *Carguío de camiones por ambos lados*

Fuente: Elaboración propia



Figura N° 45: *Zona de Parqueo de las Excavadoras*

Fuente: Elaboración propia

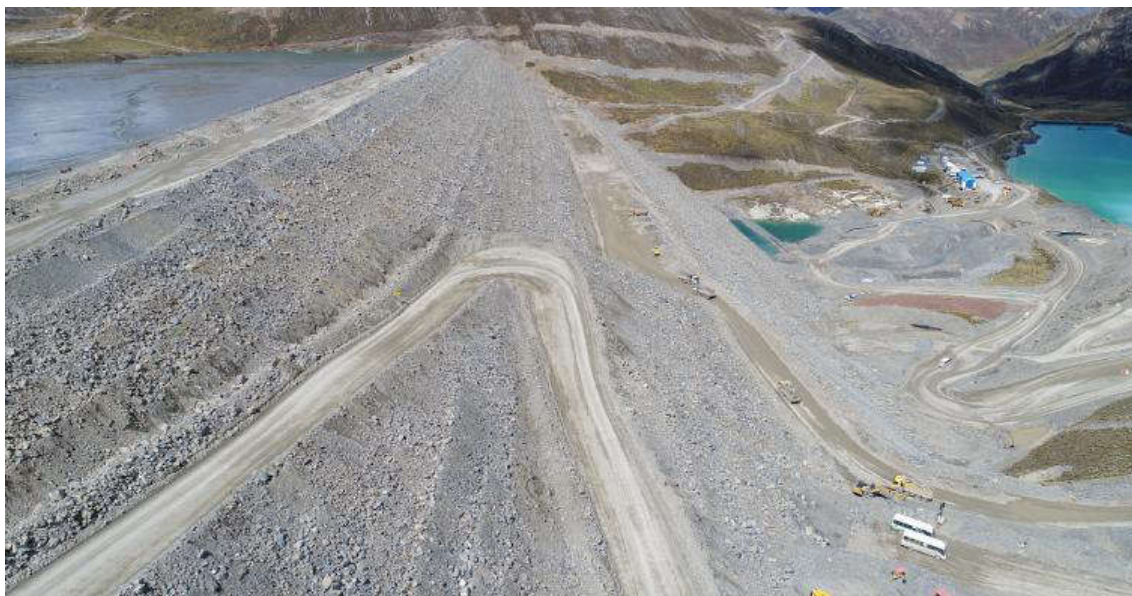


Figura N° 46: *Acceso temporal a la cresta de la presa de relaves*

Fuente: Elaboración propia



Figura N° 47: *Vista en perfil de la tercera etapa de la presa de relaves*

Fuente: Elaboración propia



Figura N° 48: Flota de Camiones destinados al acarreo de material tipo 3 - presa de relaves

Fuente: Elaboración propia



Figura N° 49: Accesos Temporales de la tercera etapa del recremento de la presa de Relaves

Fuente: Elaboración propia



Figura N° 50: *Agua filtrada de la presa de relaves*

Fuente: Elaboración propia