

PONTIFICIA UNIVERSIDAD CATÓLICA DEL PERÚ

FACULTAD DE CIENCIAS E INGENIERÍA



PUCP

**PROYECTOS DE MEJORA Y REDUCCIÓN DE COSTOS EN
UNA MINA SUPERFICIAL DE COBRE**

Tesis para optar al Título de INGENIERO DE MINAS, que presenta el
bachiller

RAÚL ALFONSO LEÓN CHÁVEZ

ASESOR: ING. MANUEL VILLANUEVA BULLÓN

Lima, noviembre del 2018

***En memoria del Ingeniero
Frank Axel Cohen Ruiz
Maestro, modelo a seguir y gran amigo.***



Agradecimientos

A Dios por cuidarme, tenerme paciencia, presentarme las oportunidades en el momento correcto y ser mi guía a lo largo de mi vida.

A mis padres Raúl León y Gloria Chávez por su apoyo y amor incondicional.

A mi tía Yolanda y mis abuelos Esteban y María por su gran apoyo en mi etapa universitaria.

A mis hermanos Wilson y Ronald.

A todos los ingenieros que han colaborado desinteresadamente en mi formación como profesional.



RESUMEN

La presente tesis tiene como objetivo elaborar un prospecto que genere un ahorro de costos en el área de Operaciones Mina (específicamente en el área de Carguío) de una mina superficial de cobre mediante la aplicación de proyectos en el área mencionada.

Para poder encontrar oportunidades de mejora, es importante primero entender el entorno de trabajo. Por ello, se realizará una descripción al área de Carguío y las sub-áreas que la componen, las cuales son las siguientes:

- Carguío (Palas)
- Desagüe de Tajo (Pit Dewatering)

Luego, procederemos a analizar los factores involucrados en estas sub-áreas con el objetivo de encontrar oportunidades de mejora y así presentar proyectos de mejora y ahorro de costos.

Finalmente, se presentará los beneficios económicos y operativos obtenidos con la implementación de estos proyectos.

Es pertinente mencionar que la importancia de esta tesis recae en su aplicación para situaciones en las que los precios de los *commodities* se encuentran bajos. Situaciones así obligan a las empresas mineras a buscar reducir sus costos continuamente. Por ello, una manera de reducir los costos de una forma efectiva es mediante la aplicación de estos proyectos, los cuales contribuirán a darle una mayor solidez económica a la empresa frente a situaciones complicadas.

TEMA DE TESIS

PARA OPTAR : Título de Ingeniero de Minas
ALUMNO : Raúl Alfonso León Chávez
CÓDIGO : 20100977
PROPUESTO POR : Dr. Ing. Adolfo Pillihuaman Zambrano
ASESOR : Ing. Manuel Villanueva Bullón
TEMA : Proyectos de mejora y reducción de costos en una mina superficial de cobre
No. TEMA : #153
FECHA :

OBJETIVOS :

Objetivo principal

Utilizando un caso de un yacimiento de pórfido de cobre. Proponer e implementar proyectos que generen una mejora operativa enfocado principalmente en lo concerniente a reducción de costos.

Objetivos secundarios

- Dentro de la división desagüe de tajo (Pit Dewatering), optimizar el ciclo de cisternas de regadío mediante la reubicación de las garzas de abastecimiento de agua de los mismos, generando así un ahorro de costos.
- Dentro de la división carguío, extender la vida de los cables de izar de los equipos de carguío mediante la reducción de eventos de mala operación de los operadores de pala, a través de la elaboración de un ranking (scorecard) y así generar un ahorro de costos en material de cables de izar.

DESCRIPCIÓN DEL PROYECTO:

El presente trabajo de tesis busca generar un ahorro de costos a través de dos proyectos en el área de operaciones mina (carguío) de una mina de cobre a tajo abierto en el sur del país. El primer proyecto involucra la reducción de los ciclos de

Universitaria N° 1801, San Miguel
T: (511) 626 2000 anexos 5000, 5001
F: (511) 626 2852



cistemas de agua a través de la reubicación de garzas de agua en puntos estratégicos y el segundo involucra el aumento de la vida útil de los cables de izar de las palas a través de la mejora del rendimiento de los operadores de este equipo minero.

PLAN DE TRABAJO:

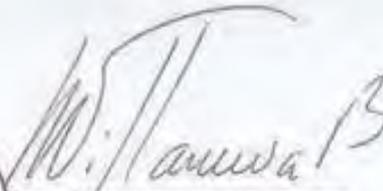
El proyecto de tesis sigue la siguiente secuencia de trabajo:

- Se realiza una descripción del área operaciones mina.
- Se explica el área de carguío y las sub-áreas que la componen (desagüe de tajo – pit dewatering y carguío netamente) así como también las funciones que tienen en la mina con el objetivo de encontrar oportunidades de ahorro de costos.
- Se propone y describe el primer proyecto de ahorro de costos relacionado al sub-área de desagüe de tajo (Pit dewatering) con la reducción del ciclo de los sistemas de agua y la viabilidad de utilizar un cisterna menos.
- Se propone y describe el segundo proyecto de ahorro de costos relacionado al sub-área de carguío netamente con el aumento de la vida de los cables de izar de las palas mediante la reducción de eventos de mala operación de los operadores de estos equipos de carguío.
- Se realizan las recomendaciones respectivas para cada proyecto de ahorro de costos.
- Finalmente se exponen las conclusiones de acuerdo a los resultados obtenidos (costo ahorrado) con estos dos proyectos.

Máximo 100 páginas.



Dr. Ing. Adolfo Pillihuaman Zambrano
Coordinador
Especialidad de Ingeniería de Minas



Ing. Manuel Villanueva Bullón
Asesor



INDICE

CAPÍTULO 1 INTRODUCCIÓN.....	1
1.1- Introducción	1
1.2- Objetivos	4
1.2.1 Objetivo General	4
1.2.2 Objetivos Específicos.....	4
CAPÍTULO 2 DESCRIPCIÓN GENERAL DE LA MINA	5
2.1- Ubicación Geográfica	5
2.2- Geología Regional	6
2.3- Mineralización	7
2.4- Reservas de Mineral	8
CAPÍTULO 3 OPERACIONES MINA	10
3.1- Estructura de Operaciones Mina	10
3.2- Descripción de las Operaciones Mina	11
3.3- Operaciones unitarias	12
3.4- Zonas operativas en la mina en la actualidad.....	13
3.5- Flota de equipos en la unidad minera.....	18
CAPÍTULO 4 ÁREA DE CARGUÍO.....	20
4.1- Definición y Divisiones del área.....	20
4.2- Sub - área Carguío.....	21
4.2.1 Equipos de Carguío	22
4.2.2 Palas Eléctricas - Dimensiones, principales partes y aspectos operativos	23
4.2.3 Palas Hidráulicas – Dimensiones y principales partes	27
4.2.4 Cargadores Frontales – Dimensiones y principales partes.....	28
4.2.5 Marco Teórico – Carguío	29
4.2.6 Descripción de las principales funciones del sub - área	32
4.3- Sub - área Pit Dewatering	33
4.3.1 Breve reseña histórica	33
4.3.2 Sistema de Bombeo.....	34
CAPÍTULO 5 PROYECTOS DE MEJORA Y REDUCCIÓN DE COSTOS.....	39
5.1- Optimización del uso de cisternas reubicando garzas de agua	39
5.1.1 Objetivos.....	39
5.1.2 Antecedentes.....	39
5.1.3 Propuesta	41
5.1.4 Ubicación actual de garzas	42
5.1.5 Determinando las nuevas ubicaciones de garzas más convenientes para la operación	43
5.1.6 Distancias	56
5.1.7 Evaluación Económica.....	58
5.1.8 Factibilidad de reducción de la flota de cisternas	60
5.1.9 Reducción del consumo de agua	62
5.1.10 Cuadro Resumen del proyecto.....	64
5.1.11 Análisis Económico.....	66
5.2- Aumento de la vida de los cables de izar mediante la mejora del ranking de los operadores de Pala	67
5.2.1 Objetivos.....	67
5.2.2 Antecedentes.....	67

5.2.3 Información de eventos (RAMP MEM).....	70
5.2.4 Eventos de mala operación.....	71
5.2.5 Reporte de eventos (Business Object).....	72
5.2.6 Desventajas actuales.....	73
5.2.7 Propuesta.....	75
5.2.8 Business Object.....	76
5.2.9 Nuevo ranking (Scorecard) elaborado en Business Object.....	77
5.2.10 Plan de acción con los operadores.....	80
5.2.11 Cantidad de eventos de mala operación (2015-2016).....	81
5.2.12 Duración de los cables de izar de las Palas (2015-2016).....	84
5.2.13 Cálculo de ahorro de costos en los cables de izar.....	88
5.2.14 Cuadro Resumen del proyecto.....	91
5.2.15 Análisis Económico.....	91
5.3- Resumen Económico de ambos proyectos.....	93
RECOMENDACIONES.....	94
CONCLUSIONES.....	95
BIBLIOGRAFÍA.....	97



CAPÍTULO 1

INTRODUCCIÓN

1.1- INTRODUCCIÓN

EL COBRE EN EL PERÚ

Actualmente, el Perú se encuentra en segundo lugar como productor de cobre en el ranking mundial. Esto se debe a que la producción de este metal a nivel nacional ha ido incrementándose a lo largo de la última década. A continuación se muestra la producción de cobre en el Perú en ese periodo:

Tabla 1.1
Producción Nacional de Cobre Fino (2008-2017)

Año	Toneladas Métricas Finas (TMF)	% Incremento respecto año anterior
2008	1,267,956	-
2009	1,275,889	0.6%
2010	1,247,183	-2.2%
2011	1,235,110	-1.0%
2012	1,298,763	5.2%
2013	1,375,639	5.9%
2014	1,377,642	0.1%
2015	1,700,817	23.5%
2016	2,353,859	38.4%
2017	2,445,585	3.9%

(Fuente: Minem, febrero del 2018)

En la tabla 1.1, podemos observar que si comparamos la producción del año 2008 con la del año 2017, se aprecia que la del año 2017 es superior en 92.9 % que la del año 2008; es decir, es casi el doble. La razón por la cual se ha incrementado significativamente la producción de cobre se debe principalmente al inicio de operaciones de grandes proyectos mineros como Chinalco - Toromocho (comienzos del 2014), Hudbay - Constancia (comienzos del 2015), las bambas (fines del 2015) y la ampliación de Cerro Verde (fines del 2015).

Todos estos datos nos indican el buen momento por el cual está pasando el Perú en cuanto a la producción de este metal rojizo.

FUTURO DEL COBRE EN EL PERÚ

Para analizar el futuro de la extracción del cobre en el Perú, es necesario analizar las reservas probables y probadas que hay en el país. Por ello, a continuación se muestra una tabla con la información mencionada:

Tabla 1.2
Reservas de Cobre por Región (en miles de toneladas métricas)

Región	Probable	Probada	Total
Moquegua	9,485	12,294	21,779
Arequipa	9,965	5,438	15,403
Tacna	3,364	11,032	14,396
Junín	3,506	3,623	7,129
Ancash	4,281	2,654	6,935
Cusco	3,112	3,247	6,359
Apurímac	2,169	2,977	5,146
Pasco	1,631	716	2,347
Ica	249	183	432
Lima	217	112	329
Huancavelica	129	188	317
La Libertad	283	9	292
Cajamarca	34	227	261
Puno	41	22	63
Ayacucho	12	3	15
Huanuco	7	7	14
Piura	1	-	1
Total	38,486	42,732	81,218

(Fuente: Minem, febrero del 2018)

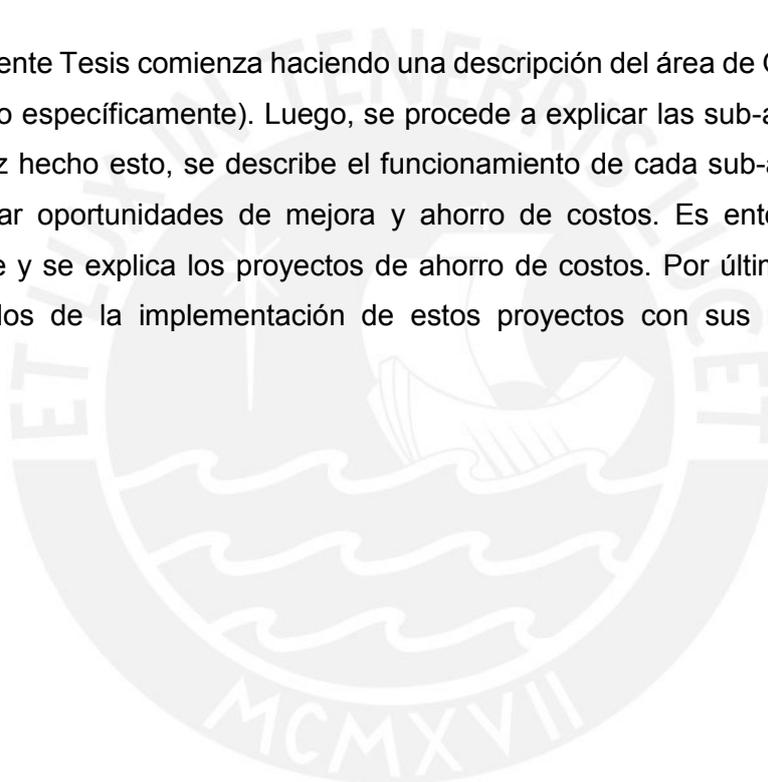
Se puede apreciar en la tabla 1.2 que en el Perú tiene 38 millones de reservas probables y 42 millones de reservas probadas, dando un total de 81 millones de reservas de cobre. Entonces, podemos concluir que en el Perú actualmente hay una gran cantidad de reservas de cobre para explotar, lo cual es un buen panorama para el futuro. En adición, se puede observar que la mayor cantidad de reservas de cobre se encuentran en la zona sur del país.

Además, esta cantidad de reservas se evidencian en los proyectos mineros próximos a desarrollarse como Quellaveco (Moquegua), Mina Justa (Ica), Tía María (Arequipa) entre otros.

Sin embargo, el desarrollo y la producción comercial de los proyectos mineros están sujetos al precio del cobre. Por ello, las empresas mineras deben buscar reducir sus costos continuamente para así evitar grandes impactos económicos en estas cuando el precio del cobre se encuentre bajo.

El presente trabajo presenta una mina de cobre a tajo abierto que se desarrollará en el sur del Perú, el cual moverá diariamente un promedio 668 000 TM de material con una ley promedio de 0.4% de Cu y con un tiempo de vida de 27 años (a partir del 2018). Es en este contexto en el cual se desarrolla la tesis.

La presente Tesis comienza haciendo una descripción del área de Operaciones Mina (Carguío específicamente). Luego, se procede a explicar las sub-áreas de Carguío. Una vez hecho esto, se describe el funcionamiento de cada sub-área con el fin de encontrar oportunidades de mejora y ahorro de costos. Es entonces cuando se propone y se explica los proyectos de ahorro de costos. Por último, se explica los resultados de la implementación de estos proyectos con sus recomendaciones finales.



1.2- OBJETIVOS

A continuación se detallan los objetivos que se desean obtener con el desarrollo del siguiente trabajo de Tesis:

1.2.1 OBJETIVO GENERAL

- Utilizando un caso de un yacimiento de pórfido de cobre. Proponer e implementar proyectos que generen una mejora operativa, pero sobre todo un ahorro de costos dentro del área de operaciones mina.

1.2.2 OBJETIVOS ESPECÍFICOS

- Dentro de la división Desagüe de Tajo (Pit Dewatering), optimizar el ciclo de cisternas de regadío mediante la reubicación en puntos estratégicos de las garzas de abastecimiento de agua de los mismos, generando así un ahorro de costos.
- Dentro de la división Desagüe de Tajo (Pit Dewatering), ver la viabilidad de generar un ahorro de costos mediante la reducción de la flota de cisternas.
- Dentro de la división Desagüe de Tajo (Pit Dewatering), generar un ahorro de costos mediante la reducción del consumo de agua.
- Dentro de la división Carguío, extender la vida de los cables de izar de los equipos de carguío mediante la mejora del rendimiento de los operadores de pala a través de la elaboración de un ranking (scorecard) y así generar un ahorro de costos en material de cables de izar.

CAPÍTULO 2

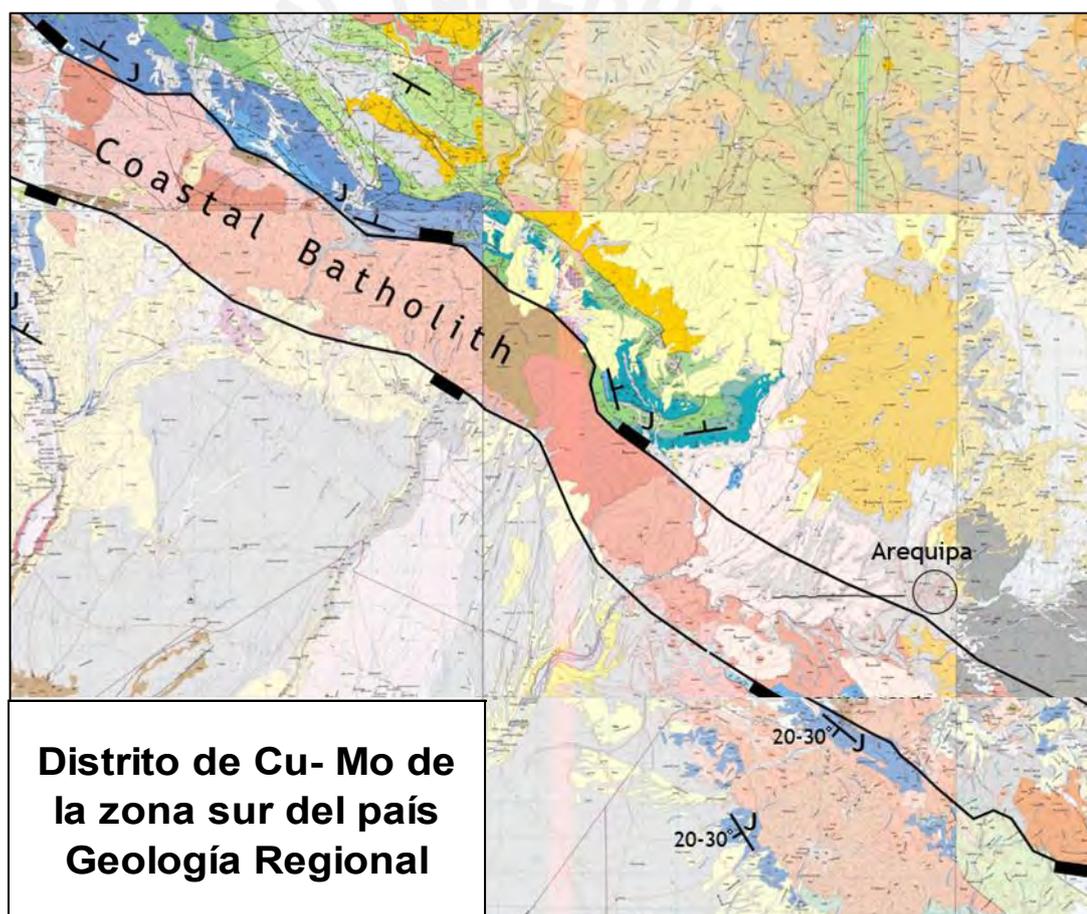
DESCRIPCIÓN GENERAL DE LA MINA

2.1- UBICACIÓN GEOGRÁFICA

La mina en estudio se ubica a 100 km de la ciudad de Arequipa en la franja SE del batolito de la costa donde se encuentran los pórfidos de cobre (Figura 2.1). Su altitud media corresponde a los 2,700 m.s.n.m.

Figura 2.1

Geología Regional de la zona – Batolito de la Costa



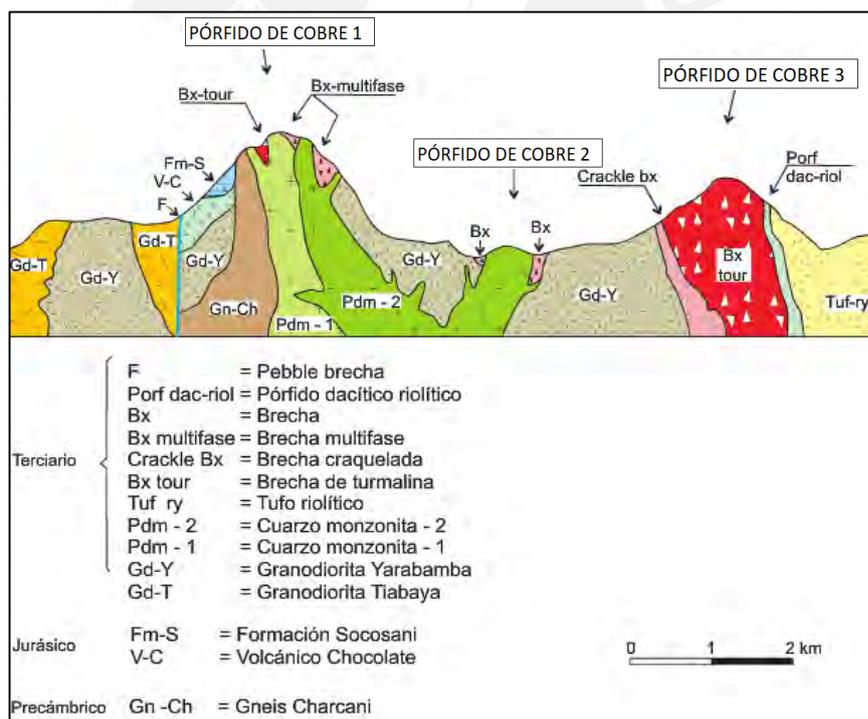
2.2- GEOLOGIA REGIONAL

Ocurre el gneis Charcani en el sector NO del Precámbrico. La granodiorita Yarabamba es la roca ígnea de mayor exposición del Terciario inferior, con una primera generación de emplazamiento de un pórfido monzonítico – tonalítico y una segunda generación de un pórfido de la misma composición, con textura de granos menores que el de la primera generación. La edad de estos intrusivos es de 56 Ma, corresponde al Terciario inferior. Asociados a estos pórfidos se tienen brechas de diferente composición por efecto de una expansión violenta de soluciones acuosas por disminución de presión y temperatura (Figura 2.2).

La granodiorita Yarabamba, como parte del Batolito de la Costa, intruye el gneis Charcani, generando fracturamiento de Rumbo N-S en el gneis. Posteriormente se emplazaron cuerpos hipabisales porfíricos causantes de la mineralización de Cu – Mo en el contacto del gneis con la granodiorita, zona de debilitamiento de rumbo NO.

Figura 2.2

Esquema Litológico de pórfidos en la zona sur del país (Mirando al NE)



Fuente: (Nuñez, F. Molleplaza, S. Salas, P. 2000)

El tectonismo posterior a la mineralización produjo fallas y fracturas de rumbo NO – SE y N 20°-30° E que desplazan a las anteriores en 25 metros.

[Transcripción páginas 137-139, Tumialán 2003]

2.3- MINERALIZACIÓN

La distribución vertical por zonas es la siguiente:

Zona lixiviada, con limonita, jarosita, goethita, hematita. Zona de óxidos y mixtos, con brocantita, neotosita, malaquita, tenorita, antlerita, crisocola, calcantita y cuprita.

Zona de enriquecimiento secundario con calcosina, covelina, digenita, bornita. Zona de sulfuros primarios con pirita, calcopirita, molibdenita, magnetita, galena, esfalerita, pirrotita, tetraedrita, cobre nativo, oro libre, anhidrita. La calcopirita es el principal mineral de mena como sulfuro primario. Además se tiene cuarzo y algunas brechas con turmalina. La mineralización de cobre se presenta, 40% en la granodiorita Yarabamba, 29% en el gneis Charcani, 21% en los pórfidos monzoníticos – tonalíticos y 10% en las brechas silíceas con cuarzo y turmalina.

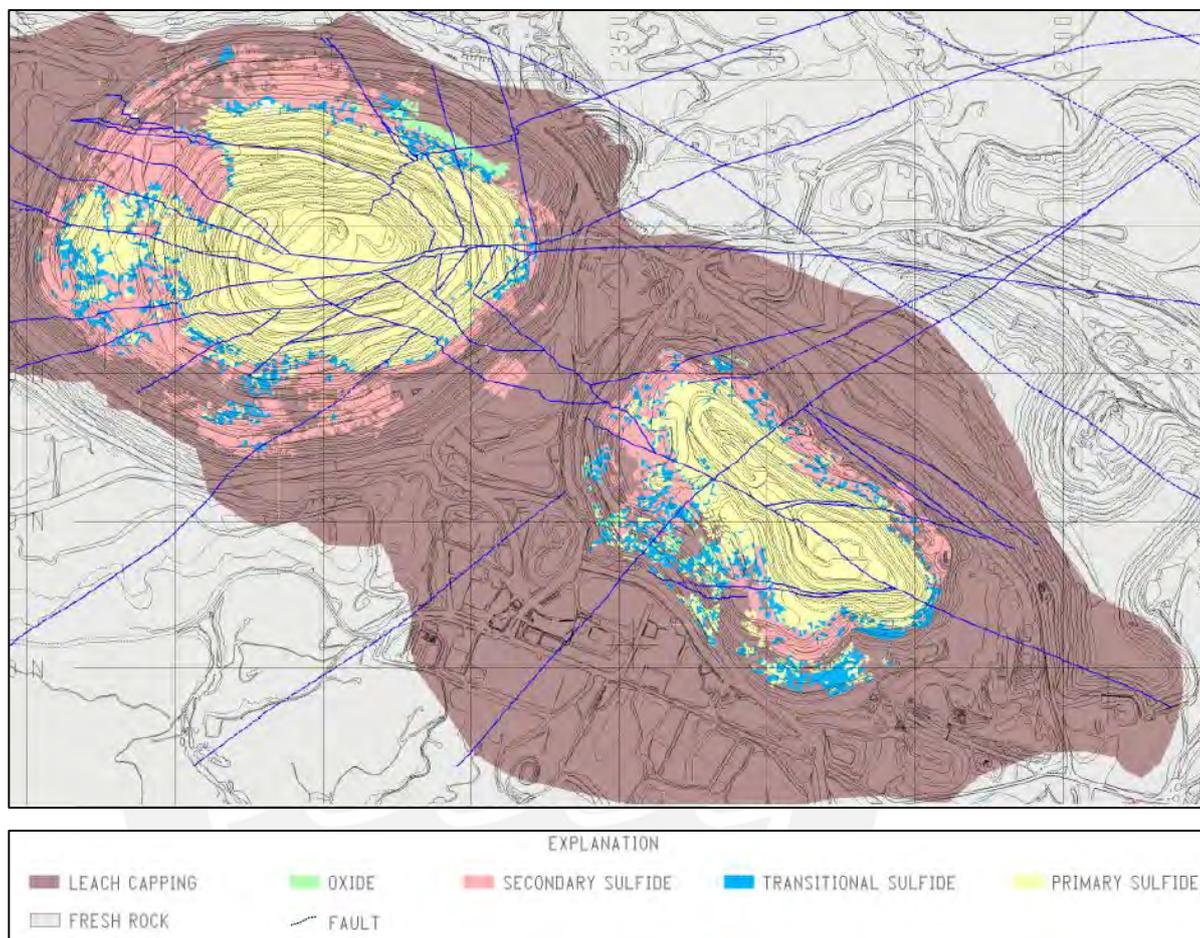
Como alteraciones hipógenas se tiene un núcleo de mayor temperatura, de alteración potásica con ensamble de ortosa-biotita/anhidrita, biotita-ortosa/anhidrita, cobre primario mayor de 0.6% y abarca el 80% del área total.

La alteración filica es de mayor amplitud en la granodiorita y gneis, en menor proporción se presenta en el pórfido monzonítico-tonalítico con ensamble de sericita, cuarzo-sericita-pirita; cobre primario mayor del 0.6% cubre el 20% del área total. La alteración argílica ocurre en pequeña área de la granodiorita con el ensamble cuarzo-caolín.

La alteración propilítica ocurre en la periferia a menor temperatura, con el ensamble clorita-epídota/calcita. La silificación se encuentra cerca de los contactos de las brechas con la granodiorita y el contacto pórfido-gneis. El depósito es de forma elíptica y las dimensiones en sección horizontal son de 1200 m a 850 m.

[Transcripción páginas 137-139, Tumialán 2003]

Figura 2.3
Mapa de la Mineralización de la mina (Tajo 1 y Tajo 2)



2.4- RESERVAS DE MINERAL

La mina cuenta con reservas probadas de cobre que alcanzan la cifra de 3,659 millones de Toneladas métricas de mineral, con una ley promedio de **0.4% de Cu y un stripping ratio de 1**. Estos factores otorgan a la mina una vida útil de 27 años (a partir del 2018), correspondiendo aproximadamente 80% a sulfuros primarios y el 20% a sulfuros secundarios (ver tabla 2.1).

La mina fue diseñada para operar con un Cutoff de 0.22% de ley en promedio durante el tiempo de vida de la misma. El precio mínimo de venta del cobre con el que se realizó el proyecto es de 2 \$/lb (ver figura 2.4).

Tabla 2.1
Reservas Probadas y Probables de la mina

Tipo de Proceso	RESERVAS (Millones de TM)	Ley (%Cu)
Mineral para Concentración	3,426	0.40
Mineral para Lixiviación Alta Ley	144	0.46
Mineral para Lixiviación Baja Ley	89	0.24
Total	3,659	0.40

Figura 2.4
Gráfico de ratio de minado durante la vida de la Mina



CAPÍTULO 3

OPERACIONES MINA

3.1- ESTRUCTURA DE OPERACIONES MINA

A continuación se presenta la estructura organizacional de la mina:

Figura 3.1
Estructura Organizacional dentro del área Operaciones Mina



Como se puede apreciar en la figura 3.1, el área de operaciones mina está constituido por las siguientes áreas:

- **Perforación y Voladura:** área encargada de la fragmentación del mineral.
- **Carguío:** área encargada del carguío de material fragmentado y la extracción de agua de los tajos.
- **Soporte Mina:** área encargada del mantenimiento de vías, construcción de bermas, muros de seguridad, traslado de equipos semi-fijos y mantenimiento de botaderos.
- **Acarreo:** área encargada del traslado del material desde el punto de carguío hasta los diferentes destinos de acuerdo a la designación hecha por Dispatch.

3.2- DESCRIPCIÓN DE LAS OPERACIONES MINA

En la actualidad, la mina cuenta con 3 tajos (ver figura 3.2), de los cuales 2 están activos (“Tajo 1” y “Tajo 2”) y 1 que se encuentra en labores de preparación para entrar a operación a finales del año 2018 (“Tajo 3”).

Entonces, es a partir de los 2 tajos activos que se obtiene el ritmo de producción promedio de 680 000 TM de material movido por día.

De esta cantidad de material:

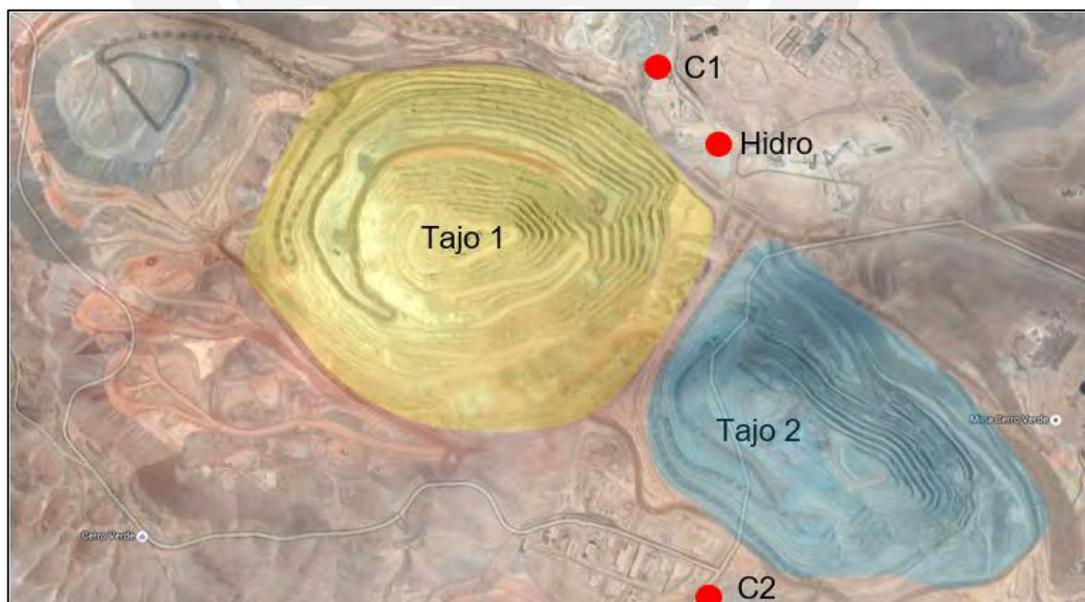
- 120 000 TM son dirigidas a las concentradora C1.
- 240 000 TM son dirigidas a la concentradora C2 (la ampliación).
- 50 000 TM son dirigidas a la planta de extracción por solventes y circuito electrolítico (SX/EW, Hidro).
- 15 000 TM de mineral de baja ley (ROM) son dirigidas a los Pads de lixiviación.
- 255 000 TM (el resto de material) son dirigidos a los depósitos y botaderos.

La altura de banco en los tajos es de 15 metros y de 30 metros (doble banco).

La Figura 3.2 muestra una vista de planta de la mina superficial.

Figura 3.21

Vista de los Tajos y las Plantas de procesamiento de mineral



3.3- OPERACIONES UNITARIAS

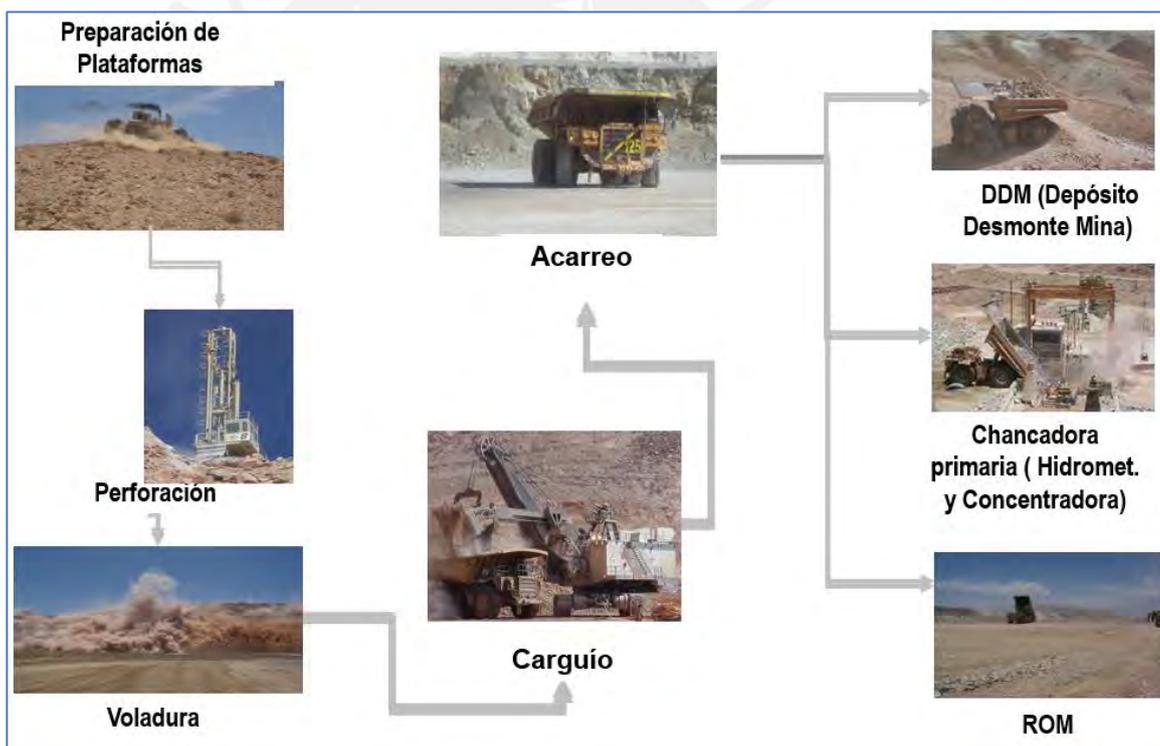
Para llevar a cabo el movimiento de mineral antes descrito, las operaciones unitarias realizadas en la mina son las siguientes:

- Perforación
- Voladura
- Carguío
- Acarreo (con los destinos mencionados previamente).
- Operaciones auxiliares que se realizan durante todo el proceso.

La Figura 3.32 nos ilustra las operaciones unitarias mencionadas.

Figura 3.32

Operaciones Unitarias llevadas a cabo en la mina



3.4- ZONAS OPERATIVAS EN LA MINA EN LA ACTUALIDAD

TAJOS ACTIVOS – DESCRIPCIÓN

➤ **TAJO 1**

Tajo operativo que cuenta con una profundidad de 350 m y con un diámetro de 1.46 km aproximadamente. Este tajo ha alcanzado su máxima profundidad. Cuenta con una poza en su fondo con el objetivo de extraer el agua subterránea en su interior. Posee bancos de 15 m y de 30 m de altura.

Figura 3.43

Vista del Tajo 1



➤ **TAJO 2**

Tajo operativo que cuenta con una profundidad de 240 m y con un diámetro de 0.8 km aproximadamente. Este tajo en el futuro tendrá una profundidad igual a la del tajo 1. Cuenta con 4 pozos en su fondo con el objetivo de extraer el agua subterránea en su interior. También posee bancos de 15 m y de 30 m de altura.

Figura 3.54

Vista del Tajo 2



PLANTAS DE TRATAMIENTO DE MINERAL

➤ PLANTA DE PROCESAMIENTO DE COBRE MEDIANTE EL EXTRACCIÓN POR SOLVENTES Y ELECTRODEPOSICIÓN (SX/EW)

Construida por el estado peruano en 1972. Esta planta fue la primera en su tipo en Latinoamérica. Es a través de esta planta que se obtienen los cátodos de cobre, básicamente por 2 procesos:

- Extracción por Solventes (SX)
- Electrodeposición (EW)

Figura 3.65

Vista aérea de la planta (SX/EW)



➤ PLANTA CONCENTRADORA C1

Implementado en el año 2006, esta planta concentradora de sulfuros primarios significó en su momento una inversión de 900 millones de dólares, otorgando así a la mina una capacidad de tratamiento de 120 000 TMD de mineral. Básicamente la función de una concentradora es recuperar el cobre presente de los minerales de sulfuros primarios y secundarios para producir concentrados de cobre. El concentrado posteriormente debe ser fundido y refinado para poder ser utilizado. En la figura 3.76, se observa la alimentación de la chancadora primaria.

Figura 3.76**Camiones depositando el mineral en la chancadora primaria de la C1**

➤ **PLANTAS DE TRATAMIENTO C2**

Implementada a finales del 2015, esta segunda planta concentradora de sulfuros primarios y secundarios significó una inversión de 5400 millones de dólares, otorgando así a la mina una capacidad de tratamiento adicional de 240 000 TMD de mineral (360 000 TMD en total). Básicamente la función de esta nueva concentradora es la misma que la primera, solamente que esta posee el doble de capacidad.

Figura 3.87**Camión depositando el mineral en una de las chancadoras primarias de la C2**

PADS DE LIXIVIACIÓN

Los Pads son una pila de mineral en plataformas, en la que cada Pad alcanza una altura máxima de 8 m. Cuando se encuentra armada, se instala el sistema de riego que funciona de dos maneras: por goteo y con aspersores, los cuales van mojando lentamente la superficie de la pila en la solución de lixiviación.

La solución ácida, utilizada en el proceso, baja por una pila y forma el sulfato de cobre (solución rica) que es recogido por un sistema de drenaje en una poza. Todo este proceso demora en promedio 260 días.

La mina cuenta con los siguientes Pads de Lixiviación:

- Pad 1X
- Pad 1X – Fase 2
- Pad 2
- Pad B2
- Pad C
- Pad 4A
- Megapad.

Figura 3.98

Vista panorámica del Pad 4A



DEPÓSITOS/ STOCKS DE MINERAL

Es el lugar donde se almacena el material que está destinado a ser tratado posteriormente. En la mina se tiene 5 depósitos (stocks) de mineral:

- 15 – 21
- Mediana Ley
- Baja Ley
- Cerro J
- Dinámico

BOTADEROS

Lugar donde se almacena el material estéril proveniente de mina. En la mina hay los siguientes botaderos:

- Intermedio
- Corto
- Sur-Oeste
- Sur-Este
- Nor-Este

Figura 3.109

Vista aérea de la zona nor-oeste de la Mina



3.5- FLOTA DE EQUIPOS EN LA UNIDAD MINERA

La mina cuenta con la siguiente flota de equipo pesado para sus operaciones:

CAMIONES

- 04 CAT 789 (180 TM)
- 88 CAT 793 (240 TM)
- 09 KOMATSU 930 - E (310 TM)



PALAS

• Hidráulicas

- 01 O&K RH – 200 (37 yd³)
- 01 CAT 6050 (37 yd³)



• Eléctricas

- 03 P&H 2800 (44 yd³)
- 02 P&H 4100 DC (50-60 yd³)
- 04 P&H 4100 AC (74 yd³)



CARGADORES FRONTALES

- 03 CAT 994
- 04 CAT 992 (Chicos)



PERFORADORAS

- 10 PIT VIPER (10 5/8 ")
- 05 Rock drill Atlas Copco Rock L-8 (5")



CISTERNAS

- 05 CAT 777 (20 mil Gal)
- 05 CAT 789 (35 – 44 mil Gal)



MOTONIVELADORAS

- 07 CAT 16M
- 02 CAT 24M

**TRACTORES**

- **De Rueda**
 - 12 CAT 824
- **De Oruga**
 - 20 CAT D10R
 - 04 CAT D11T

**RODILLOS COMPACTADORES**

- 02 Boomag
- 02 CAT

**EXCAVADORAS**

- 02 CAT
- 01 CAT BRAZO LARGO

**LOW BOYS – CAMA BAJAS**

- 01 789A
- 01 777C



CAPÍTULO 4

ÁREA DE CARGUÍO

4.1- DEFINICIÓN Y DIVISIONES DEL ÁREA

Históricamente, en la unidad minera el área de Carguío y el área de Acarreo eran una misma área. Sin embargo, hacia finales del 2015 con la construcción de la segunda planta concentradora (C2), aumentó significativamente la cantidad de mineral que va a las concentradoras (de 120 000 TM a 360 000 TM). Por ello, para que se siga manteniendo un control adecuado de las operaciones, fue necesario aumentar el personal (trabajadores y supervisores). Es entonces cuando el área de Carguío y el área de Acarreo se independizan, quedando el sistema organizacional mostrado previamente en la Tabla 3.1.

Actualmente, el área de Carguío está conformada a su vez por las sub-áreas de Carguío (Tonelaje, Equipos de carguío) y Desagüe de Tajo (Pit Dewatering).

Tabla 4.1

Área de Carguío y sus divisiones



4.2- SUB - ÁREA CARGUÍO

Como su nombre lo indica es la división encargada de la actividad del carguío de material y toda la responsabilidad que conlleva esto (equipos de carguío, metas de tonelaje, etc). Para ser más específicos, las funciones que tiene esta división son las siguientes:

- Mantener la producción planeada de mineral de las diferentes fases de los tajos.
- Dirigir el avance de minado de las palas en los frentes.
- Perfilado de los frentes de carguío.
- Asegurar que los equipos de carguío no queden expuestos al radio de influencia de las voladuras diarias; en otras palabras, cuidar los equipos de carguío.
- Escoger la mejor ubicación de los cables eléctricos que proporcionará energía a la pala eléctrica (cuidar que los cables no estén expuestos a zonas de caídas de rocas o puedan ser aplastados por equipos de mina).
- Entregar los equipos de carguío al área de mantenimiento los días que les toca su mantenimiento programado (PM).
- Retirar los materiales inchancables encontrados durante la actividad del carguío.
- Estar atento y tomar acción a la pérdida de una uña de las palas (material inchancable).
- Velar por la seguridad de las personas y de los equipos durante de los traslados de grandes distancias de palas eléctricas.
- Aprovechar los equipos de carguío lo máximo posible (utilización, demoras, productividad).
- Velar por la seguridad de los trabajadores de esta área (operadores de pala eléctrica, pala hidráulica, cargador frontal y los manipuladores de cables).

4.2.1 EQUIPOS DE CARGUÍO

Como se describió anteriormente, el ritmo de producción promedio diario es de 680 mil toneladas métricas de material (de los cuales 360 mil son dirigidos a las plantas concentradoras C1 y C2). Por ello, para poder realizar el carguío de esta gran cantidad de mineral se cuenta con la siguiente cantidad y tipos de equipos de carguío:

Tabla 4.2
Equipos de Carguío, modelos y capacidades

TIPO DE EQUIPO	CANTIDAD	MODELO	NRO EQUIPO	CAPACIDAD	
				Y3	TM
PALAS ELÉCTRICAS	9	P&H 2800	P-06	44	60
			P-07		
			P-11		
		P&H 4100 DC	P-10	60	80
			P-12	70	85
		P&H 4100 AC	P-15	74	108
			P-16		
			P-17		
			P-18		
PALAS HIDRÁULICAS	2	O&K RH - 200	P-09	37	50
		CAT 6050			
CARGADORES FRONTALES	3	CAT 994	CF-24	-	40
			CF-25	-	30
			CF-26	-	

La tabla 4.2 nos muestra que en total la mina cuenta con 14 equipos de carguío, de los cuales 9 son palas eléctricas (equipos de mayor capacidad de cuchara y bajo costo operativo), 2 son palas hidráulicas (equipos de mayor movilidad pero de menor capacidad de cuchara y alto costo operativo) y 3 son cargadores frontales (equipos de menor capacidad de cuchara utilizados generalmente en el re-carguío de material).

4.2.2 PALAS ELÉCTRICAS - DIMENSIONES, PRINCIPALES PARTES Y ASPECTOS OPERATIVOS

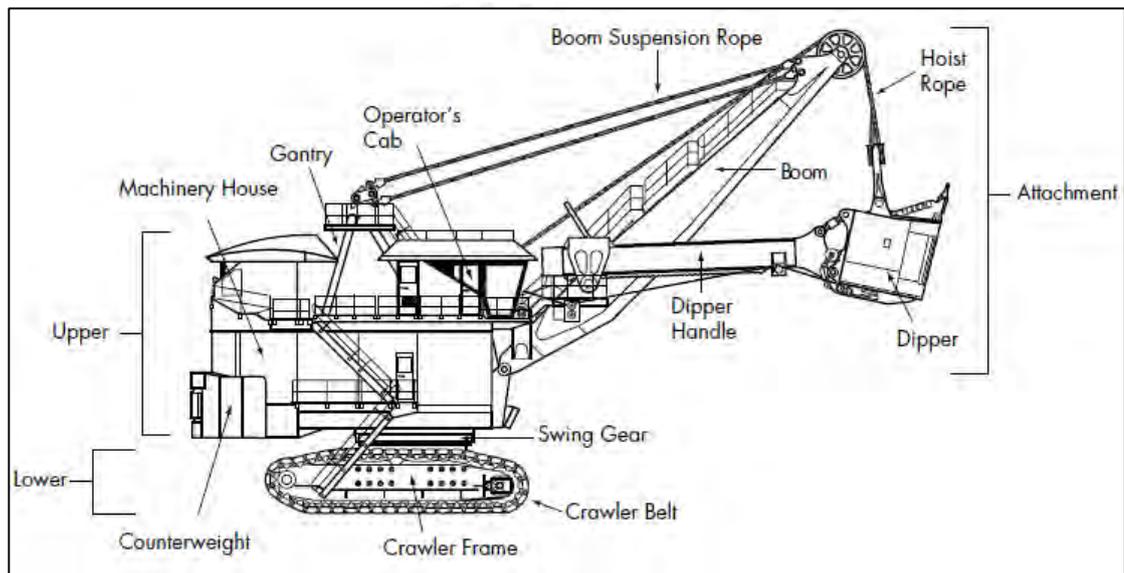
DIMENSIONES

Las palas eléctricas utilizadas en la mina cuentan con las siguientes dimensiones:

- Longitud (25-28 m), varía de acuerdo al modelo.
- Altura (16-20 m), varía de acuerdo al modelo.
- Ancho (13-15 m), varía de acuerdo al modelo.

PARTES

Figura 4.1 Partes de una pala eléctrica 4100



Cortesía de P&H Mining Equipment, Inc.

Las principales partes de una pala eléctrica son el cucharón o balde (Dipper), el contrapeso (Counterweight), la cadena de orugas (crawler belt), el brazo del balde (Dipper Handle), la pluma (Boom), el cable de izaje (Hoist rope) y la cabina del operador (Operator's cab).

ASPECTOS OPERATIVOS

Las palas eléctricas, como su nombre lo indica, trabajan mediante electricidad. Por ello, necesitan ser alimentadas mediante cables de alta tensión (7.2 KV).

Además, es importante definir las correctas ubicaciones de los elementos que sirven de apoyo en la conexión de los cables eléctricos a las palas de tal manera que no atrasen la operación. (Ver figura 4.3)

Figura 4.2 Disposición de los elementos de apoyo de los cables eléctricos



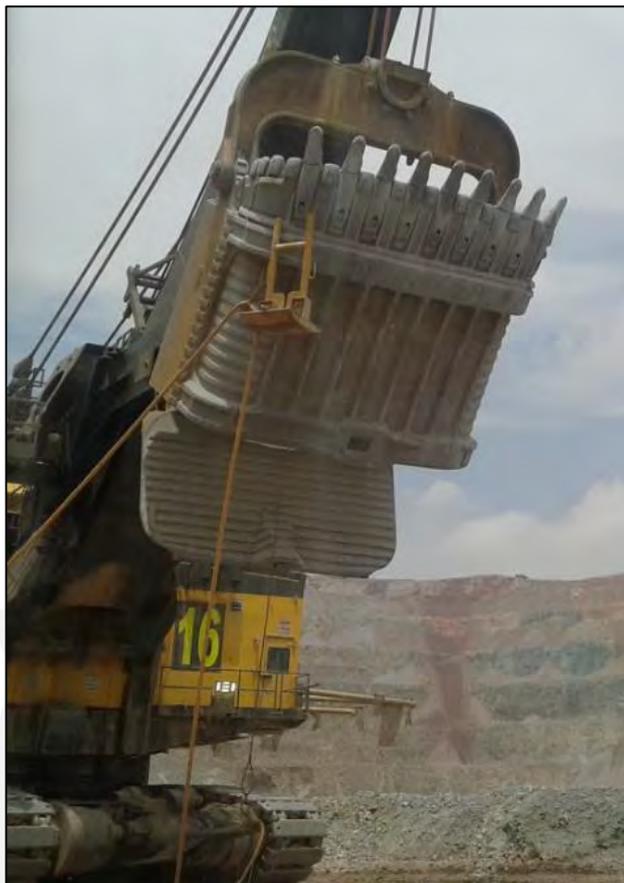
La Figura 4.2 nos muestra los elementos necesarios en la conexión de los cables eléctricos a las pala. Estos elementos son:

Puente aéreo pasacable: puente por el cual el cable eléctrico queda suspendido una altura de 15 metros aproximadamente a través de dos postes de madera los cuales tienen como base cada uno un neumático (dado de baja) de un camión minero (el poste de madera se encuentra unido al neumático mediante concreto). Además, el puente tiene como ancho de 15 – 18 m. La función del puente aéreo es que el camión minero pueda pasar por debajo evitando que aplaste al cable eléctrico que proporciona energía a la pala.

Ayudante: elemento que tiene la función de mantener tenso el cable de la pala y así evitar que la pala eléctrica pise su propio cable de alimentación de energía al momento que está minando el frente de carguío. Además, este elemento posee un arco en su parte superior, lo cual es importante ya que ayuda a que la pala pueda cargar al ayudante cuando tenga que desplazarse distancias muy cortas (<100 m). La Figura 4.3 muestra cómo es que la pala se traslada una distancia corta (<100 m).

Figura 4.3

Pala cargando su ayudante al momento de retirarse del frente de carguío



Finalmente, es importante mencionar el cuidado de los cables eléctricos de las palas incluso en zonas alejadas a los frentes de carguío.

En rampas, los cables deben estar ubicados encima de los muros de contención, la Figura 4.4 grafica lo mencionado.

Figura 4.4

Ubicación de los cables eléctricos por encima del muro de contención



A nivel de piso de banco, los cables deben estar alejados del pie del talud para así evitar que la caída de una roca pueda aplastar al cable eléctrico. (Ver figura 4.5)

Figura 4.5
Cable eléctrico aplastado por una roca

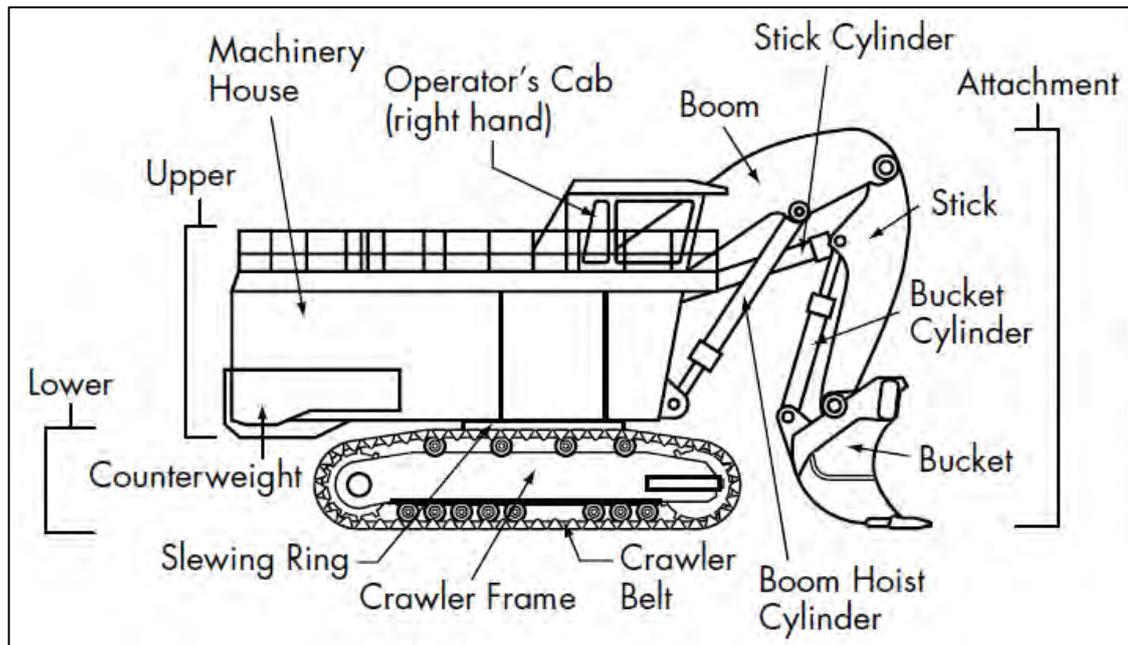


4.2.3 PALAS HIDRÁULICAS – DIMENSIONES Y PRINCIPALES PARTES

Las palas hidráulicas utilizadas en la mina cuentan con las siguientes dimensiones:

- Longitud (22.5 m)
- Altura (15 m, con el brazo de la pala extendido y 9 m, sin contar al brazo).
- Ancho (8.4 m)

Figura 4.6 Partes de una pala hidráulica Cat 6050



Cortesía de P&H Mining Equipment, Inc.

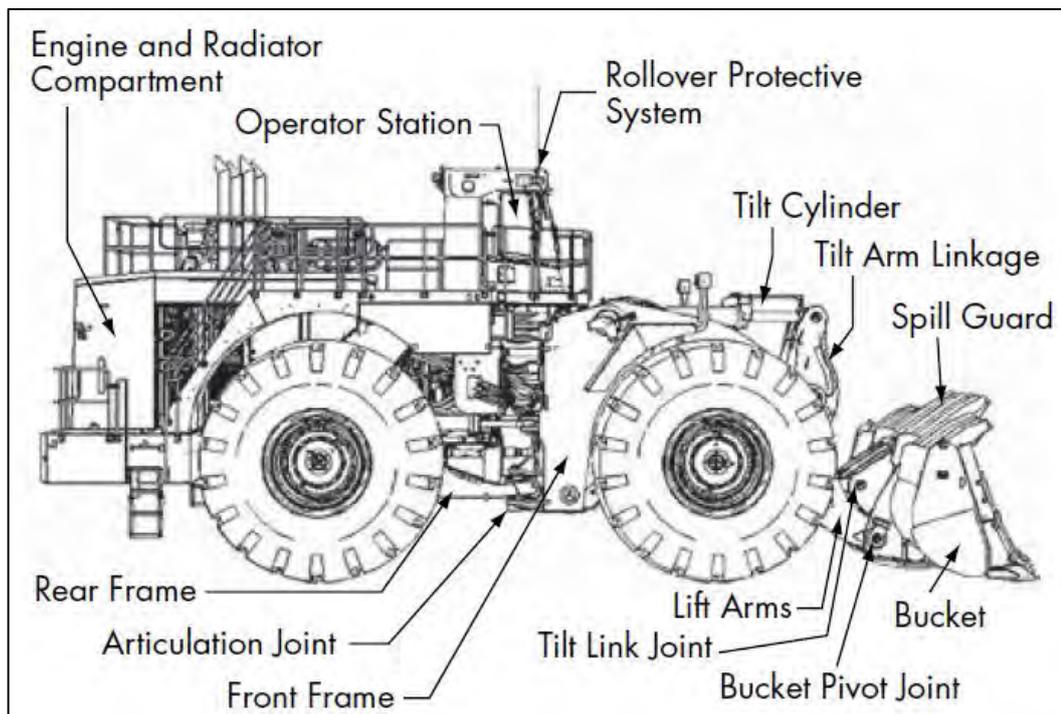
Las principales partes de una pala hidráulica son la cuchara o balde (Bucket), el contrapeso (Counterweight), la cadena de orugas (crawler belt), la tornamesa (Slewing ring), la pluma (Boom), el brazo (Stick), los cilindros hidráulicos (Boom Hoist Cylinder y Bucket Cylinder) y la cabina del operador (Operator's cab).

4.2.4 CARGADORES FRONTALES – DIMENSIONES Y PRINCIPALES PARTES

Los cargadores frontales utilizados en la mina cuentan con las siguientes dimensiones:

- Longitud (16.9 m)
- Altura (10.9 m, con el cucharón levantado y 6.8 m, sin contar el cucharón)
- Ancho (5.6 m)

Figura 4.7 Partes de una Cargador Frontal



Cortesía de Caterpillar, Inc

Las principales partes de una cargador frontal son la cuchara o balde (Bucket), el compartimiento de motor y radiador (Engine and radiator compartment), el cilindro de inclinación (Tilt cylinder), mecanismo de inclinación del brazo (Tilt arm linkage), unión de articulaciones (Articulation joint) y la cabina del operador (Operator station).

4.2.5 MARCO TEÓRICO – CARGUÍO

4.2.5.1 TÉRMINOS RELACIONADOS A LA UTILIZACIÓN DE LOS EQUIPOS

La Figura 4.8 nos ilustra un diagrama que resume los tiempos de los equipos en la mina.

Figura 4.8 Diagrama de horas utilizadas en los equipos



DISPONIBILIDAD MECÁNICA (DM)

Es el porcentaje del tiempo total en el cual el equipo está disponible para trabajar.

$$Disponibilidad\ Mecánica = \frac{Horas\ totales - Horas\ mantenimiento}{Horas\ totales} \dots \dots \dots (I)$$

UTILIZACIÓN DEL EQUIPO (U)

Es el porcentaje de tiempo en el cual el equipo está trabajando netamente (sin considerar demoras), respecto del total de tiempo disponible mecánicamente. Este parámetro es una medida de la eficiencia del aprovechamiento de los recursos por parte de las Operaciones. Se calcula mediante la siguiente fórmula:

$$Utilización = \frac{Horas\ Operativas}{Horas\ operativas + Demoras\ Operativas + Reserva} \dots \dots \dots (II)$$

$$Utilización = \frac{Horas\ Operativas}{Horas\ disponibles} \dots \dots \dots (III)$$

4.2.5.2 TÉRMINOS RELACIONADOS A LA PRODUCTIVIDAD – CARGUÍO CONTROL DE LA PRODUCTIVIDAD EN TIEMPO REAL

El Dispatch tiene el control en tiempo real de las productividades de los equipos mediante su sistema *Modular Mining*. Además, mediante este sistema se puede observar en tiempo real otros parámetros como la ubicación de los equipos, el nombre del operador que se encuentra en el equipo, los estados de los equipos (reserva, demora, operativo, malogrado) y el tiempo de carguío/acarreo de los equipos.

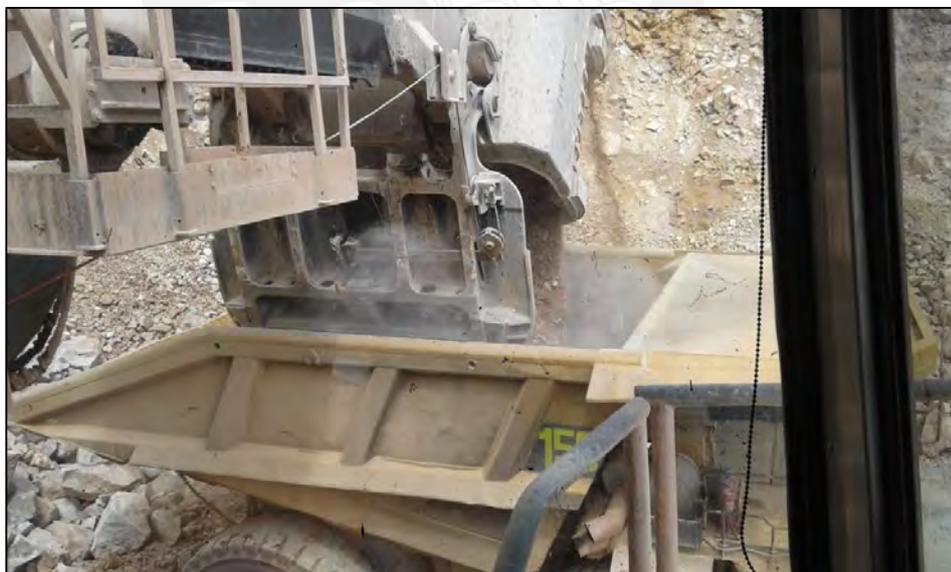
La información obtenida mediante el Dispatch se almacena en una base de datos **SQL**, por ello es sencillo recopilar esta información en **Excel** para así generar reportes diarios, mensuales y anuales.

TIEMPO DE CARGUÍO - LOAD TIME

Es el tiempo transcurrido desde que inicia el carguío de un camión (cuando el balde de la pala echa la primera carga) hasta que el camión se encuentre cargado.

Figura 4.9

Momento en el cual la pala abre su balde para cargar al camión CAT 793

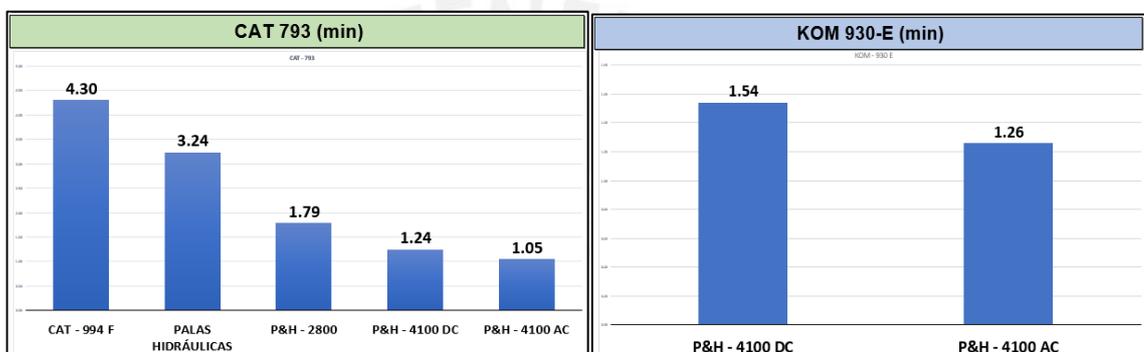


Es importante mencionar que el valor del tiempo de carguío varía de acuerdo a las distintas capacidades de los equipos de carguío y acarreo; es decir, de acuerdo a los modelos de los equipos tanto de acarreo como de carguío.

Debido a las diferentes capacidades de cuchara (equipos de carguío) y de tonelajes nominal (equipos de acarreo), los tiempos en el carguío de un camión variarán de acuerdo a qué modelo de pala esté cargando a qué modelo camión. Lógicamente, cuando una pala tenga mayor capacidad de cuchara, el tiempo de carguío será menor y, cuando un camión tenga mayor tonelaje nominal, el tiempo de carguío será mayor.

Por razones de emparejamiento entre camiones y equipos de carguío (*Match*), los camiones Komatsu 930 – E solo son cargados por las palas eléctricas (modelos P&H 4100 DC, P&H 4100 AC).

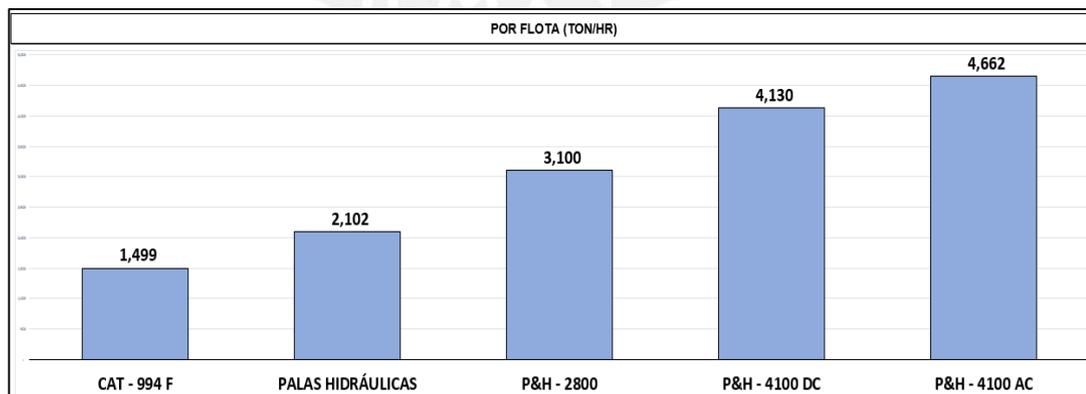
Figura 4.10 Gráfico de los tiempos de carguío por tipo camión



PRODUCTIVIDAD POR HORA EFECTIVA

Es la relación entra las toneladas métricas cargadas por el equipo de carguío y el tiempo total (incluyendo demoras, traslados, tiempo malogrado, etc).

Figura 4.11 Gráfico de la Productividad por modelo de equipo de Carguío (TM/Hr)



4.2.6 DESCRIPCIÓN DE LAS PRINCIPALES FUNCIONES DEL SUB – AREA

- Mantener la producción planeada de mineral de las diferentes fases de los tajos.
- Perfilado de los frentes de carguío. Esta actividad consiste en rasguñar los frentes de carguío para hacer caer el material inestable de los frentes del banco. Los objetivos de esta actividad son estabilizar los bancos y darles la forma final de diseño. Cabe resaltar que esta tarea es realizada solo por las palas eléctricas.

Figura 4.12 Pala eléctrica perfilando el frente de carguío y cómo queda



- Asegurar que los equipos de carguío no queden expuestos al radio de influencia de las voladuras diarias.
- Entregar los equipos de carguío al área de mantenimiento los días que les toca su mantenimiento programado (PM). El mantenimiento programado tiene por lo general una duración de 12 horas. Por esta razón, es importante que supervisor de carguío tenga presenta que no tendrá disponible al equipo por este periodo de tiempo y, de igual manera, debe de cumplir con el plan de minado diario.

Figura 4.13 Pala eléctrica en mantenimiento (PM)



4.3- SUB - ÁREA PIT DEWATERING

Es la división encargada de la actividad del bombeo del agua acumulada en el fondo de los tajos 1 y 2. El objetivo de esta actividad es garantizar el descenso de los niveles freáticos del agua por debajo de los niveles de las zonas de explotación; en otras palabras, asegurar que el minado se realice bajo condiciones secas. Las funciones que tiene esta división son las siguientes:

- Instalación y desinstalación de bombas en pozos verticales.
- Traslado, manipulación y fusión de tuberías HDPE.
- Reubicación de sistemas de bombeo y tuberías.
- Reportar al área de Hidrogeología de la cantidad de agua registrada en los flujómetros del sistema de bombeo.
- Asegurar el buen funcionamiento de todos los componentes del sistema de bombeo en los tajos 1 y 2 para que así el drenaje de agua sea de forma continua.
- Asegurar el correcto funcionamiento de las garzas de agua que abastecen a los cisternas.

4.3.1 BREVE RESEÑA HISTÓRICA

Desde el año 2001, la unidad minera inicia sus labores de desagüe de los tajos 1 y 2 que corresponde al bombeo del agua acumulada en el fondo de estos tajos; a partir de esa fecha, se hizo necesario implementar un sistema de bombeo por piscinas (pozas) y pozos verticales de forma que se garantizara el descenso de los niveles freáticos por debajo de los niveles de las zonas de minado.

Figura 4.14 Sección Longitudinal (mirando al NE) de los Tajos y la Napa Freática

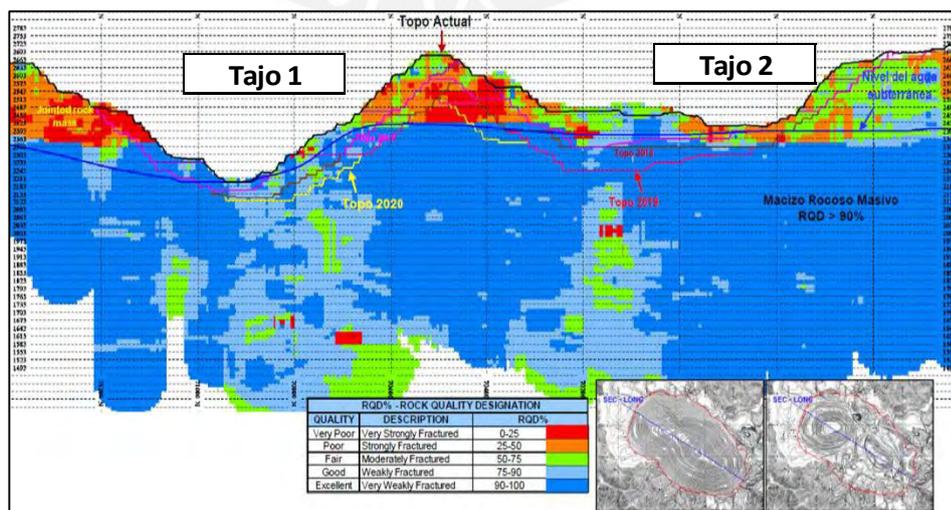
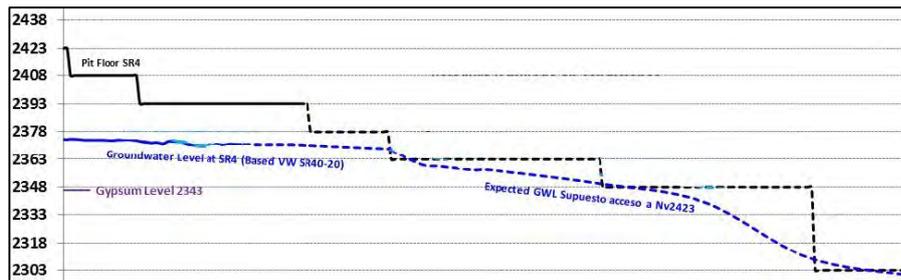


Figura 4.15 Descenso del nivel del agua conforme avanza el minado en los bancos



Para garantizar el descenso del nivel freático del agua se han perforado varios pozos verticales en ambos tajos, la duración de estos ha sido variable; algunos pozos se cancelaron por temas netamente operativos y otros por temas de agotamiento (descenso del nivel del agua por debajo de la profundidad del pozo).

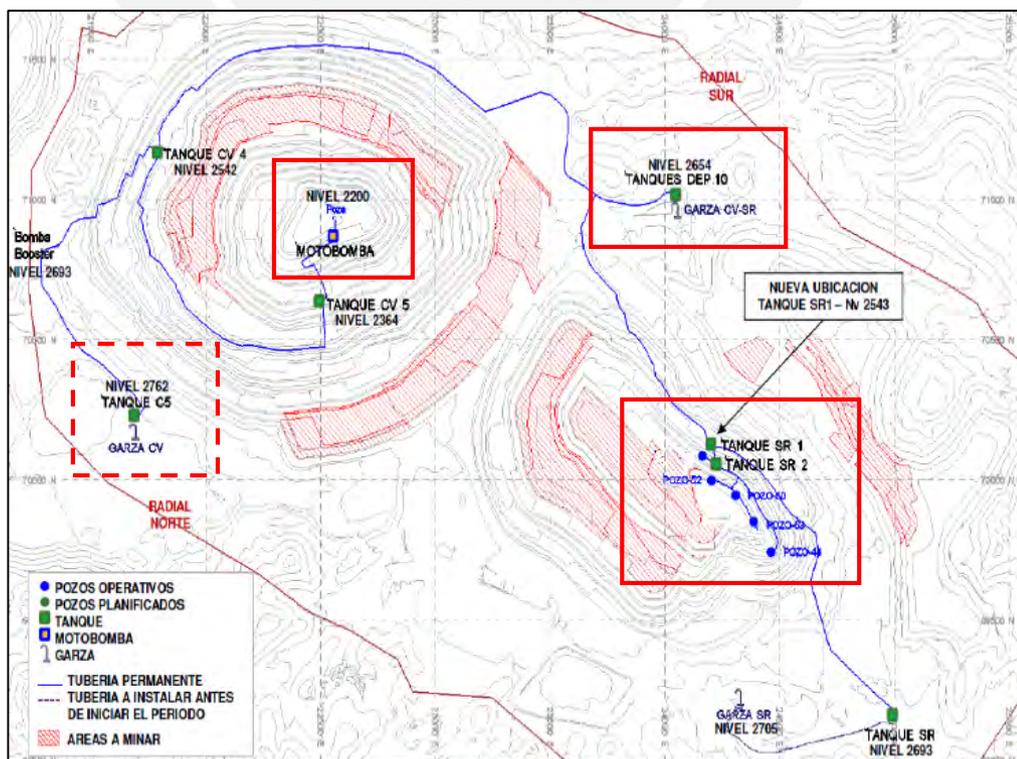
4.3.2 SISTEMA DE BOMBEO

Para entender cómo funciona el drenaje actual de agua en los tajos, se muestra a continuación el circuito de bombeo de ambos tajos.

De este circuito se puede identificar 3 partes importantes:

- Tajo 1
- Tajo 2
- Estación Depósito 10

Figura 4.16 Sistema de Bombeo de Agua en los Tajos 1 y 2



4.3.2.1 SISTEMA BOMBEO TAJO 1

En el tajo 1, el sistema de colección de agua freática es por medio de una poza – piscina preparada en el último nivel del tajo. (Ver figura 4.17)

En la poza, se utiliza una electrobomba que direcciona el agua hasta las estaciones de bombeo (CV-5, CV-4), estas estaciones de bombeo constan de un tanque y 2 bombas horizontales que envían el agua a un grifo principal “Depósito 10”, en donde cargan cisternas para el regadío de agua.

De la estación de bombeo CV-4 en la actualidad existe una derivación de agua por intermedio de tubería HDPE hasta un tanque “F5”, que se encuentra ubicado en la parte alta de la fase 5 del Tajo 1 lado oeste, donde se instaló una garza (punto de abastecimiento de agua) para el llenado de cisternas y así reducir el tiempo de ciclo trabajo de algunas cisternas.

Figura 4.17 Poza de agua en fondo del tajo 1



Figura 4.18 Moto-bomba en el almacén de Pit Dewatering



Figura 4.19 Bomba Horizontal de Pit Dewatering



4.3.2.2 SISTEMA DE BOMBEO TAJO 2

En el tajo 2, la recolección de agua es por medio de la construcción de pozos verticales de 10" de diámetro y aproximadamente de 250 m de profundidad. Actualmente, existen 4 pozos activos en el fondo del tajo, los cuales son el pozo 50, 51, 52 y 53 (ver figura 4.20). El agua proveniente de estos pozos se envía a la estación de bombeo SR-1, estación donde se recolecta el agua en un tanque de **60 m³** para luego ser enviado al grifo principal (**Depósito 10**) en donde se cargarán a los camiones cisternas.

Tabla 4.3 Resumen de los pozos del tajo Santa Rosa

Pozo	Ubicación	Profundidad (m)	Coordenadas UTM PSAD 56			pH 2016
			Este	Norte	Cota	
Pozo 50	Tajo 2	250	224468.70	8169741.22	2483.1	6.33
Pozo 51	Tajo 2	252	224370.51	8169549.34	2479.7	6.21
Pozo 52	Tajo 2	240	224315.01	8169945.82	2427.9	6.14
Pozo 53	Tajo 2	173	224201.11	8170001.33	2422.3	6.68

Figura 4.20 Ubicación de los pozos del tajo 2



Figura 4.21 Bombas sumergibles verticales en almacén Pit Dewatering



4.3.2.3 DEPÓSITO 10

El depósito 10 es el grifo principal al cual va direccionado el agua proveniente de los tajos 1 y 2, la cual es denominada “agua freática”. Además, el depósito 10 tiene otra fuente de agua la cual proviene del **río Chili**, a este tipo de agua se le denomina “agua fresca”. En resumen, este grifo principal cuenta con 2 fuentes; el agua proveniente de los tajos (agua freática) y el agua proveniente del río Chili (agua fresca).

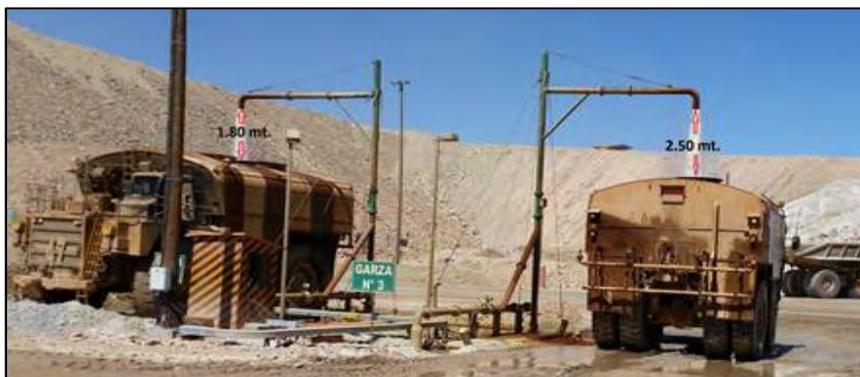
El agua proveniente de estas 2 fuentes se almacena en 3 tanques de agua (de 60 m³ de capacidad). Estos tanques tienen una conexión a 3 vertederos de agua (conocido también como “Garzas”) que sirven para abastecer a los camiones cisternas de mina. Estos camiones cisternas utilizan el agua para el regadío de vías de acarreo y frentes de minado de ambos tajos, el objetivo de este regadío consiste en la mitigación del polvo en la mina generado por las operaciones.

Asimismo, tenemos una línea de 1.2 km de tubería desde el “Depósito 10” hasta la tubería principal de agua que va hacia la presa de relaves, ya que si por alguna razón los cisternas no cargan el rebose de los tanques del “Depósito 10”, el agua se estaría redireccionando hacia la presa de relaves.

PUNTOS DE ABASTECIMIENTO DE AGUA (GARZAS)

Conocidos como “Garzas”, son los puntos de abastecimiento de los camiones cisternas. Existen 3 garzas instaladas en el depósito 10 y una garza secundaria instalada en el grifo Fase-5 del tajo 1.

Figura 4.22 Garzas abasteciendo camiones cisternas



MITIGACIÓN DEL POLVO

Los camiones cisternas abastecidos se encargan de mitigar el polvo mediante el regadío de las vías de acarreo, botaderos y los frentes de carguío de los tajos 1 y 2.

Figura 4.23 Cisterna regando las vías de acarreo



Figura 4.24 Cisternas regando un frente de carguío



CAPÍTULO 5

PROYECTOS DE MEJORA Y REDUCCIÓN DE COSTOS

5.1- OPTIMIZACIÓN DEL USO DE CISTERNAS REUBICANDO GARZAS DE AGUA

5.1.1 OBJETIVOS

- ✓ Reducir el ciclo de los cisternas (menor recorrido de cisternas para abastecimiento de agua).
- ✓ Distribuir de una mejor manera los cisternas para los tajos.
- ✓ Analizar la viabilidad de reducir la flota de cisternas.
- ✓ Disminuir el consumo de agua por parte de las operaciones mineras.
- ✓ Mediante la reducción de los ciclos de los cisternas, la posible reducción en la flota de los mismos y la disminución en el consumo de agua, generar un ahorro de costo significativo.

5.1.2 ANTECEDENTES

Dos aspectos ambientales significativos que se tiene en el área de Operaciones Mina son el consumo de agua y la generación de polvo.

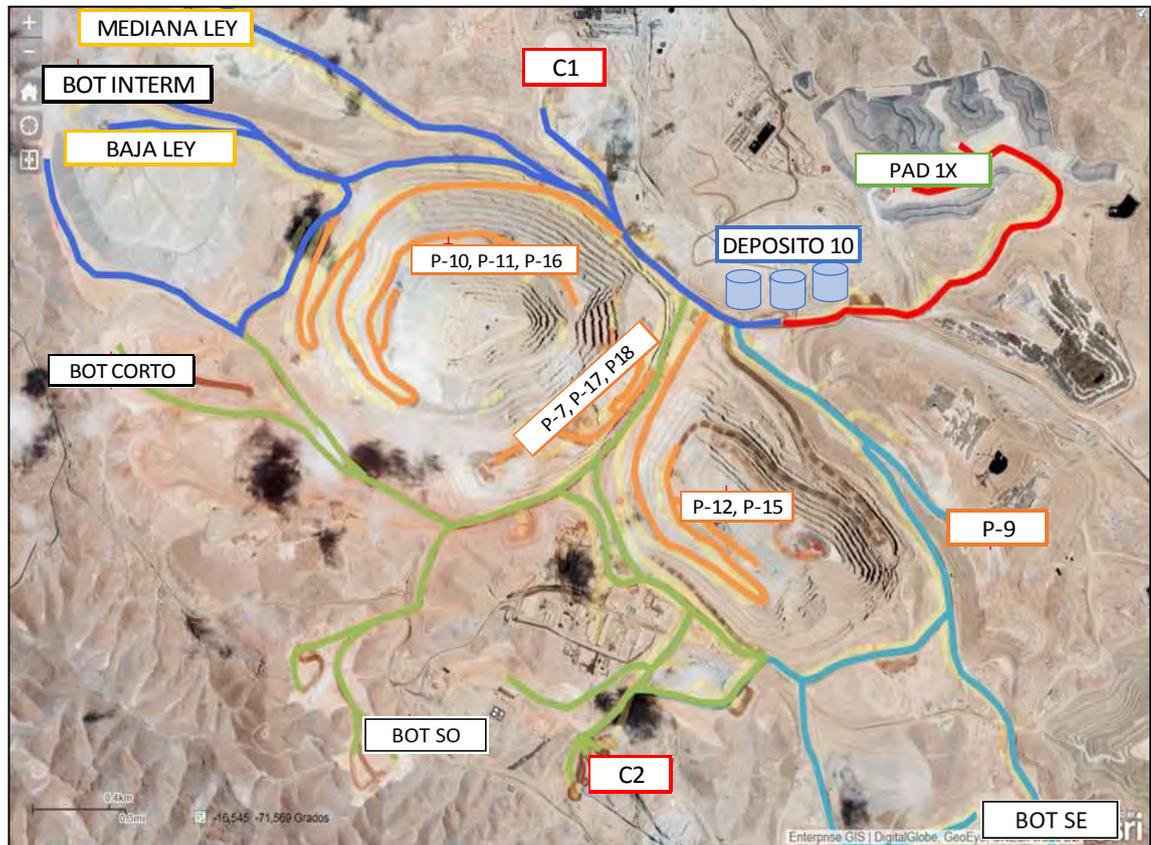
Actualmente se tiene al **Depósito 10** como punto de abastecimiento principal de agua y el depósito **Fase 5** como punto secundario para toda la operación. Sin embargo, existen las siguientes oportunidades de mejora:

- Grandes distancias de recorrido de cisternas entre la garzas y las zonas de regadío (vías acarreo, botaderos y frentes de minado).
- Colas de cisternas al momento de abastecer de agua en el Deposito 10.
- Polución en frentes de minado.

Rutas actuales de regadío y distancias (ida y vuelta)

Figura 5.1

Rutas de regadío de los cisternas en base a los destinos de descarga de los camiones de acarreo de la mina



Situación Actual

Punto de Inicio	Destino	Recorrido
		Km
Depósito 10	Pad 1X	5.92
Depósito 10	Pala 09	3.6
Depósito 10	BOT SE	7.54
Depósito 10	C2	7.33
Depósito 10	Pala 12, 15	7.58
Depósito 10	Pala 7, 17, 18	3.84
Depósito 10	BOT SO	8.93
Depósito 10	BOT Corto	9.19
Depósito 10	BOT Interm	8.16
Depósito 10	Baja Ley	7.18
Depósito 10	Mediana Ley	6.87
Depósito 10	C1	3.92
Depósito 10	Pala 10, 11 y 16	10.45

5.1.3 PROPUESTA

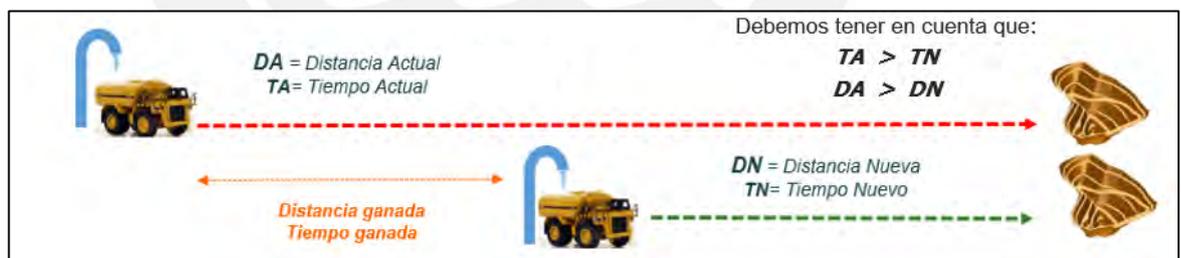
Dado el esquema actual, se ha identificado como proyecto de mejora la reubicación de garzas en puntos estratégicos y cercanos a la operación para así reducir la distancia de recorrido de los camiones cisternas hacia las zonas de regadío (botaderos y frentes de minado).

El tiempo y distancia de recorrido que actualmente realiza cada cisterna de agua para abastecer en el Depósito 10 será reemplazado por un nuevo circuito de abastecimiento en base a las nuevas ubicaciones de las garzas las cuales permitirán distribuir de una manera más eficiente la flota de cisternas.

La reubicación de estas garzas nos permitirá:

- ✓ Minimizar el tiempo de ciclo de riego.
- ✓ Reducir la flota de cisternas.
- ✓ Disminuir el consumo de agua evitando sobre-regados de algunas vías.
- ✓ Tener una respuesta pronta a la polución de polvo en vías y frentes de minado.

Figura 5.2 Resumen gráfico de la propuesta de proyecto



5.1.4 UBICACIÓN ACTUAL DE GARZAS

Como se ha mencionado anteriormente, la mina cuenta con 2 grifos de abastecimiento de agua; uno principal (Depósito 10) y uno secundario (Fase 5).

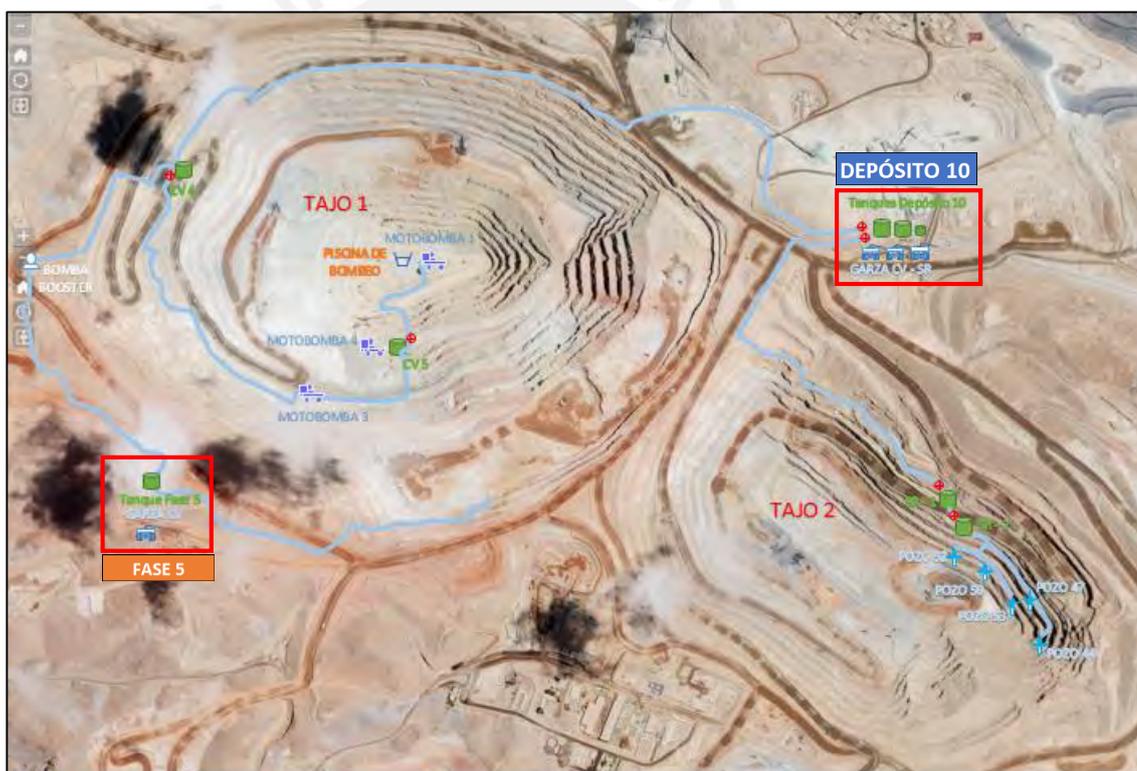
DEPÓSITO 10

Grifo principal que tiene como fuente “agua freática” y “agua fresca”. Posee 3 garzas.

DEPÓSITO FASE 5

Grifo secundario que solo tiene como fuente parte del “agua freática” del tajo 1. Posee 1 garza.

Figura 5.3 Ubicación actual de las garzas de agua en la mina



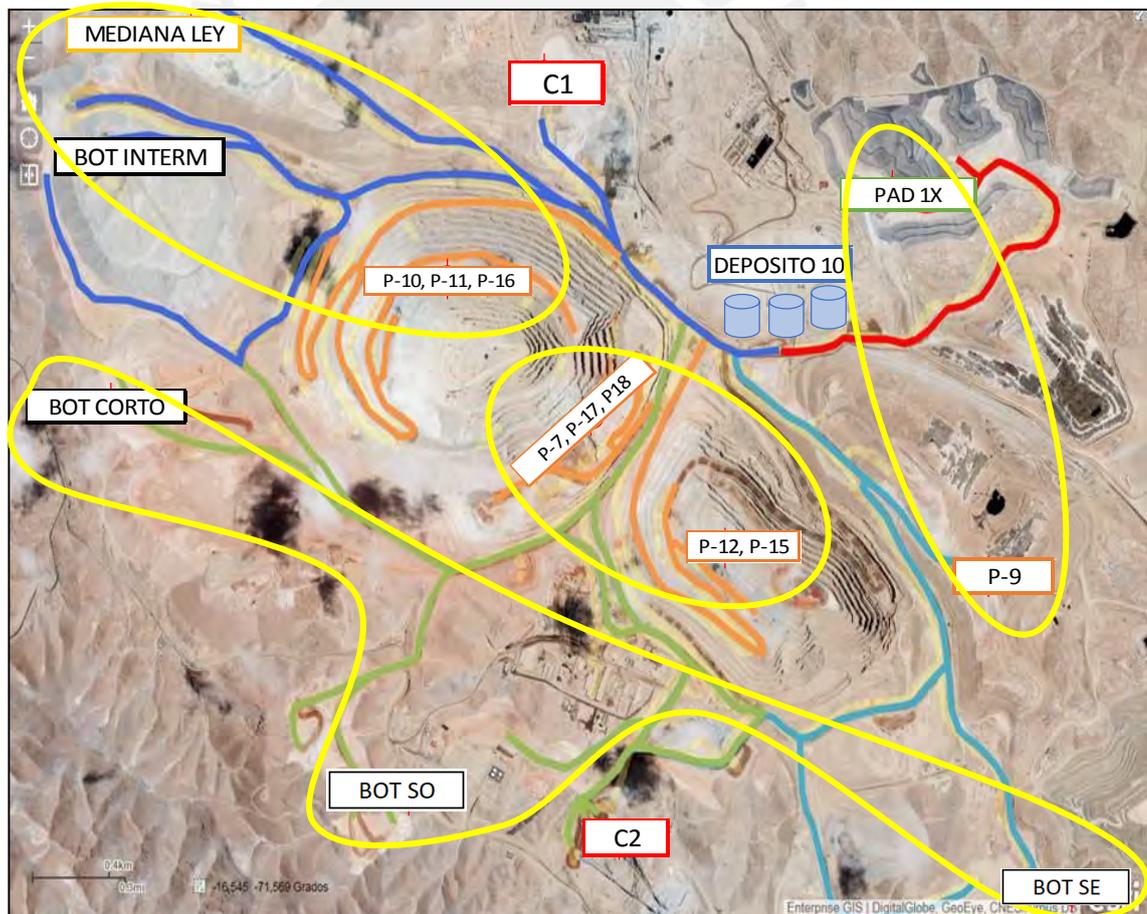
5.1.5 DETERMINANDO LAS NUEVAS UBICACIONES DE GARZAS MÁS CONVENIENTES PARA LA OPERACIÓN

Con el objetivo de reducir el tiempo de ciclo de los cisternas y evitar un sobre-regado, se reubicarán las garzas del Depósito 10 y la garza del depósito Fase 5. Para estos nuevos puntos se tendrán que encontrar las ubicaciones más convenientes.

Para encontrar los puntos más convenientes utilizaremos el siguiente criterio:

La garza debe encontrarse cerca a fases de la mina (frentes de pala) y a los botaderos, estos son los destinos prioritarios que requieren agua. Por ello, la ubicación de una garza debe estar como mínimo cerca de 2 puntos prioritarios (Fase de mina o botadero).

Figura 5.4
Agrupando las zonas prioritarias



En el gráfico 5.4 se pueden apreciar la agrupación de puntos claves en base al criterio mencionado. Entonces para hallar las nuevas ubicaciones de las garzas utilizaremos las siguientes fórmulas según la cantidad de puntos claves agrupados:

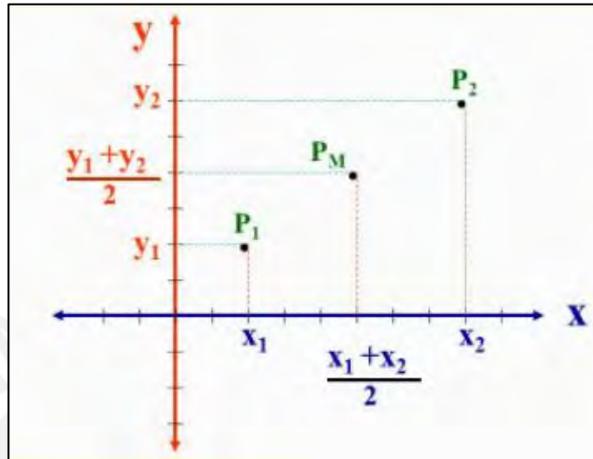
UBICACIÓN CERCA A 2 PUNTOS CLAVES

Cuando queremos hallar la ubicación más conveniente de una garza cerca de 2 puntos clave, utilizaremos la siguiente fórmula matemática.

Punto medio entre 2 puntos

Figura 5.5

Gráfico sobre el punto medio entre 2 puntos



$$P_M = \left(\frac{X_1 + X_2}{2}, \frac{Y_1 + Y_2}{2} \right)$$

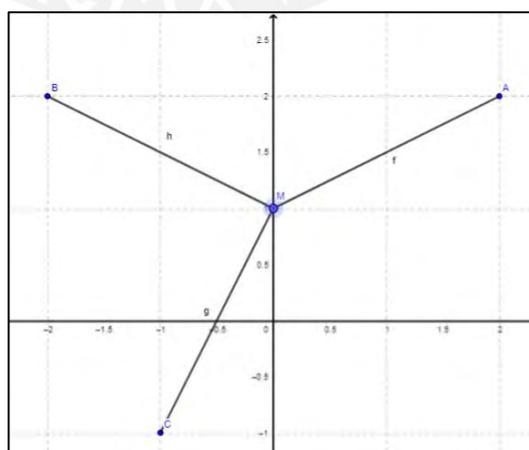
UBICACIÓN CERCA A 3 PUNTOS CLAVES

Cuando queremos hallar la ubicación más conveniente de una garza cerca de 3 puntos clave, tendremos dos casos para las cuales utilizaremos distintas fórmulas matemáticas para cada uno:

Caso 1: Los 3 puntos están dispersos

Figura 5.6

Gráfico de un punto equidistante a 3 puntos dispersos



En este caso para 3 puntos de coordenadas conocidas, aplicaremos la siguiente fórmula para encontrar el punto que equidista a estos 3 puntos.

Dado $A(X_1, Y_1), B(X_2, Y_2), C(X_3, Y_3)$, el punto equidistante a estos 3 puntos $M(X, Y)$
Entonces debido a que $M(X, Y)$ equidista de estos 3 puntos, significa que la distancia entre el segmento AM tiene que ser igual a la distancia entre el segmento BM , de igual forma la distancia de BM tiene que ser igual a la distancia de CM .

$$d_{AM} = \sqrt{(X - X_1)^2 + (Y - Y_1)^2}$$

$$d_{BM} = \sqrt{(X - X_2)^2 + (Y - Y_2)^2}$$

$$d_{CM} = \sqrt{(X - X_3)^2 + (Y - Y_3)^2}$$

$$d_{AM} = d_{BM}$$

$$\sqrt{(X - X_1)^2 + (Y - Y_1)^2} = \sqrt{(X - X_2)^2 + (Y - Y_2)^2} \dots \dots \dots (Ec 1)$$

$$d_{BM} = d_{CM}$$

$$\sqrt{(X - X_2)^2 + (Y - Y_2)^2} = \sqrt{(X - X_3)^2 + (Y - Y_3)^2} \dots \dots \dots (Ec 2)$$

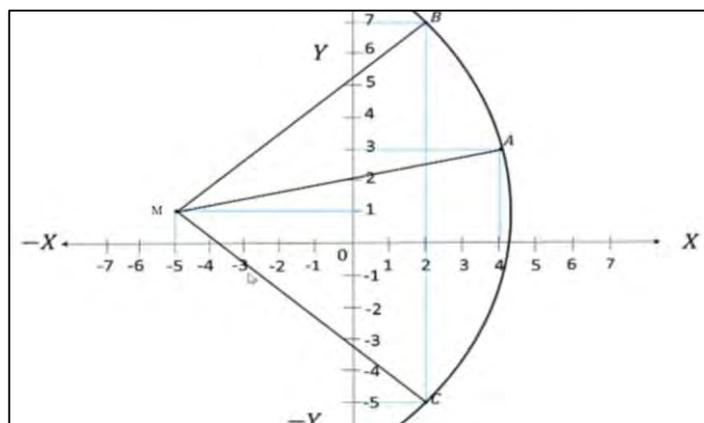
Entonces, tendríamos 2 ecuaciones con 2 incógnitas. Por ello, se procede a solucionar ambas ecuaciones y obtenemos el valor de X y Y , con ello las coordenadas del punto M .

Caso 2: Los 3 puntos se encuentran alineados

Cuando los 3 puntos se encuentran alineados, **no** se puede utilizar la fórmula del punto equidistante debido a que el punto a hallar en lugar de aproximarse a los 3 puntos, procede a alejarse de ellos, como se muestra en la siguiente gráfica:

Figura 5.7

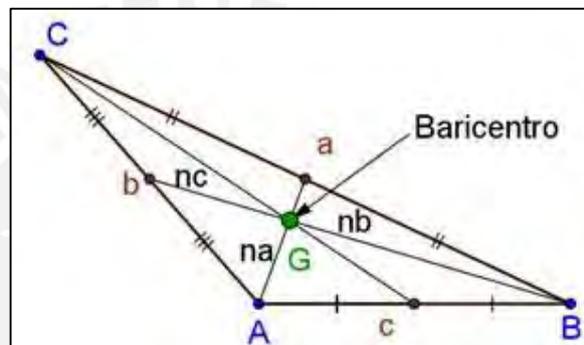
Gráfico de un punto equidistante a 3 puntos alineados



En el gráfico se puede apreciar que el punto M se encuentra a igual distancia que los puntos A, B y C. Sin embargo, el punto M no sería conveniente tenerlo como una ubicación debido a la distancia que tiene respecto a los puntos clave. Por ello, para este caso (puntos alineados) utilizaremos el baricentro de estos 3 puntos.

*Baricentro: es el punto en el cual se intersectan las medianas de un triángulo.
En figuras de densidad homogénea, el baricentro también corresponde a ser el centro de masas (centroide) de una superficie.*

Figura 5.8
Gráfico del baricentro entre 3 puntos



$$\text{Baricentro} = P_G = \left(\frac{X_1 + X_2 + X_3}{3}, \frac{Y_1 + Y_2 + Y_3}{3} \right)$$

NOTA

Para las nuevas ubicaciones halladas mediante las fórmulas explicadas se tendrían que ajustar las nuevas coordenadas debido a las condiciones que presenta la mina (geográficas, ubicaciones de instalaciones, zonas de alto tránsito de la mina, etc.), si es que fuera necesario.

CALCULANDO LAS NUEVAS UBICACIONES DE GARZAS

Para empezar a realizar los cálculos respectivos, procedemos a colocar los datos de entrada que son las coordenadas geográficas de los puntos clave. Entonces, mediante el uso de google earth el cual trabaja con coordenadas geográficas (elipsoide WGS-84) procedemos a colocar estos datos:

Tabla 5.1 Coordenadas Geográficas de los destinos a analizar

COORDENADAS GEOGRÁFICAS ELIPSOIDE WGS-84			
Punto	Destino	Latitud (N)	Longitud (W)
1	CV-4	-16.528624	-71.600797
2	Bot Intermedio	-16.523531	-71.619224
3	Mediana Ley	-16.518762	-71.613250
4	CV-5	-16.532745	-71.597137
5	SR-4	-16.535998	-71.590783
6	Bot Sur-Oeste	-16.544219	-71.608453
7	Bot Sur-Este	-16.551081	-71.584917
8	Pad 1x	-16.524189	-71.580768
9	SR-5	-16.538667	-71.577740
10	Bot Corto	-16.532807	-71.618879

Sin embargo, a estas coordenadas no podemos aplicarle las fórmulas matemáticas explicadas anteriormente. Por ello, procedemos a convertir estas coordenadas geográficas (WGS-84) a coordenadas UTM que poseen un sistema cartesiano.

Tabla 5.2 Conversión a Coordenadas UTM

COORDENADAS GEOGRÁFICAS ELIPSOIDE WGS-84				COORDENADAS UTM		
Pto	Destino	Latitud (N)	Longitud (W)	UTM Este (X)	UTM Norte (Y)	Zona
1	CV-4	-16.528624	-71.600797	222399.583	8170796.396	19
2	Bot Intermedio	-16.523531	-71.619224	220424.256	8171334.758	19
3	Mediana Ley	-16.518762	-71.613250	221055.441	8171871.059	19
4	CV-5	-16.532745	-71.597137	222796.354	8170345.183	19
5	SR-4	-16.535998	-71.590783	223479.572	8169993.774	19
6	Bot Sur-Oeste	-16.544219	-71.608453	221604.320	8169059.185	19
7	Bot Sur-Este	-16.551081	-71.584917	224127.490	8168331.917	19
8	Pad 1x	-16.524189	-71.580768	224532.341	8171314.951	19
9	SR-5	-16.538667	-71.577740	224876.264	8169716.171	19
10	Bot Corto	-16.532807	-71.618879	220474.467	8170308.221	19

Zona 1 (Mediana Ley, Bot Intermedio, Fase CV-4)

Para estos 3 puntos, los cuales están dispersos aplicaremos la fórmula del punto equidistante para estos puntos.

Figura 5.9 Zona 1 (3 puntos clave)



Tabla 5.3 Coordenadas UTM los puntos 1,2 y 3

Punto	Destino	UTM Este (X)	UTM Norte (Y)
1	CV-4	222,399.583	8,170,796.396
2	Bot Intermedio	220,424.256	8,171,334.758
3	Mediana Ley	221,055.441	8,171,871.059

Definiremos el punto a hallar como $P(X,Y)$

Punto 1 = (222 399.583 , 8 170 796.396)

Punto 2 = (220 424.256 , 8 171 334.758)

Punto 3 = (221 055.441 , 8 171 871.059)

Entonces debido a que $P(X,Y)$ equidista de estos 3 puntos, significa que la distancia entre el segmento 1P tiene que ser igual a la distancia entre el segmento 2P, de igual forma la distancia de 2P tiene que ser igual a la distancia de 3P.

$$d_{1P} = \sqrt{(X - 222\,399.583)^2 + (Y - 8\,170\,796.396)^2}$$

$$d_{2P} = \sqrt{(X - 220\,424.256)^2 + (Y - 8\,171\,334.758)^2}$$

$$d_{3P} = \sqrt{(X - 221\,055.441)^2 + (Y - 8\,171\,871.059)^2}$$

Resolviendo la primera ecuación

$$d_{1P} = d_{2P}$$

$$\sqrt{(X - 222\,399.583)^2 + (Y - 8\,170\,796.396)^2} = \sqrt{(X - 220\,424.256)^2 + (Y - 8\,171\,334.758)^2}$$

$$X^2 - 444\,799.166X + 49\,461\,574\,518.574 + Y^2 - 16\,341\,592.79Y$$

$$+ 66\,761\,913\,744\,886.6 =$$

$$X^2 - 440\,848.512X + 48\,586\,852\,633.154 + Y^2 - 16\,342\,669.52Y + 66\,770\,711\,727\,298.9$$

$$\begin{aligned}
 & -444\,799.166X + 440\,848.512X - 16\,341\,592.79Y + 16\,342\,669.52Y = \\
 & 48\,586\,852\,633.154 + 66\,770\,711\,727\,298.9 - 49\,461\,574\,518.574 \\
 & - 66\,761\,913\,744\,886.6
 \end{aligned}$$

$$\begin{aligned}
 & -3\,950.654X + 1\,076.73Y = 7\,923\,260\,526.877 \\
 & -3.669X + Y = 7\,358\,632.644 \dots\dots\dots (Ec\ 1)
 \end{aligned}$$

Resolviendo la segunda ecuación

$$d_{2P} = d_{3P}$$

$$\sqrt{(X - 220\,424.256)^2 + (Y - 8\,171\,334.758)^2} = \sqrt{(X - 221\,055.441)^2 + (Y - 8\,171\,871.059)^2}$$

$$\begin{aligned}
 & X^2 - 440\,848.512X + 48\,586\,852\,633.154 + Y^2 - 16\,342\,669.52Y \\
 & + 66\,770\,711\,727\,298.9 =
 \end{aligned}$$

$$X^2 - 442\,110.882X + 48\,865\,507\,995.705 + Y^2 - 16\,343\,742.12Y + 66\,779\,476\,604\,921.8$$

$$\begin{aligned}
 & -440\,848.512X + 442\,110.882X - 16\,342\,669.52Y + 16\,343\,742.12Y = \\
 & 48\,865\,507\,995.705 - 48\,586\,852\,633.154 + 66\,779\,476\,604\,921.8 \\
 & - 66\,770\,711\,727\,298.9
 \end{aligned}$$

$$1\,262.37X + 1\,072.6Y = 9\,043\,532\,985.450$$

$$1.177X + Y = 8\,431\,412.442$$

$$-1.177X - Y = -8\,431\,412.442 \dots\dots\dots (Ec\ 2)$$

Despejando las 2 incógnitas

$$-3.669X + Y = 7\,358\,632.644 \dots\dots\dots (Ec\ 1)$$

$$-1.177X - Y = -8\,431\,412.442 \dots\dots\dots (Ec\ 2)$$

$$-4.846X = -1\,072\,779.798$$

$$X = 221\,375.288$$

$$Y = 8\,170\,854.905$$

$$P = (221\,375.288, 8\,170\,854.905)$$

Zona 2 (Fase CV-5, Fase SR-4)

Para estos 2 puntos, aplicaremos la fórmula del medio entre estos puntos.

Figura 5.10 Zona 2**Tabla 5.4 Coordenadas UTM los puntos 4 y 5**

Punto	Destino	UTM Este (X)	UTM Norte (Y)
4	CV-5	222796.354	8170345.183
5	SR-4	223479.572	8169993.774

Definiremos el punto a hallar como $M(X, Y)$

Punto 4 = (222 796.354 , 8 170 345.183)

Punto 5 = (223 479.572 , 8 169 993.774)

$$M = \left(\frac{222\ 796.354 + 223\ 479.572}{2}, \frac{8\ 170\ 345.183 + 8\ 169\ 993.774}{2} \right)$$

$$M = (223\ 137.963, 8\ 170\ 169.479)$$

Zona 3 (Pad 1x, Fase SR-5)

Para estos 2 puntos, aplicaremos la fórmula del medio entre estos puntos.

Figura 5.11 Zona 3

Tabla 5.5 Coordenadas UTM los puntos 8 y 9

Punto	Destino	UTM Este (X)	UTM Norte (Y)
8	Pad 1x	224532.341	8171314.951
9	SR-5	224876.264	8169716.171

Definiremos el punto a hallar como $N(X, Y)$

Punto 8 = (224 532.341 , 8 171 314.951)

Punto 9 = (224 876.264 , 8 169 716.171)

$$N = \left(\frac{224\ 532.341 + 224\ 876.264}{2}, \frac{8\ 171\ 314.951 + 8\ 169\ 716.171}{2} \right)$$

$$N = (224\ 704.303 , 8\ 170\ 515.561)$$

Zona 4 (Bot Corto, Bot Sur-Oeste, Bot Sur Este)

Para estos 3 puntos que están alineados no se podrá aplicar la fórmula del punto equidistante debido a las razones explicadas previamente, por ello utilizaremos la fórmula del baricentro.

Figura 5.12 Zona 4

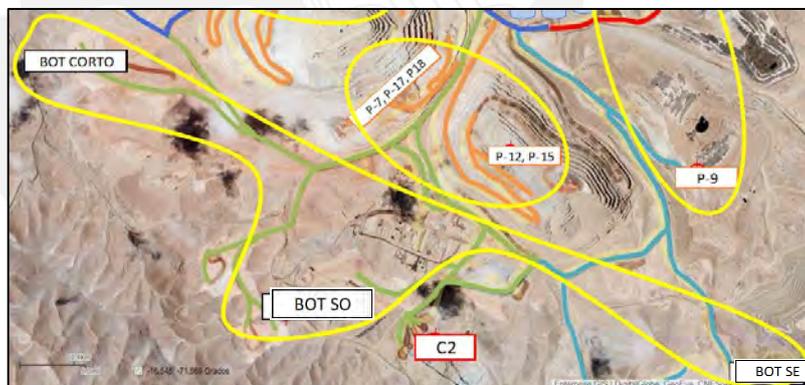


Tabla 5.6 Coordenadas UTM los puntos 6,7 y 10

Punto	Destino	UTM Este (X)	UTM Norte (Y)
6	Bot Sur-Oeste	221604.320	8169059.185
7	Bot Sur-Este	224127.490	8168331.917
10	Bot Corto	220474.467	8170308.221

Definiremos el punto a hallar como $O(X,Y)$

Punto 6 = (221 604.320 , 8 169 059.185)

Punto 7 = (224 127.490 , 8 168 331.917)

Punto 10 = (220 474.467 , 8 170 308.221)

$$\left(\frac{221\ 604.320 + 224\ 127.490 + 220\ 474.467}{3}, \frac{8\ 169\ 059.185 + 8\ 168\ 331.917 + 8\ 170\ 308.221}{3} \right)$$

$$O = (222\ 068.759, 8\ 169\ 233.108)$$

Resumiendo todas las zonas

Zona 1 $P = (221\ 375.288, 8\ 170\ 854.905)$

Zona 2 $M = (223\ 137.963, 8\ 170\ 169.479)$

Zona 3 $N = (224\ 704.303, 8\ 170\ 515.561)$

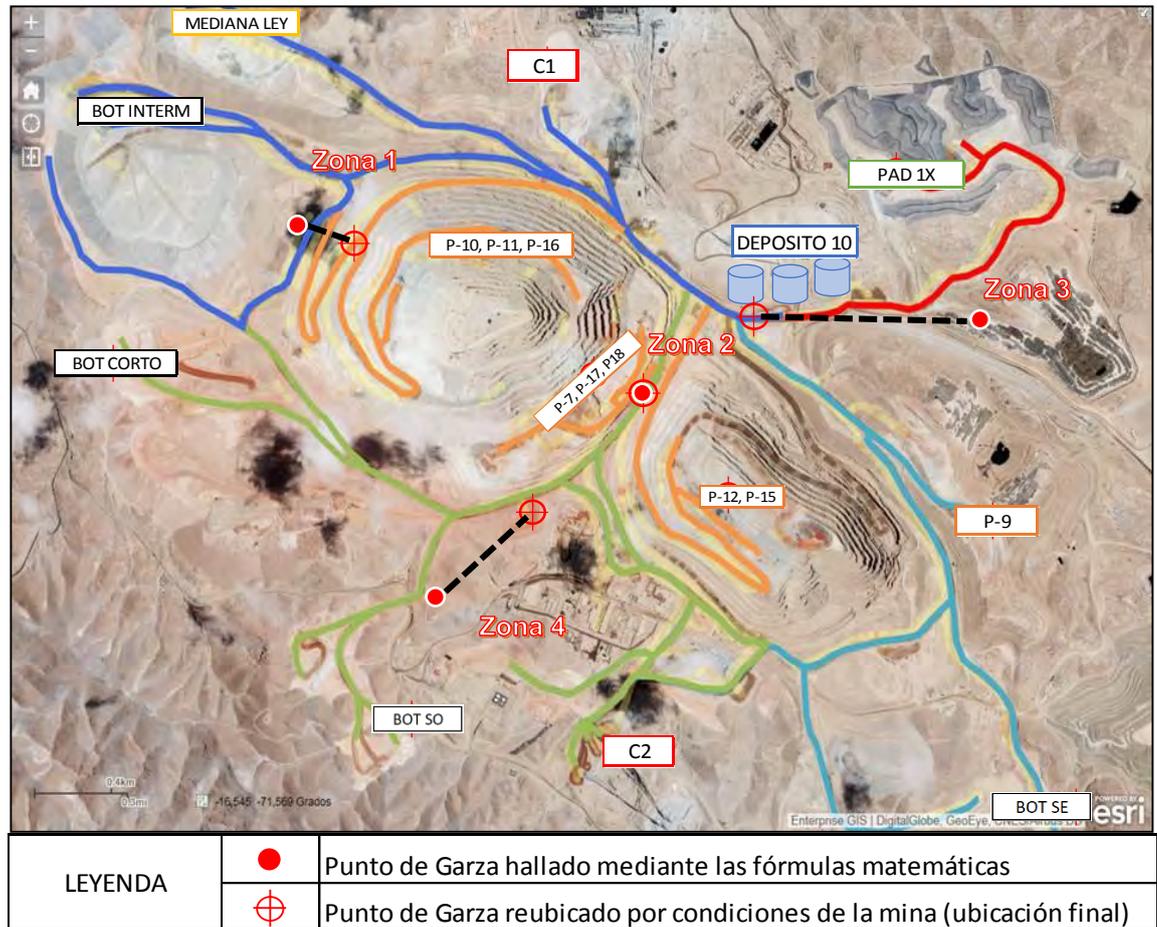
Zona 4 $O = (222\ 068.759, 8\ 169\ 233.108)$

Entonces, con los datos de las nuevas ubicaciones de las garzas, se procede a convertir estas coordenadas UTM a coordenadas geográficas WGS-84 y lo ubicamos en la mina a través de google earth.

Tabla 5.7 Coordenadas de los puntos de garza hallados

Garzas	COORDENADAS UTM		COORDENADAS GEOGRÁFICAS	
	UTM Este (X)	UTM Norte (Y)	Latitud (N)	Longitud (W)
Zona 1	221374.288	8170854.905	-16.527976	-71.610389
Zona 2	223137.963	8170169.479	-16.534372	-71.593960
Zona 3	224704.303	8170515.561	-16.531428	-71.579254
Zona 4	222068.759	8169233.108	-16.542703	-71.604084

Figura 5.13
Ubicaciones de las nuevas garzas y reajuste



Como se explicó anteriormente, si es que fuese necesario habría que modificarse la locación de algunos puntos hallados debido a condiciones que presenta la mina. Cabe resaltar que la reubicación no será una distancia considerable ya que se perdería el objetivo inicial.

Zona 1

En el caso de la zona 1, reubicaremos la garza 312 metros más cerca hacia la fase CV-4 debido a la prioridad que tiene una fase con 3 palas y a que la zona a reubicar se encuentra un tanque de agua de 60 metros cúbicos lo cual favorece a que la instalación de la garza sea sencilla y simple.

Zona 2

En el caso de la zona 2, no hay ninguna condición de mina que impida que la garza se ubique en el lugar. Por lo tanto, la ubicación de la garza será el mismo lugar.

Zona 3

En el caso de la zona 3, el punto hallado mediante las coordenadas se encuentra encima del Pad 1x (Fase 2). Por ello, no es posible que la ubicación de la garza sea en ese punto debido a que es una zona con geomembranas que podrían dañarse afectándose el proceso de lixiviación.

Como la zona se encuentra rodeada de Pads de lixiviación (Pad 1x, Megapad). La garza mantendrá su ubicación en el Depósito 10 que sería la ubicación más cercana para la zona del Pad 1x y para la fase SR-5.

Zona 4

En el caso de la zona 4, el punto hallado mediante las coordenadas se encuentra encima de una zona montañosa. Por ello, para habilitar la zona se tendría que trabajar con 2 tractores en el lugar al menos 1 mes, lo cual es poco factible. Por ello reubicaremos el punto 465 metros hacia el norte a una zona donde existe una zona habilitada (ex parqueo de camiones) siendo más fácil la instalación de una garza.

Finalmente, la tabla 5.8 muestra las coordenadas finales de las nuevas locaciones de las garzas con sus respectivas denominaciones.

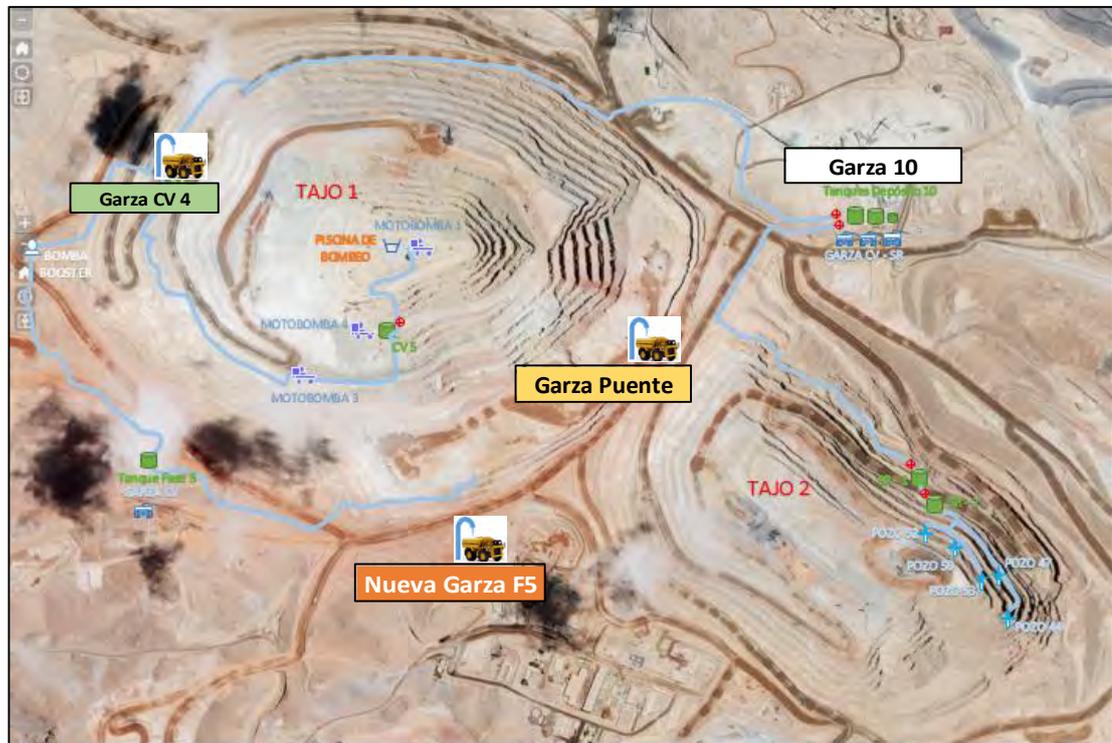
Tabla 5.8

Ubicaciones de las nuevas garzas y reajuste

Garzas	Garzas	COORDENADAS GEOGRÁFICAS		COORDENADAS UTM	
		Latitud (N)	Longitud (W)	UTM Este (X)	UTM Norte (Y)
Zona 1	Garza Cv-4	-16.527755	-71.607273	221706.708	8170883.659
Zona 2	Garza Puente	-16.534372	-71.593960	223137.963	8170169.479
Zona 3	Garza Dep 10	-16.530571	-71.587206	223853.847	8170599.542
Zona 4	Garza F-5	-16.539145	-71.599416	222562.121	8169633.457

La figura 5.14 muestra la nueva ubicación de las garzas de agua:

Figura 5.14 Ubicación Final de las nuevas garzas de agua



En las figuras 5.15 – 5.17, se observa en detalle de cada una de las garzas:

Figura 5.15 Ubicación Garza CV – 4



Figura 5.16 Ubicación Garza Punte



Figura 5.17 Ubicación Garza F 5



5.1.6 DISTANCIAS

En esta parte se mostrará el ahorro de distancias debido a la reubicación de las garzas. Para el cálculo de las distancias de los puntos de las garzas hacia los destinos se utilizará la información del programa *minesight*. Por ello, ya no será necesario utilizar las coordenadas (geográficas y UTM).

REDUCCIÓN DE DISTANCIAS DE RECORRIDO DE LOS CISTERNAS

En la Figura 5.18 podemos apreciar las distancias que dejarán de recorrer los cisternas para poder dirigirse a las principales fases de minado.

Figura 5.18 Distancias Ahorradas

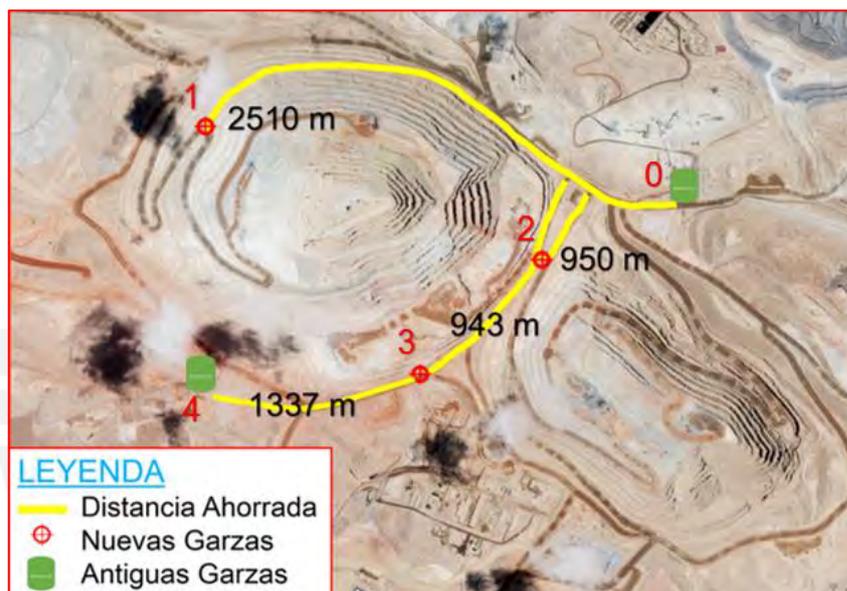


Tabla 5.9 Cuadro de ahorro de distancias

PUNTOS	DISTANCIA (ida)	DISTANCIA (vuelta)	TOTAL
0 -----> 1	2510	2510	5.0 Km
0 -----> 2	950	950	1.9 Km
2 -----> 3	943	943	1.9 Km
3 -----> 4	1337	1337	2.7 Km

NUEVAS DISTANCIAS DE LAS RUTAS DE REGADÍO (IDA Y VUELTA)

En la Figura 5.19 podemos apreciar las nuevas rutas de regadío de los cisternas teniendo en cuenta la reubicación de los puntos de abastecimiento de agua (garzas).

Figura 5.19

Rutas de regadío de cisternas considerando la reubicación de las garzas

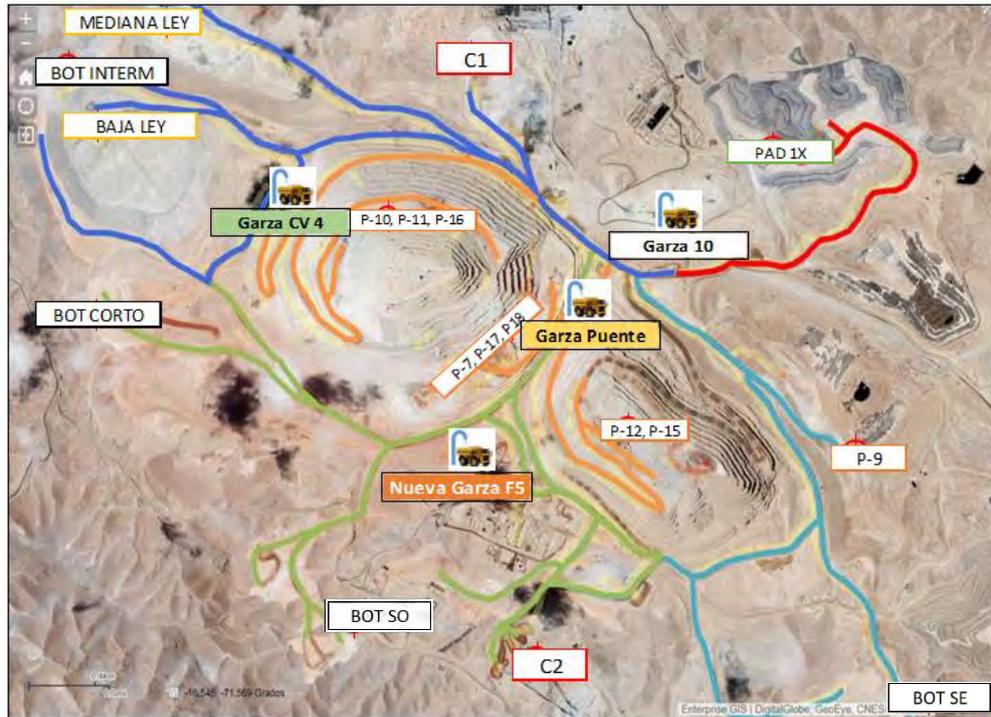


Tabla 5.10

Comparación entre las distancias de las rutas de regadío

a) Ruta actual

Punto de Inicio	Destino	Recorrido Km
Depósito 10	Pad 1X	5.92
Depósito 10	Pala 09	3.6
Depósito 10	BOT SE	7.54
Depósito 10	C2	7.33
Depósito 10	Pala 12, 15	7.58
Depósito 10	Pala 7, 17, 18	3.84
Depósito 10	BOT SO	8.93
Depósito 10	BOT Corto	9.19
Depósito 10	BOT Interm	8.16
Depósito 10	Baja Ley	7.18
Depósito 10	Mediana Ley	6.87
Depósito 10	C1	3.92
Depósito 10	Pala 10, 11 y 16	10.45



b) Ruta nueva

ZONA	Punto de Inicio	Destino	Recorrido Km
PAD 1X	Depósito 10	Pad 1X	5.92
SR-5	Depósito 10	Pala 09	3.6
	Depósito 10	BOT SE	7.54
C2	Nueva Garza F5	C2	4.46
SR-4	Garza Puente	Pala 12, 15	5.96
CV-5	Garza Puente	Pala 7, 17, 18	1.97
SUR-OESTE	Nueva Garza F5	BOT SO	5.17
	Nueva Garza F5	BOT Corto	5.44
NORTE	Depósito 10	BOT Interm	8.16
	Depósito 10	Baja Ley	7.18
	Depósito 10	Mediana Ley	6.87
	Depósito 10	C1	3.92
CV-4	Garza CV4	Pala 10, 11 y 16	5.44

5.1.7 EVALUACIÓN ECONÓMICA

En la unidad minera se tiene un total de 10 cisternas de agua, las cuales se detallan a continuación:

Tabla 5.11 Numeración y Capacidad de los cisternas

Equipo		Capacidad
Nº Cisterna	Galones	
Nº 41	30,000	
Nº 47	37,000	
Nº 49	40,000	
Nº 51	40,000	
Nº 52	44,000	
Nº 54	20,000	
Nº 55	20,000	
Nº 56	20,000	
Nº 57	20,000	
Nº 58	20,000	
Total	291,000	

El siguiente análisis se realizó tomando en cuenta las rutas de regadío de 5 cisternas para 1 ciclo, teniendo como punto de inicio de abastecimiento el **Depósito 10**. Se escogió la mitad (5) de la cantidad total de cisternas debido a que cuando estos estén retornando vacío a abastecerse de agua, la siguiente mitad de cisternas ya abastecidos estarán en camino a regar.

Tabla 5.12 Rutas actuales de los cisternas de agua (data de campo)

RUTAS ACTUALES DE CISTERNAS DE AGUA (DATA RECOLECTADA EN CAMPO)						
Número Cisterna	Punto de Inicio	Rutas	Distancia	Ciclo	Ciclo	Velocidad
			Km	Min	Hr	Km/h
47	Deposito 10	SR F5, S. Dinamico, C2	13.86	70	1.17	11.88
49	Deposito 10	C1, Med ley, Intermedio	15.75	55	0.92	17.18
41	Deposito 10	Pala 12, 15	7.58	60	1.00	7.58
54	Deposito 10	Pala 10, 11, 16	10.46	40	0.67	15.68
51	Deposito 10	Pala 7, 17, 18, BotSO, Corto	16.29	81	1.35	12.07
Total			63.93	306 min	5.1 h	Vprom = 12.88

De manera similar se realizó análisis, esta vez considerando las nuevas ubicaciones de las garzas.

Tabla 5.13 Rutas nuevas de los cisternas (Estimación – Proyección)

RUTAS NUEVAS DE CISTERNAS DE AGUA (ESTIMACIÓN - PROYECCIÓN)					
Punto de Inicio	Rutas	Distancia	Ciclo	Ciclo	Velocidad
		Km	Min	Hr	Km/h
Deposito 10	SR F5	10.61	54	0.89	11.88
Deposito 10	C1, Med ley, Intermedio	15.75	55	0.92	17.18
Garza Puente	Pala 12, 15	5.96	47	0.79	7.58
Garza Puente	Pala 7, 17, 18	5.67	28	0.47	12.07
Garza CV 4	Pala 10, 11, 16	5.44	21	0.35	15.68
Garza Fase 5	Corto, Bot Sur Oeste, C2	13.80	69	1.14	12.07
Total		57.23	273 min	4.56 h	Vprom = 12.74

- Distancia reducida por 5 Cisternas en 1 ciclo de riego: **6.7 Km**
- Tiempo reducido por 5 Cisternas en 1 ciclo de riego: **33 min**

ESTIMACIÓN DE AHORRO DE COSTOS POR USO DE CISTERNA

- El análisis se realizó para 5 cisternas en 1 ciclo (estimación).
- En 1 día (3 turnos) se realizan aproximadamente 14 viajes por cisterna.

Tabla 5.14
Distancia y tiempos ahorrados en función del número de ciclos

		TURNO A	TURNO B	TURNO C	DIA	MES	AÑO
Ciclos (unid)	1 ciclo	5	5	4	14	420	5,110
Distancia Reducida Total (Km)	6.7	33.5	33.5	26.8	93.8	2,814	34,237
Tiempo Ganado Total (H)	0.55	2.75	2.75	2.2	7.7	231	2,810.5

- Teniendo en cuenta que el costo horario del cisterna es **190.76 \$/h**.

Tabla 5.15
Ahorro de costos en los siguientes por periodo de regadío

	DIA	MES	AÑO
Costo Ahorrado	\$ 1,469	\$ 44,066	\$ 536,131

- Entonces, podemos apreciar que para un periodo de 1 año, se ahorrará aproximadamente medio millón de dólares.

5.1.8 FACTIBILIDAD DE REDUCCIÓN DE LA FLOTA DE CISTERNAS

El siguiente análisis tiene como objetivo ver la posibilidad de reducir la flota de cisternas utilizadas en la mina.

Tomando como base la tabla 5.16, se puede determinar la cantidad de agua utilizada (ver tabla 5.17):

Tabla 5.16 Cantidad de agua utilizada en 1 viaje por los 5 cisternas del proyecto

Equipo	Capacidad
N° Cisterna	Galones
N° 41	30,000
N° 47	37,000
N° 49	40,000
N° 51	40,000
N° 54	20,000
Total	167,000

**Tabla 5.17
Relación entre la cantidad de agua y la distancia cubierta por el regadío**

	Cantidad agua (Galones)	Distancia regada(Km)
Actual	167,000	63.93
Proyecto	149,498	57.23
Ahorrado	17,502	6.7

- Para regar una distancia de 63.93 Km, utilizamos 167 000 galones de agua.
- Por ello, para regar una distancia de 57.23 km (distancia reducida debido a la reubicación de las garzas), utilizaremos 149 498 galones de agua (**valor calculado**).
- Es así que se ahorra 17 502 galones de agua lo cual es equivalente a 1 cisterna chico (capacidad 20 mil galones aproximadamente).

Tabla 5.18 Comparación entre la cantidad de cisternas en mina

Actual		Proyectada	
Equipo	Capacidad	Equipo	Capacidad
N° Cisterna	Galones	N° Cisterna	Galones
N° 41	30,000	N° 41	30,000
N° 47	37,000	N° 47	37,000
N° 49	40,000	N° 49	40,000
N° 51	40,000	N° 51	40,000
N° 52	44,000	N° 52	44,000
N° 54	20,000	N° 54	20,000
N° 55	20,000	N° 55	20,000
N° 56	20,000	N° 56	20,000
N° 57	20,000	N° 57	20,000
N° 58	20,000		
Total	10	Total	9

En resumen, mediante la reubicación de las garzas se reducirá la utilización de 1 cisterna generando así un ahorro de costo adicional.

De lo anterior y tomando en cuenta que si reducimos la flota de 1 cisterna, considerando su costo horario, una disponibilidad promedio y una utilización promedio.

Para 1 turno (8 horas) de la mina.

$$\text{Disponibilidad promedio} = 85\%$$

$$\text{Utilización promedio} = 75\%$$

$$\text{Costo Horario Cisterna} = 190.76 \left(\frac{\$}{h} \right)$$

$$\text{Costo Ahorrado}_{\text{Turno}} = 190.76 \left(\frac{\$}{h} \right) \times 8 \left(\frac{\text{horas}}{\text{turno}} \right) \times 0.85 \times 0.75$$

$$\text{Costo Ahorrado}_{\text{Turno}} = 972.9 \left(\frac{\$}{\text{turno}} \right)$$

Para 1 día en la mina.

$$\text{Costo Ahorrado}_{\text{Día}} = 972.9 \left(\frac{\$}{\text{turno}} \right) \times 3 \left(\frac{\text{turnos}}{\text{día}} \right)$$

$$\text{Costo Ahorrado}_{\text{Día}} = 2\,918.7 \left(\frac{\$}{\text{día}} \right)$$

Para 1 mes y 1 año.

Tabla 5.19
Ahorro de costos por la reducción de 1 cisterna por periodo de tiempos

	DIA	MES	AÑO
Costo Ahorrado	\$ 2,918.7	\$ 87,561	\$ 1,050,732

- Se puede apreciar que para un periodo de 1 año, se ahorra aproximadamente 1 millón de dólares por uso de número de cisternas.

5.1.9 REDUCCIÓN DEL CONSUMO DEL AGUA

El siguiente análisis tiene como objetivo calcular la reducción en el consumo del agua y el ahorro de costo que implica.

En primer lugar convertimos a metros cúbicos la cantidad de agua ahorrada con la implementación del proyecto tomando como base la información de la tabla 5.17 y el factor de conversión ($1\text{m}^3 = 264.17$ galones).

Tabla 5.20
Conversión a metros cúbicos la cantidad de agua utilizada en el regadío

	Cantidad agua (Galones)	Cantidad agua (m ³)
Actual	167,000	632.2
Proyecto	149,498	565.9
Ahorrado	17,502	66.3

Después, con esta información calculamos la cantidad de agua utilizada en la operación minera en todo el año.

Tabla 5.21
Cantidad total de agua consumida por la operación minera

	m ³ por ciclo	# ciclos/día	# días / Año	m ³ /año
Total de agua utilizada en la operación	632.2	14	365	3,230,357

Luego, la información de la mina nos indica que mensualmente la operación en mina consume 147 900 m³ al mes aproximadamente. Con esta información calculamos la cantidad total de agua freática y del río chili utilizado en la operación minera en todo el año.

Tabla 5.22
Consumo del agua del río chili en todo el año

	m ³ /mes	m ³ /año
Agua de Río Chili	147,900	1,774,800

Tabla 5.23
Cantidad y porcentaje de agua freática y del río chili respecto del total

	m ³ /año	Porcentaje
Total de agua consumida en operación	3,230,357	100%
Agua Freática	1,455,557	45%
Agua de Río Chili	1,774,800	55%

Ahora, calculamos el ahorro de agua generado por la reducción de la flota de cisternas durante el periodo de 1 año.

Tabla 5.24
Ahorro de agua en todo el año

m3 ahorro agua x ciclo	# ciclos/día	#días/ año	m3 ahorro agua/año
66.3	14	365	338,549

Con la información de la cantidad de agua ahorrada durante un año, procedemos a calcular la cantidad que es agua freática y la cantidad que es agua del río Chili. Finalmente, con el precio del agua del río chili (12.68 \$/m3, fuente SEDAPAR) y el precio de extracción de agua freática (25.36 \$/m3, valor estimado en base a la complejidad del cálculo de este factor que involucra el uso de bombas, motobombas, tuberías HDPE, tablero eléctrico, energía eléctrica, mano de obra, uso de algunos equipos como retro-excavadora, etc.)

Tabla 5.25
Ahorro de costo generado debido a la reducción del consumo de agua

	Río Chili	Freática
Porcentaje de agua de cada fuente	55%	45%
Aporte de agua en (m3/año)	186,202	152,347
Costo de m3 de agua (USD)	12.68	25.36
Reducción de costo por extracción de agua según la fuente de agua (USD)	2,361,042	3,863,524
Ahorro por extracción de agua (USD/año)	6,224,566	

Tabla 5.26
Ahorro de costos por la reducción de consumo de agua por periodo de tiempos

	DIA	MES	AÑO
Costo Ahorrado	\$ 17,290	\$ 518,714	\$ 6,224,566

- Entonces, podemos apreciar que para un periodo de 1 año, se ahorra aproximadamente 6 millones de dólares.

5.1.10 CUADRO RESUMEN DEL PROYECTO

Tabla 5.27
Cuadro Resumen del Proyecto

Ciclo Actual		Ciclo Proyectado		Diferencial		
D Ciclo (km)	T Ciclo (hr)	D Ciclo (km)	T Ciclo (hr)	Δ Distancia	Δ Tiempo	
63.93	5.1	57.23	4.55	6.7	0.55	
1 día	14 ciclos			1 mes	30 días	
		1 año	365 días			
				Día	Mes	Año
Ciclos	1 ciclo	14 Ciclos	420 Ciclos	5110 Ciclos		
Tiempo Ahorrado (Hr)	0.55	7.7	231	2810.5		
Costo Horario (\$/Hr)	190.76					
1	Costo Ahorrado (\$)	\$ 105	\$ 1,469	\$ 44,066	\$ 536,131	

Cantidad de Cisternas		
Actual	Proyectada	Δ
10	9	1

Costo Horario (\$/Hr)	190.76				
Disp	85%		Util	75%	
1 día	3 turnos		1 turno	8 hrs	
			Día	Mes	Año
Turnos	1 turno	3 turnos	90 turnos	1080 turnos	
2	Costo Ahorrado (\$)	\$ 973	\$ 2,919	\$ 87,561	\$ 1,050,732

Cantidad Agua		
Actual	Proyecto	Δ
632.2	565.9	66.3

		Día	Mes	Año
Cantidad Agua Ahorrada	1 ciclo	14 Ciclos	420 Ciclos	5110 Ciclos
M3	66	928	27,846	338,793

	Río Chillí	Freática
Porcentaje de agua de cada fuente	55%	45%
Aporte de agua (m ³ /año)	186,202	152,347
Costo de m ³ de agua (USD)	12.68	25.36
Reducción de costo por extracción de agua según la fuente de agua (USD)	2,361,042	3,863,524
Ahorro por extracción de agua (USD/año)	6,224,566	

	Día	Mes	Año	
3	Costo Ahorrado (\$)	\$ 17,290	\$ 518,714	\$ 6,224,566

1
 +
 2
 +
 3

	Día	Mes	Año	
Total	Costo Total Ahorrado (\$)	\$ 21,678	\$ 650,340	\$ 7,811,429

5.1.11 ANÁLISIS ECONÓMICO

En el siguiente análisis económico se mostrará la rentabilidad del proyecto mediante el cálculo de los parámetros VAN y TIR, considerando además el costo de inversión en la implementación del proyecto.

Tabla 5.28
Costo de Inversión en el proyecto

Inversión	Costo (\$)
Tuberías HDPE (1000 m, 250 mm)	20,000
Válvula de Mariposa (4 unid)	496
Válvula Motorizada (2 unid)	2,000
Bridas (4 unid)	932
Stub end (4 unid)	100
Espárragos (8 unid)	200
Cables (1000 m)	9,000
Flujómetro (2 unid)	6,800
Electroválvula (2 unid)	1,000
Total	40,528

El costo de inversión es de \$ 40 528. Entonces, con el ahorro de costo mensual del proyecto (\$ 650 340), se procede a elaborar un flujo de caja para el periodo de 1 año.

Figura 5.20 Gráfico del flujo de caja del proyecto

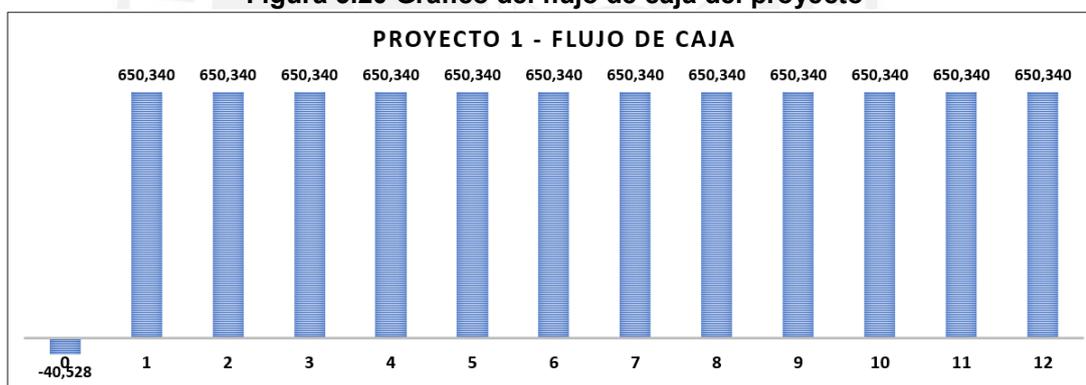


Tabla 5.29 Flujo de caja del proyecto y rentabilidad

	Mes 0	Mes 1	Mes 2	Mes 3	Mes 4	Mes 5	Mes 6	Mes 7	Mes 8	Mes 9	Mes 10	Mes 11	Mes 12
Ahorro		650,340	650,340	650,340	650,340	650,340	650,340	650,340	650,340	650,340	650,340	650,340	650,340
Inversión	40,528												
Util Mensual	-40,528	650,340	650,340	650,340	650,340	650,340	650,340	650,340	650,340	650,340	650,340	650,340	650,340

Tasa Anual	12%	Tasa Mensual	0.949%
VAN	\$7,234,089		
TIR (mes)	1605%		

Finalmente se obtiene un VAN positivo y una TIR mayor a la tasa mensual, lo cual indica que el proyecto es viable económicamente.

5.2- AUMENTO DE LA VIDA DE LOS CABLES DE IZAR MEDIANTE LA MEJORA DEL RANKING DE LOS OPERADORES DE PALA

5.2.1 OBJETIVOS

- Extender la vida útil de los cables de izar de los equipos de carguío mediante la mejora del rendimiento de los operadores de pala a través de la elaboración de un ranking (scorecard) con el uso del software generador de reportes Business Object.
- Generar un ahorro de costo mediante la extensión de la vida útil de los cables de izar de las palas.

5.2.2 ANTECEDENTES

Uno de las áreas más importantes dentro Operaciones Mina es el área de carguío. Para cumplir los objetivos de esta área es importante tener en consideración tanto el factor humano como los equipos de carguío.

SITUACIÓN ACTUAL

Actualmente se establece un ranking de operadores con la información que nos proporciona el Sistema Dispatch en base a los siguientes criterios:

- ✓ Según el tiempo de carguío (objetivo).
- ✓ Según la carga promedio de (objetivo).

CRITERIOS

Según el Tiempo Promedio de Carguío

Figura 5.21 Criterios de Tiempo de Carguío según el modelo de Pala

<ul style="list-style-type: none"> ▪ P15 4100XPC-AC ▪ P16 4100XPC-AC ▪ P17 4100XPC-AC ▪ P18 4100XPC-AC 	} 0.8 Min
<ul style="list-style-type: none"> ▪ P06 2800XPB ▪ P07 2800XPA ▪ P11 2800XPC 	} 1.7 Min
<ul style="list-style-type: none"> ▪ P10 4100C ▪ P12 4100XPC 	} 1.1 Min

Este criterio nos indica el tiempo que como máximo debería demorarse una pala en cargar un camión. Está dividido según el modelo de pala y su capacidad de cuchara. Sin embargo, este criterio no hace distinción de acuerdo a qué tipo de camión se está cargando, ya sea un CAT-793 (240 ton) o Komatsu-930 E (310 ton).

Según el Promedio de Carga

Figura 5.22 Criterio de Promedio de Carga de las Palas

POR TONELAJE
 TON OBJETIVO = 240 Ton
RANGO DE CARGUÍO
 [220 Ton - 265 Ton]

Este criterio nos indica el promedio de carga objetivo (240 ton) y el rango permitido de variación de la carga (220 ton – 265 ton). Sin embargo, este criterio tampoco hace distinción de acuerdo a qué tipo de camión se está cargando, ya sea CAT-793 (240 ton) o Komatsu-930 E (310 ton).

EVALUACIÓN DEL 2015 (EXCEL-MACRO, SQL)

En base a estos 2 criterios se evalúa a los operadores de pala, obteniendo como resultado un ranking de todos los operadores.

Según el Tiempo Promedio de Carguío (Ejemplos Reales)

Tabla 5.30 Ranking de Operadores por Pala según el Tiempo de Carguío

	TIEMPO PROMEDIO	CARGA PROMEDIO
P06	1.53	238.08
OPERADOR 1	1.38	240.04
OPERADOR 2	1.45	234.00
OPERADOR 3	1.52	237.29
OPERADOR 4	1.54	232.38
OPERADOR 5	1.59	238.16
	TIEMPO PROMEDIO	CARGA PROMEDIO
P07	1.73	238.02
OPERADOR 6	1.60	240.60
OPERADOR 7	1.70	239.05
OPERADOR 8	1.73	237.50
OPERADOR 9	1.75	237.83
OPERADOR 10	1.84	243.67
	TIEMPO PROMEDIO	CARGA PROMEDIO
P10	1.07	238.10
OPERADOR 11	1.01	235.16
OPERADOR 12	1.05	242.74
OPERADOR 13	1.06	237.26
OPERADOR 14	1.08	236.56
OPERADOR 15	1.09	239.17

Tabla 5.31 Ranking de Operadores por Pala según el Tiempo de Carguío

	TIEMPO PROMEDIO	CARGA PROMEDIO
P16	0.78	234.74
OPERADOR 7	0.70	232.63
OPERADOR 11	0.74	234.91
OPERADOR 12	0.76	237.75
OPERADOR 13	0.80	234.22
OPERADOR 5	0.86	232.72
	TIEMPO PROMEDIO	CARGA PROMEDIO
P17	0.83	234.97
OPERADOR 7	0.79	235.60
OPERADOR 11	0.81	236.55
OPERADOR 16	0.83	232.35
OPERADOR 5	0.87	233.17
OPERADOR 17	0.87	236.07
	TIEMPO PROMEDIO	CARGA PROMEDIO
P18	0.85	238.96
OPERADOR 12	0.84	240.72
OPERADOR 9	0.84	234.23
OPERADOR 8	0.85	234.38
OPERADOR 11	0.87	237.62
OPERADOR 18	0.89	237.38

Esta información se obtiene mediante el sistema Dispatch (con conexión SQL a través de una Macro en Excel).

Según el Promedio de Carga (Ejemplos Reales)

Tabla 5.32 Ranking de Operadores por Pala según la Carga Promedio

Row Labels	TIEMPO PROMEDIO	CARGA PROMEDIO
P06	1.73	241.48
OPERADOR 19	2.23	245.56
OPERADOR 20	1.83	245.46
OPERADOR 12	1.92	241.31
OPERADOR 15	1.67	240.06
OPERADOR 1	1.38	240.04
Row Labels	TIEMPO PROMEDIO	CARGA PROMEDIO
P07	2.01	242.48
OPERADOR 19	2.38	247.50
OPERADOR 20	2.19	245.09
OPERADOR 10	1.84	243.67
OPERADOR 17	1.88	242.27
OPERADOR 15	1.92	240.63
Row Labels	TIEMPO PROMEDIO	CARGA PROMEDIO
P10	1.24	242.57
OPERADOR 19	1.36	244.38
OPERADOR 17	1.16	244.11
OPERADOR 12	1.05	242.74
OPERADOR 20	1.23	242.47
OPERADOR 21	1.21	239.58

Tabla 5.33 Ranking de Operadores por Pala según la Carga Promedio

Row Labels	TIEMPO PROMEDIO	CARGA PROMEDIO
P16	1.07	243.64
OPERADOR 19	1.11	244.59
OPERADOR 17	0.94	242.43
OPERADOR 9	1.00	242.38
OPERADOR 22	1.08	242.07
OPERADOR 23	1.10	241.84
P17	1.06	243.13
OPERADOR 10	1.05	244.79
OPERADOR 20	1.02	244.33
OPERADOR 19	1.10	243.55
OPERADOR 15	1.04	241.27
OPERADOR 2	1.07	240.23
P18	1.11	242.26
OPERADOR 2	1.19	242.93
OPERADOR 15	1.16	242.27
OPERADOR 24	1.28	242.09
OPERADOR 25	0.97	241.93
OPERADOR 20	1.04	241.87

Esta información se obtiene mediante el sistema Dispatch (con conexión SQL a través de una Macro en Excel).

5.2.3 INFORMACIÓN DE EVENTOS (RAMP MEM)

La información de los eventos de mala operación de las Palas Eléctricas se obtiene mediante el RAMP MEM (*Remote Asset Monitoring Process – Mobile Equipment Monitor*).

RAMP (Proceso de Monitorización Remota de Activos)

El RAMP es un sistema que permite monitorizar de forma remota (*Wireless*) los parámetros de un proceso mediante el uso de navegadores web estándar.

MEM (Monitor de Equipo Móvil)

Sistema de monitoreo de equipos de minería que sirve de puente entre los sistemas de instrumentación y mantenimiento de equipos móviles. Habilita el acceso remoto a los datos de operación del equipo sobre la red inalámbrica de la mina. Proporciona visibilidad y análisis de rendimiento de los equipos a través de:

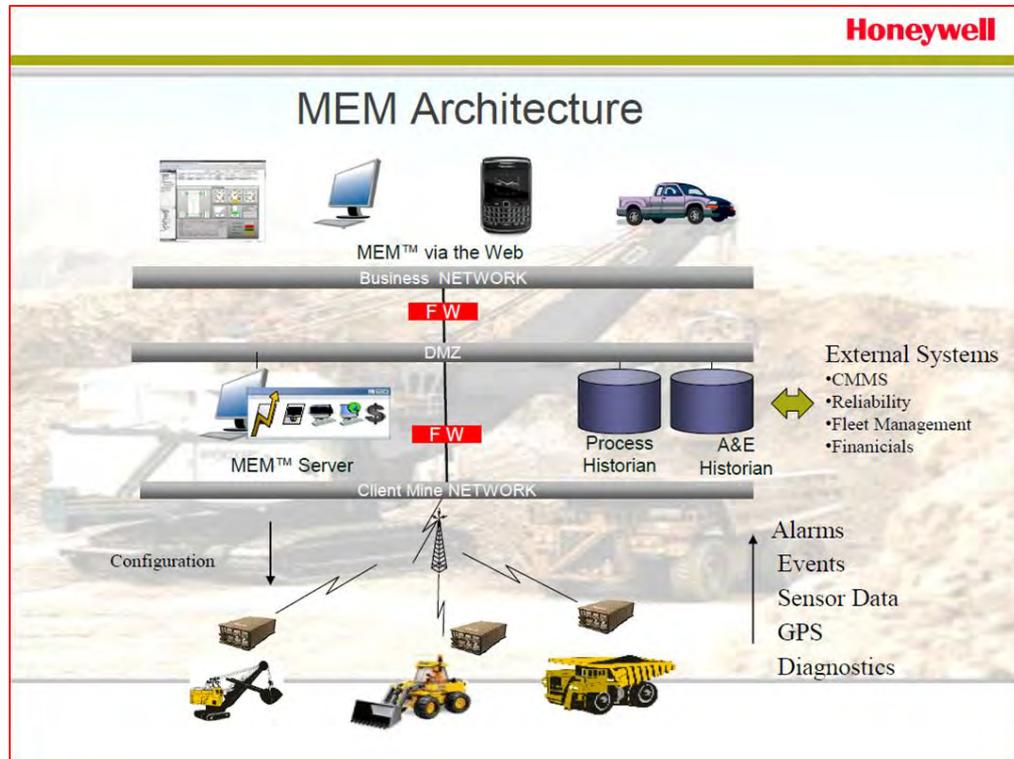
- Pantallas gráficas en tiempo real.
- Los indicadores clave de rendimiento definidos por el usuario (KPI's).
- Alarmas y eventos definidos por el usuario.

Nota: La información obtenida mediante el **RAMP MEM** es una información sin depurar, es mediante el software generador de reportes **Business Object** que se genera una estadística (informe).

DIAGRAMA DEL PROCESO DE OBTENCIÓN DE LA DATA

A continuación se muestra de forma gráfica cómo se obtiene la data registrada desde los equipos mineros hacia los ordenadores.

Figura 5.23 Funcionamiento Gráfico del RAMP MEM



Fuente: Honeywell Advanced Solutions, enero de 2018

5.2.4 EVENTOS DE MALA OPERACIÓN

Los principales eventos que se registran en las palas son los siguientes:

SWING IMPACT

Evento de mala operación de Pala eléctrica. Se produce cuando se frena de manera brusca el brazo de la pala durante el giro de esta.

Ejemplo en campo:

Cuando el operador realiza el giro del brazo de la pala durante la excavación.

BOOM JACK

Evento de mala operación de Pala eléctrica. Se produce cuando se aplica mucho el empuje, lo que genera que la pluma se levante. En consecuencia, se accionan automáticamente los frenos de los cables para evitar la rotura de estos. Todo este evento genera un retraso de 45 segundos aproximadamente.

Ejemplo en campo:

Cuando el operador no aplica bien el punto inicial de excavación.

5.2.5 REPORTE DE EVENTOS (BUSINESS OBJECT)

Como se mencionó anteriormente el reporte de los eventos de mala operación (estadísticas) se obtiene mediante el software *BUSINESS OBJECT*.

REPORTE DE EVENTOS (ÚLTIMOS 7 DÍAS)

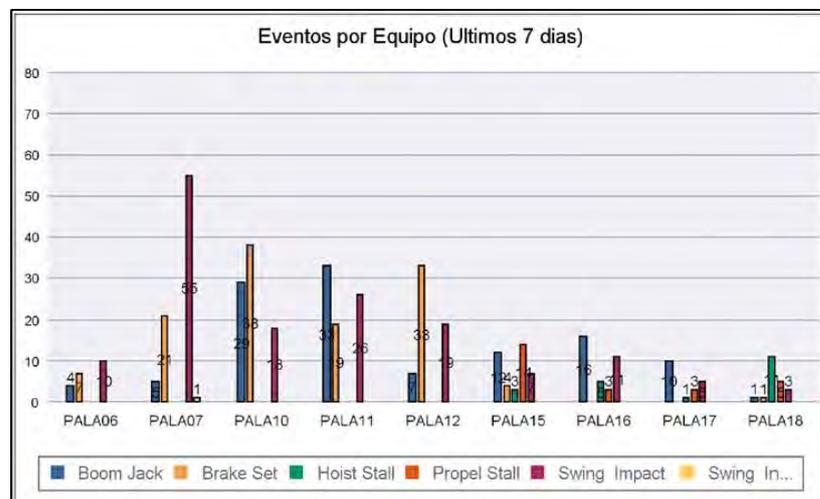
Los reportes generados se obtienen de acuerdo a un periodo que le asignemos, puede ser la información acumulada de 1 día, 1 semana, 1 mes, 1 año, etc.

En el área de carguío, se entrega el siguiente reporte cada semana.

Figura 5.24 Eventos y sus Tipos registrados cada día



Figura 5.25 Eventos y sus Tipos registrados en cada pala



RANKING DE OPERADORES (CANTIDAD DE EVENTOS)

Este reporte consiste en la elaboración de un ranking por operador de pala en base a la cantidad de eventos que ha tenido en la última semana:

Tabla 5.34 Ranking de Operadores

OPERADOR	Boom Jack	Brake Set	Hoist Stall	Propel Stall	Swing Impact	Swing In the Bank	Events
OPERADOR 1	19	10			5		34
OPERADOR 2	3	5	4	9	13		34
OPERADOR 3	6	12			13		31
OPERADOR 4	8	8		2	8		26
OPERADOR 5		7	1		17		25
OPERADOR 6	9	12	1		3		25
OPERADOR 7	16	6			3		25
OPERADOR 8	9				13		22
OPERADOR 9	3	5	2		10		20
OPERADOR 10	7	5			2		14
OPERADOR 11		5		1	7		13
OPERADOR 12		5	2	3	2		12

EVENTOS DE MALA OPERACIÓN MÁS IMPORTANTES

5.2.6 DESVENTAJAS ACTUALES

El sistema de evaluación actual presenta las siguientes desventajas:

- No se realiza una distinción en el tiempo de carguío cuando se cargan distintos tipos de camiones.

Por ejemplo: el tiempo de carguío de un Komatsu 930E (310 ton) es mayor que el de un CAT 793 (240 ton). El sistema actual no realiza la distinción por lo que hay un margen de error.

Figura 5.26 Dimensiones Camión CAT 793

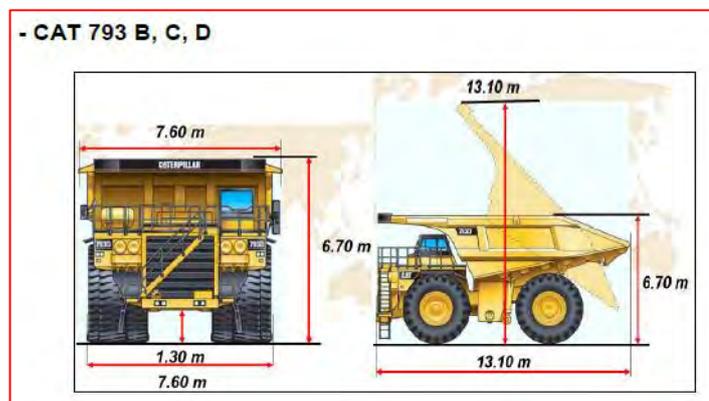


Figura 5.27 Dimensiones Camión Komatsu 930-E



- Actualmente, los eventos de mala operación de equipo no son considerados como criterio para el ranking de los operadores. En consecuencia, la evaluación actual no sería del todo precisa.

Por ejemplo: es posible que un operador tenga un alto rendimiento (tiempo y tonelaje) pero que maltrate mucho la máquina durante el tiempo que la opera.

- No se tiene un reporte unificado, lo que genera dificultad al momento de evaluar a los operadores de pala.

5.2.7 PROPUESTA

Dada la situación actual, se ha identificado como proyecto de mejora **la reducción de eventos de mala operación** a través de la elaboración de un nuevo ranking (*scorecard*) de los operadores de pala con el software corporativo *Business Object*. Esta propuesta consiste en elaborar un ranking de rendimiento de los operadores de pala teniendo en cuenta los eventos de mala operación de los equipos (RAMP MEM) y realizando la distinción en los tiempos de carguío de acuerdo al tipo de camión que se está cargando.

Con la implementación de este proyecto obtendremos los siguientes resultados:

- Se identificará a los operadores que tengan mayor cantidad de eventos de mala operación. Después, se les capacitará en el campo con el instructor de palas y con ello mejorar su rendimiento. En consecuencia, se generará un mayor cuidado de las Palas Eléctricas.
- Como consecuencia de la mejora del rendimiento de los operadores, se mejorarán los siguientes aspectos de la productividad: ton/h, tiempo de carguío, toneladas de carguío y número de eventos de mala operación de equipos.
- Finalmente, con la reducción de eventos de mala operación se prolongará la vida útil de los cables de izar de las Palas Eléctricas.

5.2.9 NUEVO RANKING (SCORECARD) ELABORADO EN BUSINESS OBJECT

A continuación se muestra el nuevo ranking de operadores de pala que se elaboró en el software Business Object.

Figura 5.30
Nuevo Ranking (Scorecard) de Operadores de Pala en Business Object

Nota Final = (Nota 1 + Nota 2 + Nota 3) / 3

1. Eventos de Mala Operación 2. Tonelaje de Carguío 3. Tiempo de Carguío

ID	Operator Name	Crewe	Final Score	Rank	Shifts Work	Shovel Faults	Score	Avg 793	Std Dev 793	Avg 930	Std Dev 930	Score	Avg	Score	Dig Rate	Spot Time	Loads	TPRH
0006782	OPERADOR 1	Grupo 3	85.36	20	3	0.0127	85.36	19.1	16.22	0.98	100	0.98	100	241	1.05	629	5,251	
0006689	OPERADOR 2	Grupo 9	85.45	19	5	0.0085	85.45	241	15.83	1.2	100	1.2	100	242	1.2	351	6,178	
0006843	OPERADOR 3	Grupo 7	85.52			0.0146	85.52	305	13.98	0.1	100	0.1	100	286	1.09	205	5,488	
0006829	OPERADOR 4	Grupo 7	85.61			0.0113	85.61	259	17.27	1.9	100	1.9	100	222	1.03	443	5,597	
0006700	OPERADOR 5	Otros	85.69			0.0175	85.69	305	13.29	1.5	100	1.5	100	1.06	342	4,488		
0006700	OPERADOR 6	Otros	85.91	15	4	0.0127	85.91	214	13.5	1.3	100	1.3	100	202	1.15	314	4,963	
0001607	OPERADOR 7	Grupo 10	85.92	14	3	0.0209	85.92	185	219	18.04	0.1	100	0.1	100	247		655	
0006689	OPERADOR 8	Grupo 11	85.18	13	3	0.0099	85.18	239	5.14	0.4	100	0.4	100	188		268	3,387	
0006689	OPERADOR 9	Grupo 2	86.24	12	3	0.0224	86.24	235	0.44	0.1	100	0.1	100	188		188	0,002	
0006689	OPERADOR 10	Grupo 9	86.42	11	3	0.0208	86.42	237	7.17	1.03	100	1.03	100	235		235	0,034	
0006689	OPERADOR 11	Grupo 6	86.42	10	4	0.0034	86.42	240	7.57	0.91	100	0.91	100	280	1.13	593	5,707	
0006689	OPERADOR 12	Grupo 5	86.64	9	4	0.0101	86.64	34	10.35	308	13	71	100	154	1.26	133	3,782	
0006689	OPERADOR 13	Otros	87.31	8	4	0.0000	87.31	441	10.53	303	11.14	0.97	100	272	0.98	513	5,728	
00068123	OPERADOR 14	Grupo 7	87.5	7	2	0.0108	87.5	235	17.88	298	22.99	0.89	100	240	1.22	371	4,612	
00064947	OPERADOR 15	Grupo 8	87.92	6	4	0.0020	87.92	239	11.62	302	16.94	1.08	100	223	1.05	508	5,520	
00066621	OPERADOR 16	Grupo 1	87.96	5	2	0.0000	87.96	240	12.65	0	0	1.41	100	146	1.26	210	3,126	
00068942	OPERADOR 17	Grupo 7	88.53	4	3	0.0000	88.53	300	236	16.23	322	34.2	1.3	100	190	1.25	65	4,735
00066730	OPERADOR 18	Otros	88.63	3	1	0.0400	88.63	226	11.83	0	0	1.89	100	132	1.46	25	#Div0	
00057592	OPERADOR 19	Grupo 4	89.56	2	1	0.0000	89.56	234	10.7	304	14	1.13	100	234	0.99	43	6,073	
00016683	OPERADOR 20	Grupo 2	91.53	1	1	0.0000	91.53	232	9.98	0	0	1.1	100	233	1.49	23	3,627	

En base a esta nota es que se califica a los operadores de pala.

Cantidad de Eventos de Mala Operación

Promedio de Carga realizados en CAT 793

Promedio de Carga realizados en KOM 930

NOTA 1

NOTA 2

NOTA 3

Tiempo Promedio de Carguío

Número de Cargas realizadas por el operador

En la Figura 30 se puede apreciar que el ranking está constituido por 3 criterios:

1. Eventos de Mala Operación

Criterio que se basa en la cantidad de eventos registrados sobre la cantidad de cargas totales realizadas por el operador.

2. Tonelaje de Carguío

Criterio que toma en cuenta el Payload objetivo. En este caso hace distinción entre el camión CAT 793 (Payload = 240 ton) y el camión Komatsu 930-E (Payload = 310 ton).

3. Tiempo de Carguío

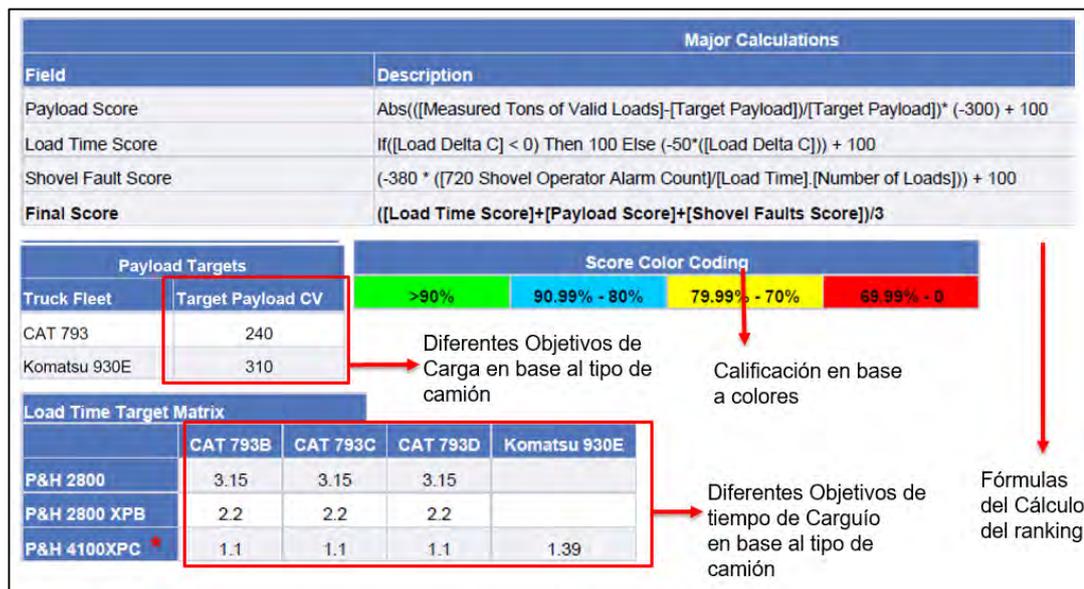
Criterio que toma en cuenta el tiempo en que se demora el operador en cargar un camión. En este caso se realiza una distinción entre el modelo Pala (P&H 2800, P&H 4100) que se está empleando y el tipo de camión (CAT 793, KOM 930-E) que se está cargando.

La nota final de este ranking es el promedio de las notas de los 3 criterios mencionados anteriormente.

CRITERIOS PARA EL CÁLCULO DEL RANKING

A continuación se explica de forma específica los criterios en la elaboración del nuevo ranking (*scorecard*):

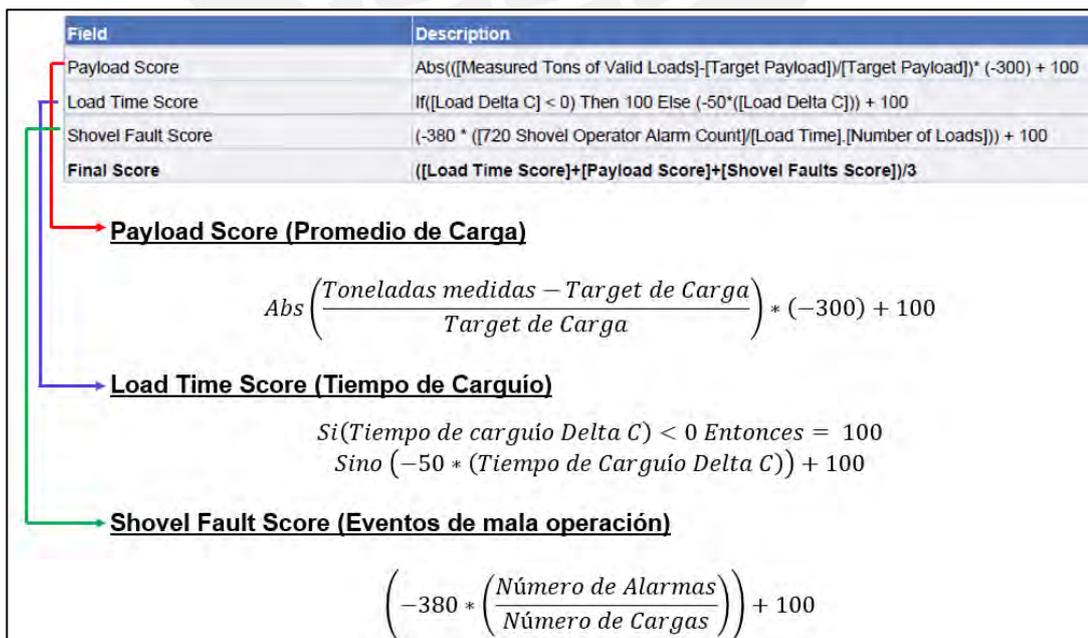
Figura 5.31
Criterios seguidos para la elaboración del nuevo ranking



FÓRMULAS EN EL CÁLCULO DEL RANKING

A continuación se muestra las fórmulas en la elaboración del nuevo ranking (*scorecard*):

Figura 5.32
Fórmulas utilizadas en la elaboración del nuevo ranking



EJEMPLO DE CÁLCULO

Aplicando las fórmulas, realizaremos un ejemplo:

Escogemos aleatoriamente al siguiente operador: Operador N

Figura 5.33 Nota del Operador N

ID	Operator Name	Crew	Final Score	Rank	Shifts Work	Shovel Faults			Payload				Load Time			Dig Rate	Spot Time	Loads	TPRH	
						Count	Per Load	Score	Avg 793	Std Dev 793	Avg 930	Std Dev 930	Score	Avg 793	Avg 930					Score
00066763	OPERADOR N	Ninguno	79	51	14	211	0.1307	26	242	14.98	307	33.12	86	1.12	1.32	190	238	1.14	1615	4.569

➤ **PAYLOAD SCORE (NOTA DE PROMEDIO DE CARGA)**

Figura 5.34 Nota de Promedio de Carga

Payload Score

$$Abs\left(\frac{\text{Toneladas medidas} - \text{Target de Carga}}{\text{Target de Carga}}\right) * (-300) + 100$$

Payload				
Avg 793	Std Dev 793	Avg 930	Std Dev 930	Score
242	14.98	307	33.12	86

Factor 1 : sirve para asignar un peso al criterio tomado

$$Abs\left(\frac{242 - 240}{240}\right) * (-300) + 100 = 97.5\% \text{ (CAT 793)}$$

Payload Targets	
Truck Fleet	Target Payload CV
CAT 793	240
Komatsu 930E	310

Factor 2 : sirve para ajustar la nota del 0 al 100%.

$$Abs\left(\frac{307 - 310}{310}\right) * (-300) + 100 = 97.1\% \text{ (KOM 930)}$$

$$Prom = \left(\frac{97.5 + 97.1}{2}\right) = 97.3\%$$

➤ **LOAD TIME SCORE (NOTA DE TIEMPO DE CARGUÍO)**

Figura 5.35 Nota de Tiempo de Carguío

Load Time Score

Si (Tiempo de carga Delta C) < 0 Entonces = 100%

Sino (-50 * (Tiempo de Carga Delta C)) + 100

Load Time		
Avg 793	Avg 930	Score
1.12	1.32	100

$$(1.12 - 1.1) = 0.02 > 0 \text{ entonces}$$

$$(-50 * (0.02)) + 100 = 99\%$$

Load Time		
Avg 793	Avg 930	Score
1.12	1.32	100

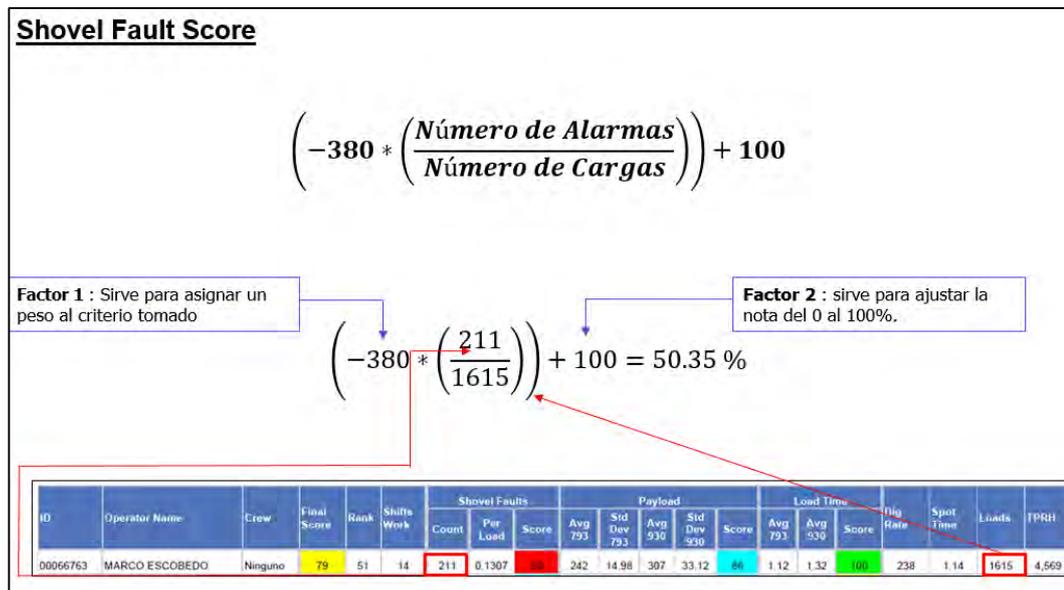
$$(1.32 - 1.39) = -0.07 < 0 \text{ entonces} = 100\%$$

Load Time Target Matrix				
	CAT 793B	CAT 793C	CAT 793D	Komatsu 930E
P&H 2800	3.15	3.15	3.15	
P&H 2800 XPB	2.2	2.2	2.2	
P&H 4100XPC	1.1	1.1	1.1	1.39

$$Prom = \left(\frac{99 + 100}{2}\right) = 99.5\% \approx 100\%$$

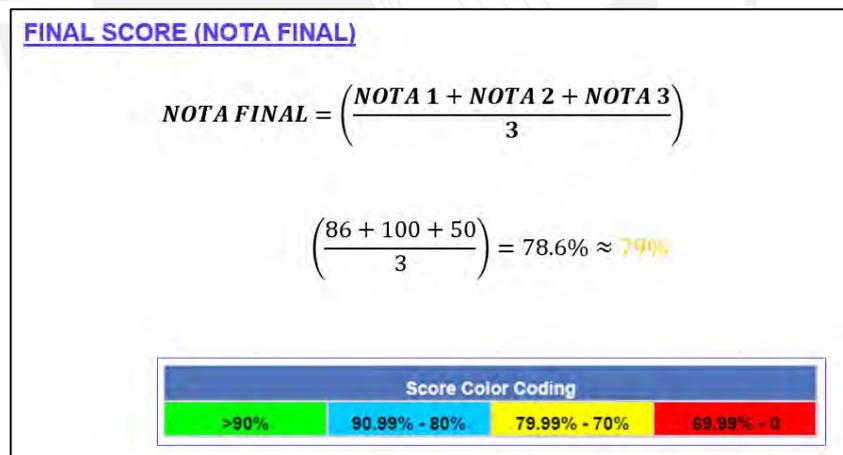
➤ **SHOVEL FAULT SCORE (NOTA DE EVENTOS DE MALA OPERACIÓN)**

Figura 5.36 Nota de Eventos de Mala Operación



➤ **NOTA FINAL**

Figura 5.37 Nota Final (Promedio de las 3 notas)



5.2.10 PLAN DE ACCIÓN CON LOS OPERADORES

1. Se identifica a los operadores que tienen mayor cantidad de malos eventos de operación según el nuevo ranking.
2. Se re-entrena a los 5 últimos (peores) operadores según el ranking (teórico y práctico en el equipo).
3. Se re-evalúa a los operadores según el ranking de la siguiente semana.
4. De seguir presentando eventos de mala operación son re-entrenados nuevamente.

5.2.11 CANTIDAD DE EVENTOS DE MALA OPERACIÓN (2015-2016)

Todo el plan de acción mencionado empezó a aplicarse en los meses finales del año 2015, a partir de noviembre para ser precisos. Lo que se plantea en esta parte es que mediante la reducción de eventos de mala operación (Boom Jack y Swing Impact), se prolongue la vida de los cables de izar de las palas eléctricas. Es decir, los eventos de mala operación tienen una relación inversamente proporcional a la vida útil de los cables de izar.

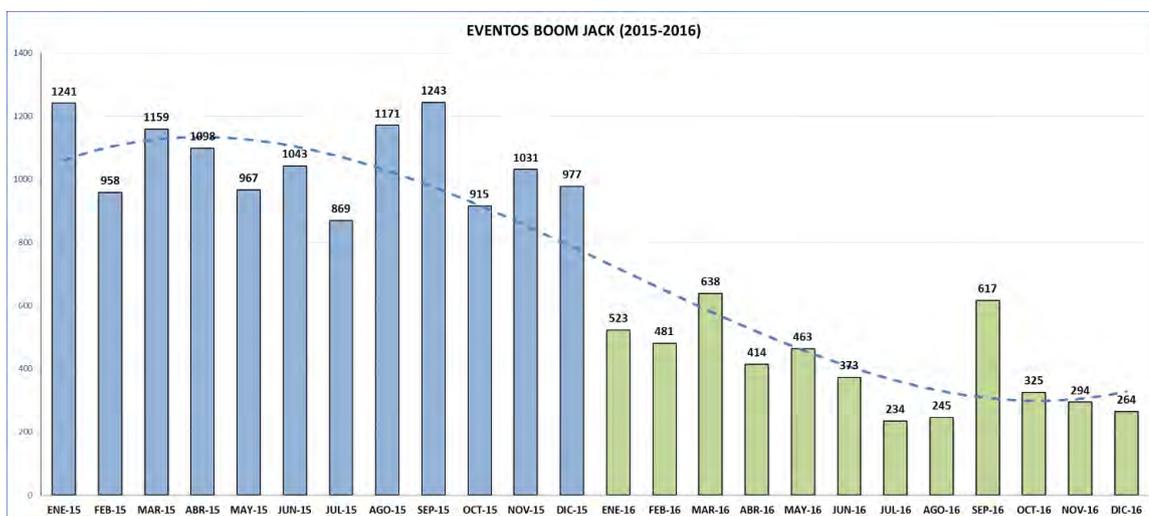
Por ello a continuación se mostrará cantidad de eventos de mala operación durante los años 2015 y 2016.

ESTADÍSTICA DE EVENTOS BOOM JACK

Tabla 5.35 Estadística Boom Jack en el 2015 y 2016

Antes			Después		
AÑO	MES	BOOM JACK	AÑO	MES	BOOM JACK
2015	ENERO	1241	2016	ENERO	523
	FEBRERO	958		FEBRERO	481
	MARZO	1159		MARZO	638
	ABRIL	1098		ABRIL	414
	MAYO	967		MAYO	463
	JUNIO	1043		JUNIO	373
	JULIO	869		JULIO	234
	AGOSTO	1171		AGOSTO	245
	SEPTIEMBRE	1243		SEPTIEMBRE	617
	OCTUBRE	915		OCTUBRE	325
	NOVIEMBRE	1031		NOVIEMBRE	294
	DICIEMBRE	977		DICIEMBRE	264

Figura 5.38 Gráfico de Boom Jacks en el 2015 y 2016



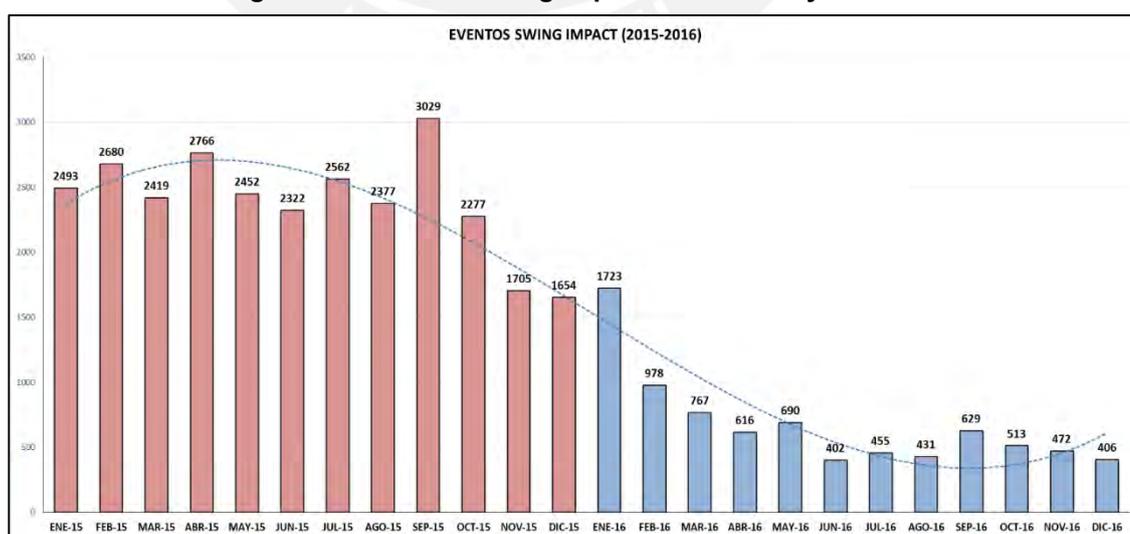
Del gráfico, podemos apreciar como el plan de entrenamiento con los operadores generó buenos resultados y de cómo obtener el valor más alto en el mes de septiembre del 2015 (1243 boom jacks) se logró obtener el valor más bajo en el mes de julio del 2016 (234 boom jacks), lo cual es una muestra del progreso del manejo de los equipos de carguío por parte de los operadores. Asimismo, podemos ver el progreso realizado en la curva de tendencia de la gráfica.

ESTADÍSTICA DE EVENTOS SWING IMPACT

Tabla 5.36 Estadística Swing Impact en el 2015 y 2016

Antes			Después		
AÑO	MES	SWING IMPACT	AÑO	MES	SWING IMPACT
2015	ENERO	2493	2016	ENERO	1723
	FEBRERO	2680		FEBRERO	978
	MARZO	2419		MARZO	767
	ABRIL	2766		ABRIL	616
	MAYO	2452		MAYO	690
	JUNIO	2322		JUNIO	402
	JULIO	2562		JULIO	455
	AGOSTO	2377		AGOSTO	431
	SEPTIEMBRE	3029		SEPTIEMBRE	629
	OCTUBRE	2277		OCTUBRE	513
	NOVIEMBRE	1705		NOVIEMBRE	472
	DICIEMBRE	1654		DICIEMBRE	406

Figura 5.39 Gráfico Swing Impacts en el 2015 y 2016



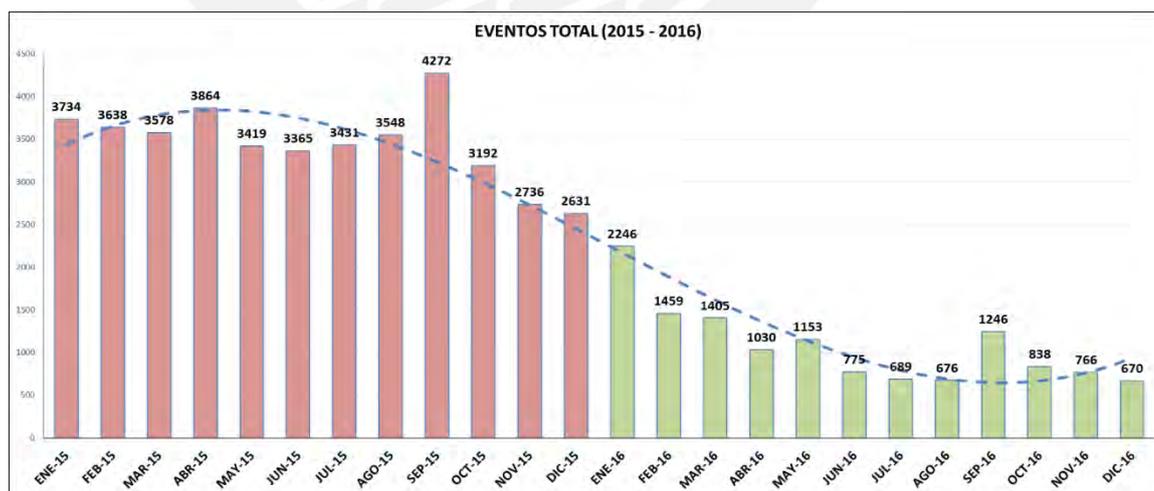
Del gráfico, podemos apreciar cómo el plan de entrenamiento con los operadores generó buenos resultados y de cómo obtener el valor más alto en el mes de septiembre del 2015 (3029 swing impacts) se logró obtener el valor más bajo en el mes de junio del 2016 (402 swing impacts), lo cual demuestra el progreso de los operadores referido al manejo de los equipos de carguío. Asimismo, podemos ver el progreso realizado en la curva de tendencia de la gráfica.

REPORTE DE EVENTOS EN TOTAL

Tabla 5.37 Estadística Total de Eventos en el 2015 y 2016

Antes			Después		
AÑO	MES	TOTAL EVENTOS	AÑO	MES	TOTAL EVENTOS
2015	ENERO	3734	2016	ENERO	2246
	FEBRERO	3638		FEBRERO	1459
	MARZO	3578		MARZO	1405
	ABRIL	3864		ABRIL	1030
	MAYO	3419		MAYO	1153
	JUNIO	3365		JUNIO	775
	JULIO	3431		JULIO	689
	AGOSTO	3548		AGOSTO	676
	SEPTIEMBRE	4272		SEPTIEMBRE	1246
	OCTUBRE	3192		OCTUBRE	838
	NOVIEMBRE	2736		NOVIEMBRE	766
	DICIEMBRE	2631		DICIEMBRE	670

Figura 5.40 Total de eventos registrados en el último año

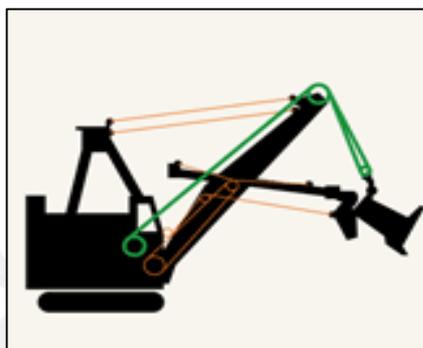


Del gráfico anterior, se observa que al ser la suma de los gráficos anteriores, podemos apreciar la curva de tendencia negativa similar a los anteriores casos. Además, se aprecia que el valor más alto en el mes de septiembre del 2015 (4272 eventos) y el valor más bajo en el mes de diciembre del 2016 (670 eventos).

5.2.12 DURACIÓN DE LOS CABLES DE IZAR DE LAS PALAS (2015-2016)

Dentro de la unidad minera, se tiene un total de 9 palas eléctricas. El área de mantenimiento entrega un reporte acerca de los cables de izar que se mostrará a continuación y también se verá la duración promedio (9 palas) de estos a lo largo del 2015 y 2016.

Figura 5.41 Cable de izar de una Pala (resaltado en color verde)



➤ PALAS 2800 XPC (Palas 6, 7 y 11)

Figura 5.42 Ejemplo de reporte de cables de izar – Palas 6, 7 y 11

HOIST ROPE TRACKING & SCHEDULING SHEET										
Three Shovel use 2-3/8" X 345'			HOIST CABLE TYPES		COMPANY	Stk #				
			Tuff Max (Standard)		WIRECO	40488921				
Shovel 06		2800XPB	Machine Hrs		127,293 hrs	Hoist Hours				
Hoist Ropes TARGET TONS FOR CHANGE OUT 1,700,000 Tons										
Nº	W/O #	Date Installed	Schd Date Off	Actual Replaced	Tons @ Chng	% Life	Hours @ Chng	Avg TPD	Current Tons by Date	Reason for Change
1	0	24/07/2016	07/09/2016						520,560 tons	
2	0	25/04/2016	04/06/2016	24/07/2016	1,921,440 tons	113%	600 hrs	45,749 tons		
3	0	07/02/2016	18/03/2016	25/04/2016	1,634,666 tons	96%	611 hrs	20,957 tons		Cambio por condición
4	0	01/01/2016	10/02/2016	07/02/2016	1,740,120 tons	102%	570 hrs	47,030 tons		Cambio por horas y condición
5	0	28/11/2015	07/01/2016	01/01/2016	1,425,675 tons	84%	532 hrs	41,932 tons		Cambio por horas y condición
6	0	23/10/2015	02/12/2015	28/11/2015	1,672,665 tons	98%	576 hrs	46,463 tons		Cambio por horas y condición
7	0	16/09/2015	26/10/2015	23/10/2015	1,865,813 tons	110%	575 hrs	50,427 tons		Cambio por horas y condición
					Shovel 06 Average Rope Life	1,710,063 tons	101%	577 hrs	42,093 tons	
Shovel 07		2800XPB	Machine Hrs		144,267 hrs	Hoist Hours				
Hoist Ropes TARGET TONS FOR CHANGE OUT 1,700,000 Tons										
Nº	W/O #	Date Installed	Schd Date Off	Actual Replaced	Tons @ Chng	% Life	Hours @ Chng	Avg TPD	Current Tons by Date	Reason for Change
1	400006227674	17/07/2016	03/09/2016						574,320 tons	
2	0	25/04/2016	01/06/2016	17/07/2016	2,126,220 tons	125%	670 hrs	51,859 tons		
3	0	18/03/2016	24/04/2016	25/04/2016	1,828,560 tons	108%	601 hrs	48,120 tons		Cambio por horas y condición
4	0	31/01/2016	08/03/2016	18/03/2016	1,697,007 tons	100%	603 hrs	36,107 tons		Cambio por horas y condición
5	0	25/12/2015	31/01/2016	31/01/2016	1,678,674 tons	99%	569 hrs	45,370 tons		Cambio por horas y condición
6	0	23/11/2015	30/12/2015	25/12/2015	1,416,344 tons	83%	477 hrs	44,261 tons		Cambio por estiramiento de cable
7	0	22/10/2015	28/11/2015	23/11/2015	1,470,764 tons	87%	486 hrs	45,961 tons		Cambio por estiramiento de cable
					Shovel 07 Average Rope Life	1,702,928 tons	100%	568 hrs	45,280 tons	
Shovel 11		2800XPC	Machine Hrs		44,617 hrs	Hoist Hours				
Hoist Ropes TARGET TONS FOR CHANGE OUT 1,700,000 Tons										
Nº	W/O #	Date Installed	Schd Date Off	Actual Replaced	Tons @ Chng	% Life	Hours @ Chng	Avg TPD	Current Tons by Date	Reason for Change
1	400006262602	16/07/2016	28/08/2016						898,800 tons	
2	0	14/04/2016	22/05/2016	16/07/2016	1,965,320 tons	116%	684 hrs	41,815 tons		Cambio por horas y condición (hebra rota)
3	0	16/03/2016	23/04/2016	14/04/2016	1,574,610 tons	93%	447 hrs	54,297 tons		Cambio por condición (Hebra rota)
4	0	14/02/2016	23/03/2016	16/03/2016	1,716,200 tons	101%	493 hrs	55,361 tons		Cambio por horas y condición
5	0	06/01/2016	13/02/2016	14/02/2016	1,944,152 tons	114%	610 hrs	49,850 tons		Cambio por horas y condición
6	0	07/12/2015	14/01/2016	06/01/2016	1,565,680 tons	92%	504 hrs	52,189 tons		Presento condición, estiramiento excesivo
7	0	23/10/2015	30/11/2015	07/12/2015	1,933,407 tons	114%	633 hrs	42,965 tons		Cambio por horas y condición
					Shovel 11 Average Rope Life	1,783,228 tons	105%	562 hrs	49,413 tons	

Fuente: Reportes del área de mantenimiento

➤ PALAS 4100 DC (Palas 10 y 12)

Figura 5.43 Ejemplo de reporte de cables de izar – Palas 10 y 12

One Shovel use 2-5'8" X 372'		HOIST CABLE TYPES		COMPANY	Stk #					
Shovel 10 4100C		Tuff Max (Standard)		WIRECO	40488906					
Machine Hrs 60,411 hrs		Hoist Hours								
Hoist Ropes		TARGET TONS FOR CHANGE OUT		2,200,000 Tons						
Nº	W/O #	Date Installed	Schd Date Off	Actual Replaced	Tons @ Chng	% Life	Hours @ Chng	Avg TPD	Current Tons by Date	Reason for Change
1	400006180660	03/07/2016	13/08/2016	03/07/2016	2,197,717 tons	100%	635 hrs	52,327 tons	2,004,360 tons	
2	400006057964	22/05/2016	30/06/2016	03/07/2016	2,719,910 tons	124%	667 hrs	63,254 tons		Cambio por horas y condición
3	0	09/04/2016	18/05/2016	22/05/2016	2,636,910 tons	120%	590 hrs	75,340 tons		Cambio por horas y condición
4	0	05/03/2016	13/04/2016	09/04/2016	2,582,174 tons	117%	585 hrs	71,727 tons		Cambio por horas y condición
5	0	29/01/2016	08/03/2016	05/03/2016	2,649,875 tons	120%	596 hrs	67,946 tons		Cambio por horas y condición
6	0	21/12/2015	29/01/2016	29/01/2016	2,176,454 tons	99%	521 hrs	70,208 tons		Cambio por horas y condición
7	0	20/11/2015	29/12/2015	21/12/2015						
		Shovel 10 Average Rope Life		2,493,840 tons	113%	599 hrs	66,800 tons			

Five Shovel use 2-3'4" X 376'		HOIST CABLE TYPES		COMPANY	Stk #					
Shovel 12 4100XPC - DC		Tuff Max (Standard)		WIRECO	40488906					
Machine Hrs 43,455 hrs		Hoist Hours								
Hoist Ropes		TARGET TONS FOR CHANGE OUT		3,300,000 Tons						
Nº	W/O #	Date Installed	Schd Date Off	Actual Replaced	Tons @ Chng	% Life	Hours @ Chng	Avg TPD	Current Tons by Date	Reason for Change
1	400006266441	01/08/2016	17/09/2016	01/08/2016	3,228,430 tons	98%	742 hrs	71,743 tons	367,560 tons	
2	0	01/05/2016	15/06/2016	01/05/2016	3,864,090 tons	117%	859 hrs	65,493 tons		Cambio por rotura en zona de asa cuch.
3	0	03/03/2016	17/04/2016	01/05/2016	3,206,214 tons	97%	738 hrs	72,869 tons		Cambio por horas y condición
4	0	19/01/2016	04/03/2016	03/03/2016	3,421,720 tons	104%	772 hrs	72,803 tons		Cambio por horas y condición
5	0	03/12/2015	17/01/2016	19/01/2016	2,961,244 tons	90%	671 hrs	75,929 tons		Cambio por horas y condición
6	0	25/10/2015	09/12/2015	03/12/2015	2,900,980 tons	88%	617 hrs	78,405 tons		Cambio por horas y condición
7	0	18/09/2015	02/11/2015	25/10/2015						
		Shovel 12 Average Rope Life		3,263,760 tons	99%	733 hrs	72,874 tons			

Fuente: Reportes del área de mantenimiento

➤ PALAS 4100 AC

Figura 5.44 Ejemplo de reporte de cables de izar – Palas 15, 16, 17 y 18

Shovel 15 4100XPC - AC		Machine Hrs 12,058 hrs		Hoist Hours						
Hoist Ropes		TARGET TONS FOR CHANGE OUT		3,600,000 Tons						
Nº	W/O #	Date Installed	Schd Date Off	Actual Replaced	Tons @ Chng	% Life	Hours @ Chng	Avg TPD	Current Tons by Date	Reason for Change
1	400006228839	21/07/2016	04/09/2016	21/07/2016	3,937,250 tons	109%	881 hrs	83,771 tons	1,402,320 tons	
2	0	21/04/2016	03/06/2016	21/04/2016	3,068,707 tons	85%	657 hrs	76,718 tons		Cambio por horas y condición
3	0	12/03/2016	24/04/2016	21/04/2016	2,102,330 tons	58%	457 hrs	77,864 tons		Cambio por horas y condición
4	0	14/01/2016	28/03/2016	14/02/2016	2,494,480 tons	69%	535 hrs	80,467 tons		Cambio por horas y condición
5	0	20/11/2015	02/01/2016	14/01/2016	4,502,817 tons	125%	942 hrs	81,869 tons		Cambio por horas y condición
6	0	17/10/2015	29/11/2015	20/11/2015	3,139,970 tons	87%	620 hrs	92,352 tons		Cambio por horas y condición
		Shovel 15 Average Rope Life		3,207,592 tons	89%	679 hrs	82,174 tons			

Shovel 16 4100XPC - AC		Machine Hrs 10,613 hrs		Hoist Hours						
Hoist Ropes		TARGET TONS FOR CHANGE OUT		3,600,000 Tons						
Nº	W/O #	Date Installed	Schd Date Off	Actual Replaced	Tons @ Chng	% Life	Hours @ Chng	Avg TPD	Current Tons by Date	Reason for Change
1	0	05/08/2016	23/09/2016	05/08/2016	3,543,920 tons	98%	823 hrs	68,152 tons	173,220 tons	
2	0	22/04/2016	09/06/2016	05/08/2016	3,006,080 tons	84%	668 hrs	73,319 tons		Cambio por horas y condición, se instaló 2.3
3	0	12/03/2016	29/04/2016	22/04/2016	3,963,690 tons	110%	902 hrs	73,402 tons		Cambio por horas y condición
4	0	18/01/2016	09/03/2016	12/03/2016	3,729,560 tons	104%	813 hrs	76,113 tons		Cambio por horas y condición
5	0	30/11/2015	17/01/2016	18/01/2016	3,244,958 tons	90%	724 hrs	73,749 tons		Cambio por horas y condición
6	0	17/10/2015	04/12/2015	30/11/2015	3,319,390 tons	92%	696 hrs	80,961 tons		Cambio por horas y condición
7	0	06/09/2015	24/10/2015	17/10/2015						
		Shovel 16 Average Rope Life		3,467,933 tons	96%	771 hrs	74,283 tons			

Shovel 17 4100XPC - AC		Machine Hrs 8,353 hrs		Hoist Hours						
Hoist Ropes		TARGET TONS FOR CHANGE OUT		3,600,000 Tons						
Nº	W/O #	Date Installed	Schd Date Off	Actual Replaced	Tons @ Chng	% Life	Hours @ Chng	Avg TPD	Current Tons by Date	Reason for Change
1	400006096397	21/07/2016	09/09/2016	21/07/2016	3,106,290 tons	89%	644 hrs	86,286 tons	1,478,700 tons	
2	0	02/05/2016	17/06/2016	21/07/2016	2,996,000 tons	86%	646 hrs	78,842 tons		Cambio por horas y condición
3	0	25/03/2016	10/05/2016	02/05/2016	2,386,260 tons	68%	493 hrs	88,380 tons		Cambio por horas y condición
4	0	27/02/2016	13/04/2016	25/03/2016	2,191,327 tons	63%	474 hrs	78,262 tons		Cambio por horas y condición
5	0	30/01/2016	19/03/2016	27/02/2016	2,737,860 tons	78%	592 hrs	85,558 tons		Cambio por horas y condición
6	0	29/12/2015	13/02/2016	30/01/2016	3,538,960 tons	101%	731 hrs	84,261 tons		Se instaló cable FERREYROS NEGRO
7	0	17/11/2015	02/01/2016	29/12/2015						
		Shovel 17 Average Rope Life		2,826,116 tons	81%	596 hrs	83,596 tons			

Shovel 18 4100XPC - AC		Machine Hrs 5,011 hrs		Hoist Hours						
Hoist Ropes		TARGET TONS FOR CHANGE OUT		3,800,000 Tons						
Nº	W/O #	Date Installed	Schd Date Off	Actual Replaced	Tons @ Chng	% Life	Hours @ Chng	Avg TPD	Current Tons by Date	Reason for Change
1	400006267200	04/08/2016	19/09/2016	04/08/2016	4,117,370 tons	108%	632 hrs	87,604 tons	278,580 tons	
2	0	05/05/2016	18/06/2016	04/08/2016	3,000,410 tons	79%	603 hrs	88,512 tons		Cambio por horas y condición, hebras rotas
3	0	01/04/2016	15/05/2016	05/05/2016	2,426,230 tons	64%	459 hrs	97,048 tons		Cambio por horas y condición
4	0	07/03/2016	20/04/2016	01/04/2016	2,607,380 tons	69%	544 hrs	84,109 tons		Cambio por horas y condición
5	0	05/02/2016	20/03/2016	07/03/2016	2,685,120 tons	71%	576 hrs	83,910 tons		Cambio por horas y condición
6	0	04/01/2016	17/02/2016	05/02/2016	2,926,610 tons	77%	628 hrs	81,295 tons		Cambio por horas y condición
7	0	29/11/2015	12/01/2016	04/01/2016						
		Shovel 18 Average Rope Life		2,962,020 tons	78%	607 hrs	87,080 tons			

Fuente: Reportes del área de mantenimiento

Entonces, resumiendo la información de los años 2015 y 2016 tenemos la siguiente información:

Tabla 5.38 Estadística de duración promedio de cables de izar en el 2015 y 2016

Antes			Después		
AÑO	MES	DURACION PROMEDIO CABLES (Hrs)	AÑO	MES	DURACION PROMEDIO CABLES (Hrs)
2015	ENERO	551	2016	ENERO	620
	FEBRERO	524		FEBRERO	553
	MARZO	511		MARZO	602
	ABRIL	602		ABRIL	637
	MAYO	573		MAYO	698
	JUNIO	538		JUNIO	704
	JULIO	543		JULIO	682
	AGOSTO	506		AGOSTO	719
	SEPTIEMBRE	553		SEPTIEMBRE	680
	OCTUBRE	629		OCTUBRE	730
	NOVIEMBRE	515		NOVIEMBRE	743
	DICIEMBRE	578		DICIEMBRE	801



Figura 5.45 Gráfica de duración promedio de cables de izar en el 2015 y 2016

Del gráfico, podemos apreciar cómo la vida promedio de los cables de izar se incrementa significativamente a partir del mes de enero del 2016. Además, se aprecia el valor más alto en el mes de diciembre del 2016 (**801 horas**) y el valor más bajo en el mes de agosto del 2015 (**506 horas**).

GRÁFICA FINAL (EVENTOS OPERACIONALES VS VIDA CABLES DE IZAR)

Relacionando la cantidad de eventos de mala operación con la duración de los cables de izar de las palas, se obtiene la siguiente gráfica final.

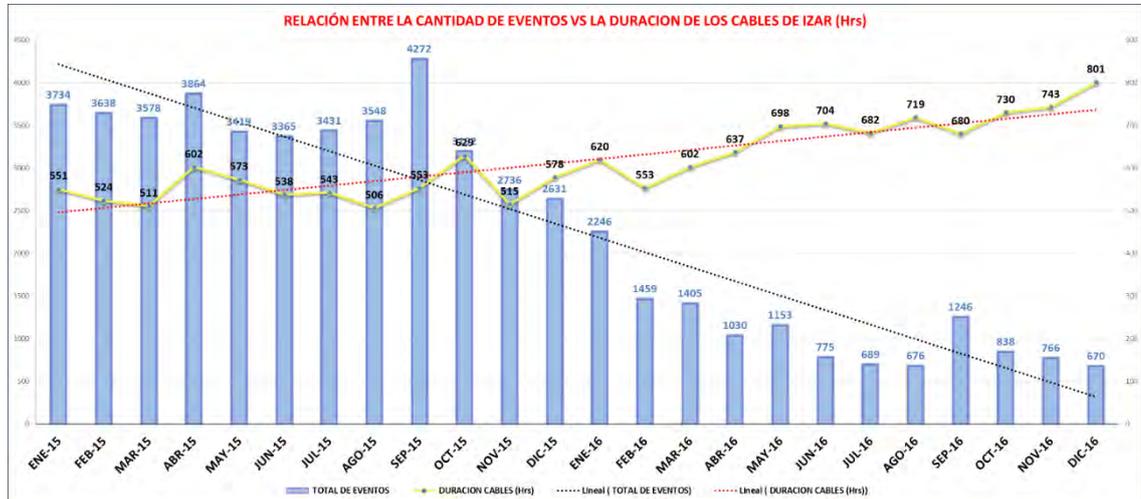


Figura 5.46 Eventos (Boom, Swing) vs Duración de los Cables de Izar (Horas)

En la gráfica final tenemos la cantidad de eventos de mala operación (mes a mes) y la duración promedio de los cables de izar (también mes a mes) durante los años 2015 y 2016. Se observa durante los meses del 2016 conforme disminuye la cantidad de eventos de mala operación, aumenta la duración promedio de los cables de izar de las palas. Por ello, podemos comprobar que, efectivamente, la cantidad de eventos de mala operación (Boom Jack, Swing Impact) es inversamente proporcional a la vida útil de los cables de izar de las palas eléctricas (2800 XPC, 4100 DC y 4100 AC).

5.2.13 CÁLCULO DE AHORRO DE COSTOS EN LOS CABLES DE IZAR

Los cables de izar de las palas son cuerdas metálicas con una gran resistencia a la fatiga y la abrasión. Además, estas propiedades se suman al hecho que están conformados por 8 hilos. Por ello, este tipo de cables son los más resistentes para aplicaciones con elevadores de pala. A continuación se muestra la sección transversal de los cables de izar y el precio por pie lineal en base al diámetro de estos:

Figura 5.47 Sección transversal de un cable de izar (8x37)

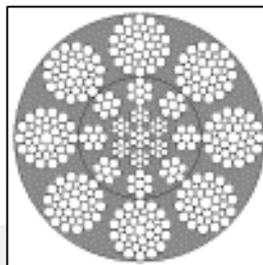


Tabla 5.39 Peso y precio por pie lineal en base al diámetro del cable

Diámetro (pulgadas)	Peso por pie lineal (Libras)	Precio por pie lineal (\$)
1-3/4	5.67	35.81
1-7/8	6.5	41.17
2	7.39	47.03
2-1/8	8.35	53.76
2-1/4	9.36	66.62
2-3/8	10.9	81.60
2-1/2	11.7	97.67
2-5/8	12.4	114.71
2-3/4	13.4	133.12
2-7/8	15.3	154.14

Diámetro
Palas
Eléctricas

En la unidad minera se tiene 9 palas eléctricas con las siguientes longitudes de cable de izar:

Tabla 5.40 Longitud de cables de izar por modelos de pala

Cantidad	Palas	Longitud del Cable
3	P&H 2800	345 pies
2	P&H 4100 DC	372 pies
4	P&H 4100 AC	376 pies

Entonces procedemos a calcular la longitud promedio de cable de izar para una pala

$$L_{prom} = \frac{3 \times 345 + 2 \times 372 + 4 \times 376}{3 + 2 + 4}$$

$$L_{prom} = \frac{3283}{9}$$

$$L_{prom} = 364.78 \text{ pies}$$

Con la longitud promedio, procedemos a calcular el costo de un cable de izar para una pala.

$$\text{Costo}_{CiPala} = 154.14 \left(\frac{\$}{\text{pie}} \right) \times 364.78 \text{ (pies)} = 56\,227.2 \text{ (\$)}$$

Procedemos a calcular la duración promedio de los cables de izar para el año 2015.

$$D_{prom15} = \frac{551 + 524 + 511 + 602 + 573 + 538 + 543 + 506 + 553 + 629 + 515 + 578}{12}$$

$$D_{prom15} = 551.92 \text{ horas}$$

Con estos valores obtenidos podemos concluir que un cable de izar de una pala (364.78 pies) dura 551.92 horas de operación.

Realizando el mismo cálculo para el año 2016, se obtiene:

$$D_{prom16} = \frac{620 + 553 + 602 + 637 + 698 + 704 + 682 + 719 + 680 + 730 + 743 + 801}{12}$$

$$D_{prom16} = 680.75 \text{ horas}$$

Calculamos la cantidad de horas que se ha incrementado la duración de los cables de izar en el año 2016 con respecto al año 2015.

$$T_{Incrementado} = D_{prom16} - D_{prom15} = 680.75 - 551.92 = 128.83 \text{ horas}$$

Entonces, procedemos a cuantificar el costo ahorrado con el incremento de la vida útil de los cables de izar.

Aplicamos una regla de 3 simple

364.78 pies de cable izar 551.92 horas operación
 X pies de cable izar 128.83 horas operación

$$X = \frac{364.78 \times 128.83}{551.92}$$

$$X = 85.15 \text{ pies de cable de izar}$$

Entonces con el precio por pie lineal de los cables (\$154.14), calculamos el costo ahorrado en 1 mes y 1 pala.

$$CA_{mes} = 154.14 \left(\frac{\$}{pie} \right) \times 85.15 \left(\frac{pies}{mes} \right)$$

$$CA_{mes} = 13\,125.02 \left(\frac{\$}{mes} \right)$$

Ahora calculamos el costo ahorrado en el mes considerando las 9 palas eléctricas

$$CA_{mensual} = 13\,125.02 \left(\frac{\$}{mes} \right) \times 9 = 118\,125.18 \left(\frac{\$}{mes} \right)$$

Ahora calculamos el costo ahorrado en el periodo de 1 año.

$$CA_{anual} = 118\,125.18 \left(\frac{\$}{mes} \right) \times 12 \left(\frac{meses}{año} \right) = \mathbf{1\,417\,502 \left(\frac{\$}{año} \right)}$$

Entonces concluimos que durante el año 2016, se ahorró un aproximado de 1 millón cuatrocientos mil dólares con el incremento de la vida útil de los cables de izar.

Finalmente, realizamos una proyección del costo ahorrado mediante el incremento de la vida de los cables de izar durante un periodo de 5 años. Es decir, si continuamos con el control constante en cuanto a la cantidad de eventos de mala operación, se ahorraría el siguiente monto aproximadamente:

$$CA_{5 \text{ años}} = 1\,417\,502.16 \left(\frac{\$}{año} \right) \times 5 \text{ años} = 7\,087\,510.8 (\$)$$

Con este resultado se puede apreciar que el proyecto tiene un potencial de generar un ahorro de costo de 7 millones de dólares para un periodo de 5 años.

5.2.14 CUADRO RESUMEN DEL PROYECTO

Tabla 5.41
Cuadro Resumen del Proyecto

EVENTOS DE MALA OPERACIÓN - 2015													PROM MENSUAL
EVENTOS	ENE	FEB	MAR	ABR	MAY	JUN	JUL	AGO	SET	OCT	NOV	DIC	
BOOM JACK	1,241	958	1,159	1,098	967	1,043	869	1,171	1,243	915	1,031	977	1,056
SWING IMPACT	2,493	2,680	2,419	2,766	2,452	2,322	2,562	2,377	3,029	2,277	1,705	1,654	2,395
TOTAL	3,734	3,638	3,578	3,864	3,419	3,365	3,431	3,548	4,272	3,192	2,736	2,631	3,451

EVENTOS DE MALA OPERACIÓN - 2016													PROM MENSUAL
EVENTOS	ENE	FEB	MAR	ABR	MAY	JUN	JUL	AGO	SET	OCT	NOV	DIC	
BOOM JACK	523	481	638	414	463	373	234	245	617	325	294	264	406
SWING IMPACT	1,723	978	767	616	690	402	455	431	629	513	472	406	674
TOTAL	2,246	1,459	1,405	1,030	1,153	775	689	676	1,246	838	766	670	1,079

DURACIÓN DE LOS CABLES DE IZAR DE LAS PALAS (HORAS)													PROM MENSUAL
AÑO	ENE	FEB	MAR	ABR	MAY	JUN	JUL	AGO	SET	OCT	NOV	DIC	
2015	551	524	511	602	573	538	543	506	553	629	515	578	551.92
2016	620	553	602	637	698	704	682	719	680	730	743	801	680.75

RELACIÓN INVERSAMENTE PROPORCIONAL ENTRE EVENTOS Y DURACION CABLES DE IZAR

2015 (Prom Mensual)		2016 (Prom Mensual)		Diferencial (2016-2015)	
Eventos	Cables Dr (Hrs)	Eventos	Cables Dr (Hrs)	Δ Eventos	Δ Cables Dr (Hrs)
3451	551.92	1079	680.75	-2372	+128.83

Precio Cable Izar (\$/pie) **154.14**

L prom cable izar **364.78 pies**

Costo cable izar **\$ 56,227.2**

Cuantificando el ahorro de cables de izar en base al 2015	
364.78 pies cable izar	551.92 Horas operación
X pies cable izar	128.83 Horas operación

X 85.15 pies cable de izar

Ahorro Cable Izar por Pala al mes **\$ 13,125.02**

Mina **9 Palas Eléctricas**

1 año **12 meses**

	Mes	Año
Costo Total Ahorrado (\$)	\$ 118,125	\$ 1,417,502

5.2.15 ANÁLISIS ECONÓMICO

En el siguiente análisis económico se mostrará la rentabilidad del proyecto mediante el cálculo de los parámetros VAN y TIR, considerando además el costo de inversión en la implementación del proyecto.

Tabla 5.42
Costo de Inversión en el proyecto

Inversión	Costo (\$)
Capacitación Software Business Object	500
Total	500

El costo de inversión es de \$ 500. Entonces, con el ahorro de costo mensual del proyecto (\$ 118 125), se procede a elaborar un flujo de caja para el periodo de 1 año.

Figura 5.48 Gráfico del flujo de caja del proyecto

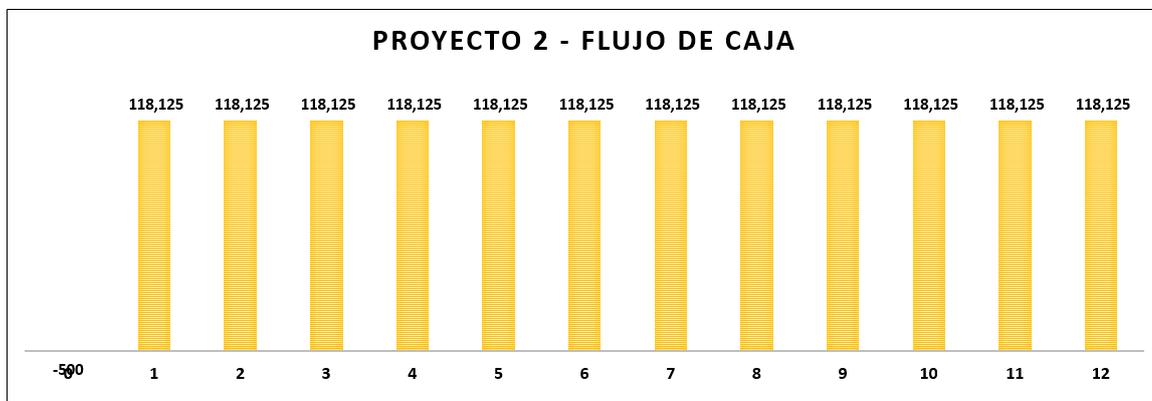


Tabla 5.43 Flujo de caja del proyecto y rentabilidad

	Mes 0	Mes 1	Mes 2	Mes 3	Mes 4	Mes 5	Mes 6	Mes 7	Mes 8	Mes 9	Mes 10	Mes 11	Mes 12
Ahorro		118,125	118,125	118,125	118,125	118,125	118,125	118,125	118,125	118,125	118,125	118,125	118,125
Inversión	500												
Util Mensual	-500	118,125	118,125	118,125	118,125	118,125	118,125	118,125	118,125	118,125	118,125	118,125	118,125
Tasa Anual	12%		Tasa Mensual 0.949%										
VAN	\$1,320,768												
TIR (mes)	23625%												

Finalmente se obtiene un VAN positivo y una TIR mayor a la tasa mensual, lo cual indica que el proyecto es viable económicamente.

5.3- RESUMEN ECONÓMICO DE AMBOS PROYECTOS

A continuación se muestra un cuadro comparativo entre los dos proyectos en el cual se indican los principales parámetros económicos (Inversión, ahorro total, diferencia, tiempo de recuperación de la inversión, VAN y TIR).

Tabla 5.44 Comparación Económica entre ambos proyectos

PARÁMETROS	PROYECTO 1 Reubicación de Garzas de agua	PROYECTO 2 Aumento de la vida de los cables de izar
INVERSIÓN	\$ 40,528	\$ 500
AHORRO TOTAL	\$ 7,811,429	\$ 1,417,502
DIFERENCIA	\$ 7,770,901	\$ 1,417,002
TIEMPO DE RECUPERACIÓN	MES 1	MES 1
VAN	\$ 7,234,089	\$ 1,320,768
TIR	1605%	23625%

RECOMENDACIONES

- En el caso del proyecto “Optimización del uso de cisternas reubicando garzas de agua” debido a que la mina se encuentra en constante cambio por el minado de las fases, se recomienda reubicar nuevamente las garzas aproximadamente cada 2 años, que es cuando por lo general la mina presenta una variación notoria.
- En el caso del proyecto “Optimización del uso de cisternas reubicando garzas de agua” se recomienda evitar derrames de agua al momento de abastecer los cisternas en las nuevas ubicaciones de las garzas ya que la infiltración del agua podría generar inestabilidad en los taludes.
- En el caso del proyecto “Optimización del uso de cisternas reubicando garzas de agua” se recomienda cuantificar el uso del agua en otras actividades dentro de las operaciones con el objetivo de optimizar el consumo de este recurso natural por parte de la mina.
- En el caso del proyecto “Aumento de la vida de los cables de izar mediante la mejora del ranking de los operadores de pala” se recomienda mantener el control siempre sobre los eventos de mala operación (Boom Jack, Swing Impact) con el objetivo de que se mantenga el promedio elevado de la vida útil de los cables de izar.
- En el caso del proyecto “Aumento de la vida de los cables de izar mediante la mejora del ranking de los operadores de pala” se podría ampliar el proyecto buscando otros componentes de costo significativo y analizando la posibilidad de aumentar su vida útil.

CONCLUSIONES

1. El proyecto “Optimización del uso de cisternas reubicando garzas de agua” alcanzará el objetivo de reducir los ciclos de los cisternas de agua (**0.5 h** en tiempo, **6.7 km** en distancia), también reducirá la flota de cisternas en una unidad, lo que a su vez generará una reducción en el consumo de agua por parte de las operaciones en mina, todo esto sin descuidar el regadío de las vías y los frentes de minado. Además, al tener mayor cantidad de puntos de suministro de agua se reducirán los tiempos de espera en el abastecimiento de agua a los cisternas.
2. El proyecto “Optimización del uso de cisternas reubicando garzas de agua” mediante la reducción en el consumo de agua generará un beneficio muy importante respecto al tema ambiental debido a que aproximadamente se estaría dejando de consumir 338 793 m³ de agua por parte de las operaciones en mina, logrando así un uso más eficiente del agua lo que a su vez reduce posibles conflictos futuros con comunidades aledañas respecto al uso de este recurso natural.
3. Finalmente el proyecto “Optimización del uso de cisternas reubicando garzas de agua” con una inversión de 40 mil dólares generará un ahorro de costos de 7.8 millones de dólares por año aproximadamente. Asimismo el VAN para este proyecto es de 7.2 millones de dólares y la TIR es de 1605% lo cual indican que el proyecto es muy atractivo en términos económicos.
4. El proyecto “Aumento de la vida de los cables de izar mediante la mejora del ranking de los operadores de pala” generó un ranking de mayor precisión, logrando mejorar el rendimiento de los operadores en especial con respecto la cantidad de eventos de mala operación (Boom Jack, Swing Impact) que realizaban en las palas eléctricas. Así se redujo drásticamente la cantidad de eventos de mala operación a lo largo de los meses del año 2016. Por ello, los cables de izar incrementaron su vida útil.

5. Finalmente el proyecto “Aumento de la vida de los cables de izar mediante la mejora del ranking de los operadores de pala” con una inversión mínima de 500 dólares generó un ahorro de costos de 1 millón y medio de dólares por año aproximadamente. Asimismo el VAN para este proyecto es de 1.3 millones de dólares y la TIR es de 23 625% lo cual indican que el proyecto es sumamente bueno en términos económicos.
6. En resumen, el costo de implementación de ambos proyectos es de 41 mil dólares, los cuales generan un ahorro total de 9.2 millones de dólares por año aproximadamente; es así como queda demostrado la viabilidad y la importancia de estos proyectos de mejora y ahorro de costos.



BIBLIOGRAFÍA

DARLINGS, Peters

2011 *Mining Engineering Handbook Society for Mining, Metallurgy and Exploration*. 912-913 p.

VIDAL, Manuel

2010 Tesis “Estudio del cálculo de flota de camiones para una operación minera a cielo abierto”. Pontificia Universidad Católica del Perú. Facultad de Ciencias e Ingeniería.

SALDAÑA, Anthony

2013 Tesis “Productividad en el ciclo de carguío y acarreo en el tajo Chaquicocha bajo clima severo – Mina Yanacocha”. Universidad Nacional de Ingeniería. Facultad de Ingeniería Geológica, Minera y Metalúrgica.

ZEGARRA, Edda

2018 Tesis “Efecto del uso del recurso hídrico en el producto bruto interno de la región de Arequipa” Universidad Nacional San Agustín. Escuela de Postgrado – Facultad de Administración.

TUMIALÁN, Pedro

2003 Compendio de Yacimiento Minerales en el Perú. Ingemmet. 619 p. Boletín N°10, Serie B.

MINISTERIO DE ENERGÍA Y MINAS (MINEM)

2016 Boletín estadística del subsector minero 2016-2017. Consulta: 26 de febrero de 2018.

http://www.minem.gob.pe/_estadisticaSector.php?idSector=1