

Universidad Nacional de Ingeniería
Facultad de Ingeniería Geológica Minera y Metalúrgica



TRABAJO DE SUFICIENCIA PROFESIONAL
**Reducción de costos de acarreo por mejoramiento de la carga
útil**

Para obtener el título profesional de Ingeniero de Minas

Elaborado por

Ramon Alfredo Herrera Medina

 [0009-0005-3663-8393](https://orcid.org/0009-0005-3663-8393)

Asesor

MBA. Víctor Manuel Hernández Díaz

 [0000-0002-6505-0733](https://orcid.org/0000-0002-6505-0733)

LIMA – PERÚ

2025

Citar/How to cite	Herrera Medina [1]
Referencia/Reference	[1] R. Herrera Medina, <i>“Reducción de costos de acarreo por mejoramiento de la carga útil”</i> [Trabajo de suficiencia profesional de pregrado]. Lima (Perú): Universidad Nacional de Ingeniería, 2025.
Estilo/Style: IEEE (2020)	

Citar/How to cite	(Herrera, 2025)
Referencia/Reference	Herrera, R. (2025). <i>Reducción de costos de acarreo por mejoramiento de la carga útil</i> . [Trabajo de suficiencia profesional de pregrado, Universidad Nacional de Ingeniería]. Repositorio institucional Cybertesis UNI.
Estilo/Style: APA (7ma ed.)	

Dedicatoria

*Dedicado a mis padres Ana y Ramón, a mi hermano Ronald
y a mi abuelita Melania, quienes me transmitieron el sentido
del amor incondicional.*

Agradecimientos

A mi alma mater, la Universidad Nacional de Ingeniería, por haberme acogido en sus aulas y formado con la rigurosidad y empeño que amerita la profesión.

A los catedráticos que, a través de los años, transmitieron con esmero sabias enseñanzas y por la paciencia y dedicación brindada.

A mis compañeros y amigos de trabajo de la mina Cuajone, en especial al área de Planeamiento, de quienes aprendí y me apoyaron a crecer profesionalmente.

Resumen

El presente trabajo de investigación tiene como fin identificar los factores que afectan un adecuada carga útil en volquetes de acarreo y como esto repercute en los costos operativos unitarios. El objetivo es optimizar dicho indicador para así reducir los gastos en Diesel y por ende reducir los costos de acarreo.

Durante la implementación y puesta en marcha de la optimización del “Reporte del Factor de Carga”, como primer paso se coordinó con el personal de Ferreyros y Komatsu la calibración adecuada de las balanzas de los volquetes, a fin de que se registre los tonelajes reales en el sistema de despacho, JMineOps.

Paso siguiente, se procedió con la capacitación a los operadores y supervisores, sobre la importancia de cargar adecuadamente los camiones, así como el de identificar la capacidad nominal correspondiente a cada flota de acarreo y el uso adecuado de las marchas en las vías.

Finalmente, se procedió con el seguimiento, mediante la optimización del “Reporte del Factor de Carga”, el cual se efectuó cada dos horas a fin de corregir las cargas inadecuadas, consiguiéndose de esta manera, mejorar progresivamente la carga útil, igualando a la capacidad nominal de la tolva de cada flota de camiones, alcanzándose así la meta propuesta.

Como resultado de la correcta implementación se obtuvo un incremento de tonelaje de 2,247,314 toneladas en el periodo de control y seguimiento de febrero a marzo del 2014. El factor de carga obtuvo un incremento promedio de 1.67 %, mejorando así la carga útil de los volquetes, lo que permite un aprovechamiento eficiente del consumo de Diesel. Este incremento de tonelaje permitió generar un beneficio económico para la mina de US\$ 4,674,887 durante el periodo de control, evidenciando el impacto positivo de la optimización en el carguío de volquetes.

Palabras claves — Costos operativos de acarreo, factor de carga, carga útil, optimización

Abstract

This research work aims to identify the factors that affect an adequate payload in haul trucks and how this impacts unit operating costs. The objective is to optimize this indicator to reduce diesel expenses and, consequently, lower hauling costs.

During the implementation and rollout of the optimization of the "Load Factor Report," the first step involved coordinating with Ferreyros and Komatsu personnel to properly calibrate the truck scales. This was done to ensure that the actual tonnages were recorded in the dispatch system, JMineOps.

Next, training was provided to operators and supervisors on the importance of properly loading the trucks, identifying the nominal capacity corresponding to each hauling fleet, and the correct use of gears on the roads.

Finally, monitoring was carried out through the optimization of the "Load Factor Report," which was conducted every two hours to correct improper loads. This approach progressively improved the payload, aligning it with the nominal capacity of each truck fleet's hopper, thereby achieving the proposed goal.

As a result of the proper implementation, an increase of 2,247,314 tons was recorded during the control and monitoring period from February to March 2014. The load factor showed an average increase of 1.67%, improving the trucks' payload and enabling more efficient use of diesel consumption. This increase in tonnage generated an economic benefit of US\$ 4,674,887 for the mine during the control period, demonstrating the positive impact of optimization in the loading of dump trucks.

Keywords — Hauling operating costs, load factor, payload, optimization.

Tabla de Contenido

	Pág.
Resumen	v
Abstract	vi
Introducción	xiii
Capítulo I. Parte introductoria del trabajo	1
1.1 Descripción del problema de investigación.....	1
1.2 Formulación del problema	2
1.2.1 Problema general	2
1.2.2 Problema específico.....	2
1.3 Objetivo.....	3
1.3.1 Objetivo general	3
1.3.2 Objetivo específico	3
1.4 Hipótesis	3
1.4.1 Hipótesis general	3
1.4.2 Hipótesis específica.....	3
1.5 Operacionalización de variables.....	3
1.5.1 Variable independiente (V.I)	3
1.5.2 Variable dependiente (V.D)	3
1.6 Antecedentes referenciales	4
1.6.1 Antecedentes nacionales	4
1.6.2 Antecedentes internacionales	6
Capítulo II. Marcos teórico y conceptual	8
2.1 Marco Teórico	8
2.1.1 Factor de carga	8
2.1.2 Capacidad de equipos.....	11
2.1.3 Métodos y tecnologías para optimizar la carga útil	15
2.1.4 Reducción de costos operativos por mejoramiento de la carga útil	17

2.2	Marco conceptual	18
Capítulo III. Desarrollo del trabajo de investigación		21
3.1	Metodología de la investigación y justificación	21
3.1.1	Método de investigación.....	21
3.1.2	Tipo de investigación.....	21
3.1.3	Nivel de investigación.....	21
3.1.4	Diseño de investigación	21
3.1.5	Justificación.....	22
3.1.6	Plan de acción.....	22
3.2	Unidad de estudio	24
3.2.1	Ubicación geográfica.....	24
3.2.2	Geología del yacimiento.....	24
3.2.3	Descripción general de mina Cuajone.....	37
3.3	Planificación	41
3.3.1	Dimensiones y diseño del tajo.....	41
3.3.2	Diseño de vías de acarreo y zona de disposición de materiales.....	42
3.3.3	Parámetros de planeamiento de minado.....	45
3.3.4	Fases de minado.....	45
3.3.5	Determinación de la pared final.....	46
3.3.6	Factores que gobiernan los planes de minado anual.....	47
3.3.7	Precio de los metales	48
3.3.8	Costos.....	49
3.3.9	Leyes	52
3.4	Antecedentes	53
Capítulo IV. Análisis y discusión de resultados		56
4.1	Optimización del reporte y evaluación económica.....	56
4.1.1	Optimización del reporte	56
4.1.2	Evaluación económica del beneficio de la correcta carga de volquetes.....	57

4.2	Algoritmo matemático de la optimización del reporte.....	63
4.2.1	Descripción gráfica del reporte.....	64
4.2.2	Algoritmo de la optimización.....	68
	Conclusiones	70
	Recomendaciones	72
	Referencias bibliográficas.....	73

Lista de Tablas

	Pág.
Tabla 1 : Matriz de consistencia.....	4
Tabla 2 : Capacidades de equipos de carguío y acarreo	12
Tabla 3 : Tipo de mineralización	34
Tabla 4 : Modelos de equipos en mina	40
Tabla 5 : Angulo de talud del tajo final	42
Tabla 6 : Costos de concentradora	49
Tabla 7 : Costos de fundición y refinación.....	50
Tabla 8 : Costos de minado	50
Tabla 9 : Reporte “factor de carga” – resumen total.....	55
Tabla 10: Tonelaje por oportunidad de mejora.....	58
Tabla 11: Factor de carga – diciembre 2013.....	58
Tabla 12: Comparativo – tonelaje antes y después respecto a enero	62
Tabla 13: Cálculo de la ganancia.....	63
Tabla 14: Cálculo del incremento de tonelaje durante la prueba.....	70
Tabla 15: Comparación de tonelajes – facto de carga	70

Lista de Figuras

	Pág.
Figura 1 : Registros de los tonelajes en el sistema de despacho “JMineOps”	9
Figura 2 : Uso adecuado de las marchas en los volquetes	23
Figura 3 : Ubicación de mina Cuajone	24
Figura 4 : Fisiografía y geología regional de Cuajone	25
Figura 5 : Fallas principales Cuajone	31
Figura 6 : Vista en seccion transversal del modelo de roca cuajone	33
Figura 7 : Plano de mineralización superficial	34
Figura 8 : Vista en sección del modelo de mineralización	36
Figura 9 : Proceso de minado	38
Figura 10: Zona de disposición de materiales	43
Figura 11: Perfil de acarreo del botadero Torata este	44
Figura 12: Vista en sección del modelo de fases de minado	46
Figura 13: Precio del cobre tendencia en los años	49
Figura 14: <i>Variación de costo de minado mina Cuajone</i>	51
Figura 15: Costo de minado mina Cuajone	51
Figura 16: Ley de cobre minado en Cuajone a través de los años	52
Figura 17: Tonelaje de mineral enviado por años a concentradora Cuajone	53
Figura 18: Reporte “factor de carga” – hoja “k830_inf”	54
Figura 19: Optimización del reporte – hoja “data”	57
Figura 20: Tonelaje promedio por oportunidad de mejora (inferior)	59
Figura 21: Tonelaje promedio por oportunidad de mejora (superior)	59
Figura 22: Tonelaje total por oportunidad de mejora	60
Figura 23: Distribución de cargas – dic 2013	61
Figura 24: Distribución de cargas – mar 2014	61
Figura 25: Hoja “Data”	64
Figura 26: Hoja “de análisis”	65

Figura 27: Hoja “RESUMEN”	66
Figura 28: Hoja “RESUMEN”, detalle	67
Figura 29: Hoja “RESUMEN”, fórmulas.....	67
Figura 30: Secuencia del funcionamiento de la macro	68
Figura 31: Algoritmo de la optimización – Reporte factor de carga	69

Introducción

Este trabajo se origina por la necesidad de mejorar y de optimizar los procesos productivos, en especial el de acarreo, con el objetivo de obtener un mayor beneficio a un menor costo.

Dentro de las actividades que comprende el acarreo, se identificó que la carga de los camiones no era la apropiada y que el reporte de Factor de Carga no daba los resultados esperados, por lo cual se vio conveniente cambiar de estrategia en su difusión, periodicidad de entrega y en su alcance entre las distintas jefaturas de la empresa, con la finalidad de corregir oportunamente las variables que se involucran en el proceso y concretar los objetivos deseados de Mina Cuajone.

El Capítulo I aborda la realidad problemática de los factores que contribuyen a una carga útil inadecuada en los volquetes. Incluye la formulación tanto del problema general como de los problemas específicos de la investigación, así como los antecedentes contextuales, que destacan estudios similares realizados en Perú y en el extranjero. Los objetivos general y específico delinean lo que este estudio busca alcanzar. Además, se presentan las hipótesis general y específica, las cuales serán validadas a través de los resultados de la investigación y los resultados esperados.

En el capítulo II se expone la descripción del marco conceptual, que incluye la definición de términos clave, así como el marco teórico, donde se desarrollan los fundamentos teóricos relacionados con la teoría del factor de carga y la capacidad de los equipos.

En el capítulo III se presenta la metodología que se empleará en la investigación, junto con su respectiva justificación. Además, se define la unidad de estudio, se describen las etapas del proceso investigativo, y se detallan las técnicas de recolección y procesamiento de datos que se utilizarán.

En el capítulo IV se lleva a cabo el análisis, interpretación y discusión de los resultados obtenidos durante la investigación. Además, se realiza una evaluación

económica, en la que se presentan gráficos y diagramas para contrastar las hipótesis planteadas. Asimismo, se expone el algoritmo analizado e implementado con el fin de optimizar el reporte.

Se culmina el trabajo de investigación con las conclusiones y recomendaciones que de acuerdo a los resultados obtenidos se plantean planes de acción para los controles y seguimientos. Y se muestra la bibliografía utilizada.

Capítulo I. Parte introductoria del trabajo

1.1 Descripción del problema de investigación

En la operación minera, la eficiencia del acarreo de material es un factor crítico para la productividad y rentabilidad del proceso. Sin embargo, se han identificado diversas variables que afectan la carga efectiva de los equipos de acarreo, generando ineficiencias y tiempos de espera prolongados en la chancadora. Entre los principales factores que inciden en la baja utilización de la capacidad de los volquetes se encuentran:

- Desconocimiento de las capacidades de los equipos: Los operadores, en su intento de incrementar el tonelaje transportado por guardia, despachan los volquetes con carga subóptima debido al desconocimiento de la capacidad real de tolvas y cucharones.
- Seguimiento ineficaz de prácticas operativas: Existen deficiencias en el control y supervisión de las prácticas de carga, permitiendo que se priorice un mayor tonelaje registrado en el sistema en lugar de una carga óptima en cada ciclo. Esto se debe a que cada flota tiene un tonelaje preestablecido en el sistema, el cual se registra sin importar si la carga real está por encima o por debajo del valor asignado.
- Desajuste en la relación tolva-cucharón: Las diferencias en las capacidades de tolva de los volquetes y los cucharones de las palas ocasionan que los últimos pases de carga no sean efectivos, lo que reduce el aprovechamiento de la capacidad total del equipo de acarreo.
- Prevención de derrames en las vías de acarreo: Para evitar el derrame de material en las rampas y vías de transporte, los operadores limitan la carga de los volquetes. Sin embargo, esta práctica genera tiempos de espera adicionales debido a la necesidad de esquivar los fragmentos de roca derramados.
- Desconocimiento del impacto económico del bajo factor de carga: La falta de información sobre los costos asociados a la subutilización de la capacidad de los

volquetes impide la toma de decisiones informadas que optimicen la eficiencia del proceso.

- Problemas con las balanzas de los volquetes: La descalibración de las balanzas genera imprecisiones en la medición del tonelaje transportado, lo que afecta el control del factor de carga y la eficiencia del acarreo.
- Fallos en hardware y software del sistema de monitoreo: Deficiencias en los dispositivos de visualización, como monitores, señales o antenas defectuosas, dificultan el seguimiento preciso del tonelaje de cada pase, afectando la correcta distribución de la carga.
- Condiciones operativas eventuales: El ingreso del equipo de carguío a un nuevo banco inferior es una circunstancia operativa eventual y justificada, pero puede generar variaciones en la eficiencia del proceso de carga.
- Fatiga y distracción del operador de carguío: La fatiga o falta de atención del operador puede llevar a una incorrecta contabilización de los pases de carga o a una supervisión deficiente del tonelaje en el monitor, lo que impacta en la efectividad del proceso.

Estos factores generan una reducción en la eficiencia del acarreo y aumentan los tiempos de espera en la chancadora, afectando el rendimiento global de la operación minera. Por lo tanto, es fundamental analizar y optimizar estos procesos, con el objetivo de reducir tiempos de cola y mejorar la productividad del sistema de acarreo.

1.2 Formulación del problema

1.2.1 Problema general

¿En qué medida un inadecuado carguío de camiones de acarreo impacta de manera negativa a los costos operativos unitarios de acarreo?

1.2.2 Problema específico

¿En qué medida el factor de carga de la flota de acarreo y la cantidad de viajes por camión afecta al consumo de Diesel?

1.3 Objetivo

1.3.1 Objetivo general

Reducir los costos operativos unitarios de acarreo (US\$/TM) de la Mina Cuajone.

1.3.2 Objetivo específico

Optimizar el consumo de diésel de la flota de acarreo de la Mina Cuajone

1.4 Hipótesis

1.4.1 Hipótesis general

Al incrementar el tonelaje de acarreo por cada viaje (según tonelaje nominal de camión), permitirá reducir el costo operativo unitario de acarreo (US\$/TM).

1.4.2 Hipótesis específica

Al optimizar el factor de carga de la flota de acarreo y reducir la cantidad de viajes por camión, reducirá el consumo de diésel.

1.5 Operacionalización de variables

1.5.1 Variable independiente (V.I)

- X: Carga útil de camiones
 - Factor de carga nominal (TM)
 - Cantidad de viajes (#)

1.5.2 Variable dependiente (V.D)

- Y: Costos de acarreo
 - Costos operativos unitarios (US\$/TM)
 - Consumo de Diesel (Gal)

Tabla 1*Matriz de consistencia*

PROBLEMA	OBJETIVOS	HIPOTESIS	VARIABLE	INDICADORES
Problema General	Objetivo General	Hipótesis General	X: Independiente / Causa	Factor de carga nominal (TM)
¿En qué medida un inadecuado carguío de camiones de acarreo impacta de manera negativa a los costos operativos unitarios de acarreo?	Reducir los costos operativos de acarreo (US\$/TM) de la Mina Cuajone.	Al incrementar el tonelaje de acarreo por cada viaje (según tonelaje nominal de camión), permitirá reducir el costo operativo unitario de acarreo (US\$/TM).	Carga útil de camiones	Cantidad de viajes (#)
Problema específico	Objetivo específico	Hipótesis específica	Y: Dependiente / Efecto	Costos operativos unitarios (US\$/TM)
¿En qué medida el factor de carga de la flota de acarreo y la cantidad de viajes por camión afecta al consumo de Diesel?	Optimizar el consumo de diésel de la flota de acarreo de la Mina Cuajone	Al optimizar el factor de carga de la flota de acarreo y reducir la cantidad de viajes por camión, reducirá el consumo de diésel.	Costos de acarreo	Consumo de Diesel (Gal)

Fuente: Elaboración propia

1.6 Antecedentes referenciales

Se exponen los antecedentes vinculados a la presente investigación, los cuales, debido a su relevancia científica en el ámbito de costos de acarreo y carga útil de camiones, representan un aporte teórico y documental fundamental para este trabajo de investigación.

1.6.1 Antecedentes nacionales

Instituto de Ingeniero de Minas del Perú (2022) en el artículo de la revista Minería titulada “Incremento del Payload para mejorar resultados operativos en Newmont Yanacocha” concluye que la gestión eficiente de la carga (Payload) en la minería es clave para mejorar la productividad y optimizar costos en el acarreo de material. Sin embargo, es fundamental un control continuo para evitar sobrecargas que puedan afectar la operación. Este estudio analiza las estrategias implementadas en Newmont Yanacocha para optimizar la gestión del Payload en una flota de 26 camiones CAT 793 C/D, con el objetivo de aumentar la carga transportada de 234 toneladas (105%) a 245 toneladas (110%), sin comprometer la integridad estructural de los equipos ni incrementar el

mantenimiento por sobrecarga. Para lograrlo, el área de Mina de Newmont Yanacocha trabajó en cinco pilares clave: reducción del peso del camión vacío, limitación de subcargas, ajuste de cargas útiles según el destino, eliminación de sobrecargas y cálculo de un nuevo Payload objetivo. Estas acciones permitieron alinear la operación con los estándares corporativos de Newmont, alcanzando un Payload promedio de 245 toneladas y generando un ahorro de 1.63 millones de dólares en 2021.

Matos, D. (2020) en la investigación titulada “Reducción de costos unitarios de carguío y acarreo mediante programación de equipos – mina Corihuarmi” analiza el impacto de la implementación de un modelo óptimo de acarreo y carguío en la reducción de costos operativos en la Unidad Minera Corihuarmi de la Compañía Minera IRL. Dado que las reservas presentan una ley promedio de 0.23 g/t de oro y se requiere un mayor movimiento de tierras para alcanzar una producción mensual de 2,200 onzas, se incorporaron equipos de mayor capacidad, lo que permitió aumentar la producción y reducir los costos unitarios. Como resultado, los costos de carguío y acarreo de mineral disminuyeron de \$0.533 a \$0.455 por tonelada, mientras que los costos en el acarreo de desmonte se redujeron de \$0.467 a \$0.413 por tonelada. La investigación confirmó que la implementación de volquetes Mercedes Benz Actros 4144 (22 m³) y excavadoras Hyundai 520LC (3.2 m³) optimiza el rendimiento, mejora la productividad y eleva el Ratio Beneficio-Costo, además de demostrar que la inversión es económicamente viable.

Murillo, J. (2012) en la tesis titulada “Mejoramiento del desempeño de servicio de transporte de carga para reducir costos logísticos en tracto camiones con semirremolque” afirma que El transporte de carga es un eje fundamental del desarrollo comercial a nivel nacional e internacional. Para optimizar su desempeño y reducir costos logísticos, es esencial comprender el funcionamiento del tren motriz en vehículos semipesados y pesados. Este estudio, de enfoque explicativo y correlacional, analiza el comportamiento técnico de sus componentes principales, comparando ventajas y desventajas según el diseño del fabricante, eficiencia operativa, control de emisiones, durabilidad y resistencia. A partir del análisis, se proponen alternativas tecnológicas para minimizar el desgaste

prematureo y mejorar la eficiencia del transporte. La investigación ha permitido optimizar la selección de la potencia del motor y los componentes del tren motriz, logrando una reducción significativa en costos de mantenimiento y consumo de combustible en el transporte de mercancías en el Perú.

1.6.2 Antecedentes internacionales

Cabezas, R. et al (2018) en el artículo de investigación titulado “Reducción de Costo de Combustible debido a Mejoramiento de la Resistencia a la Rodadura en Minas a Cielo Abierto” afirma que en Minería a Cielo Abierto (MCA), los costos de transporte representan una parte significativa de los gastos operativos, influidos por factores como el consumo de combustible y las condiciones del camino. Para mejorar la eficiencia y sostenibilidad del sector, es crucial implementar estrategias de reducción de costos. Una opción efectiva es disminuir la resistencia a la rodadura (RR), que es la fuerza que se opone al movimiento de los camiones sobre la superficie vial. Este estudio analiza los factores que afectan la RR y su impacto en el consumo de combustible, aplicando estos conceptos a datos reales de MCA. Los resultados muestran que reducir la RR puede generar ahorros de hasta un 15% en el consumo total de combustible, alcanzando el 20% en áreas estratégicas de la mina.

Castillo, L. (2018) en la tesis titulada “Impacto en el costo de transporte de una mina a cielo abierto por conectividad de fases” concluye que los resultados muestran que la optimización de la conectividad entre fases reduce los tiempos de ciclo de transporte entre 3 y 4 minutos, gracias al uso de rutas más cortas por la integración con rampas de fases anteriores. Esto genera un ahorro en costos de transporte de 0.1 a 0.14 US\$/t, lo que representa hasta un 12% de reducción en un período determinado. Desde el punto de vista financiero, la evaluación con una tasa de descuento del 12% indica que la mejor opción es el caso 1, que presenta la mayor conectividad y menores costos. En comparación, el caso 4 (con menor conectividad) resulta 14.9 MUS\$ más costoso, con un Valor Actualizado Neto (VAC) un 4% menor. Estos hallazgos confirman que mejorar la conectividad de fases y optimizar las rutas de transporte aporta valor tanto operativa como financieramente.

Además, destaca la importancia del diseño en la planificación minera como un factor clave en la estrategia de reducción de costos. Sin embargo, implementar mejoras estructurales en fases ya operativas o presupuestadas es complejo, por lo que aprovechar estas oportunidades en etapas tempranas de ingeniería permite fortalecer la continuidad operacional de la mina.

Capítulo II. Marcos teórico y conceptual

2.1 Marco Teórico

2.1.1 Factor de carga

El factor de carga es un indicador clave en la gestión de equipos de acarreo en minería, que mide la eficiencia con la que se utiliza la capacidad de un camión. Se define como la relación entre la carga real transportada y la capacidad nominal del camión, expresada en porcentaje:

$$\text{Factor de carga (\%)} = \frac{\text{Carga util real}}{\text{Capacidad nominal}} \times 100 \quad (1)$$

Un factor de carga óptimo significa que los camiones están operando cerca de su capacidad máxima sin sobrecargarse, lo que permite maximizar la productividad y minimizar costos operativos.

Debido a la antigüedad de la flota Komatsu 830 E, la mayoría de los volquetes de dicha flota no tienen la balanza operativa o están funcionando de forma intermitente, razón por la cual se deja de registrar, en el sistema de despacho, el tonelaje movido en cada ciclo de acarreo. Por tal motivo, se usa el Factor de Carga, que viene a ser un valor para usarse cuando se presentan estos inconvenientes. Dicho factor se calcula de periódicamente para cada flota.

Por políticas de la empresa se aplica el factor de carga a todas las flotas de volquetes.

Cabe señalar que el factor de carga es distinto para cada flota y que, hasta febrero del 2014, estaba muy por debajo de la capacidad nominal de la tolva de cada flota, sobre todo en los CAT 797F y Komatsu 930 (ambos modelos).

Para la elaboración de todos nuestros reportes se toma en cuenta el valor designado por el factor de carga.

En la base de datos del JMineOps se registran dos tonelajes:

- **Tonelaje Real:**

Registrado en el sistema como “Toneladas”, el cual es medido por las respectivas balanzas de cada camión. En caso de no funcionar la balanza o alguno otro componente del volquete, no se registrará valor alguno. Este inconveniente se tiene con la flota Komatsu 830 E en casi todos los equipos.

- **Factor de carga:**

Registrado como “Ton” y es el que se le asigna a cada flota de volquetes (modificable), según un estudio estadístico y, hasta inicios de febrero del 2014, se actualizaba cada semana. Su variación dependía de “que tan bien” se cargó a los volquetes en el transcurso de la semana a analizar (semana anterior).

Figura 1

Registros de los tonelajes en el sistema de despacho “JMineOps”

MineOPS - Descargas (sumario)

Archivo

Datos

Fecha Inicial

01/01/14

Fecha Final

01/01/14

Cargar

Turno Inicial

A

Turno Final

A

Tonelaje Real

Tonelaje del Factor de carga

Todos

ShiftLoad

Tiempo Cargado

Tiempo Descarga

Volquete

Pala

Material

Nivel

Polygono

Destino

Carga Extra

Toneladas

con Pesometro?

Tiempo de Viaje

Ton

2014/01/01 07:19

2014/01/01 08:30

V114

P01

Mineral

3160-541

3160-541/O

H-C

211.331

true

70.78

290.0

2014/01/01 07:02

2014/01/01 08:39

V374

P01

Mineral

3160-541

3160-541/O

H-C

96.43

210.0

2014/01/01 07:05

2014/01/01 08:39

V369

P01

Mineral

3160-541

3160-541/O

H-C

246.000

true

94.20

210.0

2014/01/01 07:25

2014/01/01 08:41

V371

P01

Mineral

3160-541

3160-541/O

H-C

76.43

210.0

2014/01/01 07:38

2014/01/01 08:46

V110

P05

Desmonte

3640-602

3640-602/W

COCOTEA-W2

272.000

true

67.70

265.0

2014/01/01 07:30

2014/01/01 08:48

V104

P01

Mineral

3160-541

3160-541/O

H-C

241.000

true

78.28

290.0

2014/01/01 07:35

2014/01/01 08:48

V108

P05

Desmonte

3640-602

3640-602/W

COCOTEA-W2

284.000

true

73.42

265.0

2014/01/01 08:41

2014/01/01 08:49

V140

P05

Desmonte

3640-602

3640-602/W

COCOTEA-W2

331.700

true

7.78

325.0

2014/01/01 08:46

2014/01/01 08:55

V102

P05

Desmonte

3640-602

3640-602/W

COCOTEA-W2

304.000

true

8.83

265.0

2014/01/01 08:50

2014/01/01 08:59

V109

P05

Desmonte

3640-602

3640-602/W

COCOTEA-W2

282.000

true

8.88

265.0

2014/01/01 08:42

2014/01/01 09:04

V114

P01

Mineral

3160-541

3160-541/O

H-B

201.354

true

21.78

290.0

2014/01/01 08:54

2014/01/01 09:05

V113

P05

Desmonte

3640-602

3640-602/W

COCOTEA-W2

279.000

true

10.67

265.0

2014/01/01 07:34

2014/01/01 09:05

V137

P01

Mineral

3160-541

3160-541/O

H-B

290.700

true

91.13

355.0

2014/01/01 09:03

2014/01/01 09:07

V140

P05

Desmonte

3640-602

3640-602/W

COCOTEA-W2

24.700

true

4.47

325.0

2014/01/01 08:59

2014/01/01 09:07

V110

P05

Desmonte

3640-602

3640-602/W

COCOTEA-W2

212.000

true

8.77

265.0

2014/01/01 08:46

2014/01/01 09:08

V365

P01

Mineral

3160-541

3160-541/O

H-B

21.98

210.0

2014/01/01 08:50

2014/01/01 09:11

V374

P01

Mineral

3160-541

3160-541/O

H-B

20.85

210.0

2014/01/01 09:02

2014/01/01 09:12

V108

P05

Desmonte

3640-602

3640-602/W

COCOTEA-W2

303.000

true

9.88

265.0

Lmpa Orden

Befrescar

Apicar

Add

Borrar

Copiar Atributos

Corregir Carga(1)

Corregir Cargas

Loaded 208 ShiftLoad records in 4.280 seconds

Fuente: Reporte Operativo: Administración Dispatch -Mina Cuajone

2.1.1.1 Importancia del factor de carga en minería. En operaciones mineras, el factor de carga es un parámetro crítico que influye en:

- Eficiencia operativa: Un factor de carga bajo indica que los camiones están transportando menos material del que podrían, lo que genera más viajes y un mayor costo por tonelada transportada.
- Consumo de combustible: Un bajo factor de carga implica más viajes para mover el mismo tonelaje, aumentando el consumo de combustible y las emisiones de CO₂.
- Desgaste de equipos: Una carga excesiva o inadecuada afecta la vida útil de los componentes del camión, como neumáticos, suspensión y motor, incrementando los costos de mantenimiento.
- Flujo de producción: Optimizar el factor de carga mejora la sincronización entre carguío y acarreo, reduciendo tiempos muertos y aumentando la productividad general.

2.1.1.2 Factores que afectan el factor de carga. El factor de carga puede verse influenciado por varios aspectos operativos y técnicos:

- Desconocimiento de la capacidad de los equipos: Operadores que no conocen la capacidad exacta de tolvas y cucharones pueden despachar camiones con carga insuficiente.
- Condiciones del material: La densidad y humedad del material afectan el volumen y peso transportado en cada ciclo.
- Variabilidad en el carguío: Diferencias en la técnica de carguío, fatiga del operador y falta de monitoreo pueden generar variaciones en el factor de carga.
- Calibración de balanzas: Balanzas descalibradas en los camiones pueden registrar pesos incorrectos, afectando el control del factor de carga.
- Condiciones de la vía: Superficies irregulares, pendientes pronunciadas o alta resistencia a la rodadura pueden influir en la cantidad de material transportado sin afectar la seguridad del equipo.

2.1.1.3 Estrategias para optimizar el factor de carga. Para mejorar el factor de carga en minería, se pueden aplicar diversas estrategias:

- Capacitación de operadores: Entrenar a los operadores para asegurar que los camiones sean cargados con el tonelaje óptimo.
- Monitoreo en tiempo real: Implementar sistemas de pesaje y monitoreo de flotas para controlar el tonelaje transportado y ajustar la operación en tiempo real.
- Optimización del match tolva-cucharón: Asegurar que el tamaño del cucharón de la pala sea adecuado para completar la carga en el menor número de pases posibles.
- Mantenimiento y calibración de equipos: Garantizar que las balanzas y sistemas de monitoreo funcionen correctamente para registrar datos precisos.
- Mejoramiento de las rutas de acarreo: Reducir la resistencia a la rodadura y optimizar las pendientes para permitir una mejor carga y menor consumo de combustible.

2.1.1.4 Impacto económico y operacional de un factor de carga óptimo. Un factor de carga adecuado puede generar importantes beneficios económicos y operacionales:

- Reducción de costos de combustible: Menos viajes para mover el mismo tonelaje disminuyen el consumo de diésel.
- Menor desgaste de equipos: La optimización del carguío reduce la sobrecarga y el estrés mecánico en los camiones.
- Mayor productividad: Se incrementa el material transportado por turno, mejorando la eficiencia del proceso minero.
- Sostenibilidad ambiental: Se reducen las emisiones de gases contaminantes al disminuir el número de ciclos de acarreo.

2.1.2 Capacidad de equipos

La capacidad de equipos se refiere a la cantidad máxima de material que una máquina puede procesar, transportar o manipular en un periodo determinado, bajo

condiciones operativas específicas. En minería, este concepto es fundamental para garantizar un flujo eficiente de materiales y minimizar costos operacionales.

En el caso de equipos de acarreo, la capacidad se mide en toneladas métricas (TM) o en metros cúbicos (m³), dependiendo de si se considera el peso o el volumen del material transportado.

En la unidad operativa de mina Cuajone, se trabaja con diversas flotas de volquetes y palas, como son:

Tabla 2

Capacidades de equipos de carguío y acarreo

EQUIPO	TIPO DE EQUIPO	NOMBRE	CANTIDAD	TAMAÑO
Cargador frontal	Le Torneau 1800	LT01	1	33 yd3
Cargador frontal	Le Torneau 2350	LT02	1	50 yd3
Pala	P&H 2800XPB	P01	1	46 yd3
Pala	P&H 4100 ^a	P02 y P03	2	56 yd3
Pala	Bucyrus 495BII	P04	1	56 yd3
Pala	Bucyrus 495HR	P05 y P06	2	73 y 60 yd3
Volquete	Komatsu 830e	V65 V69 V70 – V74 V76 – V78 V88 – V89	12	218 TM
Volquete	CAT 793 C	V80 V81 V83 V86	6	231 TM
Volquete	CAT 793 D	V120 – V121	2	231 TM
Volquete	Komatsu 930E4	V100 – V114	15	290 TM
Volquete	CAT 797 F	V130 – V142	13	363 TM

Fuente: Administración Dispatch

Cabe señalar que dichas capacidades están ingresadas en el sistema de despacho y que tanto los operadores de pala y volquetes tienen en las pantallas de sus equipos el seguimiento de la carga en tiempo real, en el que se reporta, según corresponda a cada equipo, si la carga está dentro del rango aceptable, si se ha excedido la capacidad nominal o si aún falta más tonelaje por cargar.

Adicionalmente, todos los equipos de carguío contienen en sus cabinas una lista que corresponde a las capacidades de las tolvas de cada volquete

2.1.2.1 Clasificación de la capacidad de los equipos mineros. La capacidad de los equipos en minería se puede analizar desde distintas perspectivas:

- Capacidad nominal: Es la carga máxima especificada por el fabricante del equipo, considerando condiciones ideales de operación.
- Capacidad operativa: Es la cantidad de material que realmente se puede transportar en condiciones de trabajo, considerando factores como la densidad del material, el tipo de terreno y la inclinación de la vía.
- Capacidad efectiva: Es la capacidad real utilizada en operación, que puede verse reducida por malas prácticas, fallas mecánicas o limitaciones operativas.

2.1.2.2 Factores que afectan la capacidad de los equipos. Varios factores pueden influir en la capacidad efectiva de los equipos mineros:

- Condiciones del material: La densidad y granulometría del material afectan la capacidad volumétrica y el peso transportado. Materiales húmedos o arcillosos pueden adherirse a la tolva, reduciendo la capacidad efectiva.
- Diseño del equipo: Las dimensiones de la tolva en camiones o cucharones en palas determinan la cantidad de material que pueden cargar en cada ciclo.
- Condiciones del terreno: Pendientes pronunciadas o alta resistencia a la rodadura pueden reducir la capacidad de carga efectiva de los camiones.
- Mantenimiento y estado del equipo: Desgaste en los componentes del sistema de suspensión, neumáticos o motor puede afectar la capacidad de acarreo.
- Habilidades del operador: La técnica de carga y acarreo puede influir en la cantidad de material transportado por ciclo. Operadores capacitados pueden mejorar la eficiencia del proceso.

2.1.2.3 Relación entre la capacidad de los equipos y la productividad. La optimización de la capacidad de los equipos es clave para mejorar la productividad en minería. Algunos indicadores utilizados para medir esta relación son:

- Tasa de utilización de equipos: Relación entre el tiempo operativo de un equipo y el tiempo total disponible.

- Toneladas por hora (TPH): Cantidad de material transportado en un periodo determinado.
- Ciclos por hora: Número de viajes realizados por un camión en una hora.
- Eficiencia de llenado: Porcentaje de aprovechamiento de la capacidad nominal del equipo en cada ciclo de carga.

2.1.2.4 Estrategias para optimizar la capacidad de los equipos. Para maximizar el aprovechamiento de los equipos de acarreo y carguío, se pueden implementar las siguientes estrategias:

- Adecuación del match tolva-cucharón: Asegurar que la relación entre el tamaño del cucharón de la pala y la capacidad de la tolva del camión permita un número óptimo de pases de carga.
- Monitoreo y control del tonelaje: Implementar sistemas de pesaje en tiempo real para evitar sobrecargas o subcargas en los camiones.
- Optimización de rutas de acarreo: Mejorar la calidad de los caminos y reducir pendientes innecesarias para maximizar la capacidad de carga efectiva.
- Capacitación de operadores: Entrenar al personal en técnicas de carga y manejo eficiente de los equipos para evitar pérdidas de capacidad operativa.
- Mantenimiento preventivo: Realizar inspecciones regulares para garantizar que los equipos operen en condiciones óptimas y sin restricciones de carga.

2.1.2.5 Impacto de la capacidad de equipos en la reducción de costos. Un uso eficiente de la capacidad de los equipos permite:

- Reducir el número de ciclos de acarreo: Moviendo más material por viaje, se disminuye el tiempo y el costo por tonelada transportada.
- Optimizar el consumo de combustible: Un correcto uso de la capacidad evita viajes innecesarios y reduce el gasto de combustible.
- Minimizar el desgaste de los equipos: Operar dentro de la capacidad óptima del equipo prolonga la vida útil de sus componentes.

- Aumentar la productividad global: Se mejora la eficiencia en el transporte de material, reduciendo los tiempos de espera y los cuellos de botella en el proceso minero.

2.1.3 Métodos y tecnologías para optimizar la carga útil

El mejoramiento de la carga útil en el acarreo minero es fundamental para reducir costos y mejorar la eficiencia operativa. La optimización de este factor implica el uso de metodologías avanzadas y tecnologías innovadoras que permiten maximizar la capacidad de transporte sin comprometer la seguridad ni la integridad de los equipos. A continuación, se presentan los principales métodos y tecnologías utilizadas en la industria minera para mejorar la carga útil:

2.1.3.1 Optimización del factor de llenado. El factor de llenado es la relación entre la cantidad de material cargado en un camión y su capacidad nominal. Un llenado inadecuado, ya sea por exceso o por defecto, puede generar ineficiencias y sobrecostos. Para mejorar este aspecto, se deben considerar los siguientes puntos:

- Diseño adecuado de la tolva y del balde de carga, permitiendo un llenado uniforme y evitando material derramado.
- Capacitación de los operadores para optimizar la carga sin afectar la estabilidad del camión.
- Uso de sensores de nivel y cámaras de monitoreo para verificar la carga en tiempo real.

2.1.3.2 Uso de tecnologías de pesaje a bordo. Los sistemas de pesaje a bordo permiten conocer con precisión la cantidad de material transportado en cada ciclo de acarreo. Esto ayuda a evitar la sobrecarga, que puede generar desgaste prematuro en los equipos, y la subcarga, que reduce la productividad.

Entre las tecnologías de pesaje a bordo destacan:

- Celdas de carga instaladas en los camiones y palas cargadoras.
- Sistemas de pesaje dinámico que registran el peso sin necesidad de detener el equipo.

- Integración con software de gestión de flotas, lo que permite analizar datos históricos y optimizar la carga en cada ciclo.

2.1.3.3 Diseño y mejora de tolvas y volquetes. El diseño estructural de las tolvas y volquetes influye en la capacidad de carga y en la eficiencia del acarreo. Algunas mejoras incluyen:

- Uso de materiales livianos y resistentes, como aceros de alta resistencia y aleaciones avanzadas, que permiten reducir el peso del camión y aumentar la capacidad de carga útil.
- Optimización del diseño geométrico de la tolva, minimizando la adherencia del material y mejorando la distribución del peso.
- Implementación de revestimientos antidesgaste, que prolongan la vida útil de la tolva y reducen la necesidad de mantenimiento.

2.1.3.4 Mantenimiento y calibración de equipos de carga y acarreo. Un mantenimiento adecuado de los equipos de acarreo es esencial para garantizar que operen dentro de sus parámetros óptimos de carga. Las acciones clave incluyen:

- Inspecciones periódicas de suspensión, neumáticos y chasis, asegurando que los camiones puedan soportar la carga nominal sin fallos mecánicos.
- Calibración regular de los sistemas de pesaje a bordo, evitando errores en la medición de la carga útil.
- Monitoreo de desgaste en componentes críticos, como ejes, frenos y sistemas de transmisión.

2.1.3.5 Implementación de sistemas de monitoreo y control en tiempo real. El uso de sistemas de monitoreo y control permite mejorar la eficiencia del acarreo mediante la recopilación y análisis de datos en tiempo real. Algunas de las tecnologías más utilizadas incluyen:

- Sistemas GPS y telemetría, que rastrean la ubicación y el desempeño de cada camión en la flota.

- Software de optimización de flotas, que ajusta la asignación de equipos en función de la carga y la demanda de producción.
- Sensores IoT (Internet de las Cosas), que recopilan información sobre el estado de los camiones y alertan sobre posibles fallas antes de que ocurran.

2.1.4 Reducción de costos operativos por mejoramiento de la carga útil

La optimización de la carga útil en el acarreo minero tiene un impacto directo en la reducción de costos operativos. Una gestión eficiente del volumen de material transportado permite maximizar la producción y minimizar los gastos asociados a la operación de equipos. A continuación, se presentan los principales aspectos relacionados con la reducción de costos mediante el mejoramiento de la carga útil.

2.1.4.1 Relación entre carga útil y costos de acarreo. El costo del acarreo está influenciado por múltiples factores, entre ellos, el consumo de combustible, el desgaste de los neumáticos, los costos de mantenimiento y el tiempo de ciclo de transporte. Cuando la carga útil se optimiza, se logran beneficios como:

- Mayor productividad por camión, al transportar más material en cada ciclo.
- Menor consumo de combustible por tonelada transportada, optimizando la eficiencia energética de la flota.
- Reducción del desgaste de componentes mecánicos, evitando daños prematuros causados por sobrecarga o ineficiencia en la distribución del peso.

Un camión que opera con su capacidad óptima disminuye el número de viajes requeridos para mover una cantidad determinada de material, lo que se traduce en ahorros sustanciales en costos operacionales.

4.1.4.2 Análisis del costo por tonelada transportada. Uno de los indicadores clave en la gestión del acarreo minero es el costo por tonelada transportada (CPT), que se calcula dividiendo los costos totales de operación entre la cantidad de material movilizado. Este valor depende de varios factores, tales como:

- Costo de combustible por hora de operación.
- Costo de mantenimiento preventivo y correctivo.

- Vida útil de los neumáticos y costos de reposición.
- Tiempo de ciclo de carga, acarreo y descarga.

Al mejorar la carga útil y mantener un equilibrio adecuado en la operación, se puede reducir el CPT, aumentando así la rentabilidad del proceso minero.

4.1.4.3 Efectos de la sobrecarga y la subcarga en los costos. La eficiencia del acarreo puede verse afectada por la incorrecta distribución de la carga en los camiones mineros. Existen dos escenarios que impactan directamente en los costos operativos:

4.1.4.3.1 Sobrecarga

- Mayor consumo de combustible, ya que el motor trabaja con mayor esfuerzo.
- Desgaste acelerado de neumáticos y componentes mecánicos, incrementando la frecuencia de mantenimiento.
- Mayor riesgo de fallas estructurales en el equipo, acortando la vida útil de los camiones.
- Posibles sanciones por incumplimiento de normativas de seguridad.

4.1.4.3.2 Subcarga

- Ineficiencia en la operación, al no aprovechar la capacidad máxima del camión.
- Aumento del número de viajes para transportar el mismo volumen de material, incrementando el consumo de combustible y los costos de operación.
- Desbalance en la programación de la flota, afectando la planificación y productividad general de la mina.
- Evitar estos dos escenarios es clave para optimizar los costos y mejorar la eficiencia operativa.

2.2 Marco conceptual

Costo de combustible:

Es el gasto asociado con el consumo de combustible de los camiones de acarreo durante las operaciones. Afectado por la distancia, la pendiente de las rutas y la carga transportada.

Costo de mantenimiento:

Incluye los costos de reparación, reemplazo de piezas y mantenimiento preventivo de los equipos de acarreo, como camiones y cargadoras.

Costo de mano de obra:

Representa los salarios de los operadores de los camiones de acarreo, el personal de mantenimiento y los supervisores encargados de coordinar las operaciones.

Carga útil nominal:

Es la capacidad máxima de carga que un camión puede transportar, especificada por el fabricante. Se mide en toneladas o metros cúbicos de material.

Carga útil efectiva:

La cantidad real de material que un camión transporta en cada ciclo de acarreo, que puede ser menor que la capacidad nominal debido a factores operacionales (por ejemplo, material de baja densidad o mala distribución de carga).

Subcarga:

Ocurre cuando un camión transporta menos material de lo que puede llevar, lo que implica una ineficiencia en la operación y un aumento en los costos operativos debido a más ciclos de acarreo necesarios.

Sobrecarga:

Sucede cuando un camión transporta más material del que puede manejar de manera segura, lo que puede generar un mayor desgaste en los equipos y un consumo de combustible más alto, además de riesgos operacionales.

Eficiencia de carga útil:

Es un indicador de cuán efectivamente los camiones están utilizando su capacidad de carga nominal. Se logra maximizando la carga en cada ciclo sin comprometer la seguridad ni la operatividad.

Costo de ciclo de acarreo:

Se refiere al tiempo y recursos empleados por cada camión para completar un ciclo de acarreo, desde la carga hasta la descarga. Un ciclo eficiente se logra maximizando la carga útil sin comprometer el rendimiento.

Capítulo III. Desarrollo del trabajo de investigación

3.1 Metodología de la investigación y justificación

3.1.1 Método de investigación

El método de investigación seleccionado para este estudio es el cuantitativo, ya que se centra en la recopilación y análisis de datos numéricos relacionados con la carga útil y los costos de acarreo. Este enfoque permite establecer relaciones estadísticas entre variables clave, como el peso transportado por ciclo y el costo operativo por tonelada.

3.1.2 Tipo de investigación

Esta investigación es de tipo aplicada, ya que busca ofrecer una solución concreta a la optimización del acarreo en operaciones de transporte de materiales, con el fin de reducir costos y mejorar la eficiencia. Asimismo, es una investigación explicativa, dado que pretende identificar y analizar las causas y efectos de la mejora en la carga útil sobre los costos operativos. A través del estudio de factores técnicos y económicos, se busca generar un modelo que permita a las empresas optimizar su gestión del acarreo.

3.1.3 Nivel de investigación

El nivel de la investigación es correlacional, pues se enfoca en examinar la relación entre la optimización de la carga útil y la reducción de los costos de acarreo. Para ello, se utilizarán herramientas estadísticas que permitan determinar la magnitud y dirección de esta relación. Además, es una investigación explicativa, ya que busca comprender los mecanismos por los cuales el incremento en la carga transportada por ciclo impacta en los costos operativos, proporcionando una base fundamentada para la toma de decisiones en la gestión del transporte.

3.1.4 Diseño de investigación

El diseño de la investigación es no experimental, dado que se analizarán datos históricos y actuales sin manipular las variables de estudio directamente. Se aplicará un diseño longitudinal en caso de evaluar el comportamiento de los costos de acarreo antes y después de la implementación de mejoras en la carga útil durante un periodo

determinado. También puede adoptar un enfoque comparativo, si se contrastan diferentes estrategias o tecnologías utilizadas para optimizar la carga útil.

3.1.5 Justificación

La misión de producción en Mina Cuajone es lograr una rentabilidad óptima en todas sus actividades operativas y de proyectos de desarrollo, para lo cual es necesario buscar e identificar todas las oportunidades de mejora de forma constante.

Siendo el proceso de acarreo una actividad muy sensible, económicamente, se identificó en esta ocasión que nuestro factor de carga estaba muy bajo, ya que el tonelaje real estaba por debajo de la capacidad nominal de las tolvas de cada flota, debido en gran medida al intento de querer hacer mayor tonelaje (en “papel”) por guardia y al match tolva-cucharón.

3.1.6 Plan de acción

El proyecto se puso en marcha el 11 de febrero del 2014, que fue el día en el que se comprobó y validó la automatización del reporte del factor de carga. El plan del proyecto consistió en lo siguiente:

- Automatizar el reporte “Factor de Carga”
- Calibración de las balanzas de los equipos, para lo cual se coordinó previamente con personal de Cuajone, Ferreyros y Komatsu.
- Difusión del propósito del proyecto, tanto a los operadores (carguío y acarreo) como los supervisores y línea funcional de Operaciones (jefaturas).
- Capacitación a los operadores, de forma sistemática (cronograma) y auditable (formatos con firma) sobre las capacidades de las tolvas de los equipos de acarreo y cucharones de los equipos de carguío, así como del beneficio económico que conllevará el buen carguío (Se realizó de forma constante, hasta que formo parte de la cultura operativa de los operadores).
- Seguimiento diario del reporte, tres veces por día de los resultados del reporte Factor de Carga, en coordinación y apoyo de la jefatura de operaciones, los supervisores de tajo y de los controladores de despacho.

- Seguimiento del beneficio obtenido (semanal y mensual), mediante reportes en los que se cuantificaba el ahorro por la mejora en el carguío de los volquetes.
- Por otra parte, se tenía la preocupación de derramar rocas en las rampas cuando las tolvas de los volquetes estaban llenas. Para este caso se identificó que se estaba haciendo un mal uso de los cambios o marchas al iniciar la subida en las rampas. Los volquetes iniciaban la subida con una marcha superior a la que debería, esto por un intento de querer aprovechar la velocidad conseguida, lo cual originaba que en algún momento de la subida se realice el cambio de marcha y se origine el “caballazo” o sacudida del equipo por efecto del mismo cambio, derramándose rocas sobre la vía como consecuencia. Ferreyros nos recomendó limitar a segunda velocidad desde el inicio de pendiente y verificar que, en el panel de control de la pantalla del volquete, se visualice que la marcha actual es la segunda velocidad, hasta terminar de subir la pendiente, para lo cual se deberá mantener con el pedal del acelerador las RPM entre 1700 a 1750.

Figura 2

Uso adecuado de las marchas en los volquetes



Fuente: Reporte en Campo - Ferreyros

3.2 Unidad de estudio

3.2.1 Ubicación geográfica

El depósito cuprífero de Cuajone se encuentra ubicado al sur del Perú, en el flanco andino de la Cordillera oriental de los Andes, en el Dpto. de Moquegua, Provincia Mariscal Nieto, distrito de Torata, entre 3.100 y 3.565 m.s.n.m. ya 42 km al noreste de la ciudad de Moquegua.

Figura 3

Ubicación de mina Cuajone



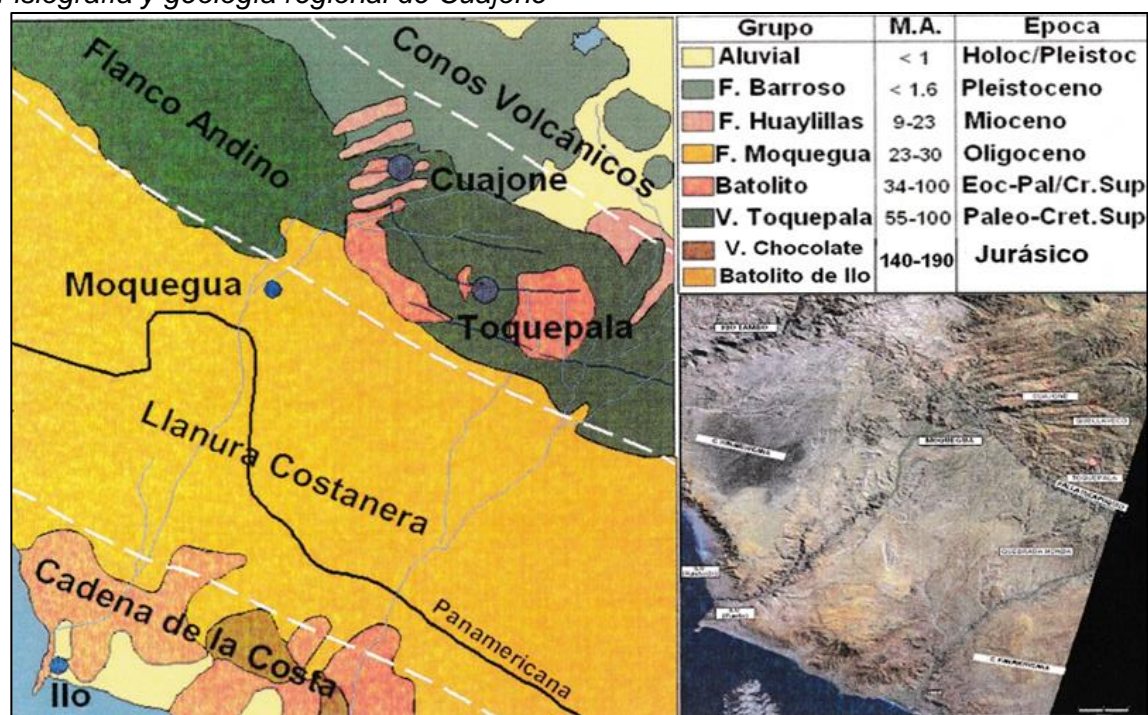
Fuente: Boletín Informativo N° 16-2021 – Ferreyros.

3.2.2 Geología del yacimiento

El yacimiento de Cuajone es un pórfido de cobre del tipo diseminado, ubicado en el talud oeste de la Cordillera Occidental, en la parte sur de la Cordillera de los Andes del Perú, en el área de la quebrada de Chuntacala, un tributario seco del río Torata, a 30 km al noreste de la ciudad de Moquegua, y 25 km al noroeste de la mina de cobre de Toquepala (ver Figura 4).

Figura 4

Fisiografía y geología regional de Cuajone



Fuente: Boletín Informativo N° 01 – 2018: Estimación de Reservas y Recursos Geológicos - Mina Cuajone

3.2.2.1 Geología regional. Cuajone está localizada dentro de la “subprovincia cuprífera del pacífico sur”, en el flanco occidental de los andes al sur del Perú.

Fisiográficamente se puede diferenciar: la cordillera de la costa, la llanura costanera, el flanco andino y la cadena de conos volcánicos. Estas áreas fisiográficas se encuentran emplazadas longitudinalmente de sureste a noreste y se encuentran definidos mayormente por la altitud, relieve, el clima y la geología.

La cordillera de la costa forma una serie de montañas de hasta 1.800 m.s.n.m. que se presentan en forma discontinuas. Están compuestas mayormente por rocas intrusivas de edades que varían entre 140 a 190 millones de años, se observa dioritas, granodioritas, dioritas cuarcíferas, monzonitas, riodacitas latitas, diabasas, aplitas, etc.

La llanura costanera está constituida mayormente por la formación Moquegua, que viene a ser un relleno de una cuenca longitudinal, entre la cadena costanera y el pie de los Andes. Se encuentra emplazada entre 350 a 3.000 m.s.n.m. con una leve inclinación hacia el suroeste.

El flanco andino está constituido por rocas volcánicas y macizos intrusivos que muestran una topografía abrupta con fuertes pendientes cuyas cumbres llegan a los 4.000 m.s.n.m. En las partes altas se presenta una topografía moderadamente ondulada con algunos sectores planos mayormente cubierto por rocas volcánicas.

La cadena de los conos volcánicos abarca una franja de 20 a 30 kilómetros de ancho con un rumbo noroeste sureste cuyas cimas alcanzan altitudes hasta 5.815 m.s.n.m. (volcán Tutupaca) que gran parte del año se encuentra cubierto por nieve.

El afloramiento de las rocas a nivel regional son: en el jurásico (volcánico chocolate) que aflora cerca al puerto de Ilo en la cadena de la costa, en el cretáceo superior – paleoceno (grupo Toquepala) que aflora una parte en la mina Cuajone y mayormente se extiende en el flanco andino, del cretáceo superior al eoceno- paleoceno (rocas intrusivas del batolito de la costa segmento Toquepala) afloran en la mina Cuajone del flanco andino y entre la cadena de la costa y llanura costanera en el oligoceno superior al mioceno inferior (la formación Moquegua) formado por clastos continentales afloran en toda la llanura costanera, en el mioceno inferior al mioceno superior Volcánicos Huaylillas y volcánicos Chuntacala afloran en la mina Cuajone, en el plioceno (volcánicos barroso) afloran en los conos volcánicos. En el holoceno pleistoceno depósitos glaciares aluviales y coluviales).

Formación Chocolate aflora principalmente en la cordillera de la costa y se presenta como una alternancia de derrames de brecha y tufos con capas de calizas marrones.

Grupo Toquepala viene a ser el basamento de las rocas presentes en el área y están mayormente compuestos por rocas volcánicas con algunas intercalaciones de clastos gruesos. Se le asigna una edad de 34 a 100 millones de años.

Formación Toquepala está constituida en la parte inferior por una secuencia de derrames, brechas de flujo y piroclásticos de composición andesítica, dacítica y riolítica, en su parte media se presentan bancos de conglomerados y areniscas, en la parte superior se tiene derrames y brechas de flujos riolíticos y aglomerados.

Formación Inogoya está formada por una intercalación de conglomerados y areniscas gruesas, los conglomerados son gruesos, compuestos de clastos volcánicos en

una matriz areno-tufácea, los clastos disminuyen en tamaño hacia los niveles superiores. Sobre yace discordantemente a la formación Toquepala.

Volcánico Paralaque está compuesto mayormente por derrames de dacita, riolitas, andesitas, piroclásticos y conglomerados en los niveles superiores sobre yace discordantemente a la formación Inogoya.

Volcánico Quellaveco sobre yace discordantemente al volcánico paralaque y está constituido por varios miembros como son pórfido Quellaveco, dolerita Toquepala, pórfido cuarcífero Toquepala, andesita Toquepala, riolita Toquepala.

Serie alta es una secuencia de flujos volcánicos, compuestos en su parte inferior por riolitas rosáceas, ocasionalmente brechoides con textura porfirítica de feldespatos y cuarzos sub-redondeados en una matriz fina, también se tiene la presencia de flujos andesíticos-brechoides de colores negruzcos verdosos a marrones, con textura porfirítica intercaladas con brechas de flujo y conglomerados. En los niveles más recientes se encuentran flujos riolíticos rosáceos conglomerados y piroclásticos.

Riolita-Yarito es de color claro rosáceo y violáceo, presenta una textura porfirítica con fenos de feldespato de hasta 0,5 cm. Generalmente caolinizados. También se presentan algunas hornblendas alteradas. La matriz es micro-granular a afanítica.

Riolitas Tinajones afloran en las cercanías de Cuajone, presenta una coloración rosada claro, grisácea y blanco amarillento. Muestra una textura porfirítica y su ocurrencia es en bancos medianos a gruesos. Se puede observar granos de cuarzo angulares a redondos, feldespatos y micas en una matriz microcristalina a afanítica. Sobre yace en discordancia a la serie alta.

En el área afloran rocas intrusivas conformadas por dioritas, granodioritas, granitos, monzonitas cuarcíferas, latitas, dacitas, chimeneas de brecha y diques de diferentes dimensiones conformando pequeños apófices y grandes stocks que atraviesan las rocas pertenecientes al grupo Toquepala. Las edades de estos intrusivos varían del cretáceo superior al terciario inferior a medio 37 a 100 millones de años.

Los intrusivos que se presentan entre 50 a 60 millones de años de antigüedad son los que mayormente han traído la mineralización tal y como se puede comprobar en los yacimientos de cobre de Toquepala, Quellaveco, Cuajone y Cerro Verde, mayormente asociados a cuerpos intrusivos ácidos a intermedios de dacitas, monzonitas y latitas que vienen a conformar una faja mineralizada dentro de la sub provincia cuprífera del Pacífico en el flanco occidental de los andes del Sur del Perú que se correlaciona con los depósitos de cobre del norte de Chile.

El origen se le atribuye a la tectónica de placas en donde la placa subductora del pacífico oriental en contacto con la placa continental a lo largo de la zona de Benioff, generó una fusión parcial de la corteza oceánica en algunos casos rica principalmente en minerales de cobre, que se introdujeron a la corteza a través de zonas de debilidad como fallas, fisuras y brechas. Las rocas encajonantes o receptoras de los intrusivos pertenecen al grupo Toquepala.

Formación Moquegua se depositó en la depresión tectónica formada entre los cerros de la cadena costanera y el pie del frente andino sobre yace discordantemente en forma parcial al grupo Toquepala y a los intrusivos de la cadena costanera y del Batolito del sur del Perú. Su origen se le atribuye a un prolongado período de erosión en el terciario (Oligoceno a mioceno inferior).

Las rocas continentales fueron erosionadas y depositadas formando arcillas, areniscas, conglomerados, areniscas tufáceas y tobas que vienen a constituir en gran parte lo que geomorfológicamente se denomina la llanura costanera con una topografía de relieve suavizado. Se le asigna una edad de 23 a 30 millones de años.

La formación Moquegua ha sido subdividida en Moquegua inferior y superior.

Moquegua inferior compuesta principalmente por arenisca arcóscas a tufáceas interestratificadas con areniscas arcillosas y arcillas. Toda esta secuencia presenta capas y venillas de yeso.

Moquegua superior presenta una secuencia areno-conglomerádica intercalada con tufos redepositados, areniscas y arcillas sobre yace al Moquegua inferior con discordancia

débil. Los clastos de los conglomerados son mayormente redondeados y de una composición volcánica casi íntegramente compuesta por rocas del grupo Toquepala.

Formación Huaylillas es una secuencia volcánica de tufos y flujos lávicos de colores blancos rosáceos que se presentan generalmente en las cumbres de los cerros a manera de lenguas sobre rocas del grupo Toquepala y formación Moquegua en la discordancia paralela. Consiste en tufos dacíticos, riolíticos y traquíticos compuestos de feldespatos, micas escasas hornblendas y fragmentos de pómez. La textura varia de tufos de grano grueso, poroso, blando y friable a flujos o derrames compactos, macizos, duros y silificados presentan bandeamientos de flujo y en algunos horizontes son vesiculares. Se le asigna una edad de 17 a 22,8 millones de años.

Formación Chuntala es una secuencia de tobas, aglomerados de colores, rosáceos y marrones cuyos miembros se encuentran en unos casos en forma gradacional y en otros en discordancia erosional atribuidos a levantamientos y erosiones sucesivas intraformacionales.

La secuencia empieza con el conglomerado basal, luego se tiene la toba cristal, toba inferior, aglomerada inferior, toba superior, aglomerado superior, finalmente en las cumbres andesita porfirítica se le asigna una edad de 9 a 14 millones de años.

Formación Capillune es una sucesión de conglomerados, areniscas, arcillas y tufos que sobre yacen discordantemente a la formación Huaylillas y formación Chuntacala. Se les atribuye una edad pliocénica superior. Por la naturaleza de los sedimentos se ha determinado su depositación en un ambiente continental lacustre por medio de fuertes corrientes de corto recorrido.

Formación Barroso serie de rocas y derrames volcánicos compuestos de andesitas, traquitas y traquiandesitas intercaladas con brechas de flujo, piroclásticos y aglomerados. Conforman principalmente la cadena de conos volcánicos.

Depósitos cuaternarios principalmente en los lechos de los ríos, quebradas y laderas de cerros, se han depositados morrenas, aluviales y coluviales de variada composición y tamaño.

3.2.2.2 Geología estructural y alteración. Estructuralmente la mina Cuajone es un cuerpo en “stock work” que incluye fallas, fracturas y brechas con una orientación predominante noroeste a sureste, más específicamente con dirección 130 grados azimut.

En la gran mayoría de fallas, el cuerpo central de brechas-latitas porfiríticas brechosas, el stock de latita porfirítica y andesita intrusita, al que se denomina “Alineamiento Cuajone” que es consecuencia de una tendencia regional. En los mapeos actuales no se ha detectado una falla que cruce diametralmente el tajío, sino, más bien una serie o secuencias de estas con potencias menores de 0,80m rellenas de panizo.

La litología de Cuajone contiene rocas volcánicas del Cretáceo al Cuaternario existe treinta y dos tipos de rocas como rocas pre mineralizado, andesita basáltica, riolita-porfirítica, dolerita Toquepala y rocas intrusivas, como diorita, latita porfídica, brechas y diques. Además, tiene presencia de las siguientes rocas post-mineralizadas como la formación Huaylillas que aparece al lado sur-sureste del yacimiento y que está formada por conglomerados, tufos, traquitas y aglomerados, tufos, traquitas y aglomerados, formaciones que se originaron hace 17 a 23 millones de años atrás y que se encuentran en el Grupo Toquepala en discordancia; y la formación Chuntacala que tiene una antigüedad de 9 a 14 millones de años y que está formada por conglomerados, flujos, tufos y aglomerados dispuestos gradualmente en algunos casos y en discordancia en otros. También hay yacimientos Cuaternarios en ríos, arroyos y cerros.

El sistema de fallas Incapuquio tienen un rumbo preferencial entre 290 y 310 grados y han sido reconocidas cerca al límite de la frontera con Chile, atraviesa el departamento de Tacna y gran parte del departamento de Moquegua en una distancia aproximada de 140 km. De largo y 1km de ancho compuestas de rocas alteradas y trituradas con un buzamiento subvertical.

La falla Micalaceo aflora en las inmediaciones de la mina Toquepala entre el pueblo de Micalaco y la quebrada Cortadera. Tiene un afloramiento de 21 km de longitud con potencias de 500 mts., principalmente en zonas de cizalla. Su buzamiento es vertical y está rellena por cuarzo, turmalina, sulfuros, diques, brechas, rocas trituradas, ligera alteración

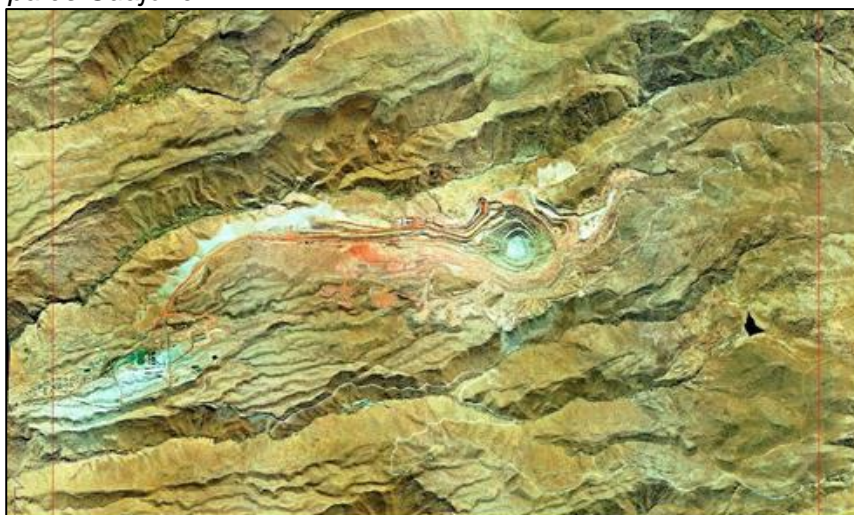
hidrotermal, material fracturado y material cizallado. Esta estructura se encuentra limitando la mineralización en el sector sur de la mina Toquepala con un rumbo de 290 grados.

Falla Viña Blanca tiene un afloramiento de 5,5 km en la riolita-porfirítica al este sureste de la mina Cuajone. No atraviesa a las rocas volcánicas post-minerales de la formación Huaylillas, lo cual indica que su ocurrencia sucedió probablemente en el terciario inferior y no ha tenido reactivaciones posteriores. Tiene una dirección predominante norte 290 grados y un buzamiento preferencialmente subvertical. Se presenta como una serie de estructuras paralelas y sinuosas que varían en potencia de 2 a 20 metros. El relleno está conformado de rocas fracturadas, cizalladas, brechas y fragmentos de rocas de diferentes y variada composición

Falla Botiflaca aflora aproximadamente a 2,5 km al suroeste de la mina Cuajone en forma sinuosa con una longitud de aproximada de 20 km cruzando las quebradas de Cocotea y Torata. Tiene una dirección generalizada de norte 280° a norte 300° y presenta un buzamiento subvertical, la potencia llega hasta 40 metros y está compuesta por roca fuertemente fracturada, brechas heterolíticas formadas por clastos y fragmentos subangulares a sub-redondeados. Este fallamiento atraviesa rocas pertenecientes al grupo Toquepala y por posibles reactivaciones posteriores atraviesa rocas post-minerales volcánicas pertenecientes a la formación Huaylillas. (Ver Figura 5).

Figura 5

Fallas principales Cuajone



Fuente: Presentación del Área de Mina Cuajone-Google Earth

3.2.2.3 Mineralización. El depósito el mineral se distribuye volumétricamente en forma homogénea dentro de las rocas encajonantes, de la siguiente manera: Latita porfirítica 50%, Andesita basáltica 25%, andesita intrusita 23% y riolita-porfirítica 2%, a la fecha las reservas minerales de Cuajone son de 1.242 millones de toneladas a una ley de 0.64% de cobre.

Principales rocas existentes en la mina Cuajone:

Andesita basáltica:

Esta es una roca de color gris verdoso a negra dependiendo del grado de alteración. Presenta esta roca una textura que varía de fanerítica holocristalina de grano fino a porfirítica.

Riolita-porfirítica:

Está compuesta por un flujo ácido porfirítico con granos de cuarzo de diferentes tamaños, hasta de 2 mm de diámetro, generalmente sub-redondeados. La matriz es afanítica, densa y dura. La roca es de un color gris claro a blanquecino.

Latita porfirítica:

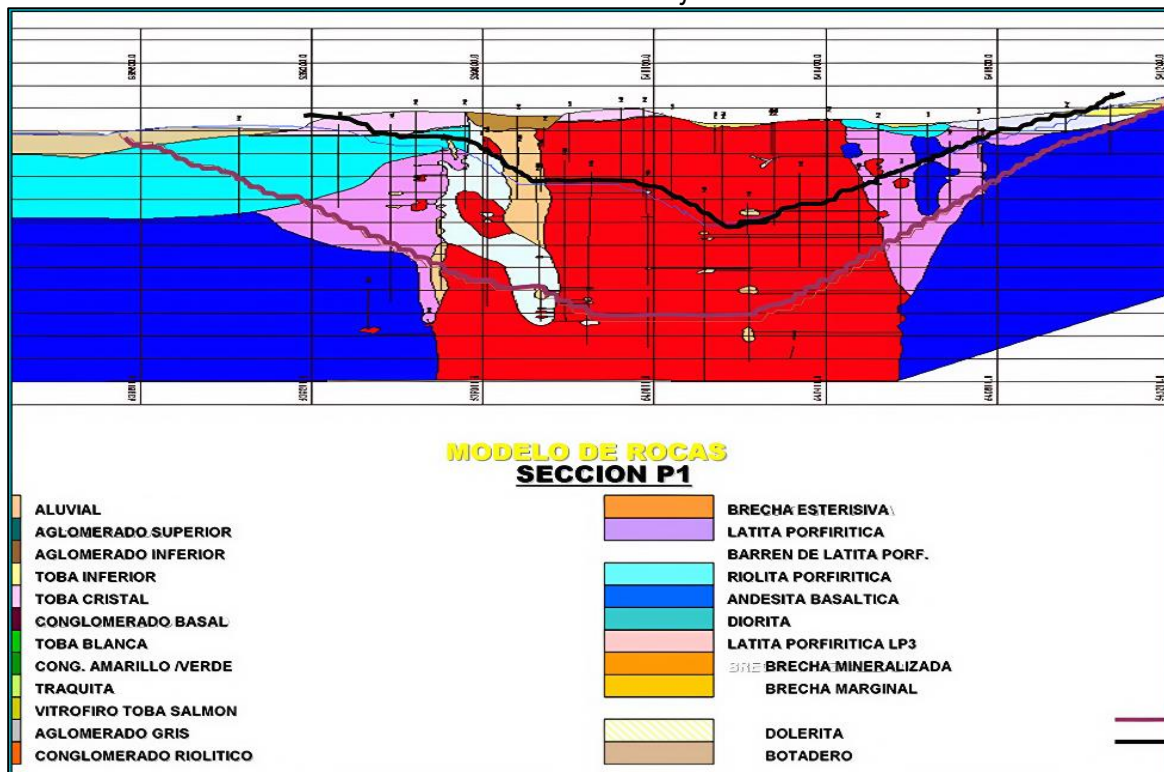
Se tiene la presencia de un cuerpo intrusivo elongado de latita porfirítica de aproximadamente 2,5 km de largo por 0,7 km de ancho, con una dirección predominante noroeste-sureste. Se encuentra intensamente alterado en su sector sureste, decreciendo dicha alteración hacia el noroeste.

Brechas post-minerales:

Las brechas han sido clasificadas por su contenido de mineralización en Brechas Mineralizadas, cuyas leyes son superiores a 0,40 % de Cu, brechas marginales, con las leyes que varían entre 0,10 y 0,40 % de Cu y brechas estériles, con leyes inferiores a 0,10 % de Cu. La mineralización que se presenta en las brechas proviene de rocas mineralizadas. (Ver figura 6).

Figura 6

Vista en seccion transversal del modelo de roca cuajone



Fuente: Boletín Informativo N° 02 – 2022: Geología Estructural - Mina Cuajone

3.2.2.4 Zonas minerales. El cuerpo mineralizado de cobre en Cuajone, con leyes superiores al 0.4%, se caracteriza por ser regular, homogéneo y de mineralogía simple. Se extiende aproximadamente 2,300 metros de longitud por 900 metros de ancho, con una orientación noreste-sureste.

Zonas de baja ley:

- Sector noroeste central: abarca de 550 a 850 metros.
- Sector sureste central: abarca de 200 a 300 metros.

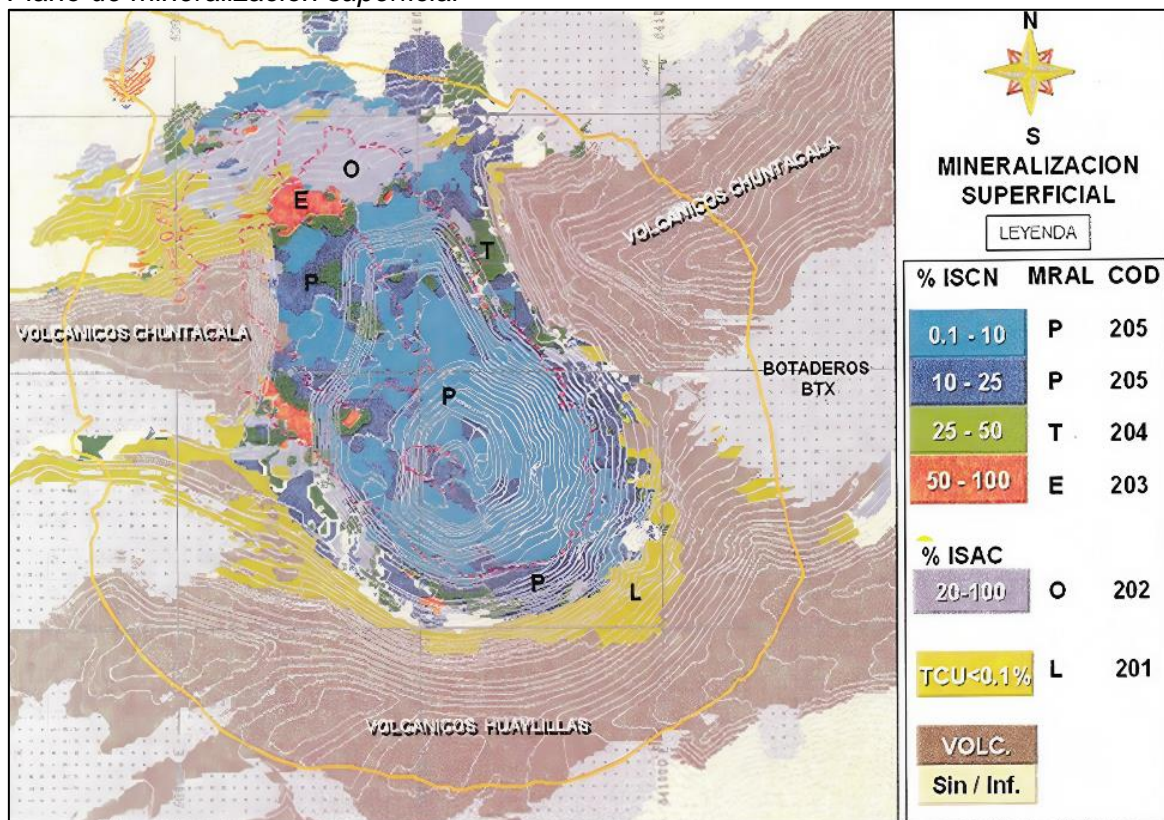
Forma y profundidad:

- En sección vertical, la mineralización tiene forma de embudo.
- Las leyes decrecen económicamente en el sector noroeste alrededor del nivel 2,950, mientras que en el sector sureste la mineralización persiste hasta el nivel 2,580, con taladros que aún muestran leyes superiores al 0.4% de cobre.

La diferencia de las zonas mineralizadas está definida principalmente por los minerales predominantes que se encuentran en cada una de ellas y la relación del índice de solubilidad ácida, cianurada e insoluble. (Ver Figura 7, ver Tabla 3).

Figura 7

Plano de mineralización superficial



Fuente: Boletín Informativo N° 01 – 2018: Geología Estructural - Mina Cuajone

Tabla 3

Tipo de mineralización

ZONA MINERAL	MINERALES PREDOMINANTES	OCURRENCIA	DESTINO
Óxidos	Crisocola, malaquita, calcantita, brocantita, cuprita, tenorita, Cu nativo	Mayormente en fracturas, en parte diseminado	>20% óxidos a botaderos para futura lixiviación <20% óxidos a concentradora
Enriquecidos	Calcocita, covelita, digenita, bornita, pirita, Cu nativo, molibdenita	Tanto diseminado como en fracturas	Concentradora >50% de Cu soluble en cianuro
Transicional	Calcopirita, Calcocita, molibdenita, bornita, pirita	Mayormente diseminado y en fracturas con venas de cuarzo	Concentradora >25% <50% de Cu soluble en cianuro
Primario	Calcopirita, pirita, molibdenita, energita, galena, esfalerita	Diseminado y en fracturas con venas de cuarzo	Concentradora >25% de Cu soluble en cianuro

Fuente: Área geología - mina Cuajone

Las siguientes zonas minerales que se presente en Cuajone son:

Zona lixiviada:

Actualmente esta zona se restringe hacia el lado sur alto de la mina en riolita-porfirítica y hacia el lado norte- este en la andesita intrusita, pudiéndose encontrar en contacto directo debajo de los volcánicos post-minerales. Su mineralogía es simple, constituida por óxidos de Fe (limonita, Hematinas) y óxidos de manganeso (pirolusita)

Zona de óxidos:

Esta zona se forma debido a las percolaciones de aguas subterráneas que contienen cobre en solución encuentran condiciones de cambio de pH el cual resulta en precipitaciones de óxidos, hidróxidos, carbonatos y silicatos de cobre.

La mineralogía de la zona oxidada consiste en crisocola, malaquita, calcantita, cobre nativo, cuprita y tenorita.

Zona enriquecida:

La zona enriquecida en Cuajone es definida mineralógicamente por la predominancia de sulfuros secundarios sobre las formas de mineralización económica. La mineralogía la constituye a chalcocita, digenita y covelita, en menor cantidad acompañado a esta zona la presencia de molibdenita y pirita.

En las zonas en que la pirita tuvo un recubrimiento de minerales secundarios (Digenita) este mineral representa un problema en los concentrados puesto que la cubierta de digenita hace flotar a la pirita ocasionando una menor ley de concentrado.

Zona de transición:

El paso de la zona enriquecida a la zona primaria no es definido, teniéndose entre ambas una amplia zona transicional caracterizada principalmente por la presencia de pirita calcopirita y en menor proporción la presencia de calcosita y bornita.

La potencia aproximada es de 190 metros y tanto su base como su tope tienen una forma ondulada gradacional en contacto con los sulfuros enriquecidos y la zona primaria.

Zona primaria:

Zona que está escasamente expuesta en Cuajone la mineralogía está compuesta principalmente por pirita, calcopirita con menos bornita en venillas y finamente diseminadas dentro de un stock principal de latita porfirítica. Dentro de la zona de brechas más profundas se puede encontrar trazos de enargita, esfalerita, galena.

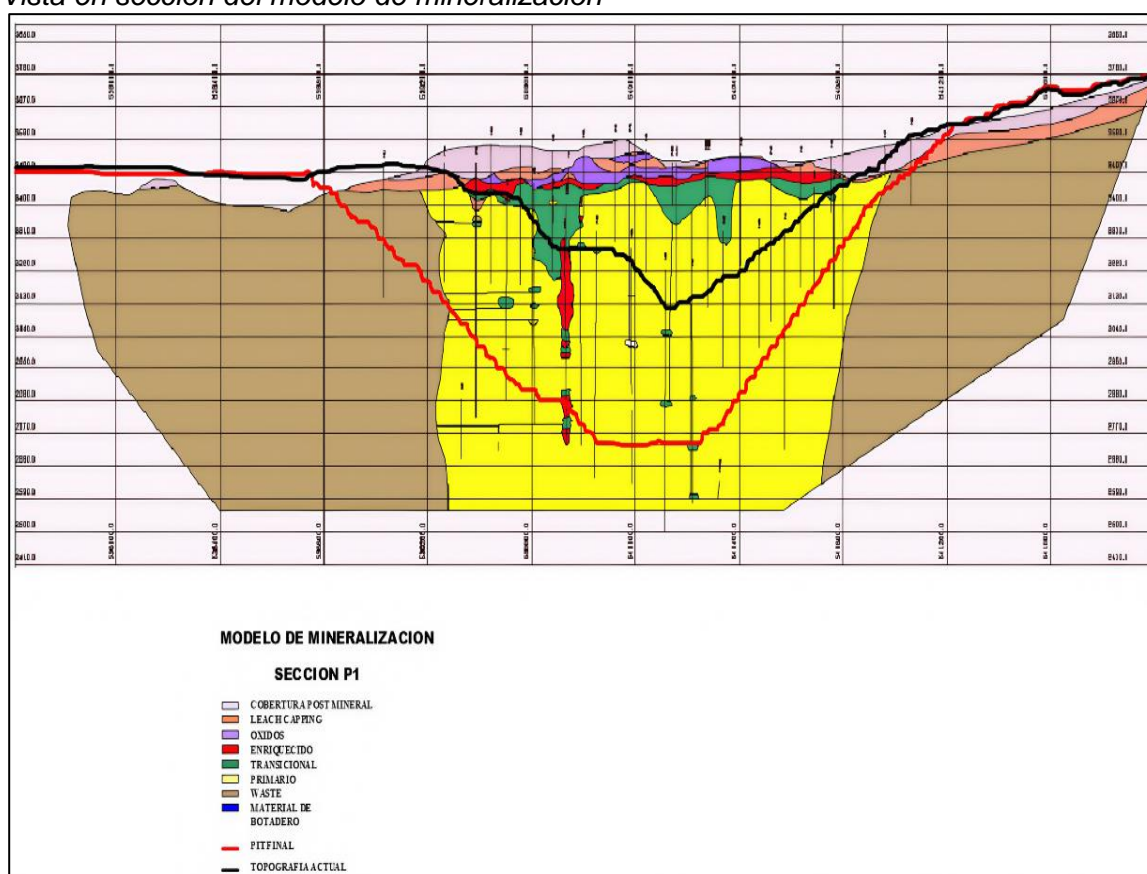
Mineralización de Molibdeno:

La ley promedio de molibdeno para el yacimiento es 0,020% y ocurre como un sulfuro de molibdenita ya sea en forma cristalizada en venillas de cuarzo, en forma de pátina en las fracturas de las rocas y finamente diseminado visible al microscopio.

El molibdeno no tiene un zoneamiento de óxidos, enriquecidos transicional y primario tal como ocurre con el cobre y el molibdeno en un ambiente supérgeno en el rango oxidante, el molibdeno es inmóvil en pH ácido.

Figura 8

Vista en sección del modelo de mineralización



Fuente: Boletín Informativo N° 02 – 2022: Estimación de Reservas y Recursos Geológicos - Mina Cuajone

3.2.3 Descripción general de mina Cuajone

3.2.3.1 Descripción del proceso. La operación de minado se realiza por el método de tajo abierto, mina Cuajone produce 90 mil toneladas métricas de mineral al día con una ley promedio de 0.62% de cobre. La mina está dividida en ocho fases de minado hasta alcanzar el límite final del tajo, actualmente se encuentra en explotación las fases de minado 5 y 6.

Cuajone es una mina que diariamente extrae más de 500.000 t/día, con una vida de mina de aproximadamente de 54 años.

La perforación se realiza con máquinas rotativas en taladros de 16 metros de altura y 12 ¼ de pulgadas en diámetro, en la actualidad se cuenta con 6 máquinas perforadoras y 3 máquinas de martillo en el fondo para la perforación de pre-corte.

Los distintos tipos de materiales a transportar son sulfuros de baja ley menores a 0,4 % en cobre depositados en botaderos, óxidos que son llevados a planta de lixiviación y mineral transportados a las tolvas de transferencia.

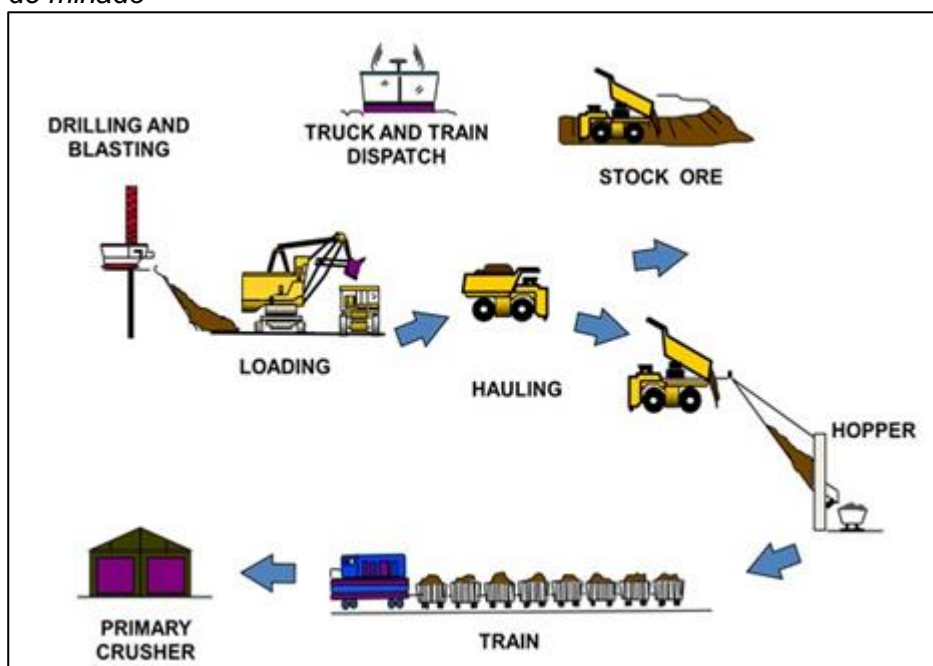
La transferencia del mineral hacia la planta chancadora se realiza por medio de trenes, los puntos de acumulación del mineral son llamados hoppers o tolvas de transferencias llamadas B y C cuya capacidad es de 2.000 toneladas cada uno aproximadamente, para el continuo envío de mineral se utiliza cinco trenes los cuales poseen 17 vagones cada uno con capacidad de 75 toneladas.

La sexta fase de minado en mina Cuajone se encuentra en ejecución, para ello, todo lo relacionado con el desbroce se realiza con dos palas gigantes Bucyrus serie 495, y un total de 20 camiones.

El proyecto de expansión de Cuajone empezó a inicios del año 2010, invirtiéndose un total de US\$ 39.4 millones, la compra de equipos de mina y equipos auxiliares de soporte es parte del plan de expansión de Cuajone, el proyecto contempla una metodología de ley de corte variable, que aumentará la producción de cobre y molibdeno a un total de 147.000 toneladas y 3.000 toneladas en los próximos 10 años respectivamente (Ver Figura 9).

Figura 9

Proceso de minado



Fuente: Boletín Informativo N° 01 – 2018: Operaciones Mina - Mina Cuajone

3.2.3.2 Equipos. Mina Cuajone cuenta con 6 perforadoras rotativas eléctricas entre las marcas P&H y Bucyrus con los modelos 49HR y 39HR. Esta última cedida del proyecto minero Tía María.

La utilización de estos equipos está en el rango de 89% llegando a perforar 100.000 metros al mes, la productividad diaria por máquina es de 700 metros perforados.

En la perforación de pre-corte se utilizan dos perforadoras a combustible, una de la marca Sandvik, modelo DR56, y una perforadora Atlas Copco RockL8 que perforan diámetros de 5" de 15 metros de longitud con inclinaciones de taladros de 70°.

El acarreo se realiza con volquetes de diversos modelos, entre los cuales se tiene el camión Komatsu 830 E de tracción eléctrica cuyas velocidades oscilan entre el 9 a 55 km/h y los camiones a diésel Caterpillar 785 C y D, de velocidades similares.

Para las rutas de mayor profundidad se aprovecha la flota de camiones del modelo Komatsu 930 4E, estos desarrollan velocidades de 26 km/h y la mayor productividad que tiene. Este modelo cuenta con sistemas de seguridad haciéndolo confiable en pendientes pronunciadas.

Para la fase de minado seis se utiliza la flota de camiones Caterpillar 797F cuyas capacidades son de 360 TM, alcanzando productividades de 1.200 t/h.

El carguío se realiza con 6 palas eléctricas de distintas capacidades de cucharón, desde 42 hasta 73 yd³.

La de menor capacidad, P&H 2800, se ubica en el fondo del tajo y es utilizada en zonas de mineral juntamente con el/los cargadores frontales LeTorneau, con los cuales se proporcionan la mezcla diaria de acuerdo con las leyes y durezas, según los planes programados.

La flota de equipos auxiliares está conformada por tractores de rueda, tractores de orugas, motoniveladoras, retroexcavadoras y cargadores frontales utilizados en las limpiezas de pisos de palas, áreas de perforación, carreteras, limpieza de tolvas de transferencias, mantenimiento de vías férreas, construcción de rampas, construcción de vías, mantenimiento de botaderos, habilitación de bermas laterales y centrales para el tránsito de volquetes, construcción de canales de drenajes.

El control de la polución se realiza con tres tanques de regadíos de la marca Caterpillar de capacidad de llenado de treinta mil galones distribuidos de la siguiente manera: dos tanques en las zonas centrales del tajo y un tanque exclusivo para la fase de minado 6B.

El agua utilizada en el regadío de vías es la que se recolecta de las filtraciones (freática y lluvias) las cuales se han depositado en los niveles inferiores del tajo siendo bombeadas a superficie (Ver Tabla 4).

Tabla 4*Modelos de equipos en mina*

PERFORACIÓN
2 perforadoras P&H 120A 1 perforadora 100XP 1 perforadora Bucyrus 49RIII 1 perforadora Bucyrus 49 HR 1 perforadora Bucyrus 39 HR 1 perforadora DTH Roc-L8 2 perforadoras Sandvik DR56
CARGUÍO
1 pala P&H 2800XPB. Capacidad 31.6m ³ 2 Palas P&H 4100A. Capacidad 42.8 m ³ 1 pala Bucyrus 49BII. Capacidad 56 yd ³ 2 Palas Bucyrus 495 HR. Capacidad 60 y 73 yd ³ 2 cargadores Frontales LeTorneau. Capacidad 33 y 50 yd ³
ACARREO
12 camiones Komatsu 830 E Cap. 218 t 15 camiones Komatsu 930 E4 Cap. 290 t. 06 camiones Caterpillar 793 C Cap. 231 t. 02 camiones Caterpillar 793 D Cap. 231 t. 13 camiones Caterpillar 797 F Cap. 363 t
TRENES
6 locomotoras U23B con 17 vagones cada uno de 70 toneladas
COMUNICACIÓN
Radio voz en todos los equipos, control de tráfico de volquetes, palas y trenes mediante el sistema de despacho Jigsaw
EQUIPO AUXILIAR
05 motoniveladoras 2x24 H, 1x24 M, 1x16 H, 1x16M. 10 tractores Oruga 7xD10R, 1D9R, 2 D11T 03 cargadores Frontales 1x988, 1x966, 1x992 04 tanques de regadío 785D Cap. 30.000 gal.

Fuente: Área de operaciones mina– Mina Cuajone

3.2.3.3 Personal. El organigrama de la gerencia mina se divide en cuatro superintendencias conformadas por operaciones mina, ingeniería, geotecnia y geología.

Las operaciones en mina Cuajone está conformado por 7 grupos de trabajo, cada grupo compuesto por 50 trabajadores y un grupo adicional de contingencia, el cual cubre los requerimientos de personal por causa de vacaciones, capacitación, etc. Las jornadas de trabajo en la parte operativa son de 12 horas en dos turnos (día y noche), estos grupos

de trabajo cumplen un sistema de 5 días laborados por 3 de descanso, mientras que en las áreas administrativas las jornadas son de 8 horas diarias.

Para cumplir con las capacitaciones del reglamento de seguridad y salud ocupacional, se ha conformado un grupo adicional de 10 personas que laboran en jornadas de ocho horas.

Mina Cuajone ha implementado tercerización de funciones, cuenta con 6 contratistas que cumplen las labores de servicio de voladura, lubricación de equipos auxiliares, topografía de campo, perforación secundaria y de pre-corte, drenajes, manipuleo de cables eléctricos.

Los entrenamientos y capacitaciones del personal se basan en estándares y normas internas. Las prácticas operacionales se realizan en simuladores computacionales para evitar riesgos e incidentes innecesarios.

3.3 Planificación

3.3.1 Dimensiones y diseño del tajo

La dimensión del tajo en la actualidad tiene un eje principal de 2,9 km en orientación norte-sur por 2,4 Km en orientación este-oeste, el tajo tiene una profundidad de 480 m, la cota más elevada es el nivel 3850 y la cota más baja es en el nivel 2950 m.s.n.m.

Los ángulos de talud usados se basan en las recomendaciones hechas a partir de estudios geotécnicos, los ángulos recomendados de las paredes finales del tajo dependen de los siguientes factores:

- El tipo de roca expuesta sobre la superficie final del tajo.
- Los dominios estructurales definidos por Golder Associates.
- El azimut (dirección) de las paredes finales del tajo.

El Tajo tendrá una dimensión de 3,4 kilómetros con una profundidad de 500 metros que lo llevará a ser uno de los más grandes. (Ver Tabla 5).

Tabla 5*Angulo de talud del tajo final*

XTRA4			TIPO DE ROCA		SLOPE	PHSLP		BANCO		BERMA	
Código					BANCO	INTER-RAMPA		m.		m.	m.
1	AL	AL/BOT	65		38	SIMPLE	15	12.2	12.2		
2	VOLC N VOLC S	VOLC	70		47	DOBLE	30	0	17.06		
3			70		47	DOBLE	30	0	17.06		
4	RP RP	RP	60		38	SIMPLE	15	10.54	10.54		
5			65		42	DOBLE	30	0	19.33		
6	LP1 BLP LP1 BLP LP1	LP	65		43	SIMPLE	15	9.09	9.09		
7			65		43	SIMPLE	15	9.09	9.09		
8			65		46	DOBLE	30	0	14.98		
9			65		46	SIMPLE	15	7.49	7.49		
10			65		46	DOBLE	30	0	14.98		
11	BA NE BA SE BA SW BA NW	BA	60		38	SIMPLE	15	10.54	10.54		
12			60		38	MODIF	15	8	13.08		
13			65		42	DOBLE	30	0	19.33		
14			65		45	DOBLE	30	0	16.01		
15	default		65		42	SIMPLE	15	10.54	10.54		

Fuente: área de geotecnia - Mina Cuajone

3.3.2 Diseño de vías de acarreo y zona de disposición de materiales

El tajo tiene un diseño de vías en función a las dimensiones de los trenes y volquetes.

Para el acarreo por trenes el ancho mínimo de rampas es de 15 m con una gradiente de 1%, para trenes cargados y de 4.5% para los trenes vacíos. En Cuajone actualmente se tienen dos sistemas de rampas principales de orientación norte y sur, debido a los trabajos de la fase 6B de minado solo opera la rampa norte para el acarreo de volquetes, que permite la continuidad de la operación en zonas bajas de la mina.

El ancho mínimo de rampa para el acarreo de volquetes es de 30 m y el máximo es de 35 m, con una gradiente de rampa que va de 8% a 10 % como máximo.

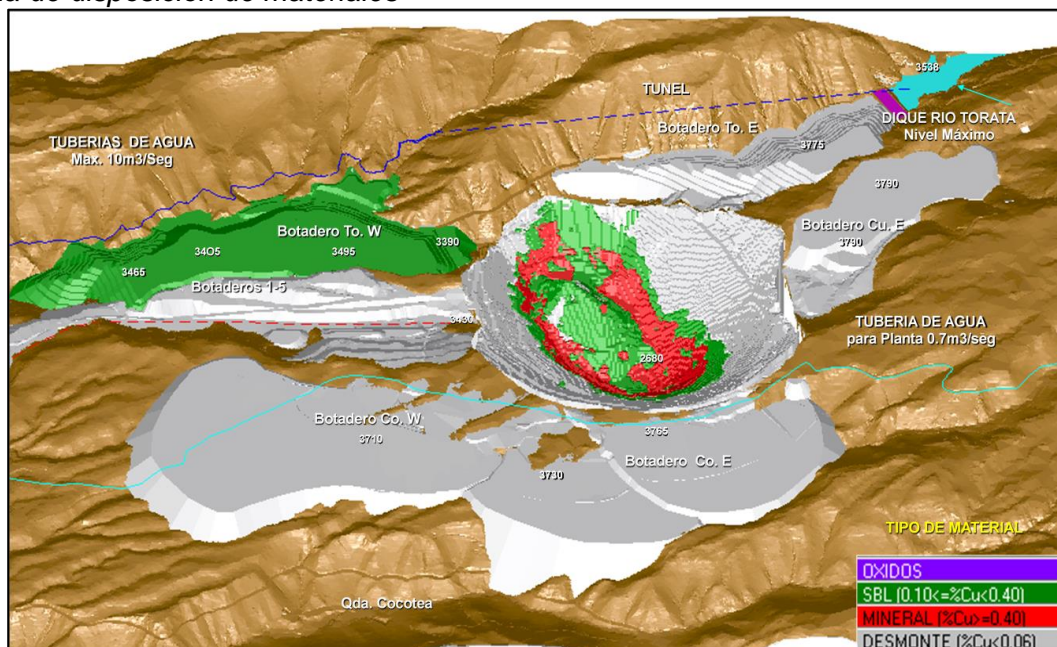
De acuerdo con los planes de minado la disposición de los materiales se realizará según la clasificación por la ley de cobre, en caso de mineral ($Cu > 0,45\%$), y serán transportados hacia dos tolvas de transferencias denominadas B y C, este mineral será

acarreado a la chancadora primaria por trenes. En el caso de sulfuros de baja ley de cobre ($0.3\% < Cu < 0.45$), estos serán depositados en botaderos preparados especialmente con la finalidad de recuperarlos en un futuro.

Para los materiales como óxidos de cobre estos serán depositados en botaderos ubicados a 20 km de distancia del tajo, posteriormente de acuerdo con la necesidad y programas de envío serán transportados hacia la planta de lixiviación para su procesamiento (Ver figura 10).

Figura 10

Zona de disposición de materiales



Fuente: Boletín Informativo N° 03 – 2023: Proyectos Auxiliares - Mina Cuajone

3.3.2.1 Perfiles de acarreo. Para acceder hacia el último nivel del tajo Cuajone de cota 3.190 m.s.n.m. se tiene dos rampas de acceso de orientación Norte y Sur. Ambas rampas tienen entre 8 y 9 % de gradiente respectivamente.

Generalmente en el fondo del tajo se presenta mineral de cobre, por lo que el destino de los volquetes son las tolvas de transferencia que se ubican en la cota 3.430, lo que significa que estos volquetes realicen un recorrido de 3 km.

La pala 1 se encuentra en la cota 3.100, por su menor capacidad de cucharón es el equipo adecuado de asegurar el envío de mineral de cobre hacia la planta chancadora. Normalmente la pala 3 ubicada en el nivel 3.275 trabaja en materiales de desmonte o

sulfuros de baja ley, estos materiales son descargados por los volquetes en los botaderos denominados “botadero 5%”. La pala 02, pala 04 y la pala 05 se ubican en la etapa de desbroce de material estéril llamada fase de minado 6 B, esta fase comprende el nivel 3700 y es principal área de explotación en la actualidad.

Las labores en la fase de minado 6B se iniciaron a principios del año 2011 utilizando los equipos de carguío de mayor capacidad por la necesidad de habilitar en un menor tiempo niveles inferiores que contengan minerales de cobre (sulfuros y óxidos)

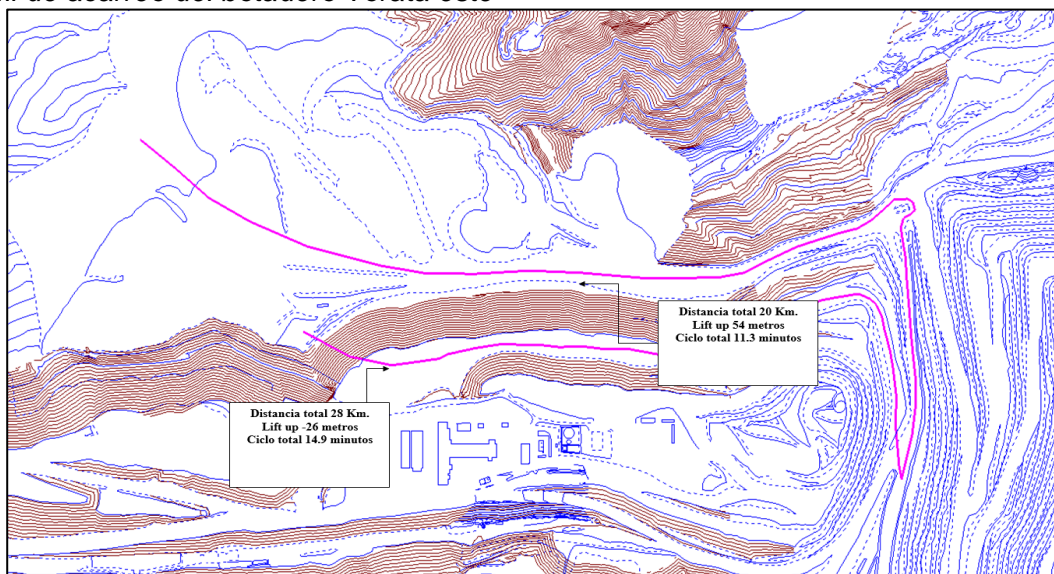
La fase de minado 6 B comprende vías de acarreo entre 5% a 7%.de pendiente con un ancho mínimo de vía de 40 metros, los materiales extraídos que básicamente son estériles, roca traquita y tova volcánica, son transportados hacia los botaderos denominados “Viña Blanca” y “Cocotea” ubicados a una distancia de 5,5 km desde los puntos de carguío de las palas

Las vías de acarreo poseen bermas centrales y bermas laterales de 2 metros de altura, la finalidad es direccionar el tránsito de los volquetes en épocas de neblina.

Todas las vías de acarreo son lastradas con materiales escogidos especialmente de las zonas de transición de óxidos evitando así el desgaste prematuro de neumáticos. (Ver Figura 11).

Figura 11

Perfil de acarreo del botadero Torata este



Fuente: Boletín Informativo N° 03 – 2023: Proyectos Auxiliares - Mina Cuajone

3.3.3 Parámetros de planeamiento de minado

En todo planeamiento de minado se debe considerar dos tipos de parámetros: los generales y los específicos.

Los parámetros generales son los aplicables a todos los depósitos de tipo diseminado de gran tamaño y ley de cobre relativamente baja muy similar al depósito de Cuajone.

Los parámetros específicos dependen de las características no comunes que cada yacimiento presenta, tales como morfología superficial, topografía, etc. Sin establecer estos parámetros sería imposible llevar a cabo la delineación y planeamiento necesario para la evaluación de reservas contenidas, más aún si la explotación de estas demandas inversiones deben ser compensadas por un adecuado retorno, que dependerá de un económico y eficiente abastecimiento de mineral.

En mina Cuajone se considera los siguientes parámetros para el respectivo plan de minado:

- Ángulos interrampas (ángulo de bancos y bermas) acorde con recomendaciones geotécnicas y según los dominios estructurales.
- Altura de banco: 15 m.
- Ancho mínimo de minado: 75 m.
- Ancho de vías para volquetes: 40 m. (Incluye bermas de seguridad)
- Gradiente de rampa de diseño: 10%.
- Berma de Seguridad en las vías de acarreo $\frac{3}{4}$ partes de la altura de la llanta del camión.
- Rampas de seguridad (Alivio): 12% con un ancho de 20 metros.

3.3.4 Fases de minado

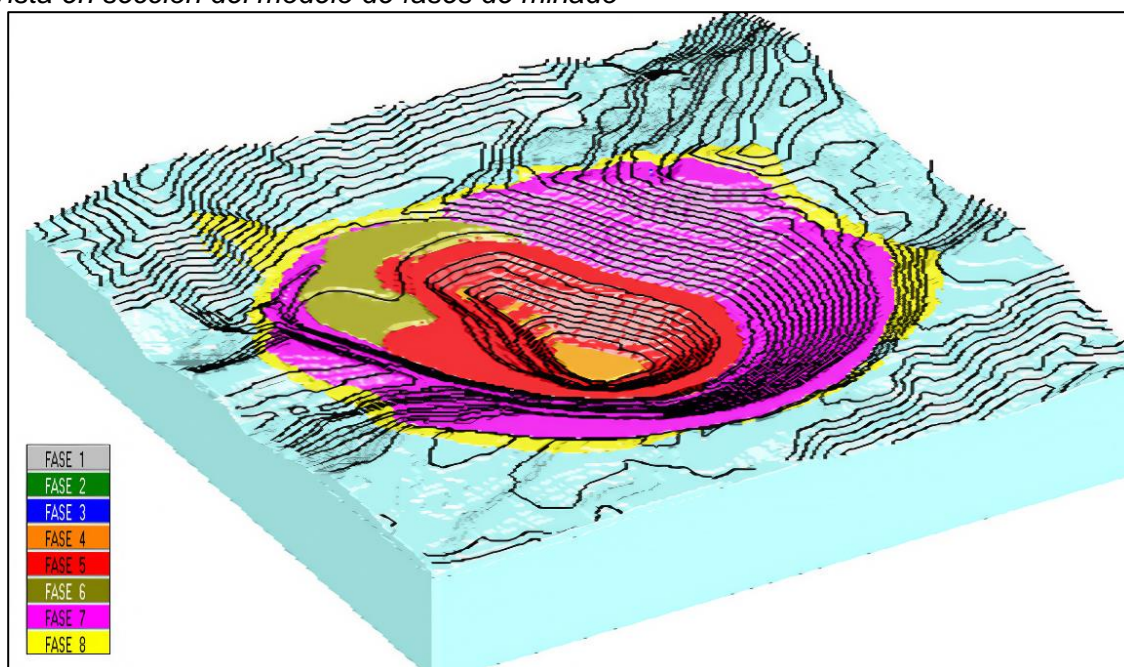
La mina Cuajone está dividida en 8 pushbacks o fases de minado hasta llegar al límite final del tajo.

Las reservas del yacimiento se estiman de acuerdo con la información proporcionada por la perforación diamantina, donde se redefine el modelo de rocas y el modelo geológico.

Actualmente el departamento de ingeniería en el largo plazo trabaja con la metodología geoestadística del modelo de bloques utilizando un bloque de dimensiones 20x20x10 m con esta información se vuelve a definir los límites del tajo para diferentes escenarios de precios de cobre, luego se definirá el límite final de tajo y las secuencias óptimas de minado (Ver Figura 12).

Figura 12

Vista en sección del modelo de fases de minado



Fuente: Boletín Informativo N° 01 – 2018: Área de Ingeniería - Mina Cuajone

3.3.5 Determinación de la pared final

La pared final está determinada por los siguientes factores:

- Tipo de yacimiento
- Ángulos de talud final
- Variables económicas
- Ley de corte.

En el caso de mina Cuajone al ser un tipo de yacimiento porfirítico la pared final está gobernada por parámetros económicos y varía según cambien estos parámetros.

Los ángulos de taludes finales quedan establecidos por estudios de estabilidad basados en las condiciones geológicas de la roca, de tal manera que se obtiene la mayor cantidad de reservas, el menor desbroce de desmonte, y el máximo rendimiento económico.

Las variables económicas, consideradas son los precios de los metales de cobre y molibdeno, costos de los procesos de minado, recuperación del metal en el proceso de concentración, fundición y refinación.

La ley de corte está definida por los mismos parámetros de la pared final, por lo tanto, ambos factores son dinámicos.

En rigor, una pared final para una variable económica fija tiene una sola ley de corte óptimo.

3.3.6 Factores que gobiernan los planes de minado anual

Se han identificado los siguientes factores que gobiernan los planes de minado anuales:

- El plan de minado debe de garantizar el nivel de producción, debe de proporcionar el mineral de cobre de acuerdo con la capacidad de tratamiento de la planta concentradora.
- Cumplir el movimiento en tonelaje de otros materiales con la garantizar el mineral disponible para el año siguiente.
- La flota disponible de equipos: perforadoras, palas, volquetes, trenes y equipo auxiliar. Un plan anual no debe exceder el tonelaje que el equipo puede mover.
- Disponibilidad mecánica y eléctrica, así como el porcentaje de utilización de los equipos.
- Diseños de frentes de minado acorde a las dimensiones de los equipos, alturas de bancos y el mínimo de ancho de las plataformas operativas.

- Ley de corte de mineral.
- Estimado de variables económicas tales como la recuperación en planta concentradora.

3.3.7 Precio de los metales

Si bien el Perú es un país polimetálico en los últimos años ha sido evidente que ha logrado consolidar su posición como segundo productor de cobre en el mundo con posibilidades de llegar a ocupar el primer lugar de concretarse la explotación de grandes yacimientos cupríferos que han sido localizados en diferentes lugares de nuestro territorio.

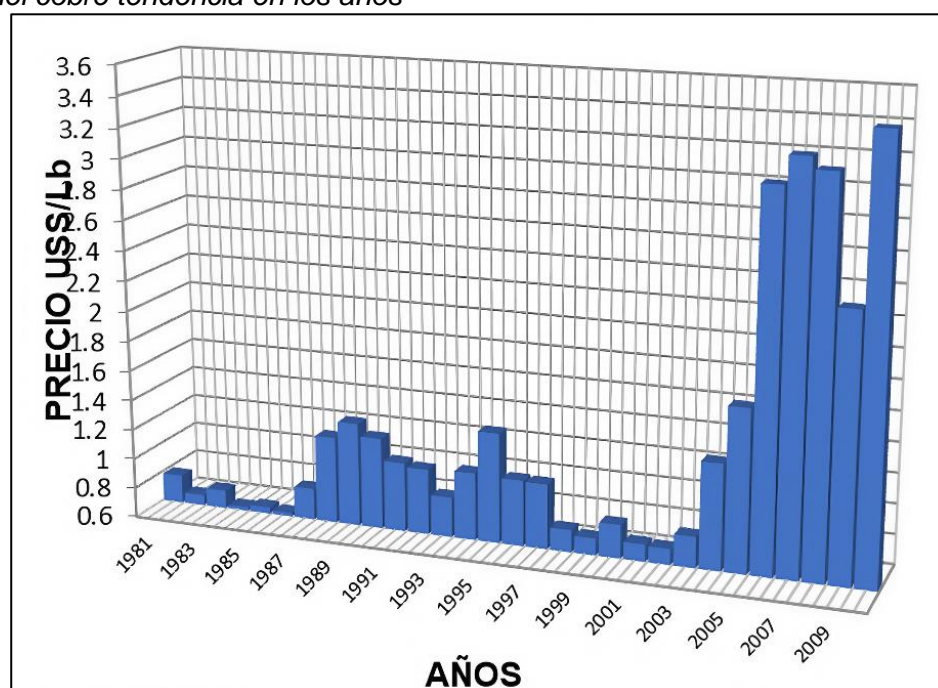
La comercialización al exterior de este mineral en el 2013 se ha incrementado en 0,3% con respecto al año 2012, el precio ha sido uno de los factores estímulos, la oferta interna y demanda externa son factores importantes, el inicio del proyecto Toromocho aumentaría la producción nacional del 2014 en un 10% se estima que el precio del metal rojo fluctuaría en 3.26 dólares la libra.

Dentro de la operación de Cuajone se producen ingresos, principalmente, a tres minerales, estos metales son: cobre, molibdeno, y plata.

En el figura 12 se observa la variación del precio del cobre a través de los años, el precio del metal rojo alcanzó valores picos de 3.6 dólares la libra entre los años 2005 al 2009, la caída del precio de metal en los años 2001 al 2002 puso a prueba la continuidad de las operaciones mineras en Cuajone, para ello se adoptaron medidas para mantener bajos costos operativos de minado expresados en maximización de la utilización de flota mediante la mejor administración, la polifuncionalidad y capacitación constante del elemento humano.

Figura 13

Precio del cobre tendencia en los años



Fuente: Informe de tendencia del mercado de cobre 2011-2012 - Gobierno de Chile.

3.3.8 Costos

Los costos generales considerados para estimar el gasto de producir cobre en Southern Perú incluyen los costos tanto de mina, concentradora, refinería y fundición. Los costos de concentradora están en el rango de 3.51 dólares la tonelada (Ver Tabla 6) mientras que los costos de fundición y refinería son de 0.09 dólares por cobre fino. (Ver Tabla 7 y 8).

Tabla 6

Costos de concentradora

CONCENTRADORA	Costo (\$)	Mineral t*1000	\$/t. Mineral
Costo de Operación	62,964,379	23,562	2.67
Costo Indirecto Concentradora	15,379,981	23,562	0.65
Costo de Supervisión	1,281,323	23,562	0.05
Costo Capital de Reposición	2,153,695	30,006	0.07
Costo Capital de Mantenimiento	1,875,200	30,006	0.06
Costo Total de Concentradora			3.51

Fuente: Área de planeamiento a largo plazo mina Cuajone

Tabla 7*Costos de fundición y refinación*

TRATAMIENTO	Costo (\$)	Cobre Fino Lb	\$/Lb Cu
Costo Operativo de Fundición	56,243,985	314,318,828	0.18
Costo Operativo de Refinería	13,897,288	314,318,828	0.04
Crédito por Plata en Blíster			-0.01
Crédito por Plata en Cátodo			-0.06
Crédito por Ácido Sulfúrico			-0.07
Costo Total de Tratamiento			0.09

Fuente: Área de planeamiento a largo plazo mina Cuajone

Tabla 8*Costos de minado*

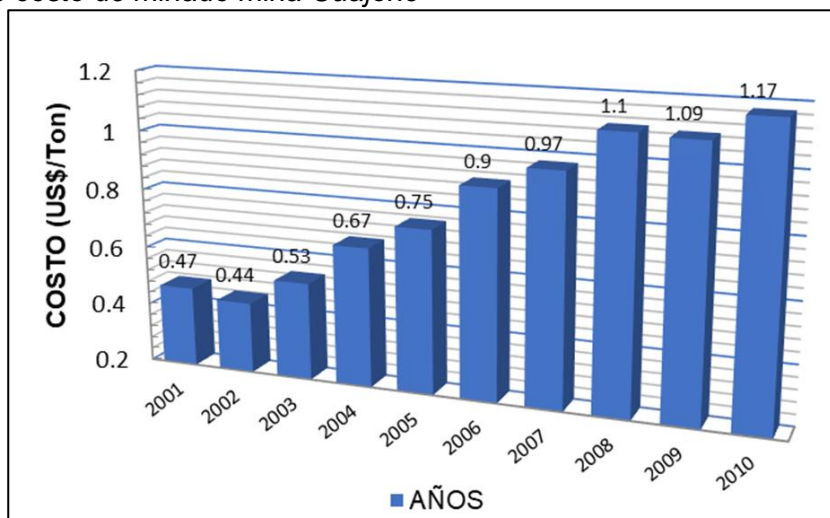
MINA	Costo (\$)	Material t*1000	\$/t. Mat
Perforación y disparo	11,693,021	96,136	0.12
Carguío	9,025,980	96,136	0.09
Acarreo por volquetes	32,514,951	96,136	0.34
Caminos y Botaderos	8,021,973	96,136	0.08
Costos Generales	6,825,247	96,136	0.07
Costos Directos de Minado	68,081,173	96,136	0.71
Costos Indirectos Variable	462,702	96,136	0.00
Costo Capital de Reposición	27,853,796	119,048	0.23
Costo Capital de Mantenimiento	4,700,300	119,048	0.04
Costo Base de Minado			0.99

Fuente: Área de planeamiento a largo plazo mina Cuajone

Los costos de los procesos de minado se ven afectados por diversos factores, estos pueden ser externos como las alzas en el precio de los combustibles, insumos, escases de llantas o factores internos como caminos, carreteras, planeamiento inadecuado etc. (ver Figura 14).

Figura 14

Variación de costo de minado mina Cuajone



Fuente: Boletín Anual 2012: Área de Ingeniería - Mina Cuajone

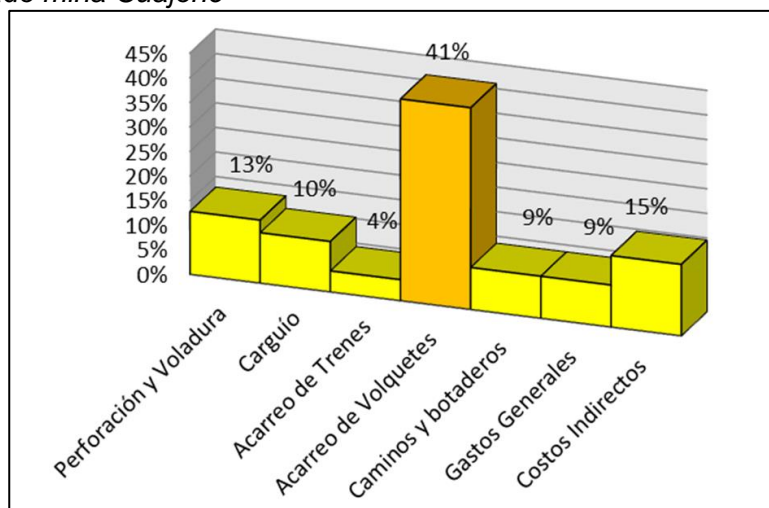
En mina Cuajone se ha visto la necesidad de optimizar los procesos de minado uno de ellos como es el de acarreo de volquetes que representa el 41% del total de los costos directos de minado

El costo de acarreo es uno de los costos más elevados debido al consumo de combustible por los volquetes, los costos de los neumáticos dentro de la estructura de costos de acarreo representan el 30%.

Es importante mencionar que los costos de acarreo están en función de la distancia de acarreo que deben de recorrer los volquetes (Ver Figura 15).

Figura 15

Costo de minado mina Cuajone



Fuente: Boletín Anual 2012: Área de Productividad - Mina Cuajone

3.3.9 Leyes

Al iniciar las operaciones de minado en el año 1976, mina Cuajone extraía leyes de cobre mayores a la unidad, el nivel de producción estaba basada para cubrir la demanda del mercado estadounidense.

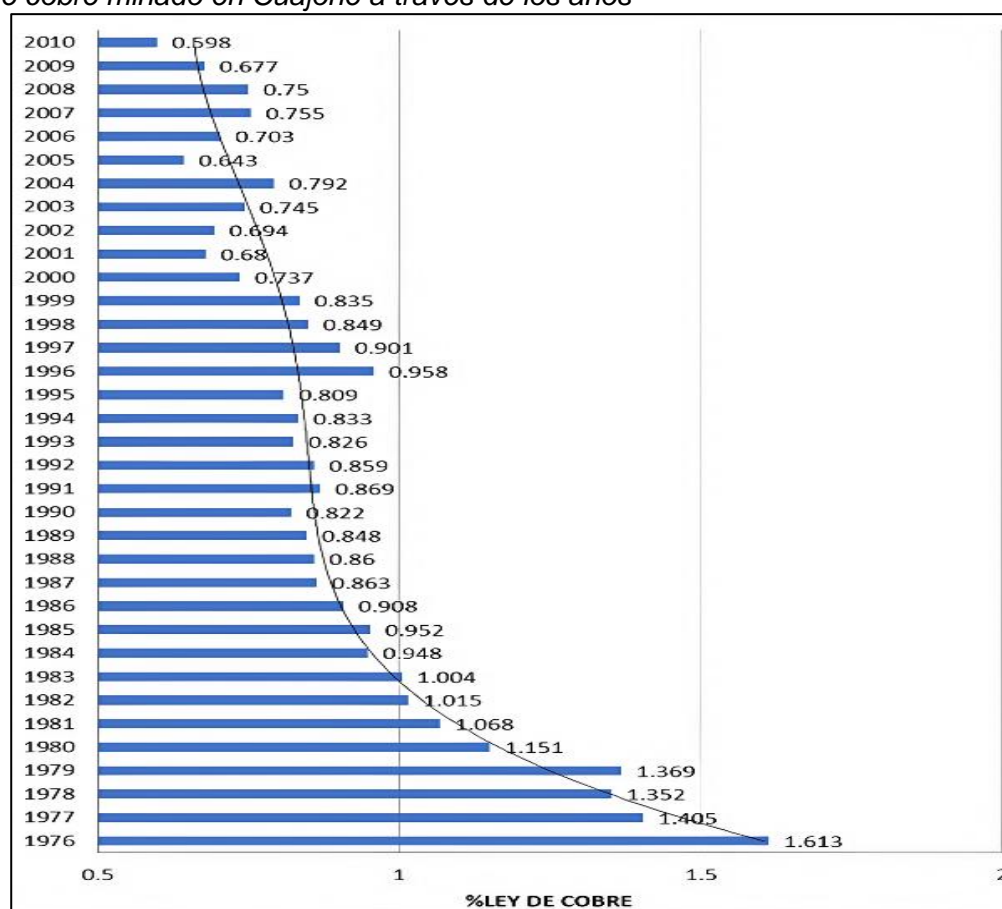
Posteriormente se aprovecharon leyes en promedio de 1.2% en cobre el tonelaje minado fue incrementándose por la apertura de mercados externos, adquiriéndose maquinarias de mayores capacidades con la finalidad de satisfacerla demanda internacional.

A la fecha en mina Cuajone se extrae leyes anuales promedios de 0.63% de cobre, y 0.018% de molibdeno.

Mina Cuajone extrae treinta y uno millones de toneladas anuales de mineral de cobre a planta concentradora (Ver Figura 16 y 17).

Figura 16

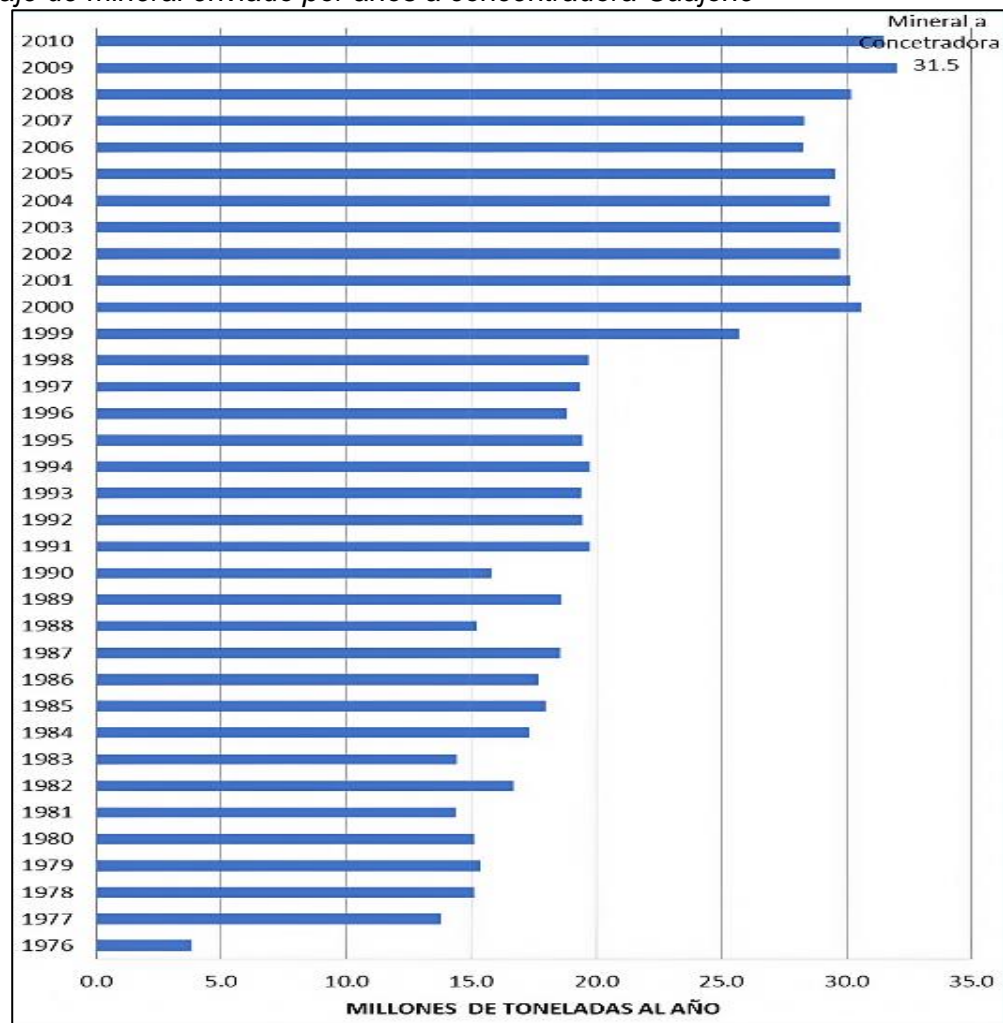
Ley de cobre minado en Cuajone a través de los años



Fuente: Boletín Anual 2012: Área de Productividad - Mina Cuajone

Figura 17

Tonelaje de mineral enviado por años a concentradora Cuajone



Fuente: Boletín Anual 2012: Área de Productividad - Mina Cuajone

3.4 Antecedentes

Hasta el 10 de febrero del 2014, el reporte del factor de carga se realizaba semanalmente, a fin de garantizar que los valores que se le han asignado a cada flota de camión no disten mucho del tonelaje real.

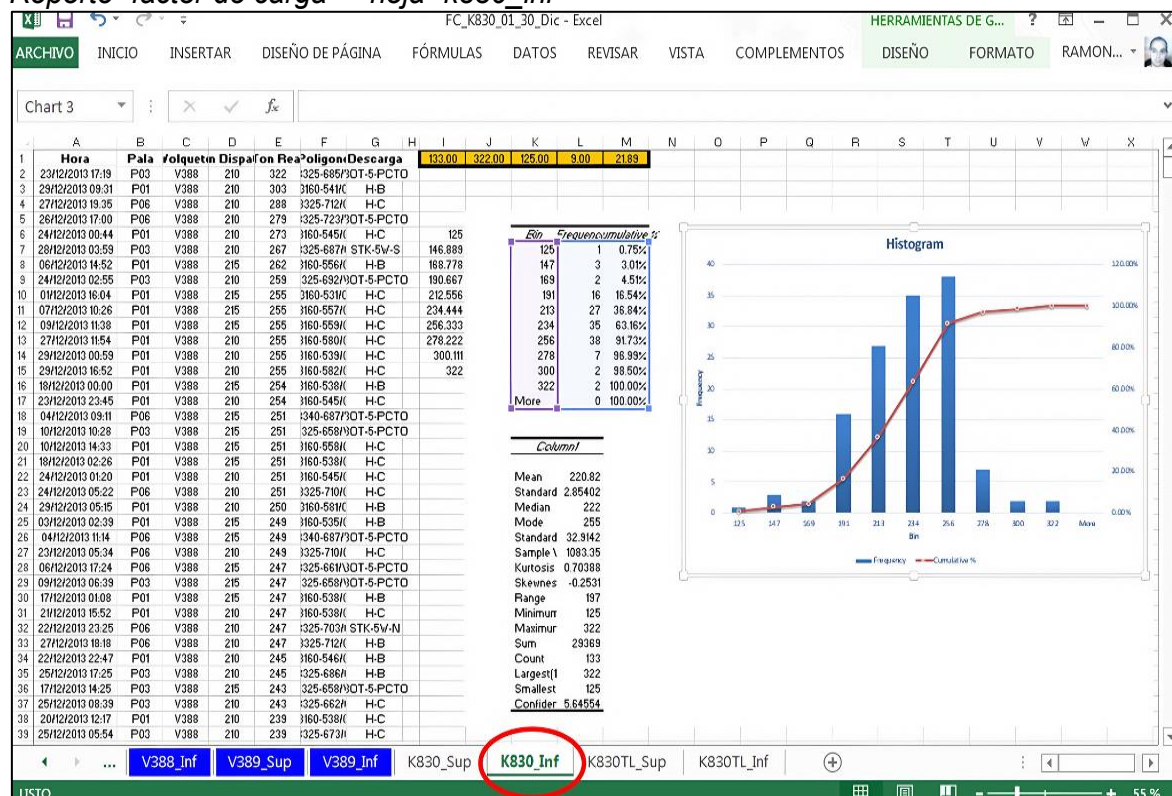
En caso de haber una diferencia mayor a 5 toneladas con respecto al valor del tonelaje promedio real, se procede a actualizar el factor de carga al nuevo valor calculado.

Este cálculo y cambio se efectúa a todos los equipos de dicha flota, previa aprobación de la gerencia.

Para el análisis de los tonelajes se realizan histogramas y estadística descriptiva, para cada equipo y por flota de equipos, entre palas y camiones, tal como se muestra en la Figura 18.

Figura 18

Reporte “factor de carga” – hoja “k830_inf”



Fuente: Reporte Operativo: Administración Dispatch – Mina Cuajone

Cabe señalar que, hasta agosto del 2014, se contaba con 48 volquetes, los cuales corresponden a 6 flotas distintas, entre Komatsu y Caterpillar (830 E, 930 E, 785 C, 785 D, 797 F y 930E – 4SE).

Para las dos flotas de Komatsu, 830 E y 930 E, se tienen volquetes con dos tipos de tolva, la tolva normal de fábrica y una tolva “liviana”, las cuales se diferencian en 5 toneladas entre sí.

Adicionalmente en mina Cuajone se tienen dos zonas diferenciadas de minado, debido a su diferencia de densidad, Zona Superior y Zona Inferior. Algunas flotas acarrean tanto en la zona superior como inferior de la mina.

El análisis debe hacerse considerando estas circunstancias, razón por la cual, dicho análisis se realiza por lo menos para 70 casos.

Tabla 9

Reporte “factor de carga” – resumen total

FACTOR DE CARGA USADO EN EL SISTEMA MINEOPS™			
FLOTA	INFERIOR	SUPERIOR	RETRABAJADO
Komatsu 830E V70 V77 V78 V88	210	200	195
Komatsu 830E-LT V65 V67 V69 V71 V72 V73 V74 V76 V89	210	200	200
Caterpillar 793 C – D V80 V82 V83 V84 V85 V86 V87 V120 V121	205	190	205
Komatsu 930E3 V100 V101 V102 V103 V105	290	265	265
Komatsu 930E4 – TL V104 V106 V107 V108 V109 V110 V111 V112 V113 V114	290	265	290
Caterpillar 797F V130 V131 V132 V133 V134 V135 V136 V137 V138 V139 V140 V142	355	325	

Fuente: Administración Dispatch

Capítulo IV. Análisis y discusión de resultados

4.1 Optimización del reporte y evaluación económica

4.1.1 *Optimización del reporte*

Debido a lo laborioso del reporte y el tiempo que demandaba su realización, es que dicho reporte se realizaba semanalmente, con la finalidad de minimizar la diferencia de valores entre el tonelaje acumulado del factor de carga y tonelaje real registrado.

Debido a esta circunstancia es que no se obtenían los resultados esperados en mejorar la carga de los volquetes. Siempre se tenía un desfase considerable de dichos tonelajes. Se requería un seguimiento constante y en tiempo real.

Es por ello que se ideó un plan, el cual incluía optimizar y automatizar la realización del reporte. Para ello, se procedió a realizar las coordinaciones con Leica-Geosystems, para poder automatizar la descarga de datos de su servidor y luego, usando la macro del Excel, optimizar el reporte para el respectivo análisis y toma de decisiones.

De esta forma se facilitó realizar un adecuado seguimiento, sustentado con datos reales, identificando el equipo de carguío y la flota de volquete en cuestión, en tiempo real, para su corrección inmediata y el “feedback” correspondiente a los involucrados, en caso fuese necesario.


Antes de la optimización, el reporte demoraba en realizarse casi todo un día. En la primera versión del reporte automatizado demora aproximadamente 1 minuto. Actualmente el reporte solo demora segundos en realizarse, aproximadamente 10 segundos.

Solo se requiere actualizar el rango de fechas que corresponde y ejecutar el botón “FACTOR DE CARGA”.

Figura 19

Optimización del reporte – hoja “data”

	Inicio Búsqueda	Fin Búsqueda	
AÑO	2014	2014	
MES	9	9	
DIA	6	6	
HORA	7:50	19:50	
			Cambiar el día Cambiar hora de Guardia


SOUTHERN COPPER
 SOUTHERN PERU

Actualizado: 9/16/2015 14:58

Tiempo Inicial	9/6/2014 7:50
Tiempo Final	9/6/2014 19:50

FACTOR DE CARGA

REALIZADO POR ADMINISTRACION DISPATCH
 CHPS / RAHM

Fuente: Reporte Operativo: Administración Dispatch – Mina Cuajone

4.1.2 Evaluación económica del beneficio de la correcta carga de volquetes

La siguiente evaluación se realizó tomando en cuenta la capacidad nominal de la tolva de cada flota, calculándose el tonelaje que se podría aprovechar en caso se llegue a dicho valor en la carga de los volquetes, al cual hemos denominado “tonelaje por mejora de oportunidad”.

Adicionalmente, el tonelaje acumulado por mejora de oportunidad, se lo llevó a cobre fino, dolarizando de esta forma el costo por oportunidad por mes.

Para el cálculo del tonelaje por mejora de oportunidad, se utilizó el reporte Factor de Carga, configurándolo para que analice por periodo de “mes”, desde diciembre del 2013 hasta abril del 2014.

La siguiente tabla 10 muestra el cálculo de tonelajes por mejora de oportunidad, en la cual se muestran los tonelajes promedios por mes y por zonas, superior e inferior. En la parte inferior de cada cuadro se muestra la sumarización del tonelaje correspondiente a cada zona, la cual se obtuvo de multiplicar el tonelaje promedio con su respectivo número de viajes. Esta sumarización es el tonelaje que se podría haber obtenido en caso se hubiese cargado según el valor nominal correspondiente a cada volquete.

Tabla 10*Tonelaje por oportunidad de mejora*

ZONA INFERIOR					
FLOTA	Diciembre – 13	Enero – 14	Febrero – 14	Marzo – 14	Abril – 14
K930	268	278	286	286	294
K930TL	260	260	279	287	303
K830	221	220	217	213	213
K830TL	214	219	218	217	214
C793	203	206	209	215	213
C797	333	335	334	356	358
Oportunidades de mejora – Zona inferior	442,599	366,228	198,968	93,788	-13,125
ZONA SUPERIOR					
FLOTA	Diciembre – 13	Enero – 14	Febrero – 14	Marzo – 14	Abril – 14
K930	253	250	259	275	259
K930TL	247	248	259	279	282
K830	0	0	0	0	0
K830TL	0	0	0	0	0
C793	184	184	193	206	202
C797	315	318	335	353	351
Oportunidades de mejora – Zona superior	833,820	876,699	585,520	207,293	278,579

Fuente: Elaboración propia

De la tabla 10 se puede apreciar que, mes a mes, se ha ido mejorando la carga en los volquetes, llegando inclusive en algunos viajes (mes de abril), en la zona inferior de la mina, a cargarse un poco más del nominal.

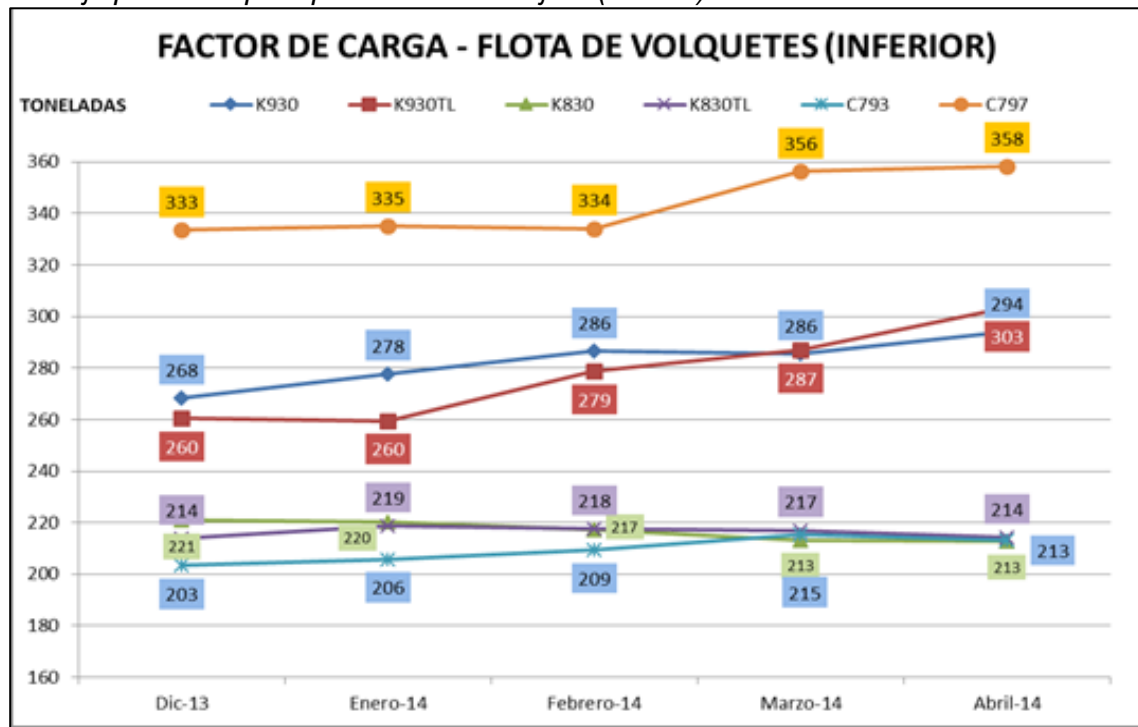
Tabla 11*Factor de carga – diciembre 2013*

	Flota de volquetes	Factor de carga nominal	Factor de carga	Var Ton	Var %	Nro. de cargas	TON
ZONA INFERIOR (P01 – P03 – P06)	K930	290	268	-22	93	3666	(79,394.98)
	K930TL	290	260	-30	90	4660	(137,896.41)
	K830	218	221	3	101	148	418.00
	K830TL	218	214	-4	98	1100	(4,400.00)
	C793	231	203	-28	88	2474	(68,483.30)
	C797	363	333	-30	92	5174	(152,841.90)
							(442,598.59)
ZONA SUPERIOR (P02 – P04 – P05)	K930	290	253	-37	87	1724	(64,243.06)
	K930TL	290	247	-43	85	4790	(204,622.32)
	K830	218	0	0	0	0	-
	K830TL	218	0	0	0	0	-
	C793	231	184	-47	80	325	(15,302.40)
	C797	363	315	-48	87	11473	(549,652.00)
							(833,817.77)

Fuente: Elaboración propia

Figura 20

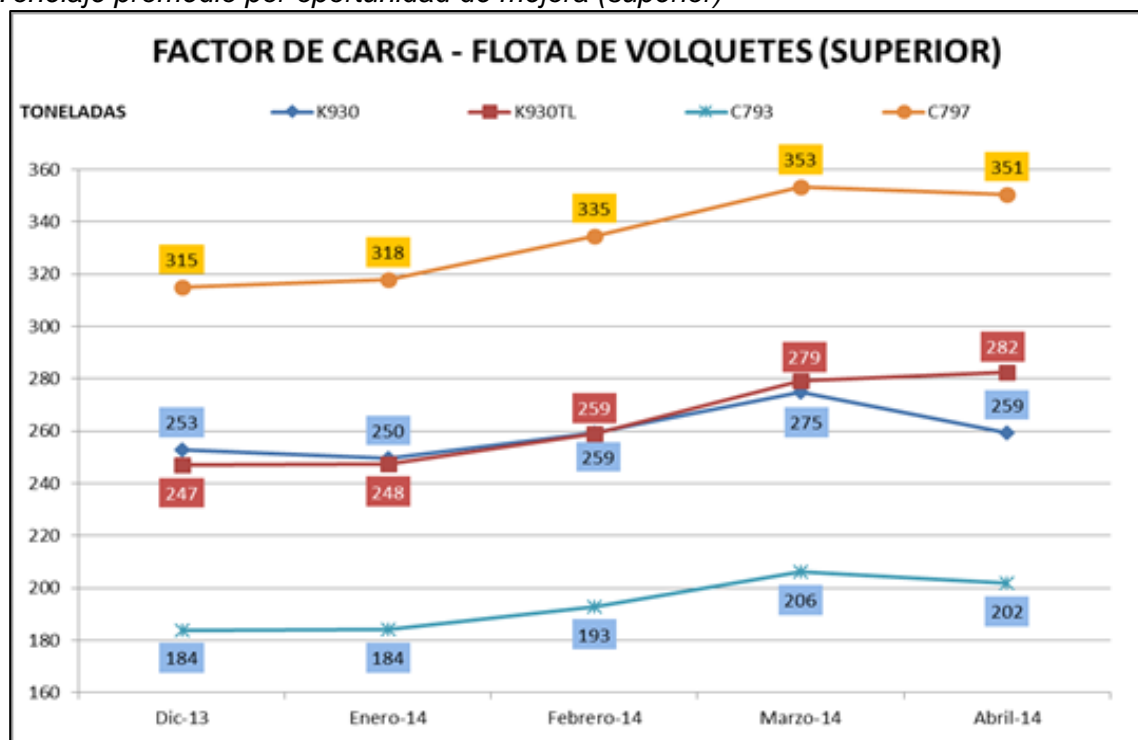
Tonelaje promedio por oportunidad de mejora (inferior)



Fuente: Reporte Operativo: Administración Dispatch – Mina Cuajone

Figura 21

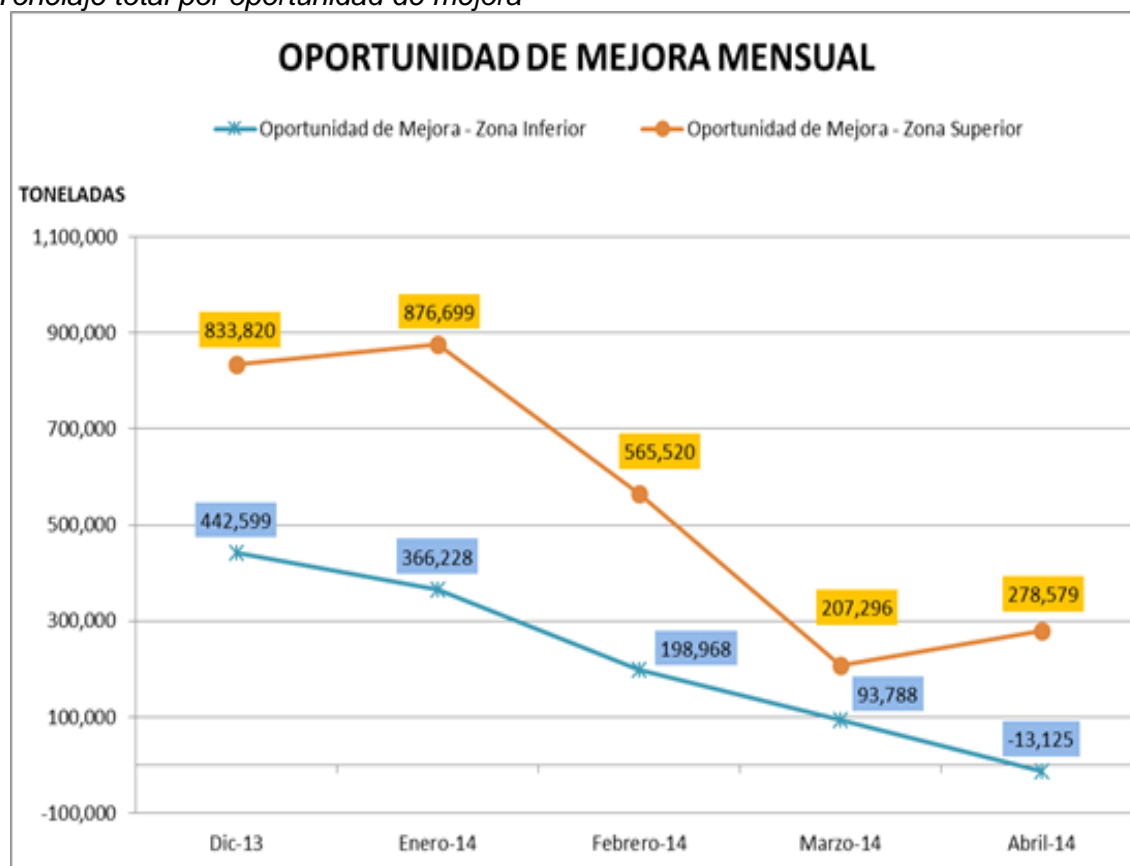
Tonelaje promedio por oportunidad de mejora (superior)



Fuente: Reporte Operativo: Administración Dispatch – Mina Cuajone

Figura 22

Tonelaje total por oportunidad de mejora



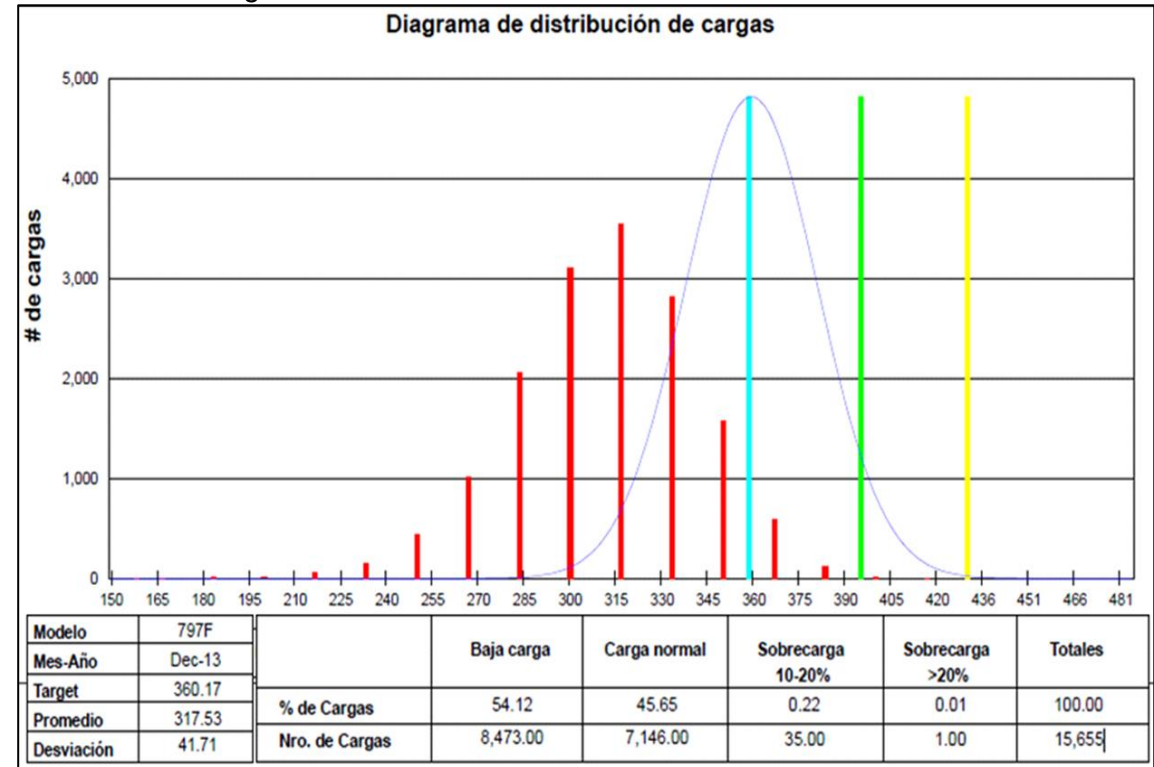
Fuente: Reporte Operativo: Administración Dispatch – Mina Cuajone

De los cálculos anteriores, se comprueba que gracias al seguimiento constante y sustentando en cálculos en tiempo real, se ha mejorado significativamente mes a mes la carga en los volquetes.

Dicha mejora también se visualiza en los reportes que realiza la empresa Ferreyros, tal como se muestra a continuación, para los meses de diciembre del 2013 y marzo 2014, correspondiente a sus diagramas de distribución de cargas y que, gracias a este proyecto, hace poco han logrado batir récord a nivel mundial en la carga de sus volquetes de la flota 797F.

Figura 23

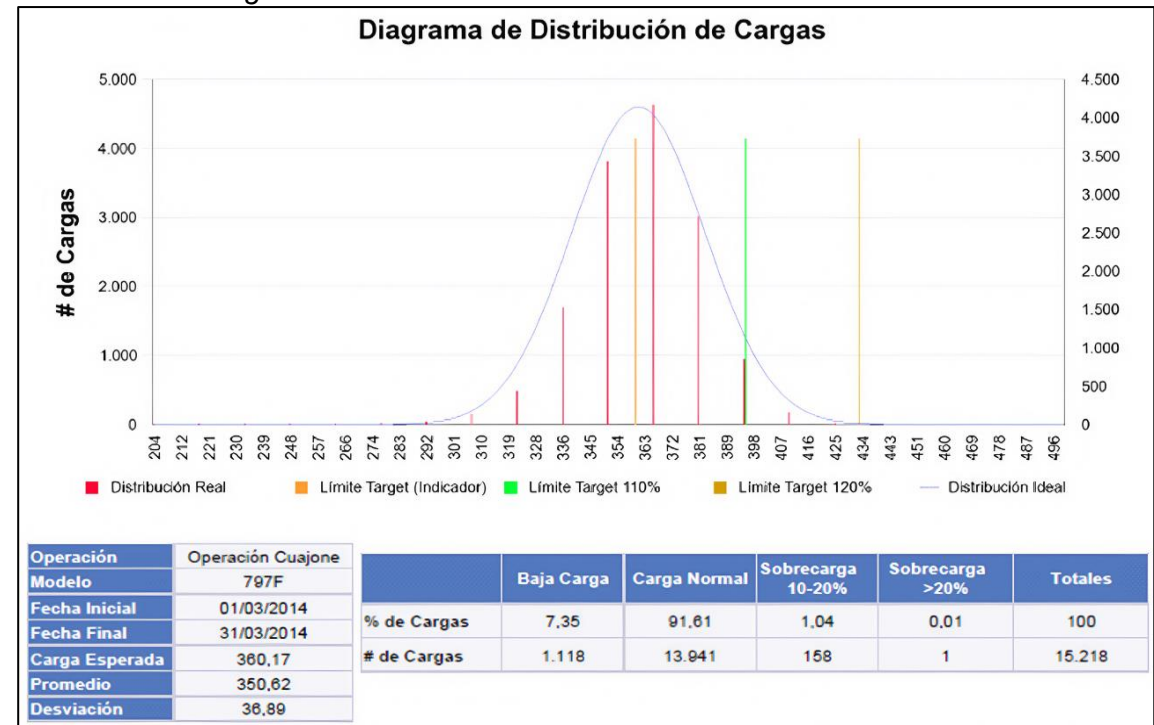
Distribución de cargas – dic 2013



Fuente: Reporte Operativo - Ferreyros

Figura 24

Distribución de cargas – mar 2014



Fuente: Reporte Operativo - Ferreyros

Tabla 12

Comparativo – tonelaje antes y después respecto a enero

ENERO Vs. ABRIL									
	Flota	Enero - 14	Abril - 14	Var %	Var - ton	Viajes Abril	Ton FC Ene	Ton FC Abr	Var - Ton
Zona inferior	K930	278	294	6	16	4130	1,147,279	1,214,616	67,337
	K930TL	260	303	17	44	4906	1,273,175	1,487,867	214,692
	K830	220	213	-3	-8	281	61,932	59,767	-2,165
	K830TL	219	214	-2	-4	1510	330,422	323,630	-6,792
	C793	206	213	4	7	3333	686,075	710,687	24,612
	C797	335	358	7	23	599	189,724	202,817	13,093
									310,776
Zona superior	K930	250	259	4	10	2038	508,835	528,767	19,932
	K930TL	248	282	14	35	4411	1,091,739	1,245,646	153,907
	K830	0	0	0	0	0	0	0	0
	K830TL	0	0	0	0	0	0	0	0
	C793	184	202	10	18	150	27,602	30,261	2,659
	C797	318	351	10	33	14353	4,562,349	5,031,746	469,396
									645,894
ENERO Vs. MARZO									
	Flota	Enero - 14	Marzo - 14	Var %	Var - ton	Viajes marzo	Ton FC Ene	Ton FC Mar	Var - Ton
Zona inferior	K930	278	286	3	8	3499	971,992	999,177	27,185
	K930TL	260	287	11	27	5327	1,382,431	1,528,420	145,989
	K830	220	213	-3	-7	280	61,712	59,710	-2,002
	K830TL	219	217	-1	-2	1510	330,422	327,753	-2,669
	C793	206	215	5	10	3295	678,253	709,950	31,697
	C797	335	356	6	21	1178	394,867	419,720	24,853
									225,053
Zona superior	K930	250	275	10	25	1429	356,784	392,663	35,879
	K930TL	248	279	13	32	4370	1,081,591	4,219,783	138,192
	K830	0	0	0	0	0	0	0	0
	K830TL	0	0	0	0	0	0	0	0
	C793	184	206	12	22	200	36,803	41,214	4,411
	C797	318	353	11	35	13689	4,351,286	4,836,061	484,776
									663,258
ENERO Vs. FEBRERO									
	Flota	Enero - 14	Febrero - 14	Var %	Var - ton	Viajes febrero	Ton FC Ene	Ton FC Feb	Var - Ton
Zona inferior	K930	278	286	3	9	2609	724,758	747,438	22,680
	K930TL	260	279	7	19	4554	1,181,826	1,269,482	87,656
	K830	220	217	-1	-3	195	42,978	42,371	-607
	K830TL	219	218	-1	-1	1206	263,900	262,554	-1,346
	C793	206	209	2	3	3726	766,971	779,966	12,995
	C797	335	334	0	-1	1988	666,381	664,259	-2,121
									119,256
Zona superior	K930	250	259	4	10	1825	455,654	473,374	17,719
	K930TL	248	259	5	11	4806	1,189,503	1,244,448	54,945
	K830	0	0	0	0	0	0	0	0
	K830TL	0	0	0	0	2	0	0	0
	C793	184	193	5	9	106	19,505	20,447	941
	C797	318	335	5	17	12536	3,984,785	4,194,256	209,471
									283,077

Fuente: Administración Dispatch

La Tabla 12 corresponde a un comparativo del tonelaje antes de implementar el proyecto de mejora, versus el después, mes a mes, después de haber sido implementado.

La sumatoria total del tonelaje por oportunidad de mejora es de 2,247,314 toneladas, el cual corresponde al tonelaje que se ha aprovechado en acarrear como resultado de un buen carguío de los volquetes. Los que se encuentran resaltados en amarillo en la Tabla 13.

Teniendo como resultado el tonelaje de la sumatoria en mención, procedemos a su dolarización, para lo cual pasaremos dicho tonelaje a su equivalente en cobre fino, teniendo en consideración nuestros parámetros de recuperación y la relación mineral desmonte que tenemos actualmente, tal como se detalla en la siguiente Tabla:

Tabla 13

Cálculo de la ganancia

EQUIPO	TONELAJE
Producción oportunidad de mejora (TM)	2,247,314
Relación desbroce (D/M)	4.56
Acarreo mineral (TN)	404,193
Ley Cu (%)	0.68
Recuperación concentradora (%)	85.3 %
Recuperación Fundición (%)	97.7 %
Recuperación refinado (%)	99.9 %
Toneladas de cobre fino (TN)	2,302.4
Libras de cobre fino (Lb)	5,075,882
Margen de ganancia final – US\$/lb de Cu	0.92
Ganancia (US\$)	4,474.887

Fuente: Administración Dispatch

De la tabla 13 observamos que, desde que se implementó el proyecto hasta el mes de abril, se ha tenido una ganancia por oportunidad de mejora en el carguío de los volquetes por un total de US\$ 4,674,887, la cual no hubiese sido factible sin un seguimiento constante y las herramientas que permitan efectuarlo.

4.2 Algoritmo matemático de la optimización del reporte

A continuación, detallaremos el funcionamiento de la macro del reporte “Factor de Carga”, desde la identificación de cada parte del mismo hasta el detalle del algoritmo matemático que comprende.

4.2.1 Descripción gráfica del reporte

El reporte consta de 51 hojas, de las cuales las primeras dos hojas corresponden a la hoja “data” y la hoja “RESUMEN”. Las siguientes hojas, a las que denominamos hojas “de análisis”, están ocultas y corresponden a las combinaciones posibles entre la flota de carguío y acarreo, en las que se realiza el análisis estadístico para hallar la diferencia entre los tonelajes nominal y real.

- Hoja “Data”: hoja en la cual se ingresa el rango de tiempo que se desea evaluar.
- Hoja “de análisis”: corresponde al análisis de cada flota de carguío con cada flota de acarreo, en la cual se realiza un análisis estadístico y se halla la “media” de los tonelajes reales registrados por el sistema de despacho, el cual, es el valor a comparar con el tonelaje nominal de cada tipo tolva que poseen los volquetes.
- Hoja “RESUMEN”: en esta hoja se muestra la recopilación del resultado de cada hoja “de análisis” y se compara con su respectivo tonelaje nominal, según la capacidad de cada tipo de tolva.

A continuación, las hojas respectivas:

Figura 25

Hoja “Data”

		Inicio Búsqueda Fin Búsqueda		
AÑO	2014	2014		
MES	9	9		
DÍA	6	6		
HORA	7:50	19:50		
			Cambiar el día Cambiar hora de Guardia	

SOUTHERN COPPER
SOUTHERN PERU

Actualizado:
9/16/2015 14:58

Tiempo Inicial

9/6/2014 7:50

Tiempo Final

9/6/2014 19:50

FACTOR DE CARGA

REALIZADO POR

ADMINISTRACION DISPATCH

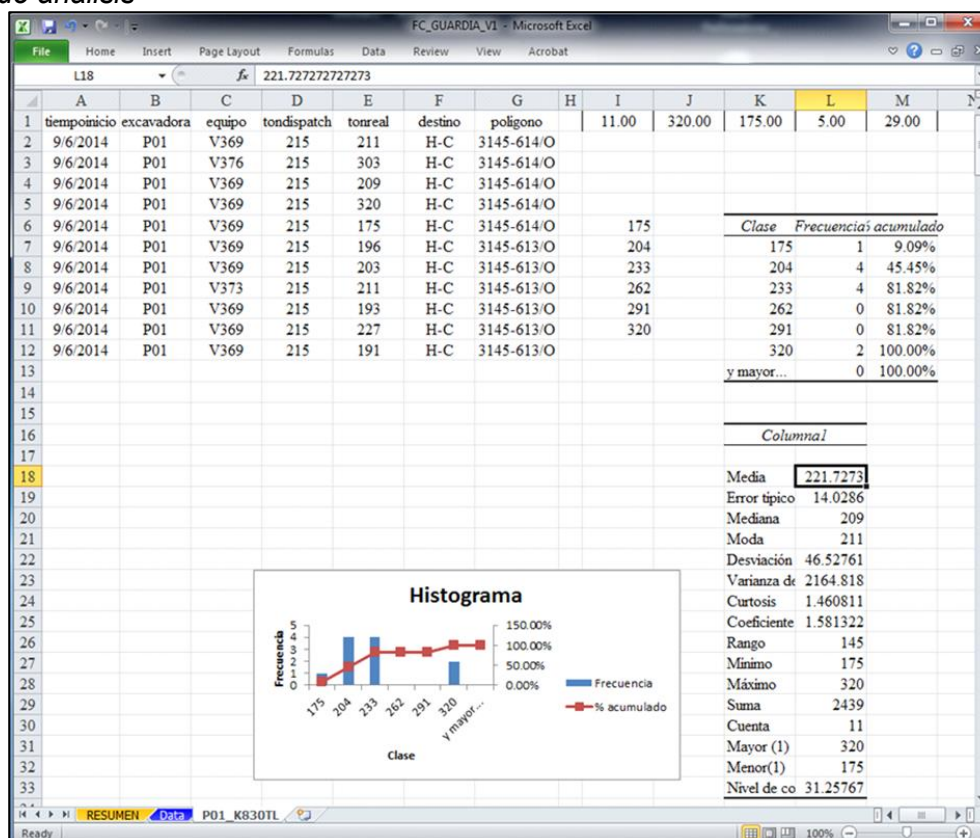
CHPS / RAHM

Fuente: Reporte Operativo: Administración Dispatch – Mina Cuajone

De la Figura 25, las fechas a ingresar, se realizan en el recuadro coloreado de la parte superior (indicado en rojo: “Inicio Búsqueda Fin Búsqueda”). Con esta información se define el rango de fecha para el cual se extraerá información de la base de datos del sistema de despacho.

Figura 26

Hoja “de análisis”




Fuente: Reporte Operativo: Administración Dispatch – Mina Cuajone

Figura 26, de la columna “A” a la “G”, corresponde a la data importada del sistema de despacho. Los ítems importados son: tiempo de carga, equipo de carguío, número de volquete, tonelaje factor de carga (“tondispatch”), tonelaje de registrado por la balanza del volquete (“tonreal”), destino de descarga y polígono en el cual se cargó el volquete.

Esta figura corresponde a la combinación del equipo de carguío “P01” (pala 01) con el equipo de acarreo “K830TL” (volquete Komatsu 830 E, tolva ligera), de la cual se realiza el análisis estadístico y se identifica la “media”, que es el valor por compararse con el tonelaje nominal.

Figura 27

Hoja "RESUMEN"

FACTOR DE CARGA DE PALAS VS FLOTA DE VOLQUETES						
JEFE DE GUARDIA		MARIANO HUAPAYA		 SOUTHERN COPPER SOUTHERN PERU		
FECHA		2014/05/26 07:50				
TURNO		A				
Leyenda						
FC real	FC real >110% FC Nom					
FC real	100% FC Nom =< FC real <110% FC Nom					
FC real	97% FC Nom =< FC real < 100% FC Nom					
FC real	90% FC Nom =< FC real < 97% FC Nom					
FC real	FC real < 90% FC Nom					
Pala	Flota de Volquetes	Factor de Carga Nominal	Factor de Carga Real	Var Ton	Var %	Nro de Cargas
P01	K930	290	292	2	101	6
	K930TL	290	297	7	103	6
	K830	218	236	18	108	2
	K830TL	218	184	-34	85	11
	C793	231	222	-9	96	3
	C797	363	0	0	0	0
P02	K930	290	257	-33	89	14
	K930TL	290	305	15	105	10
	K830	218	0	0	0	0
	K830TL	218	0	0	0	0
	C793	231	0	0	0	0
	C797	363	353	-10	97	54
P03	K930	290	0	0	0	0
	K930TL	290	296	6	102	39
	K830	218	0	0	0	0
	K830TL	218	221	3	101	5
	C793	231	214	-17	93	49
	C797	363	0	0	0	0
P04	K930	290	272	-18	94	11
	K930TL	290	285	-5	98	19
	K830	218	0	0	0	0
	K830TL	218	0	0	0	0
	C793	231	0	0	0	0
	C797	363	355	-8	98	32
P05	K930	290	0	0	0	0
	K930TL	290	0	0	0	0
	K830	218	0	0	0	0
	K830TL	218	0	0	0	0
	C793	231	0	0	0	0
	C797	363	333	-30	92	50
P06	K930	290	0	0	0	0
	K930TL	290	309	19	107	2
	K830	218	0	0	0	0
	K830TL	218	0	0	0	0
	C793	231	0	0	0	0
	C797	363	0	0	0	0
FACTOR DE CARGA POR ZONA						
	Flota de Volquetes	Factor de Carga Nominal	Factor de Carga	Var Ton	Var %	Nro de Cargas
ZONA INFERIOR (P01 - P03 - P06)	K930	290	292	2	101	6
	K930TL	290	297	7	102	47
	K830	218	0	0	0	2
	K830TL	218	196	-22	90	16
	C793	231	215	-16	93	52
	C797	363	0	0	0	0
ZONA SUPERIOR (P02 - P04 - P05)	K930	290	263	-27	91	25
	K930TL	290	292	2	101	29
	K830	218	0	0	0	0
	K830TL	218	0	0	0	0
	C793	231	0	0	0	0
	C797	363	346	-17	95	136
FLOTA	VOLQUETES					
K930	V100, V101, V102, V103, V105, V106					
K930TL	V104, V107, V108, V109, V110, V111, V112, V113, V114					
K830	V70, V77, V78, V88					
K830TL	V65, V69, V71, V72, V73, V74, V76, V89					
C793	V80, V82, V84, V85, V86, V87, V120, V121					
C797	V130, V131, V132, V133, V134, V135, V136, V137, V138, V139, V140, V142, V144					

Fuente: Reporte Operativo: Administración Dispatch – Mina Cuajone

Figura 28

Hoja "RESUMEN", detalle

Relación de Palas		DESCRIPCIÓN
P01		Esta información proviene de la columna "excavadora".
P02		
P03		
P04		
P05		Internamente la macro considera P01 a 07 de forma "hardcodeada", es decir, en la data, de existir P08, no será tomado en cuenta.
P06		
P07		

FLOTA	VOLQUETES	DESCRIPCIÓN
F(1) K930	V100, V101, V103, V105, V106	Internamente esta información proviene de la columna "equipo".
F(2) K930TL	V104, V107, V108, V109, V110, V111, V112, V113, V114	
F(3) K830	V70, V77, V78, V88	
F(4) K830TL	V65, V69, V71, V72, V73, V74, V76, V89	Internamente la macro considera la relación flota vs volquetes de forma "hardcodeada", es decir si existe algún cambio y/o añadidura no será considerado.
F(5) C793	V84, V85, V86, V87, V120, V121	
F(6) C797	V130, V131, V132, V133, V134, V135, V136, V137, V138, V139, V140, V141, V142, V143, V144, V145	
F(7) K930E-4SE	V115, V116	

ZONAS : (información estática)		DESCRIPCIÓN
ZONA INFERIOR	P01, P03, P06	Esta selección de valores y filtros por colores esta configurado en ALGORITMO FC N3
ZONA SUPERIOR	P04, P05	
ZONA SUPERIOR FA SE 8	P02, P07	

Fuente: Reporte Operativo: Administración Dispatch – Mina Cuajone

Figura 29

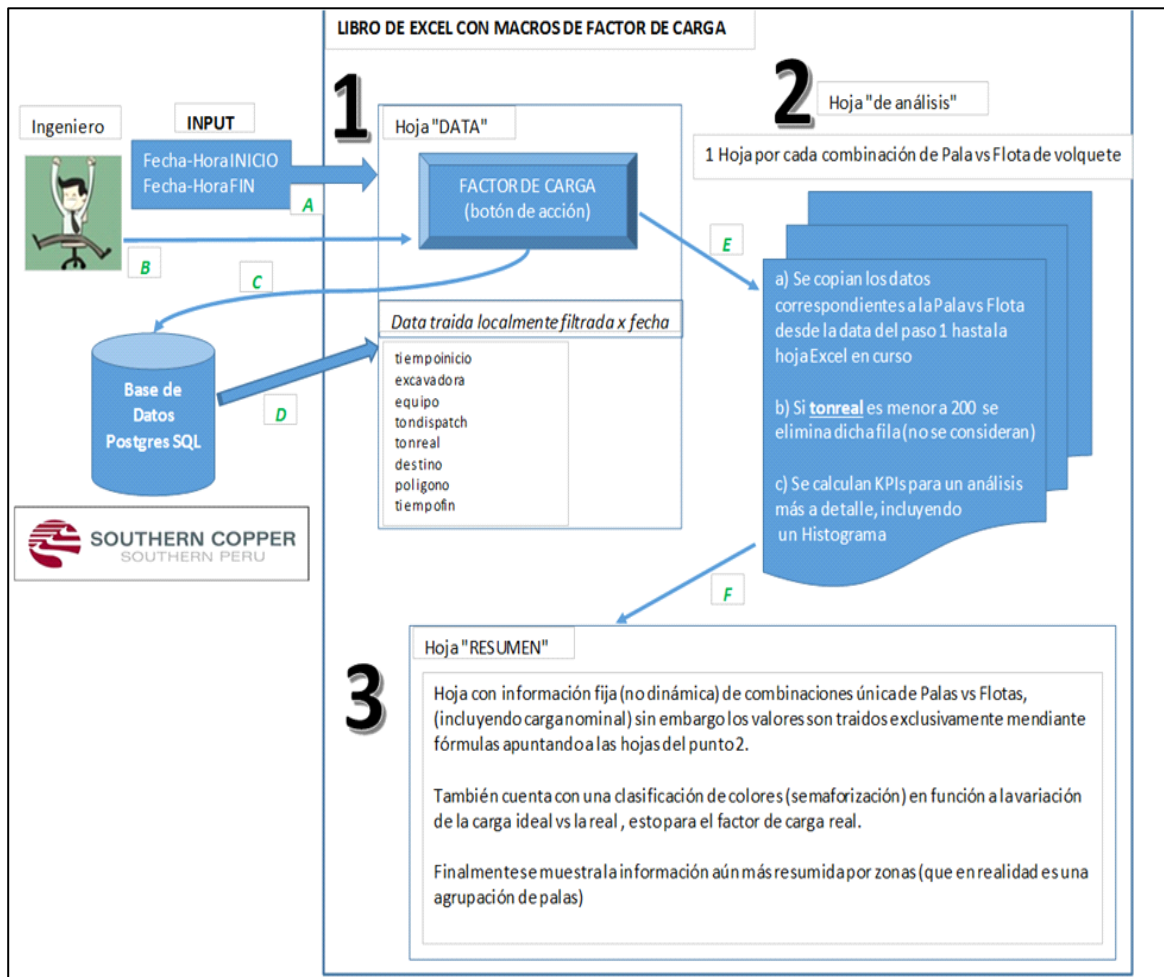
Hoja "RESUMEN", fórmulas

Ejemplo :							FÓRMULAS : (en orden como se calcula)	
Pala	Flota de Volquetes	Factor de Carga Nominal	Factor de Carga Real	VarTon	Var%	Nro de Cargas	COLUMNA	DESCRIPCION
P01	K930	290					Nro de Cargas	Si la cantidad de cargas es 1 se muestra 0, caso contrario se muestra el número de cargas, es decir nunca se obtendrá el valor 1 en esa casilla
	K930TL	290					Factor de Carga Real	Si el Nro de Cargas es menor a 2 entonces se muestra 0, caso contrario obtener la media del tonelaje real, es decir se analiza el factor de carga siempre y cuando exista al menos 2 cargas
	K830	218					VarTon	Si el Nro de Cargas es 0 mostrar 0, caso contrario se muestra la resta entre el Factor de Carga Real y el Factor de Carga Nominal
	K830TL	218					Var%	Factor de Carga Real / Factor de Carga Nominal (todo expresado en porcentaje)
	C793	231						
	C797	363						
	K930E-4SE	290						
FACTOR DE CARGA POR ZONA								
FC	Flota de Volquetes	Factor de Carga Nominal	Factor de Carga Real	VarTon	Var%	Nro de Cargas	COLUMNA	DESCRIPCION
ZONA INFERIOR (P01 - P03 - P06)	K930	290					Nro de Cargas	Se suma los Nro de Cargas para las Palas de la Zona vs Flota obtenidos en el cuadro anterior
	K930TL	290					Factor de Carga Real	Si Nro de Cargas (de este cuadro) es menor a 5 entonces se muestra 0, caso contrario se calcula y muestra el promedio de las cargas que componen esta Zona vs Flota :
	K830	218					VarTon	Si el Nro de Cargas es 0 mostrar 0, caso contrario se muestra la resta entre el Factor de Carga Real y el Factor de Carga Nominal (siempre de este cuadro)
	K830TL	218					Var%	Factor de Carga Real / Factor de Carga Nominal (todo expresado en porcentaje, siempre de este cuadro)
	C793	231						
	C797	363						
	K930E-4SE	290						
							$\text{Factor de Carga Real} = \frac{\sum_{n=1}^7 (\text{Nro de Carga} * \text{Factor de Carga Real})}{\sum_{n=1}^7 (\text{Nro de Carga})}$	

Fuente: Reporte Operativo: Administración Dispatch – Mina Cuajone

Figura 30

Secuencia del funcionamiento de la macro



Fuente: Reporte Operativo: Administración Dispatch – Mina Cuajone

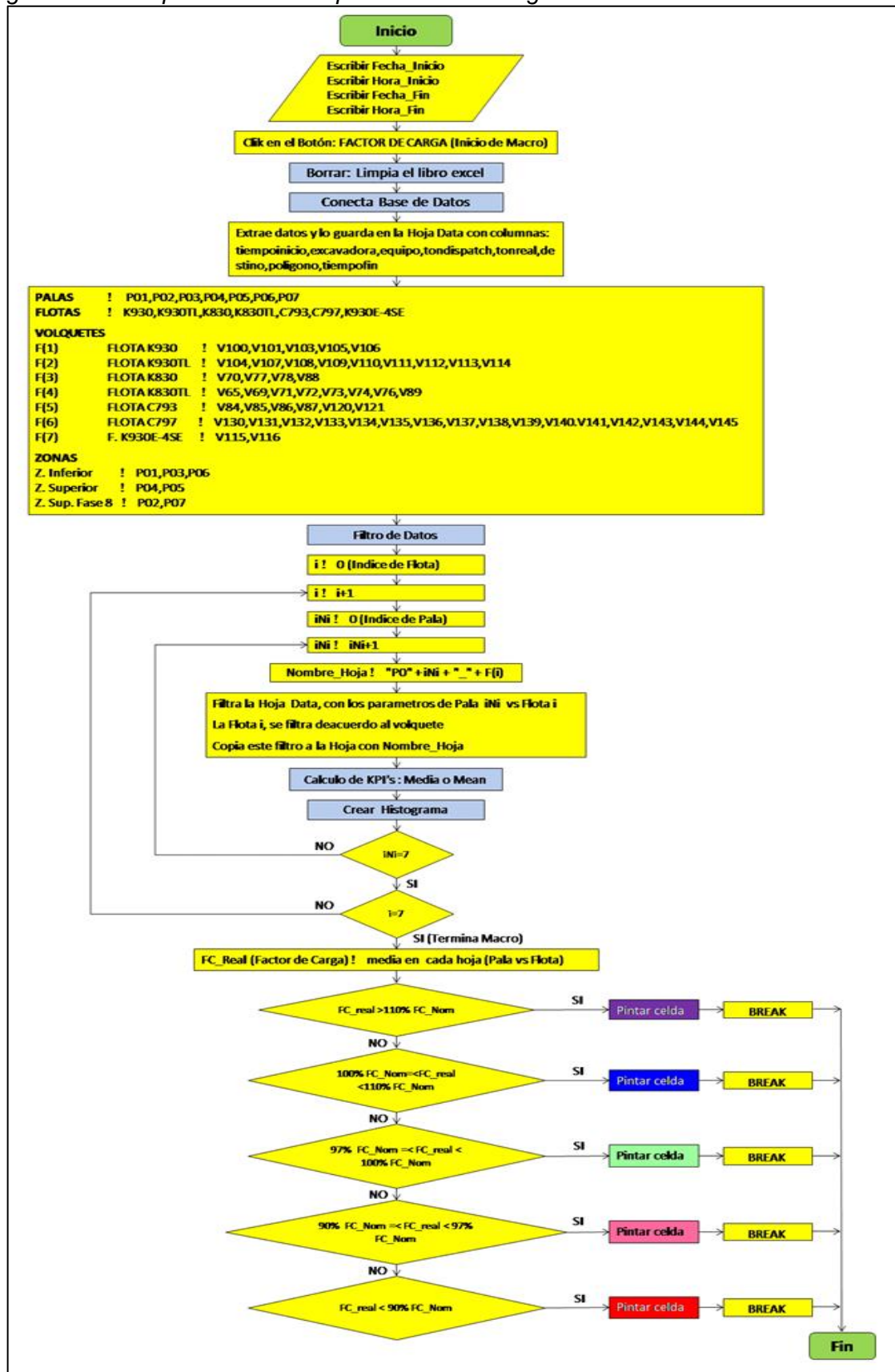
4.2.2 Algoritmo de la optimización

El siguiente algoritmo permite calcular las variaciones de carga en diferentes flotas de volquetes versus las palas, para calcular ratios que permita a la empresa tomar medidas correctivas ante señales de alerta.

Este algoritmo permite realizar los cálculos requeridos de forma casi instantánea, permitiendo de esta forma un adecuado seguimiento el que, a corto plazo, conllevará a obtener los resultados deseados.

Figura 31

Algoritmo de la optimización – Reporte factor de carga



Fuente: Reporte Operativo: Administración Dispatch – Mina Cuajone

Conclusiones

Se concluyó que, teniendo control y seguimiento sobre el factor de carga, se incrementó el tonelaje transportado durante el periodo de prueba, mes a mes, desde febrero del 2014 hasta abril del 2014, por lo que se logró optimizar el costo unitario de acarreo, debido al incremento total de tonelaje: 2,247,314 toneladas.

Tabla 14

Cálculo del incremento de tonelaje durante la prueba

INCREMENTO RESPECTO A ENERO (TM)					
	Flotas	Febrero	Marzo	Abril	Totales
Inferior	K930	22,680	27,185	67,337	117,202
	K930TL	87,656	145,989	214,692	448,336
	K830	-607	-2,002	-2,165	-4,774
	K830TL	-1,346	-2,669	-6,792	-10,807
	C793	12,995	31,697	24,612	69,304
	C797	-2,121	24,853	13,093	35,825
Superior	K930	17,719	35,879	19,932	73,531
	K930TL	54,945	138,192	153,907	347,044
	K830	0	0	0	0
	K830TL	0	0	0	0
	C793	941	4,411	2,659	8,011
	C797	209,471	484,776	469,396	1,163,643
		402,333	888,311	956,670	2,247,314

Fuente: Administración Dispatch

Se concluyó que, al mejorar el factor de carga, se acarrea mayor cantidad de material por cada viaje bien cargado y, por ende, se aprovecha eficientemente el consumo de Diesel.

Tabla 15

Comparación de tonelajes – facto de carga

TONELAJE (TM)				
	Flota	Enero – 14	Abril – 14	Var (%)
Inferior	K930	278	294	1.06
	K930TL	260	303	1.17
	K830	220	213	0.97
	K830TL	219	214	0.98
	C793	206	213	1.04
	C797	335	358	1.07
Superior	K930	250	259	1.04
	K930TL	248	282	1.14
	K830	0	0	-
	K830TL	0	0	-
	C793	184	202	1.10
	C797	318	351	1.10

Fuente: Administración Dispatch

De los ítems anteriores, dichos logros no son posibles sin un adecuado seguimiento y compromiso de las jefaturas, los cuales se consiguieron optimizando la elaboración del Reporte de Factor de Carga.

La implementación del proyecto ha generado una ganancia de US\$ 4,674,887 hasta abril, evidenciando el impacto positivo de la optimización en el carguío de volquetes. Este resultado no habría sido posible sin un seguimiento continuo y el uso de herramientas adecuadas para el control y mejora del proceso, demostrando la importancia de la gestión eficiente en la reducción de costos y el incremento de la productividad.

Recomendaciones

Para la gestión de flotas, el uso de indicadores y su accesibilidad en tiempo real permitirán optimizar los procesos y hacerlos más rentables, sólo así se tendrán decisiones oportunas y acertadas. Para ello se recomienda el uso de dispositivos móviles, que permitirán el acceso a la información en todo momento, tal como se viene implementando en otras empresas mineras.

El compromiso que deberán adquirir los usuarios de esta tecnología debe de ser concientizado por medio de charlas o capacitaciones, de lo contrario no se le dará la importancia requerida y por consiguiente no se conseguirán los resultados esperados.

En toda implementación y aplicación de nuevas tecnologías y/o procesos hay una etapa de adaptación, por tal motivo, se recomienda un seguimiento constante, con el apoyo de las jefaturas correspondientes, hasta lograr los resultados esperados.

De la premisa: “todo lo medible es mejorable”, se recomienda identificar y cuantificar cada etapa de un proceso operativo en busca de las oportunidades de mejora, tal como sucedió para nuestro caso, se pudo sustentar la mala práctica que se venía realizando y demostrar que es posible cargar adecuadamente sin el inconveniente de derramar material sobre las vías.

Referencias bibliográficas

- Álvarez, M. (2005), Convención minera, *“Herramientas para la gestión de la operación minera”*.
- Cabezas, R. et al (2018), *“Reducción de Costo de Combustible debido a Mejoramiento de la Resistencia a la Rodadura en Minas a Cielo Abierto”*.
- Castillo, L. (2018), *“Impacto en el costo de transporte de una mina a cielo abierto por conectividad de fases”*
- Gates, R. et al (2018), *“Optimización del proceso de carguío de minerales en mina de tajo abierto”*.
- Instituto de Ingeniero de Minas del Perú (2022), revista Minería, *“Incremento del Payload para mejorar resultados operativos en Newmont Yanacocha”*.
- Leica Geosystems Mining (2010), *“Manual de operación del sistema de despacho Mineops Jigsaw”*.
- Leica Geosystems Mining (2011), *“Manual de optimización del sistema de despacho Mineops Jigsaw”*.
- Matos, D. (2020), *“Reducción de costos unitarios de carguío y acarreo mediante programación de equipos – mina Corihuarmi”*.
- Medina, S. (2019), *“Automatización del transporte de material y gestión de flota en volquetes con Payload meter inoperativo de una operación minera a tajo abierto”*.
- Murillo, J. (2012), *“Mejoramiento del desempeño de servicio de transporte de carga para reducir costos logísticos en tracto camiones con semirremolque”*.
- Neyra, A. (2020), *“Estudio del cálculo de flota de camiones para una operación minera a cielo abierto”*.
- Peña, E. (2001), Convención minera, *“Gestión del sistema de transporte en mina superficial”*.
- Tecnologies Mineops Jigsaw (2009), *“Curso de entrenamiento para despachadores”*.