UNIVERSIDAD TECNICA FEDERICO SANTA MARIA

DEPARTAMENTO DE INGENIERIA METALURGICA Y DE MATERIALES

VALPARAISO – CHILE

ESTUDIO DE AUMENTO DEL TONELAJE EN PLANTA DE CHANCADO-MINERA ALTOS DE PUNITAQUI (MAP)

Memoria presentada por:

DIEGO ALONSO SALAS TELLO

Como requisito para optar el título de:

INGENIERO CIVIL METALÚRGICO

Profesor Guía:

Marco Vera

Valparaíso, 2016.

© D Salas, 2016

AGRADECIMIENTOS

Agradezco a mis padres y hermanos por el apoyo que siempre me han entregado, sin su amor y esfuerzo nada de esto sería posible.

Al Dr. Marco Vera por haber dado todo el apoyo y guiado en el transcurso de esta investigación. Le agradezco su paciencia y entrega que tuvo conmigo.

Agradezco la oportunidad y confianza en Minera Altos de Punitaqui, en especial a mis tutores Cristian Gonzales, Héctor Guinel, Raúl Jara y Luis Tello. Además, a mis compañeros y amigos en MAP que me brindaron toda su ayuda durante mi estadía.

A los profesores y apoyos académicos del departamento de Ingeniería Metalúrgica y Materiales (DIMM) que influenciaron mi proceso formativo para llegar a ser un profesional íntegro.

A mis amigos que me han apoyado y han sido una familia en mi período universitario.

A mis compañeros y amigos de infancia que desde un comienzo me han alentado y apoyado en todas mis decisiones.

RESUMEN

La memoria de titulación presentada en este estudio tiene el objetivo de analizar el proyecto de aumento de tonelaje en la etapa de chancado de Minera Altos de Punitaqui (MAP).

Se investigó la viabilidad técnica – económica de aumentar el tonelaje desde 3000 TPD hasta un tonelaje deseado (i.e., 4200 – 4500 TPD) sin modificar la infraestructura y con el mismo rendimiento metalúrgico (i.e., hipótesis planteada). También, se realizó un plan de acción para solucionar los problemas y alcanzar el tonelaje deseado.

La logística del proyecto se centró en evaluar el desempeño de la planta de chancado para corroborar o refutar la hipótesis. Para esto se realizó una revisión de la literatura, donde se abarcaron proyectos de aumento de tonelaje con el fin de obtener los principales parámetros a tomar en cuenta. Luego fueron recopilados los datos en la planta de chancado antes del aumento del tonelaje. Este paso tuvo el objetivo de establecer la línea de referencia base. En la tercera etapa se actualizó la información de la planta de chancado para el tonelaje procesado durante el estudio. Finalmente, se evaluó el proyecto de aumento de tonelaje para un tonelaje deseado.

Los resultados obtenidos indicaron que en la etapa de aumento de tonelaje se aumentó la disponibilidad de la planta de un 62% hasta un 71%. Esto fue posible debido a las nuevas propiedades de mineral que se procesa (Blending de menor dureza) y una mayor confiabilidad de los equipos. Por otra parte, la evaluación metalúrgica reveló que la tolva terciaria presenta un importante grado de segregación hacia el circuito terciario, provocando problemas de sobrecargas y mala distribución de tamaños hacia los equipos de clasificación. Este problema hace inviable aumentar el tonelaje deseado manteniendo la misma infraestructura.

El plan de acción para solucionar los problemas y aumentar el tonelaje fue el cambio del chancador secundario (1), rediseño de la tolva terciaria (2), y la

disposición de un supervisor en terreno (3) junto a un operador del cargador frontal (4). Con esto sería posible llegar a 4500 TPD de forma eficiente.

La evaluación económica de todos los cambios realizados debido al aumento de tonelaje dio una inversión de USD$528.000. En las condiciones menos favorables para el proyecto se obtuvo un VAN de USD$195.294, considerando una tasa de 20% a 2 años. El TIR del proyecto es de un 50% y el plazo de recuperación es de 13 meses.

Las conclusiones de este estudio son que la hipótesis es refutada, debido a que en la planta es necesario realizar cambios para aumentar el tonelaje (viabilidad técnica). Sin embargo, el estudio económico nos indica que realizando las mejoras del plan de acción planteadas, es posible alcanzar el tonelaje deseado con un flujo de caja favorable bajo restricciones pertinentes.

Se recomienda realizar un muestreo donde se pueda analizar la segregación de los finos luego de realizada la mejora en la tolva terciaria. También, si es requerido seguir aumentando el tonelaje, deben ser analizado las potencias de las correas transportadoras N°5 y N°3 que se encuentran dentro del límite aceptable, pudiendo ser cuellos de botellas ante una nueva optimización. En tal caso, un tonelaje recomendable seria 5400 TPD como máximo, ya que los chancadores terciarios se encontrarían en su máxima capacidad. Finalmente, es también recomendado remover la presencia de finos de la correa transportadora N°2. Para esto, la fracción de finos pasaría directamente hacia el producto final evitando el circuito terciario.

ABSTRACT

This final year project (i.e., thesis) had as a main objective to evaluate the tonnage increase on the crushing stage at the “Minera Altos de Punitaqui” (MAP).

The thesis investigated the technical-economic feasibility of increasing the crushing plant throughput from 3000 TPD up to 4500 TPD. The idea behind was to keep the same infrastructure conditions. Nonetheless, some potential negative consequences were expected to happen, and mitigation strategies were considered to overcome them. The hypothesis of this project stated that the tonnage increase does not have implications on process performance.

The project logistic was based on validate or disprove to the hypothesis. First, a critical review of the literature was carried out. This review allowed the identification of other projects that considered increasing tonnage, and their relevant operating parameters to be taken into account. Second, an assessment of plant performance was conducted to determine the process baseline. Third, having completed the baseline work, changes were introduced to increase tonnage and quantify the impact on performance. Finally, an evaluation of baseline and increased tonnage situation was performed and reported.

The results show that by increasing throughput, the plant availability increases from 62% up to 71%. This situation appears to be unusual because a much softer ore was processed during the testing time, and a better reliability of equipment was obtained. The metallurgical analysis revealed that the tertiary hopper underwent a significant level of segregation. This in turn caused overloading and a biased size distribution towards the classification equipment. This problem makes difficult to increase tonnage keeping the same operating conditions.

The strategies identified to increase tonnage consisted of: (1) replacing the secondary crusher; (2) re-design the tertiary hopper, and (3) creating new positions for a supervisor in the field and (4) a operator for a frontal loader. These strategies would make possible the tonnage increase up to 4500 TPD.

The economic evaluation of the proposed changes for the tonnage increase resulted in USD$528,000.00 investment. Assuming a 50% increase for the operating cost, the NPV estimated was USD$195,294.00, this was calculated out considering a 20% interest rate over 2 years. The IRR for the project was estimated to be 50%, and the paid back period was determined to be 13 months.

The conclusions drawn of this thesis work are as follows: The proposed hypothesis was refuted due to the number of changes required to effectively increase tonnage. The technical-economic feasibility study revealed that it would be possible to achieve a tonnage increase as long as mitigation strategies are in place.

In terms of the recommendations, a survey is recommended to be carried out, so that fines segregation can be accounted for in the tertiary hopper. Also, if a further increase of tonnage is required in the future, power requirement considerations need to be performed, especially for conveyor belt Nº3 and Nº5. For instance, if target increase were 5,400 TPD, tertiary crushers would be performing to their maximum capacity which is risky. Finally, it is also recommended to remove the presence of fines of the conveyor belt Nº2. This will allow the fraction of fines to be sent directly to the final product section avoiding the tertiary stage.

GLOSARIO

Símbolo	Significado
MAP	Minera Altos de Punitaqui.
CSS	Closed Side Setting (abertura del chancador).
TPH	Toneladas por hora.
TPD	Toneladas por día.
P_{80}	Tamaño del producto donde se encuentra el 80% del material pasante.
F_{80}	Tamaño de la alimentación donde se encuentra el 80% del material pasante.
Grizzly	Equipo alimentador vibratorio con distintos tamaños de abertura utilizados como clasificadores principalmente para chancadores primarios.
d_{95}	Tamaño máximo de partícula encontrado en una muestra, correspondiente al 95% de la masa bajo dicho tamaño.
Disponibilidad de la planta (%)	Porcentaje de horas en que la planta se encuentra en operación sobre el máximo de horas posibles en la que puede operar.
Utilización de los equipos (%)	Porcentaje de utilización de cada equipo en base al tonelaje procesado en TPH y su capacidad máxima por diseño en TPH.

TABLA DE CONTENIDO

CAPÍTULO 1. ANTECEDENTES GENERALES 11

1.1 Introducción..... 11

1.2 Hipótesis 13

1.3 Objetivo General 14

1.4 Objetivos Específicos 14

CAPÍTULO 2. REVISIÓN CRÍTICA DE LA LITERATURA RESPECTO DEL AUMENTO DE TONELAJE 15

2.1 Aumento de tonelaje en planta concentradora Meadowbank- Canadá 15

2.2 Aumento de tonelaje en minera Spence BHP Billiton- Chile. 18

2.3 Aumento de tonelaje en planta concentradora de Cobre y Níquel-Tati Nickel Phoenix mine-Botswana. 19

2.4 Optimización en área de chancado para Codelco Norte- Chile..... 20

2.5 Monitoreo y optimización de una planta de chancado- Cayeli Mine, Turquía. 23

CAPÍTULO 3. METODOLOGÍA EXPERIMENTAL 29

CAPÍTULO 4. RESULTADOS 34

4.1 Revisión técnica de equipos involucrados en planta de chancado MAP .. 34

4.1.1 Diagrama general planta de chancado 34

4.1.2 Chancador primario 37

4.1.3 Chancadores secundario y terciarios..... 38

4.1.4 Equipos de clasificación 40

4.1.5 Correas transportadoras 42
4.1.6 Otros equipos de chancado 43
4.2 Plan de producción en planta de chancado MAP 44
4.3 Análisis de detenciones y equipos críticos durante fases 1 y 2. 47
4.4 Evaluación metalúrgica MAP con aumento de tonelaje (Fase 2) 54
4.4.1 Granulometría de alimentación a planta de chancado 55
4.4.2 Circuito primario 57
4.4.3 Circuito secundario 58
4.4.4 Circuito terciario 59
4.5 Parámetros operacionales en planta de chancado fase 2 65
4.5.1 Capacidades de equipos por diseño 65
4.5.2 Desgastes y consumos energéticos fase 2 67
4.6 Evaluación técnica de la planta ante un aumento de tonelaje óptimo 71
4.7 Plan de acción y evaluación económica 75

CAPÍTULO 5. CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES 86

CAPÍTULO 6. REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS 89

CAPÍTULO 7. ANEXOS 91
7.1 Información adicional equipos de chancado 91
7.2 Parámetros para cálculo método Allis Chalmers 92
7.3 Plan de producción en Minera Altos de Punitaqui 98
7.4 Detenciones en planta de chancado 99
7.5 Equipos críticos por detenciones no programadas 100

7.6 Datos evaluación metalúrgica Fase 1 101

7.7 Datos evaluación metalúrgica Fase 2 104

7.8 Evaluación económica 110

7.8.1 Evaluación económica escenario N°1 (costos operacionales similares a costos a comienzos de fase 2) 110

7.8.2 Evaluación económica escenario N°2 (costos operacionales con aumento de 50% sobre los costos antes de aumento de tonelaje) 111

7.9 Diagrama general planta de chancado–Tonelaje procesado: 227 TPH. 112

CAPÍTULO 1. ANTECEDENTES GENERALES

1.1 Introducción

La planta concentradora Minera Altos de Punitaqui (MAP) procesa minerales sulfuros de cobre produciendo concentrados finales con 30% de cobre. Cuenta con una etapa de chancado, molienda y clasificación, una etapa de flotación, espesamiento y finalmente filtrado (**Figura 1.1**). El mineral es obtenido desde la mina subterránea Cinabrio, y su composición mineralógica presenta principalmente calcopirita (2,76%), pirita (1,03%), bornita (0,74%) y ganga (95,02%). La caracterización física del mineral muestra un índice de bond de 20,9 [kWh/t].

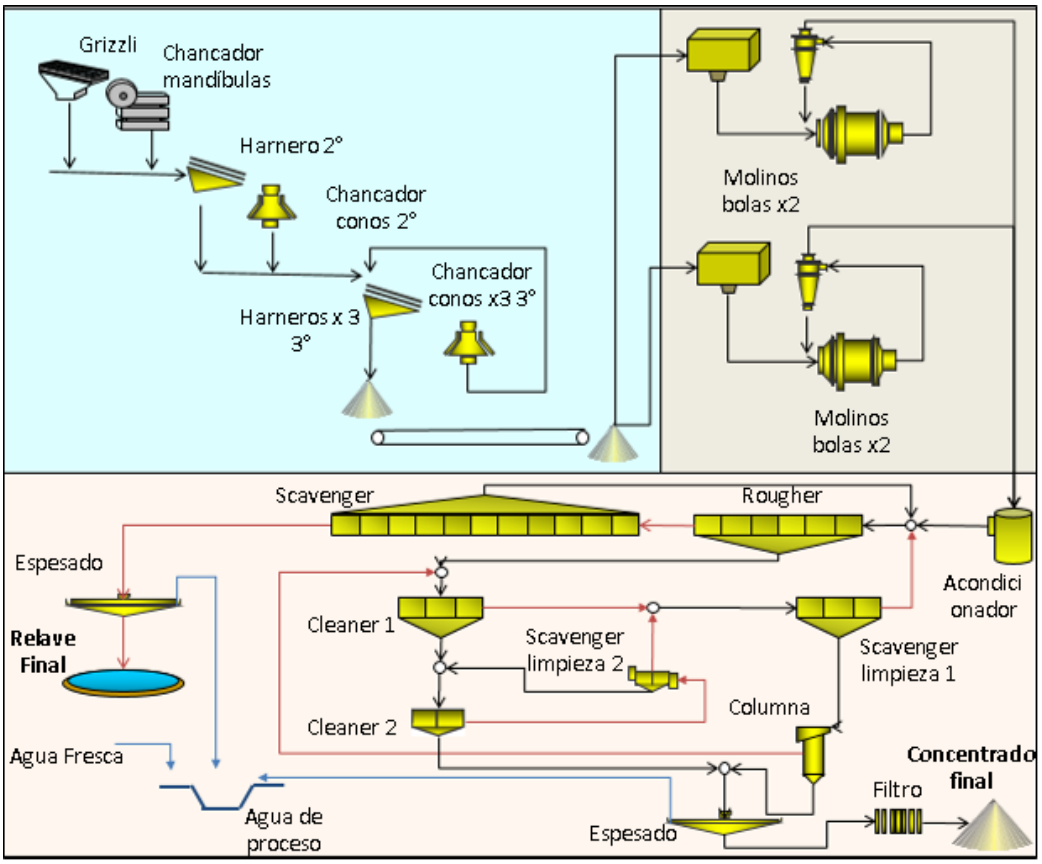


Figura 1.1. Diagrama de flujos general Minera Altos de Punitaqui (MAP).

La empresa concentradora desea aumentar la capacidad de tratamiento de 3000 a 4200-4500 toneladas por día (TPD). La etapa de chancado, cuyo objetivo es reducir de tamaño el mineral y prepararlo para su liberación es una parte esencial de la producción que debe ser evaluada.

El precio del cobre actualmente continúa a la baja con leves repuntes que principalmente afectan a las empresas de mediana y pequeña minería, por lo que se hace indispensable tomar acciones de mejoramiento continuo tales como aumentos de tonelajes, pudiendo generar mayores ganancias para la planta debido a una posible mayor productividad.

Sin embargo, esto trae consigo una sobrecarga a nivel general en toda la planta, respecto al diseño de ésta. Principalmente en la etapa de chancado, manteniendo la misma calidad del producto final, al aumentar el tonelaje, podría implicar una sobre exigencia de los equipos dando un mayor desgaste, problemas de mantenimiento y un mayor consumo de energía por material procesado [1, 2].

La energía para fracturar el mineral por parte de los equipos de chancado es de vital importancia, por lo que también se debe considerar las propiedades de dureza del mineral, que juegan un rol importante en la calidad del producto final y el desempeño de la planta. Las características físicas del mineral son una de las variables más influyentes al aumentar el tonelaje [2, 3].

En el proceso de clasificación que es realizado mediante harneros y grizzly, un aumento de tonelaje significa una menor eficiencia de selección, debido al menor tiempo de residencia y el cegamiento de las mallas [1], incrementando el producto fino hacia los chancadores y disminuyendo así la eficiencia general del proceso. La tasa de flujo de alimentación es una de las variables más significativas en el rendimiento de los harneros [4].

El dimensionamiento de algunos equipos se ve afectado, por lo que se debe verificar sus capacidades, ya que puede traer consigo fallas mecánicas y de producción, como atollos en chutes o cámaras de traspaso, o falta de capacidad en correas transportadoras.

Debido a estos múltiples factores, se debe tener una correcta evaluación de la situación actual con que procesa la planta, y conocer cada uno de los componentes que afectan la eficiencia del proceso [2], además de las capacidades y especificaciones técnicas de los equipos para así proyectar un plan de acción y evaluar económicamente los factores envueltos en la mejoras a realizar.

En este trabajo de memoria se presentará el estudio de aumento de tonelaje en la planta de chancado que espera dar resultados para la toma de decisiones del proyecto de optimización, con un diagnóstico sólido del sistema de forma holística analizando la calidad del producto final.

1.2 Hipótesis

Ante el contexto del aumento de la capacidad de la planta de chancado, se establece la siguiente hipótesis:

Es viable técnica y económicamente aumentar el tonelaje de la planta de chancado de MAP sin modificar la infraestructura y con el mismo rendimiento metalúrgico.

El trabajo de memoria se centra en evaluar los diferentes aspectos del desempeño metalúrgico con el propósito de corroborar o refutar la hipótesis planteada.

1.3 Objetivo General

- Cuantificar el desempeño de la planta de chancado de MAP con y sin el aumento de tonelaje.

1.4 Objetivos Específicos

- Identificar y cuantificar problemas en la operación de los equipos de chancado antes y durante el aumento de tonelaje.
- Priorizar detenciones y equipos críticos en la planta de chancado.
- Evaluar las posibles consecuencias del aumento de tonelaje en la planta de chancado.
- Generar propuesta de plan de acción para aumento de capacidad en circuito de chancado.
- Evaluar económicamente las propuestas realizadas.

CAPÍTULO 2. REVISIÓN CRÍTICA DE LA LITERATURA RESPECTO DEL AUMENTO DE TONELAJE

2.1 Aumento de tonelaje en planta concentradora Meadowbank- Canadá

La mina Meadowbank (Canadá) [5] procesa minerales de oro con 94% de recuperación promedio. Durante la puesta en marcha presenta serias dificultades en alcanzar una capacidad de diseño de 8500 TPD. El estudio de aumento de tonelaje es centrado en el proceso de conminución, principalmente en la etapa de chancado y molienda.

El diagrama de flujos original, considera un chancador primario giratorio y un molino SAG[1] junto a molinos convencionales en circuito cerrado. Es evaluado insertar un chancador secundario junto a una etapa previa de harneado con el fin de disminuir el tamaño de entrada del mineral al molino SAG y así poder aumentar el tonelaje.

En la **Figura 2.1** se observa en la parte superior el diagrama de flujos original, mientras que en la parte inferior el diagrama propuesto para el aumento de tonelaje con la incorporación del chancador secundario. Notar que con esta modificación se reduce el tamaño de alimentación al SAG (F_{80}) de 4-6 pulgadas hasta 1-1,5 pulgadas, pudiendo aumentar el tonelaje de 8500 TPD a 9840 TPD.

[1] SAG: Semi Autogenous Grinding (i.e., Molienda Semi Autógena).

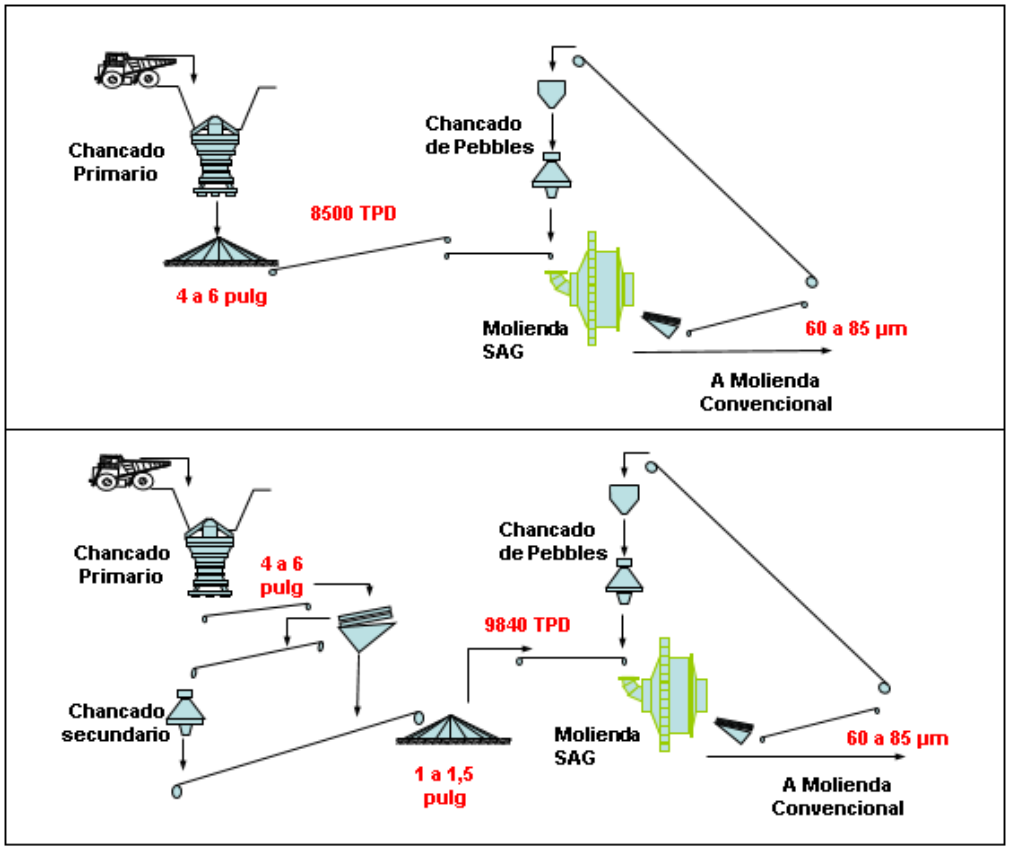


Figura 2.1. Diagrama de flujos en planta Meadowbank. Arriba con tonelaje original de diseño de 8500 TPD y abajo con aumento de tonelaje de 9840 TPD (instalado el nuevo chancador secundario).

Para poder realizar el aumento de tonelaje, se abordan diversas opciones en un corto período de tiempo, aprovechando los problemas como oportunidades de mejoras. Entre las variables que fueron analizadas, se encuentran la caracterización del mineral (dureza), el tamaño de alimentación al molino SAG, monitoreo de los procesos mediante muestreos al circuito, evaluación estratégica a la planta de chancado, simulación de procesos para optimizar el SAG y caracterización química del mineral.

La experiencia indicó que el rendimiento fue mayor a menor F_{80} del SAG. De acuerdo a este punto considerando el aumento de tonelaje en Minera Altos de Punitaqui (MAP), es fundamental mantener la misma calidad del producto final, de

lo contrario, el circuito de molienda convencional aguas abajo sufriría un mayor impacto, necesitando mayor energía para liberar el mineral.

Antes de la instalación del chancador secundario en Meadowbank, se instala una planta de pre-chancado portátil, pero debido a su alto costo operacional (10,7 USD/t) y bajo tonelaje que podía procesar, se determina finalmente instalar el chancador secundario permanente.

El chancador secundario es el modelo XL 900 con un tonelaje de 625 a 850 TPH y un CSS[2] de 1 pulgada. Un harnero vibratorio doble deck con aberturas de 3,9 y 1,25 pulgadas de abertura es usado sobre el chancador secundario. En la **Figura 2.2** se observa el aumento de producción durante el año 2010 hasta fines del año 2012.

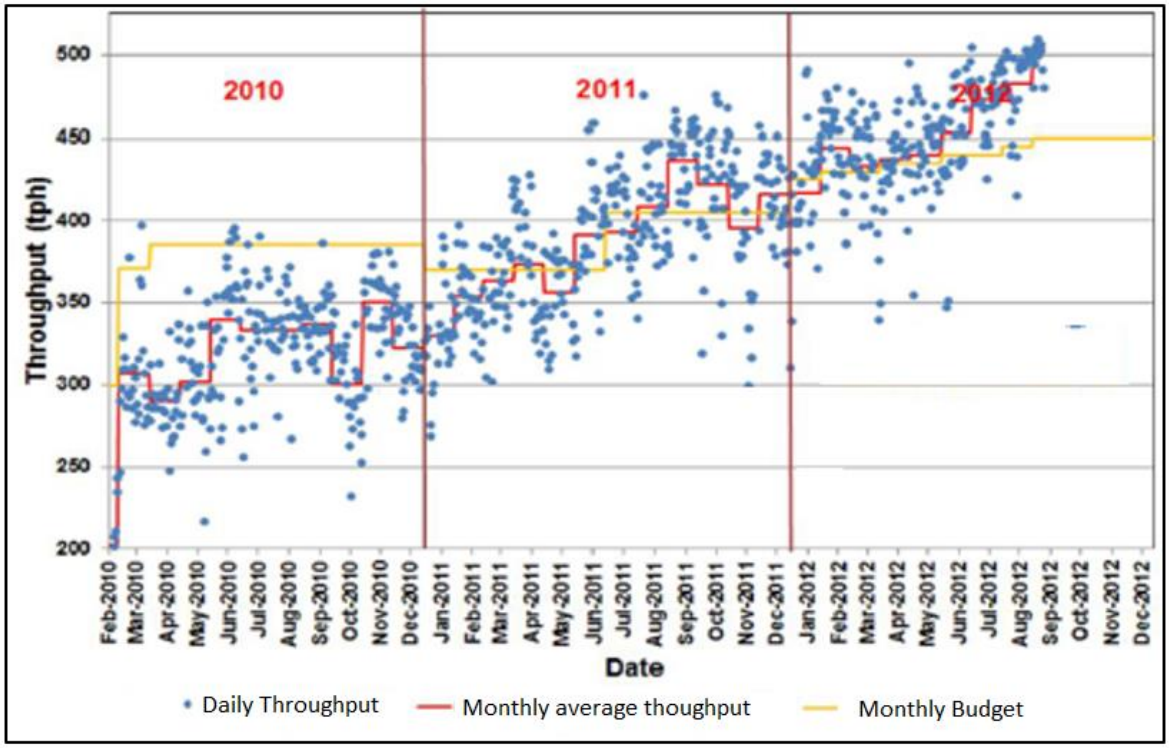


Figura 2.2. Tonelaje de alimentación al molino SAG a comienzos del aumento de tonelaje (2010) hasta el año 2012. Fuente: [5].

[2] CSS: Closed Side Setting (abertura del chancador).

Luego del aumento de tonelaje, se determinan bajo simulaciones las condiciones de operación óptimas que permitan mejorar la tasa de rendimiento y la energía del nuevo chancador secundario.

Con el aumento de tonelaje, hay un mayor consumo energético, por lo que aumentan los costos de operación [6]. Los desgastes de los equipos también aumentan, y como medida se modifica la tasa de cambio de los revestimientos del molino SAG de 5 a 6 meses manteniendo la eficiencia de molienda.

Las conclusiones y contribución que nos deja el caso, es que se debe tener en cuenta factores como la dureza del mineral en MAP, monitorear el tamaño del producto final de chancado para que no afecte el rendimiento de los molinos convencionales, y se debe tener una evaluación metalúrgica actual de la planta mediante muestreos, además de una data de la producción.

2.2 Aumento de tonelaje en minera Spence BHP Billiton- Chile.

En el proyecto de optimización de Minera Spence BHP Billiton en 2013 [7], se optimizó la planta de chancado de 50000 toneladas por día a 61200 toneladas por día (aumento de 22,5% sobre el tonelaje nominal), variando la disponibilidad de la planta en 67% hasta un 75%. Para el incremento de rendimiento se analizan los equipos críticos, desglosándolo en dos unidades: por detenciones no programadas, y por capacidad.

- Detenciones no programadas: fallas operacionales o de mantención que no han sido proyectada en el tiempo. Se usan diagramas de Pareto con el fin de identificar los equipos más críticos.
- Por capacidad: Se usa un balance de masas para ver que equipos pueden estar siendo sobre utilizados. Se realizan 2 condiciones, capacidad nominal y capacidad de diseño con el fin de obtener alertas de sobre utilización para cada equipo.

Con este análisis, se pudo observar antes y después del aumento de tonelaje los cuellos de botellas en el circuito. Los equipos que tuvieron los mayores problemas fueron las correas transportadoras, las cuales fueron afectadas drásticamente en su potencia, por lo que se recomienda realizar cambios en los moto reductores para aumentar el tonelaje. Se recomienda una utilización de la potencia entre 70 a 85%.

La evaluación económica fue determinada mediante un flujo de caja e indicadores económicos como el valor actual neto (VAN) y tasa interna de retorno (TIR).

Aunque este proyecto representa un buen análisis de la planta, la evaluación económica es sólo de los planes de acción de equipos críticos, dejando de lado un análisis de los potenciales problemas como aumento de desgaste y mantenciones programadas de los equipos instalados. Además no hay una evaluación metalúrgica en base a las condiciones de operación antes y después del aumento de tonelaje como en los demás casos, por lo que no existen mayores conclusiones en base a cómo afecta en el desempeño de cada equipo.

La contribución de este estudio es la identificación de equipos críticos. Éstos se pueden agrupar en base a su capacidad y/o sus detenciones no programadas.

Este estudio además cuantificó el impacto económico del aumento de tonelaje.

2.3 Aumento de tonelaje en planta concentradora de Cobre y Níquel-Tati Nickel Phoenix mine-Botswana.

Una planta concentradora de cobre- níquel [8] no ha logrado mantener una capacidad adecuada del tonelaje debido a la compleja mineralogía que ha reducido la disponibilidad de la planta de chancado. Debido a un nuevo plan minero, se aborda incrementar el tonelaje de la planta.

Varios proyectos son iniciados para aumentar la capacidad. Respecto de la planta de chancado, se analizan los cuellos de botellas y la incorporación de un nuevo

chancador primario giratorio en reemplazo del chancador primario de mandíbulas utilizado (Nordberg C160). La operación de chancado es seguida del chancador secundario y terciario con su respectiva separación por tamaño.

Un problema que surge a partir de una pre evaluación metalúrgica de la planta, es que debido a la extremada abrasividad y dureza del mineral, el chancador de mandíbulas C160 es utilizado con mayor CSS (Closed Side Setting) que el de diseño (130 mm), con uno operativo entre 190 a 200 mm. El efecto provocado por el mayor CSS del chancador primario es un aumento significativo de gruesos hacia el chancador secundario, y por lo tanto una mayor exigencia de los equipos respecto del diseño.

Al usar menores CSS se ejerce mayor presión y mayores fuerzas compresivas que aumentan el desgaste de las placas. (En general la mandíbula fija se desgasta más que la móvil debido a la forma de contacto con el mineral) [9]. Además, el CSS es la variable operacional más influyente de los chancadores y es comúnmente manipulada por los operadores [3].

Se realiza una revisión estadística de la producción, donde se analiza los focos de mejoras en el desempeño de la planta de chancado y del circuito aguas abajo.

Este trabajo conforma junto a los anteriores la base general de la metodología experimental a usar en Minera Altos de Punitaqui para confirmar o refutar la hipótesis, identificando cuellos de botellas, características del mineral, análisis de equipos por fallas y una evaluación metalúrgica a la planta de chancado, para identificar los problemas y plan de acción a generar respecto del aumento de tonelaje.

2.4 Optimización en área de chancado para Codelco Norte- Chile.

Gilder Lanas [1] realiza un estudio de mejoramiento en la planta de chancado para PTMP (planta de tratamiento minerales en pila), Codelco Norte, debido a constantes aumentos en el tamaño del producto final y una baja disponibilidad. Es

por esto que el tonelaje es aumentado para lograr las metas de producción, sin tener una evaluación de capacidad de los equipos. La planta cuenta con tres etapas de chancado: primario, secundario y terciario.

Con el fin de obtener una evaluación metalúrgica de la planta, se desarrolla un muestreo incremental en las correas transportadoras, usando la teoría de Pierre Gy, la cual indica el peso de la muestra en función del error asociado al muestreo [13]. Durante el muestreo, le fue imposible tomar datos en el rechazo y producto de los harneros. Este problema también es considerado en MAP, ya que, debido a la configuración de la planta, el producto de cada equipo queda condicionado por las dimensiones de los chutes, donde no es posible una toma de muestra mediante el mismo procedimiento. Para solucionar este problema, se tomará la mejor opción con un muestreo al azar en las zonas de mayor complejidad en la planta de chancado de MAP.

Luego del muestreo y balance de masas, se analizan los flujos y detectan los problemas principales, realizando un diagnóstico de cada equipo en base a las especificaciones de utilización dadas por el proveedor.

Entre sus resultados encuentra una granulometría menor a la de diseño en la alimentación al circuito (finos), con un 52% bajo el tamaño del producto final (3/4 pulgadas). También, el circuito terciario tiene un producto de mayor tamaño al de diseño y una de las correas en el circuito terciario es afectada por sobrecargas.

Para realizar mejoras ante tales problemas se propone agregar una malla de corte en el harnero secundario con tamaño de ¾ pulgadas para que el mineral fino pase directamente al producto final mediante la instalación de una correa transportadora, disminuyendo así el tonelaje de entrada al circuito terciario, resolviendo el problema de sobrecarga en la correa afectada. Además elimina una línea del circuito terciario para optimizar la energía en la planta [3]. Hechas las modificaciones, se pronostica una mayor razón de reducción del circuito terciario y menores costos de producción. El análisis económico se encuentra dado por el flujo de caja e indicadores económicos como el VAN y TIR.

La propuesta asumió una eficiencia global de los harneros de un 90%, ya que no se pudo muestrear todos los productos de los equipos de clasificación. Adicionalmente, el análisis reveló un 102% de utilización del harnero secundario (estimado con el método de Allis Chalmers). Notar que los cambios operacionales pueden impactar la eficiencia de los harneros debido a la disminución del área libre respecto al tonelaje [4, 10]. La **Figura 2.3** presenta una gráfica de la eficiencia en función de la alimentación (m^3/h). Se observa un punto óptimo de eficiencia para un valor de alimentación (i.e., a).

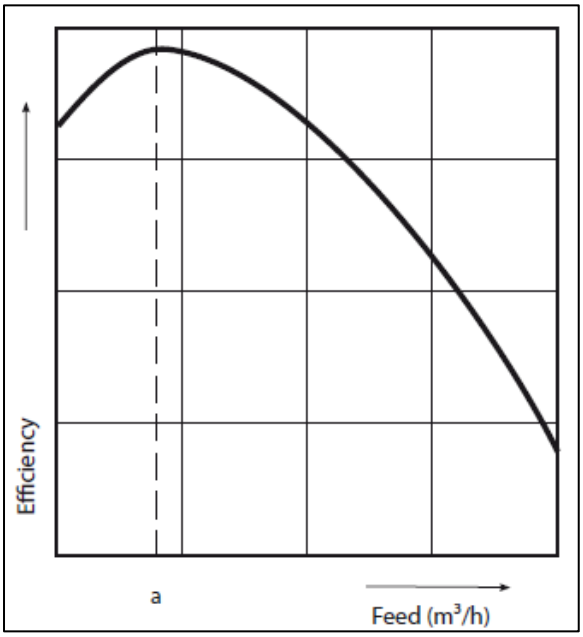


Figura 2.3. Eficiencia de separación de harneros en función del flujo de alimentación. Fuente: [11].

Es importante considerar que el valor asumido de un 90% no necesariamente es el óptimo, lo que puede impactar en las conclusiones extraídas del estudio.

En comparación con los casos anteriores, presenta un estudio metalúrgico más detallado de la planta de chancado, presentando contribuciones en la metodología experimental y la evaluación metalúrgica que realiza, permitiendo encontrar una solución al problema dado y cuantificar las soluciones más factibles.

Como conclusión, una evaluación metalúrgica es primordial para la toma de decisiones respecto a algún cambio. En el caso de Minera Altos de Punitaqui, el aumento de tonelaje.

2.5 Monitoreo y optimización de una planta de chancado- Cayeli Mine, Turquía.

Erol Yilmaz [2], revisa los parámetros críticos que afectan una planta de chancado, clasificándolos en tres grupos: Características del mineral, operativos y de mantención. Los objetivos son obtener un conocimiento detallado para aplicarlo en el control de la planta, recoger datos del sistema para ver la disponibilidad y utilización, y describir mejor los cuellos de botellas de chancado. La planta de chancado analizada está ubicada en Rize Turquía, procesando minerales de cobre y zinc. El diagrama de flujos de la planta es observado en la **Figura 2.4.**

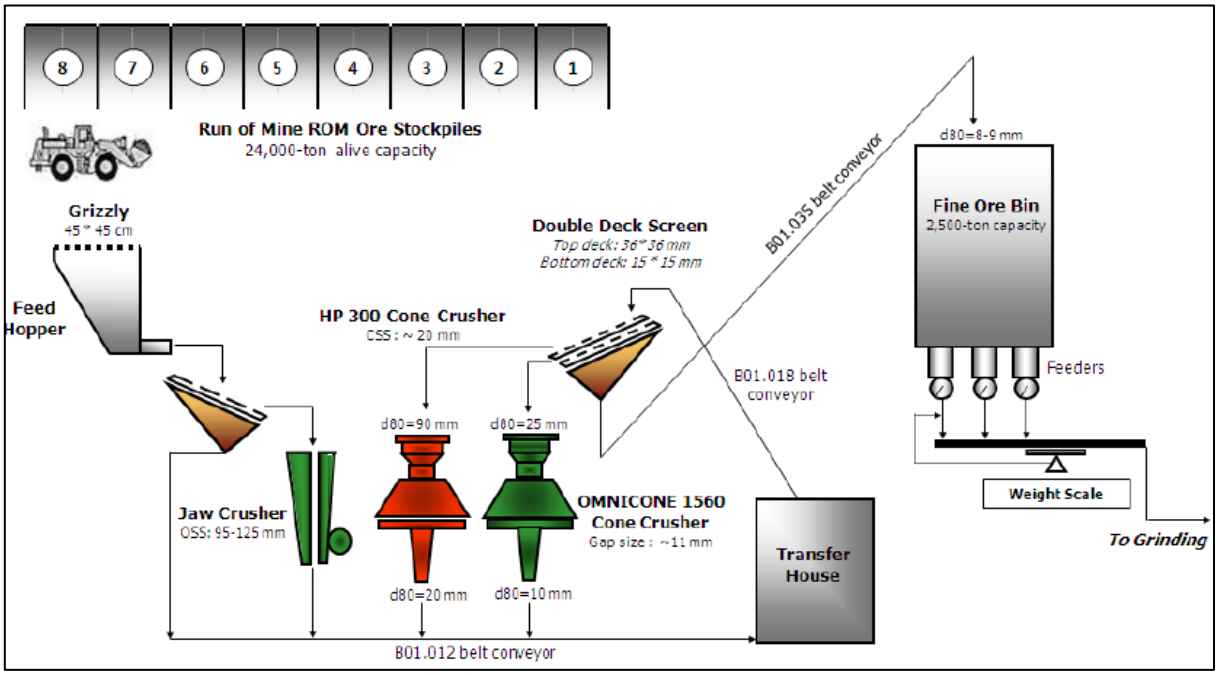


Figura 2.4. Diagrama de flujo de la planta de chancado en Rize, Turquía. Fuente: [2].

La planta procesa cuatro tipos de mineralogías con diferentes composiciones mineralógicas y características físicas. Una de las cuatro mineralogías presenta problemas en chancado debido a la presencia de bornita que se comporta de forma dúctil [2].

Tomando el caso de aumento de tonelaje en Minera Altos de Punitaqui, es importante que el mineral este caracterizado, y un correcto blending (i.e., mezcla) puede ser determinante en el comportamiento durante el chancado [2].

Las plantas de chancado son afectadas enormemente con el tiempo, debido a estar sujetas a variaciones en los equipos como desgastes que aumentan los costos por cambios y reparaciones de piezas [3, 12].

En Cayeli Mine, Turquía, se agrupan los costos asociados a desgates o fallas por equipos principales en la planta de chancado. La **Figura 2.5** describe los costos mensuales para distintos años de los módulos de harneros (deck superior e inferior). Se puede observar la variabilidad de estos por cada mes en distintos años.

A pesar de tener los costos, no hay un mayor análisis de los aumentos o disminuciones en los desgastes, pudiendo estos ser provocados por el tipo de mineralogía que se procesa, o eventos inesperados.

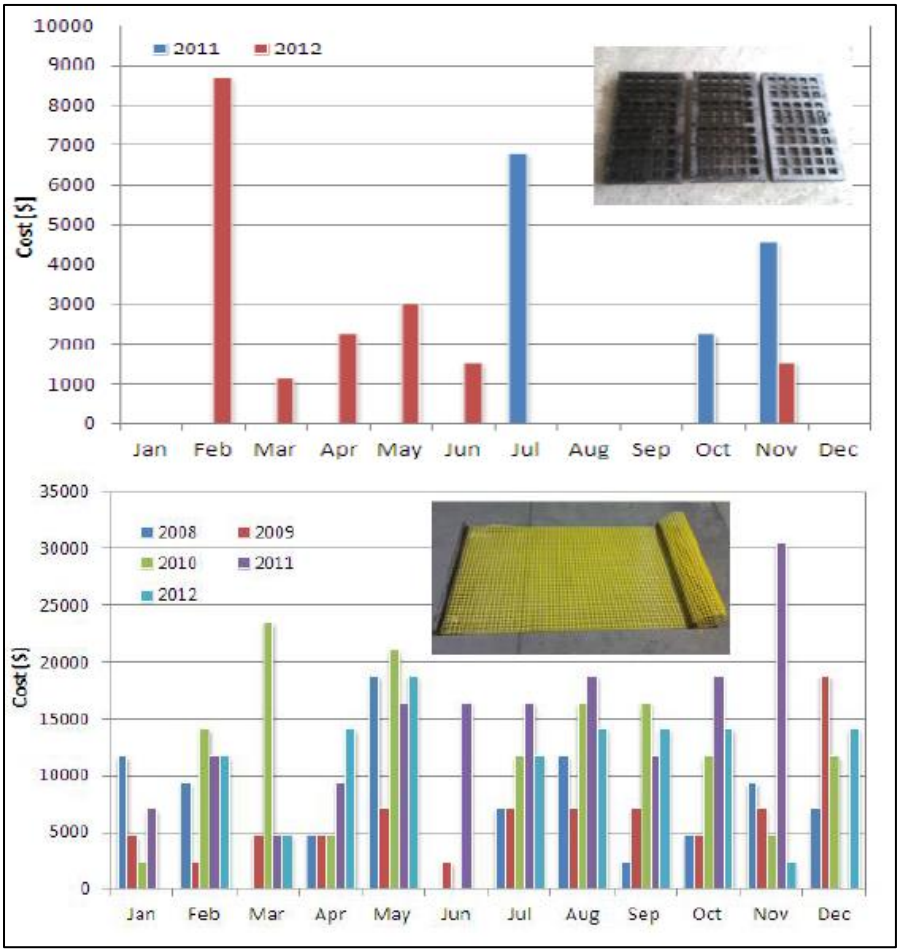


Figura 2.5. Costos mensuales asociados a fallas y desgastes en mallas de harneros superior e inferior respectivamente en Cayeli mine, Turquía. Fuente: [2].

Los costos anuales asociados a los demás equipos principales se presentan en la **Figura 2.6**. Se observa la variación de los costos en el tiempo (2008-2012). Entre los años 2011 y 2012 los costos han sido reducidos considerablemente, debido a mejoras en los sistemas de lubricación y en la confiabilidad operacional de éstos. Sin embargo el costo de la correa B01-012 ha sido aumentado. Esto pudo ser ocasionado por la cantidad de Inchancables como fierros y/o elementos afilados que transportaba [2]. El equipo que presenta los mayores costos por mantención y/o desgastes es el chancador de cono secundario.

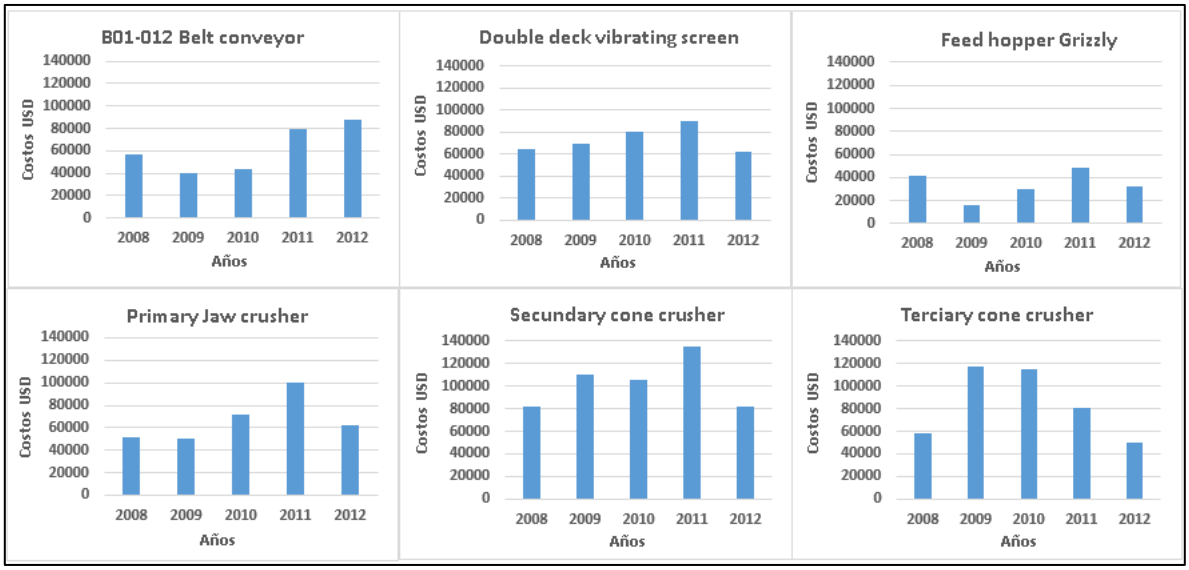


Figura 2.6. Costos asociados a equipos principales por reparaciones o desgastes. Fuente: [2].

Finalmente, se hace una revisión de los tipos de detenciones involucradas en la planta de chancado clasificándolas en cuatro tipos: mantención, operación, instrumental o mecánica.

En la **Figura 2.7**, se presenta los tipos de detención durante el año 2012. La tendencia de las detenciones es claramente mayor en las de tipos operacionales causados por materiales inchancables, que aumentaban los costos por fallas, por lo que se instalaron detectores de metales para reducir la tasa del evento. Además, durante invierno aumentaban los atollos debido a la mayor humedad y posterior compactación de finos en los harneros principalmente. Otras son el ajuste de setting, limpieza del área, revisiones y chequeos diarios.

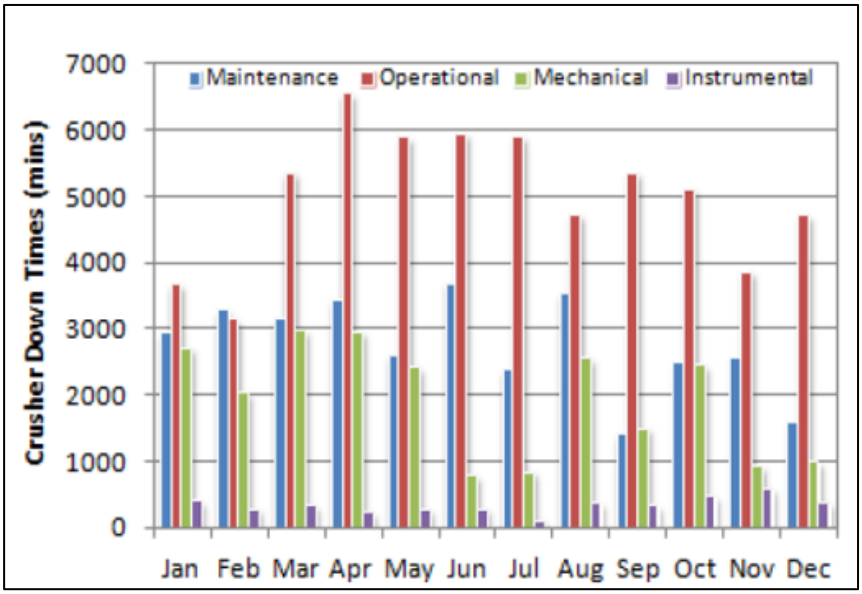


Figura 2.7. Causa asociada a tiempos muertos durante el año 2012. Fuente: [2].

Este estudio se podría haber complementado mejor si se hubiese usado un diagrama de pareto involucrando los equipos críticos con los tipos de detenciones. Esto habría permitido identificar la causa asociada y el equipo involucrado.

Las conclusiones y contribuciones que nos deja este estudio son:

- Tener una correcta operación de los equipos en base a su información técnica dependiendo de cada situación para mantener la calidad del producto final. Se recomienda llevar un registro diario de detenciones para analizar cuellos de botellas mediante gráficos de pareto.
- Lograr un blending óptimo, el cual ayuda a corregir y prevenir fallas en equipos (i.e., mayor disponibilidad operacional de la planta).
- Disminuir el grado de Inchancables dentro del mineral obviamente aumentará la utilización de los equipos en la operación.
- Caracterizar el mineral en forma adecuada permite solucionar situaciones negativas que puedan impactar el proceso de chancado y los equipos asociados a este.

Vale destacar que este proyecto hizo una consideración detallada de todos los factores que impactan el desempeño de una planta de chancado. Los resultados técnicos también fueron evaluados en un contexto económico lo que se relaciona convenientemente con la hipótesis de esta memoria de titulación.

Los casos de aumentos de tonelajes presentados anteriormente, han mostrado los principales factores a tomar en cuenta para el aumento de tonelaje en MAP. Estos han sido tener una evaluación de la producción, un análisis de las detenciones en la planta de chancado, ya sean programadas y no programadas. Estas detenciones pueden ser graficadas para analizar las que son críticas mediante gráficos de Pareto. Además, es posible asociar los equipos críticos por fallas o sobrecargas. Estos análisis nos brindan pautas a seguir para el aumento de tonelaje en plantas de chancado. También, oportunidades de mejora son identificadas con el propósito de implementar planes de acción adecuados. Finalmente, la evaluación técnica y económica del aumento de tonelaje es indispensable para realizar un diagnóstico de la operación de la planta.

A continuación, en el capítulo 3 se presentará la metodología experimental realizada en MAP para el estudio del aumento de tonelaje.

CAPÍTULO 3. METODOLOGÍA EXPERIMENTAL

La metodología de trabajo se centra en abordar los objetivos de esta memoria con el propósito de eventualmente corroborar o refutar la hipótesis propuesta en el capítulo 1. En la **Figura 3.1** se presenta el cronograma cronológico que se realizó.

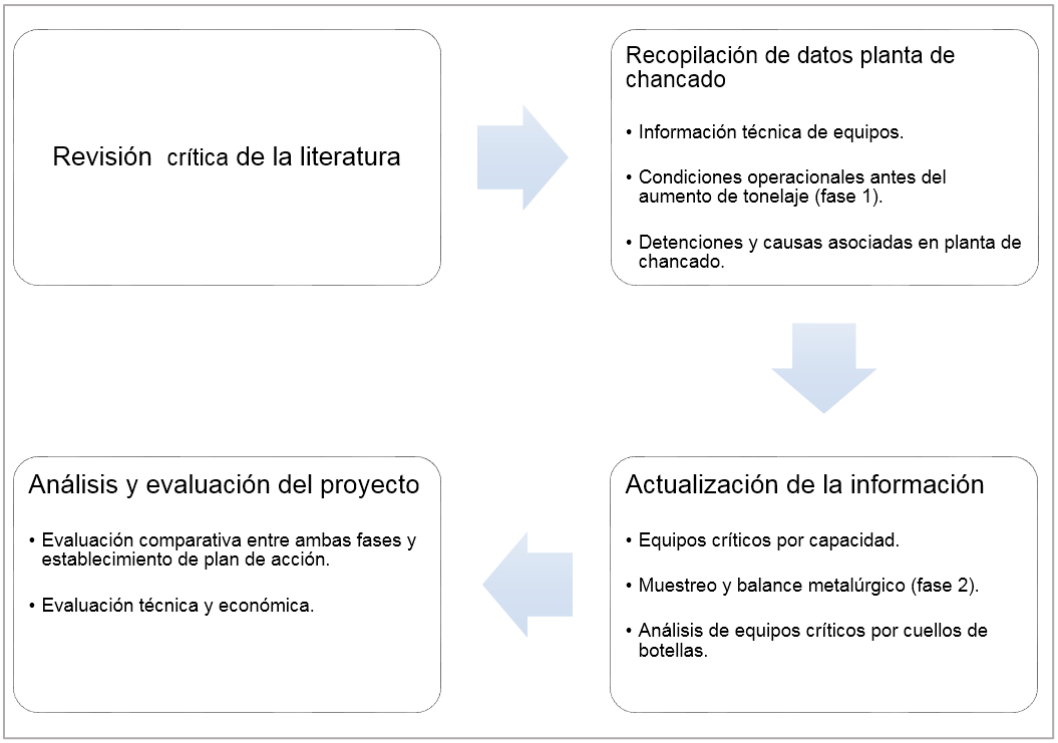


Figura 3.1. Diagrama de actividades.

El diagrama de actividades consistió de las siguientes etapas:

1) Revisión crítica de la literatura.

2) Recopilación de datos en la planta de chancado antes del aumento del tonelaje.

3) Actualización de la información- tonelaje procesado actualmente.

4) Análisis y evaluación del proyecto.

El objetivo de la etapa 2 fue obtener una pre-evaluación de la planta de chancado. Esto permitió establecer una línea base referencial, para así cuantificar el impacto del aumento de tonelaje en el desempeño del proceso (hipótesis planteada).

En la etapa 2 los datos técnicos de equipos son obtenidos de información de los proveedores, y las condiciones de operación antes del aumento de tonelaje se obtuvieron del último balance de masas generado en febrero del 2015. La reconciliación másica también permitió estimar el desempeño del proceso en base a las características del mineral. Esta fase se denominó fase 1, i.e., antes del aumento de tonelaje (rendimiento promedio de 200 TPH).

En base a la revisión de la información histórica de la operación de MAP, se identificaron las detenciones de la planta (ver **Tabla 3.1**) que fueron debidamente programadas de las que ocurrieron inesperadamente (detenciones no programadas). De estas últimas también se identificó las principales causas que las generaron (e.g., falta de mineral, Inchancables, atollos, reparaciones y fallas).

Tabla 3.1. Desglose de detenciones en planta de chancado.

Detenciones programadas	Detenciones no programadas
-Horarios de Colaciones	-Problemas de falta de mineral
-Mantenciones programadas	-Inchancables
-Ajustes de setting, chequeos y limpiezas	-Atollos por sobrecargas y compactación
-Reparaciones preventivas	-Reparaciones inesperadas
-Otros	-fallas en equipos
	-Otros

Este análisis también reveló que algunas causas de las detenciones no programadas eran más habituales en algunos equipos, los que se consideraron críticos para la operación continua del proceso. Por ejemplo, se observó que el chancador terciario N°2 sufría de atollos por sobrecargas. En otras palabras, se

realizaron diagramas de Pareto para identificar los equipos críticos con potencial de generar cuellos de botellas.

La toma de los datos se analizó desde el último año de la fase 1 (enero 2015 a noviembre 2015) hasta comienzos del aumento de tonelaje (fase 2) correspondiente a diciembre 2015 hasta febrero 2016 (rendimiento promedio de 225 TPH). Detalles de la información se encuentran en el **Anexo 7.5.**

Con el propósito de solucionar los cuellos de botellas, el análisis anterior permite identificar estrategias que aumentan la disponibilidad de la planta (i.e., oportunidades para llevar a cabo el plan de acción).

También, se obtuvieron parámetros de producción (i.e., Tonelajes) de la planta durante las fases 1 y 2 con sus porcentajes de utilizaciones correspondientes, y las modificaciones que se realizaron en el transcurso de una fase a otra. Esta información ayudó a estimar el rango potencial del aumento de tonelaje.

En la etapa 3 de la metodología experimental, se actualizó la información del desempeño metalúrgico en la planta de chancado, realizando un muestreo en terreno a las correas transportadoras (8 en total). El tamaño de cada muestra utilizada se presenta en la **Tabla 3.2**.

Tabla 3.2. Metros de correa muestreada.

Correa a muestrear	Masa aprox. [kg]	Largo de correa a muestrear [m]
1	64,0	2
2	37,1	1
3	37,8	1
4	28,4	1
5	27,8	1
6	30,8	1
7 A	27,1	1
7	27,9	1

Debido a la configuración de la planta, no fue posible obtener con el mismo método las muestras en los productos de cada equipo (chancadores y harneros). Sin embargo, se obtuvieron los productos de los equipos con un muestreo al azar, para estimar parámetros de cada equipo. La estimación de la distribución granulométrica del material dispuesto en la cancha de mineral donde se alimenta a la planta de chancado fue determinada mediante análisis de imágenes usando el software ImageJ (i.e., open source).

Con los datos del muestreo se realizó un balance metalúrgico usando una planilla Excel. Este balance describe el proceso de reducción de tamaño de la fase 2 (i.e., aumento de tonelaje a 225 TPH), el cual se contrastó con los resultados obtenidos para el balance metalúrgico de la fase 1 (i.e., tonelaje de 200 TPH).

La empresa Minera Altos de Punitaqui (MAP) disponía de una amplia caracterización de la dureza del mineral para ambas fases 1 y 2. Para la fase 1 la dureza del mineral procesado era de [21 kWh/t], mientras que en la fase 2 la dureza del blending procesado era de [17 kWh/t]. Se concluyó de los resultados obtenidos que la disminución de la dureza impacta significativamente en la evaluación del aumento de tonelaje de la fase 1 a la fase 2.

Con los datos del balance metalúrgico de la fase 2, se actualizó la información de equipos críticos por capacidad, analizando cuales pueden ser afectados con el aumento de tonelaje. Este análisis se realizó con la información del balance de masas en la fase 2 y la información de capacidad de los equipos por catálogo para los chancadores y correas transportadoras. Para los harneros se usó el método de cálculo de Allis Chalmers que consiste en obtener el área de utilización requerida en función del tonelaje procesado (ver **anexos 7.2**). Notar que esta actualización está basada en una mezcla de mineral optimizada que permite tratar un mayor volumen.

En la etapa 4 y con las condiciones actuales de operación, se determinó un diagnóstico de la planta, con consumos energéticos, razones de reducción de equipos de chancado, eficiencias de equipos de clasificación, utilización de los equipos, disponibilidad de la planta, horas de mantenciones y tasas de desgaste.

Esta información permitió establecer los principales parámetros metalúrgicos con que se encontraba trabajando la planta de chancado. En base a esto, fue posible contrastar con los datos antes del aumento de tonelaje y determinar los focos que pueden ser modificados en búsqueda de corroborar o refutar la hipótesis propuesta.

A partir de la situación actual en que se encuentra la planta de chancado, se realizó un análisis para un tonelaje óptimo a procesar de 250 TPH. Se identificaron equipos críticos por capacidad y problemas a generar en la planta de chancado (i.e., viabilidad técnica del proyecto). Notar que la determinación de la viabilidad técnica del proyecto es primordial para corroborar o refutar la hipótesis de esta memoria.

Usando la viabilidad técnica del proyecto antes mencionada, se buscó las mejores opciones para solucionar los problemas y poder alcanzar un tonelaje óptimo en la planta de chancado (i.e., plan de acción). Éste plan de acción fue evaluado junto a la superintendencia de operaciones en Minera Altos de Punitaqui. El punto mencionado anteriormente cumple con uno de los objetivos de esta memoria, y da pie para validar o refutar la hipótesis planteada.

Finalmente se realizó la viabilidad económica del proyecto viendo los costos por tonelaje procesado y las propuestas de mejoras para solucionar los problemas. Con los resultados obtenidos es posible validar o refutar la hipótesis y cumplir con los objetivos propuestos en el capítulo 1. Éstos serán resueltos en el capítulo siguiente.

CAPÍTULO 4. RESULTADOS

4.1 Revisión técnica de equipos involucrados en planta de chancado MAP

4.1.1 Diagrama general planta de chancado

En la **Figura 4.1** se muestra el diagrama general de la planta de chancado, mientras que en la **Tabla 4.1** se enlistan los equipos involucrados en el proceso. Este diagrama permite dar el contexto en el que se realiza este proyecto.

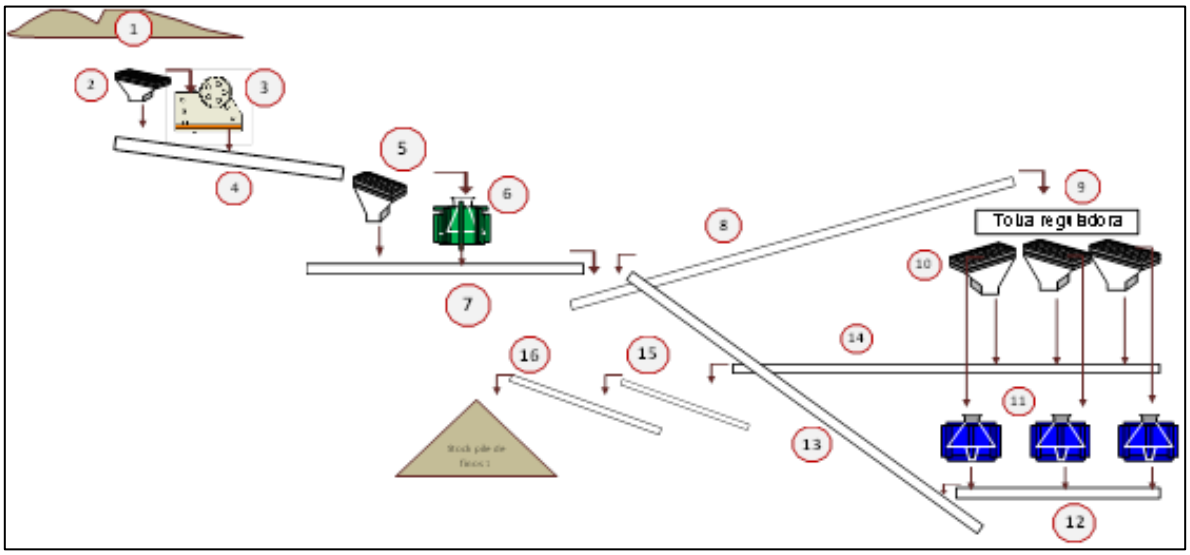


Figura 4.1. Diagrama general planta de chancado MAP.

Tabla 4.1. Descripción de equipos involucrados en planta de chancado MAP.

Nº	Descripción	Cantidad
1	Cancha de mineral	1
2	Grizzly alimentador	1
3	Chancador primario Norberd C-140	1
4	Correa Transportadora 1	1
5	Harnero vibratorio 2° 6' x 16'	1
6	Chancador secundario Trio 51 Standard	1
7	Correa Transportadora 2	1
8	Correa Transportadora 3	1
9	Tolva reguladora	1
10	Harneros vibratorios 3° 6' x 20'	3
11	Chancadores terciarios Trio 51 short head	3
12	Cintra transportadora 4	1
13	Correa transportadora 5	1
14	Correa transportadora 6	1
15	Correa transportadora 7 A	1
16	Correa transportadora 7B	1

El diagrama de chancado (**Figura 4.1**), es posible desglosarlo en tres sub-circuitos: Circuito primario, secundario y terciario.

- Circuito primario

El proceso comienza desde la cancha de mineral donde se alimenta con rocas de tamaños menores a 22 pulgadas a un equipo grizzly (i.e., alimentador vibratorio) con una abertura de 4 pulgadas que separa los flujos sobre tamaño y bajo tamaño. El flujo sobre tamaño es reducido en el chancador primario (chancador de mandíbulas), mientras que el flujo bajo tamaño pasa directamente hacia la correa 1. El producto del chancador primario es recibido en la correa n° 1 que continúa hacia el circuito secundario.

- Circuito secundario

La correa número 1 alimenta a un harnero secundario que separa con una abertura de 32 [mm]. El flujo sobre tamaño se procesa en el chancador de conos secundario, mientras que el flujo bajo tamaño es recibido en la correa n°2.

El producto del chancador secundario es unido en la correa n°2 junto al flujo bajo tamaño del harnero secundario para continuar hacia el circuito terciario de chancado.

- Circuito terciario

El circuito terciario es alimentado por la correa n°2 proveniente del circuito secundario y la carga circulante que retorna por la correa n° 5. Ambos flujos son juntados en la correa n°3 que alimenta a la tolva terciaria.

La tolva terciaria alimenta a los harneros terciarios (3 equipos) que separan con una abertura de 12 [mm]. El flujo sobre tamaño es enviado hacia los chancadores de cono terciarios, mientras que el flujo bajo tamaño pasa directamente hacia la correa 6 para ser llevado hacia las correas 7 y 7 A y depositarse como producto final con un P_{80} de 8,8 [mm]. El material depositado como producto de chancado continua hacia el proceso de molienda y flotación.

El producto de los chancadores terciarios (3 equipos) es enviado hacia la correa 4 y luego hacia la correa 5 para recircular al circuito terciario. La carga circulante es de un 97%.

A continuación se presentan los equipos principales de chancado con los parámetros que aportan para abordar la hipótesis.

4.1.2 Chancador primario

Con el objetivo de asimilar las limitaciones de diseño del chancador primario, se presentan sus características principales.

Chancador de mandíbulas modelo Nordberg C140, puede llegar a procesar 325 TPH con CSS de 110 mm [14].

Las mandíbulas fija y móvil son fabricadas de acero al manganeso, donde la fija presenta mayor tasa de desgaste [9]. Éstas presentan espesores iniciales de 3 1/2 pulgadas y deben ser cambiadas a espesores entre 1 y 1 1/2 pulgadas [11].

En la **Figura 4.2** se presenta los componentes del chancador de mandíbulas y su funcionamiento. En la figura se puede ver que la alimentación es procesada por las mandíbulas fija y móvil, las cuales son ajustadas para un Closed Side Setting (i.e., CSS).

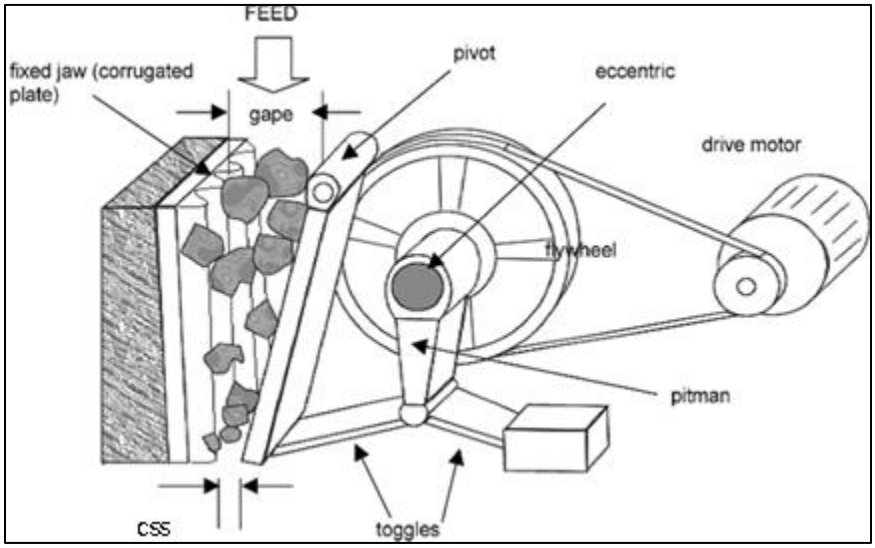


Figura 4.2. Esquema de chancador de mandíbulas. Fuente: [15].

En la **Tabla 4.2** se encuentra los factores de operación para el modelo señalado. Se puede analizar que el porcentaje de utilización antes del aumento de tonelaje para la planta Minera Altos de Punitaqui es de un 43%. Notar que al aumentar el tonelaje, para el mismo CSS de trabajo el porcentaje de utilización del equipo también aumenta. Para abordar la hipótesis se debe verificar que el equipo sea capaz de procesar el tonelaje deseado sin inconvenientes.

Tabla 4.2. Factores operacionales Chancador Nordberg C140 antes del aumento de tonelaje.

Parámetros/Aplicaciones	MAP 2015
CSS [mm]	110
Tonelaje [TPH]	141
F_{80} [mm]	267
P_{80} [mm]	112
Work índex [$\frac{\mathbf{kWh}}{\mathbf{ton}}$]	20,9
capacidad diseño [TPH]	325
% utilización	43%

4.1.3 Chancadores secundario y terciarios.

Se verifican las características de los chancadores secundario y terciarios con el propósito de establecer los límites de sus capacidades y operación.

Los chancadores secundarios y terciarios son de cono modelos trio 51 estándar y trio 51 short head respectivamente.

En la **Figura 4.3** se muestra los componentes principales del chancador de conos y su funcionamiento. En la figura la parte cóncava y el manto forman juntos la geometría de la cámara del chancador. El manto es fijado al eje principal y gira con velocidad constante excéntricamente, mientras que la zona cóncava es fijada al marco del chancador. Las propiedades como distribución de tamaños de los productos que salen del chancador son resultado entre la interacción del material y el equipo [16].

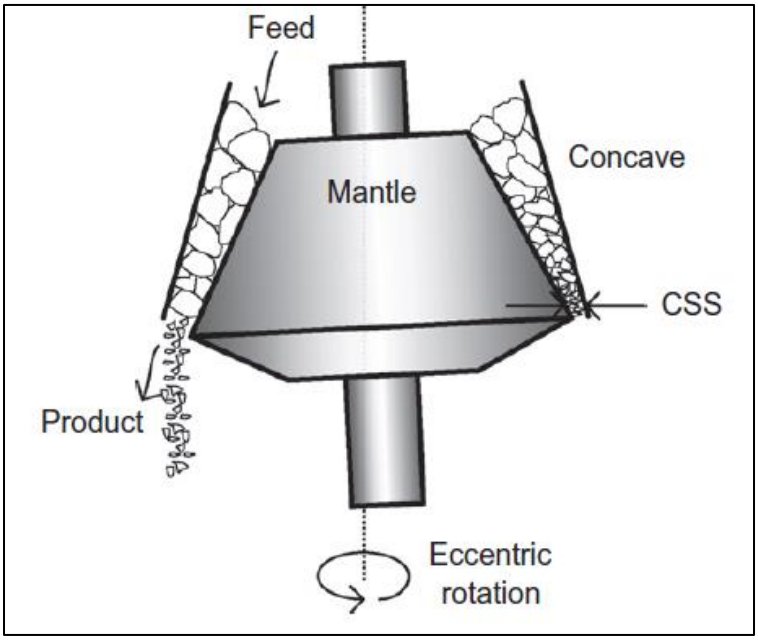


Figura 4.3. Esquema de funcionamiento chancador de cono. Fuente: [16].

Las condiciones de operación en la planta de chancado de MAP antes del aumento de tonelaje para estos modelos se encuentran en las **Tablas 4.3.** y **4.4.** Para el chancador secundario (**Tabla 4.3**), con un CSS de 25 mm entrega un producto con P_{80} de 36 mm. Sin embargo, por especificación del proveedor, para tal CSS el P_{80} es de 32 mm, levemente inferior a la operación [17]. Los datos del equipo pueden ser consultados en el **Anexo 7.1**.

Tabla 4.3. Condiciones de operación Chancador secundario de cono Trío 51 Estándar MAP, 2015 (antes del aumento de tonelaje).

Aplicaciones	F_{80} [mm]	P_{80} [mm]	P_{80} proveedor [mm]	CSS [mm]	TPH procesado	TPH diseño	% utilización
MAP	121	36	32	25	159	218	73%

Para los chancadores terciarios (**Tabla 4.4.)** ocurre la misma situación. Con un CSS de 10 mm el P_{80} del producto es de 14,7 mm, pero con la información

suministrada por el proveedor [17] el P_{80} alcanza valores de 12 mm. Los datos pueden ser corroborados en **Anexo 7.1**.

Tabla 4.4. Condiciones de operación Chancadores terciarios de cono Trío 51 short head MAP, 2015 (antes del aumento de tonelaje).

Aplicaciones	F_{80} [mm]	P_{80} [mm]	P_{80} proveedor [mm]	CSS [mm]	TPH procesado	TPH diseño	% utilización
MAP	34,8	14,7	12	10	65	105	62%

De ambos casos se analiza que la información dada por el proveedor es acorde a lo especificado, manteniendo variaciones dentro de un rango aceptable. Entonces para el aumento de tonelaje es posible estimar la granulometría del producto de chancado y compararla con los datos del muestreo metalúrgico.

4.1.4 Equipos de clasificación

Para el proceso de chancado en MAP, la separación es dada por un equipo grizzly[3] en la alimentación al chancador primario, un harnero modelo TRIO en el chancador secundario de 6x16 pies y 3 harneros modelo TRIO para los chancadores terciarios de 6x20 pies. En la **Tabla 4.5** se muestran los equipos de clasificación y sus características, mientras que los parámetros operacionales antes del aumento de tonelaje se encuentran en la **Tabla 4.6**. Para los tres harneros terciarios sólo se observan los datos de forma global.

Con el aumento de tonelaje, se debe verificar que la operación de estos no sea afectada drásticamente, ya que influiría en el proceso general de chancado [13].

[3] Grizzly: Alimentador vibratorio con distintos tamaños de abertura utilizados como clasificadores principalmente para chancadores primarios.

Tabla 4.5. Equipos de clasificación y características. Fuente: [18, 19].

Características/ Equipo	Grizzly	Harnero secundario	Harneros terciarios
Modelo	TRIO 52" X 20'	TIO 616-2	TIO 620-2
Número de deck	-	2	2
Abertura deck superior [mm]	110	75x100	20x60
Abertura deck inferior [mm]	-	32x60	14x14 50% 12.5x12.5 50%
Max. Tamaño material [mm]	914	200	200
Potencia [kW]	30	15	18.5
RPM	500-800	860	860
Capacidad máx. [t/h]	300-500	-	-

Tabla 4.6. Parámetros operacionales en equipos de clasificación, MAP 2015 (antes del aumento de tonelaje).

	Alimentación TPH	Oversize TPH	Undersize TPH	% Utilización
Grizzly	193	141	52	67
Harnero 2°	193	154	39	61
Harneros 3°	127	62,7	64,3	77

Entre los principales factores operacionales que afectan al proceso de harneado se encuentran la tasa de alimentación, naturaleza del material y distribución de tamaños, fracción del área libre de la malla, la humedad y presencia de arcillas que provocan aglomeración de partículas y bloqueos de las aberturas, entre otras [1]. La tasa de alimentación al harnero es una de las variables más significativas en el rendimiento del equipo, y su funcionamiento debe ser medido en base a la eficiencia de clasificación para que se tenga un proceso óptimo [4],[20].

Para obtener el porcentaje de utilización del área del harnero, se usó el método de Allis Chalmers (parámetros en **Anexo 7.2**) que consiste en el cálculo de área requerida para un tonelaje específico [21, 22]. Para el aumento de tonelaje, se ha

medido la utilización de estos equipos con el objetivo de ver la viabilidad técnica del aumento de tonelaje (hipótesis planteada).

4.1.5 Correas transportadoras

Con el objetivo de ver las capacidades de las correas transportadoras, se presenta las características de estas antes del aumento de tonelaje en la **Tabla 4.7**. Notar que al aumentar el tonelaje, la potencia de trabajo incrementará por lo que estas deben ser capaces de transportar el mineral sin inconvenientes con la potencia ya instalada.

Tabla 4.7. Correas transportadoras instaladas en Minera Altos de Punitaqui.

Ítem	Modelo	Dimensiones largo x ancho [metros]	Potencia instalada [kW]	Velocidad [m/min]
Correa 1	chhm-30-6175-13	61,42- 1,19	22	127,6
Correa 2	chhm-25-6170-15	30,04-1,19	18,5	93,7
Correa 3	chhm-30-6115-21	63,20-1,19	37	151,8
Correa 4	chhm-20-6170-15	36,00-0,91	22	125,2
Correa 5	chhm-30-6115-15	80,40-0,91	22	125,8
Correa 6	R87 DRS 18054	28,06-0,91	22	124,6
Correa 7 A	-	40,38-0,91	22	119,0
Correa 7	DX180 L4	52,00-0,91	22	128,0

Al aumentar el tonelaje la potencia con que ejerce el movimiento debe poseer un factor no superior al 70-80% de utilización como máximo, manteniendo las mismas condiciones de operación (velocidad, ancho y largo de la banda). Además, debido a una mayor carga, existirá un mayor roce pudiendo provocar mayores tasas de desgaste [23].

4.1.6 Otros equipos de chancado

- La tolva primaria posee una parrilla de 23 pulgadas que es alimentada por un cargador frontal en la cancha número 1, donde se recibe el mineral a procesar. Su función es dividir las colpas (i.e., rocas) con mayor tamaño a la máxima alimentación de los equipos como chancador de mandíbulas y grizzly. Para el aumento de tonelaje la alimentación debe seguir bajo 23 pulgadas.

- La tolva terciaria (reguladora) es utilizada para dividir y regular el flujo proveniente de la correa número 3, para así alimentar a los tres harneros terciarios. Esta tolva ha presentado dificultades en su diseño debido a que su distribución de tonelajes y granulometría no es homogénea. Para el aumento de tonelaje se deben encontrar las consecuencias que puede traer en la segregación y cómo impacta esto en la viabilidad técnica del proyecto (hipótesis planteada).

En la **Figura 4.4** se presentan ambas tolvas, a la izquierda la tolva reguladora terciaria alimenta a los harneros terciarios, mientras que a la derecha la tolva primaria alimenta al equipo grizzly.

Figura 4.4 A la izquierda: Tolva reguladora - Derecha: Tolva primaria.

4.2 Plan de producción en planta de chancado MAP

El objetivo de conocer el plan de producción de la planta de chancado es interpretar los principales parámetros y como han sido afectados con el aumento de tonelaje para contextualizar este estudio.

El análisis realizado se ha dividido en dos fases de tiempo:

- La fase 1 contempla desde el año 2015 procesando en promedio 3000 TPD de mineral proveniente desde la mina Cinabrio con un Work índex de 20,9 kWh/t.
- La fase 2 comienza en diciembre de 2015 donde se ha dado inicio al plan de aumento de tonelaje, procesando minerales propios y maquila (i.e., mineral proveniente de terceros).

Se espera por la gerencia de operaciones, que a futuro sólo se procesará el mineral propio, principalmente desde las minas Cinabrio y Los Mantos con un blending (i.e., mezcla) de 2:1 para obtener un óptimo desempeño de la planta concentradora.

En la **Figura 4.5** se muestra el plan de producción para la planta de chancado durante el año 2015 y comienzos del año 2016. Se observan las toneladas mensuales en el tiempo y la media aritmética durante las fases 1 y 2 (i.e., antes y durante el aumento de tonelaje respectivamente). La fase 1 con 92366 toneladas mensuales, y la fase 2 donde se comienza el aumento de tonelaje hasta llegar al tonelaje óptimo con 112695 toneladas mensuales. También se grafica con línea segmentada el intervalo de confianza de 95% de confianza para ambos períodos de tiempo.

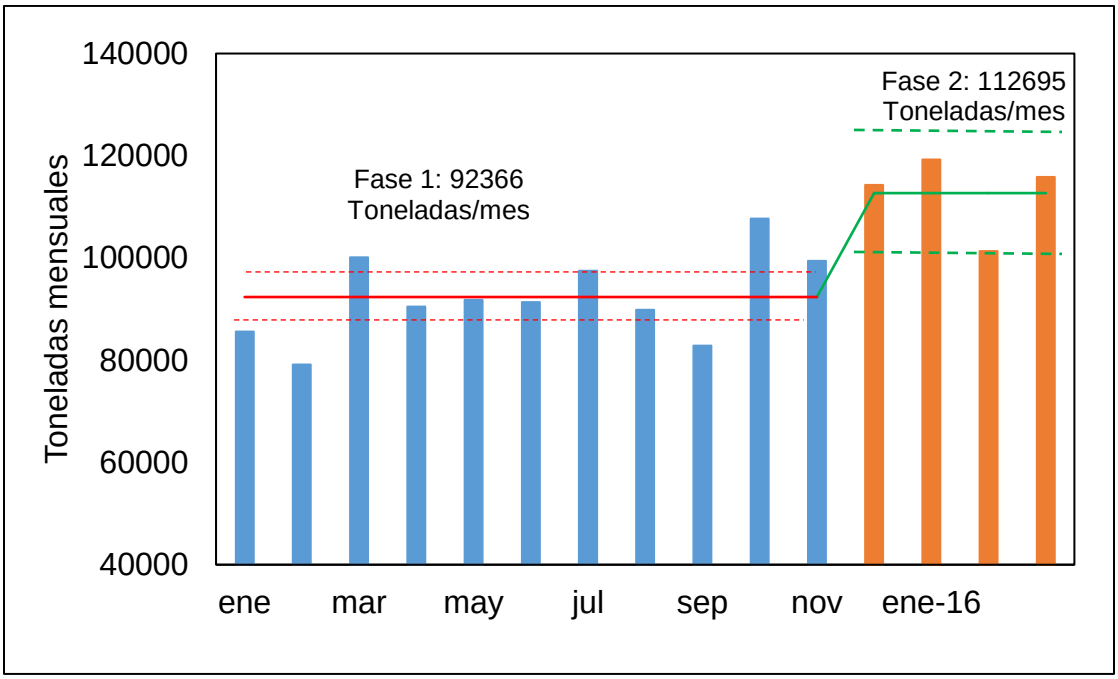


Figura 4.5. Producción mensual desde fase 1 a fase 2.

Del gráfico anterior se puede analizar que el aumento de tonelaje ha comenzado desde diciembre del 2015 (fase 2). Durante todo el período estudiado se ha encontrado variaciones de tonelajes por mes dando como media para la fase 1 y 2 92366 toneladas y 112695 toneladas respectivamente. Estos datos fueron evaluados estadísticamente obteniendo el rango de certeza con un 95% de probabilidad. En la fase 1, las toneladas mensuales se encuentran en un rango de 86776 a 97957 con un 95% de certeza. Para la fase 2, el rango de confianza de 95% se encuentra entre 100220 a 125170 toneladas mensuales. Como es posible apreciar, ambos rangos de toneladas mensuales presentan diferencias significativas entre las fases 1 y 2 (i.e., antes y durante el aumento de tonelaje).

Para el aumento de tonelaje en la fase 2 se han considerado cambios (e.g., mayor supervisión de mantenciones programadas, disminución en la dureza del mineral, cambio de chancador secundario) que han aumentado la confiabilidad operacional de los equipos y por ende han aumentado la disponibilidad operacional de la planta (i.e., horas operativas de la planta sobre el total de horas disponibles en

que puede operar la planta de chancado). Esto se debe principalmente a las nuevas propiedades del mineral procesado (blending) y a un nuevo puesto de supervisor en terreno que coordina las mantenciones programadas.

También se cuenta con el cambio del chancador secundario Trio TC 51 estándar, que para un tonelaje de 200 TPH (fase 1), se encontraba con una utilización de 73%. Al aumentar a 225 TPH (fase 2), el equipo llegaría a valores de 82% considerando las mismas condiciones de operación, y para un tonelaje de 250 TPH (rendimiento a procesar), el equipo podría llegar a 91%. Además, presentaba constantes problemas por atollos y sobrecargas. El equipo nuevo es el chancador secundario Trío TC 66 estándar de mayor capacidad. (Datos del equipo en **Anexo 7.1**).

En la **Tabla 4.8** se resumen los principales índices de productividad de la planta de chancado. Se destaca que la disponibilidad promedio para la fase 1 es de 62%, mientras que en la fase 2 alcanza valores de 71% promedio. Es decir, se han aumentado positivamente las horas de operación de la planta. También se ha mostrado que el rendimiento en toneladas por hora también ha aumentado (i.e., fase 1: 205 TPH; fase 2: 223 TPH), lo que indica una mayor cantidad de mineral procesado por unidad de tiempo. Los datos pueden ser corroborados en **Anexo 7.3**.

Tabla 4.8. Índices de productividad entre fases 1 y 2.

Fases	% disponibilidad promedio	Rendimiento [TPH] promedio	Rendimiento [TPD] promedio	Toneladas mensuales promedio
Fase 1	62	205	3040	92366
Fase 2	71	223	3793	112695

Con el proyecto de optimización se espera mantener o aumentar la disponibilidad de la planta, y aumentar el rendimiento hasta 250 TPH llegando así a 4200-4500

TPD. Notar que este estudio se centra en la viabilidad técnica y económica de tal mejora considerando las posibles consecuencias.

4.3 Análisis de detenciones y equipos críticos durante fases 1 y 2.

El propósito de esta sección es encontrar los principales problemas que provocan las detenciones en la planta de chancado durante las fases 1 y 2 para estudiar como varían con el aumento de tonelaje. También se encuentran los equipos que se asocian a las fallas inesperadas y se registran como críticos para la operación buscando la posible causa asociada. Este análisis es fundamental para ver el comportamiento del aumento de tonelaje y estudiar si es viable técnicamente manteniendo las mismas condiciones de infraestructura (i.e., hipótesis propuesta).

- Fase I: Febrero a diciembre 2015

Durante el año 2015, hubo un 62% de disponibilidad de la planta promedio.

En la **Figura 4.6** se grafican los tiempos de cada detención durante la fase 1. Se puede observar en la **Figura 4.6** que el 80% de las horas de detenciones se asocian principalmente a 4 factores: mantenciones programadas, reparaciones, fallas inesperadas y horarios de colaciones. El 20% restante de las horas de detenciones son chequeos, atollos, problemas de mineral e inchancables.

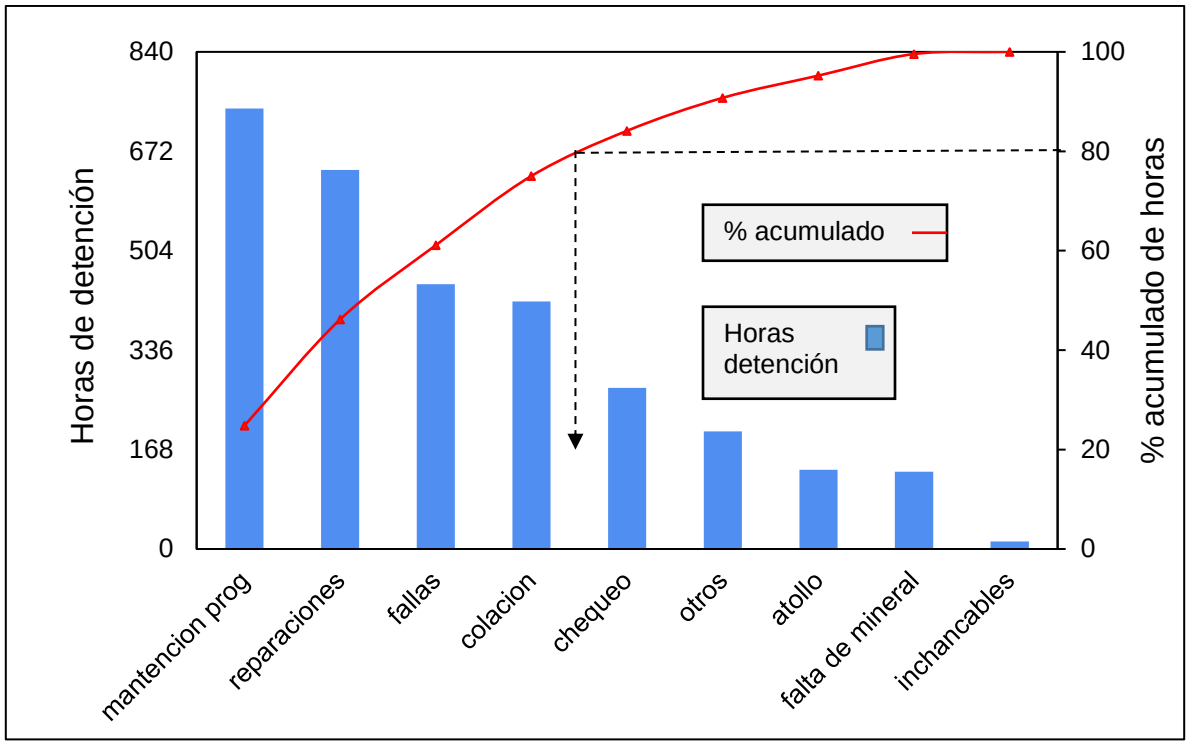


Figura 4.6. Gráfico de Pareto: causa asociada a detenciones en fase 1: febrero a noviembre 2015.

Se concluye de la **Figura 4.6** que las reparaciones ya sean por desperfectos o resguardos son recurrentes en la planta, al igual que las fallas inesperadas en los equipos. Las mantenciones programadas son la principal causa asociada a las detenciones. Los horarios de colación son una detención crítica para la operación. Notar que las mantenciones programadas y los horarios de colación corresponden a detenciones programadas, mientras que las fallas y reparaciones son detenciones no programadas.

Por otro lado, los problemas por falta de mineral, atollos, material inchancable son de menor grado y no representan un punto crítico. Estas detenciones son no programadas.

Para hacer factible el aumento de tonelaje se aborda disminuir los tiempos muertos, como los horarios de colación, y la frecuencia de fallas que se registran.

- Fase 2: Aumento de tonelaje.

A finales de diciembre se comienza con el proceso de aumento de tonelaje y la puesta en marcha del nuevo chancador secundario Trio TC 66. Para los meses de diciembre a febrero se registran las detenciones de la planta de chancado y se grafican en la **Figura 4.7**.

En la **Figura 4.7** se observan las horas totales de detención para cada una de estas. El 80% del total de las horas de detenciones están asociadas a colaciones, mantenciones programadas, reparaciones, chequeos, y atollos. El 20% de las horas de detenciones restantes son las fallas inesperadas, falta de mineral, e inchancables.

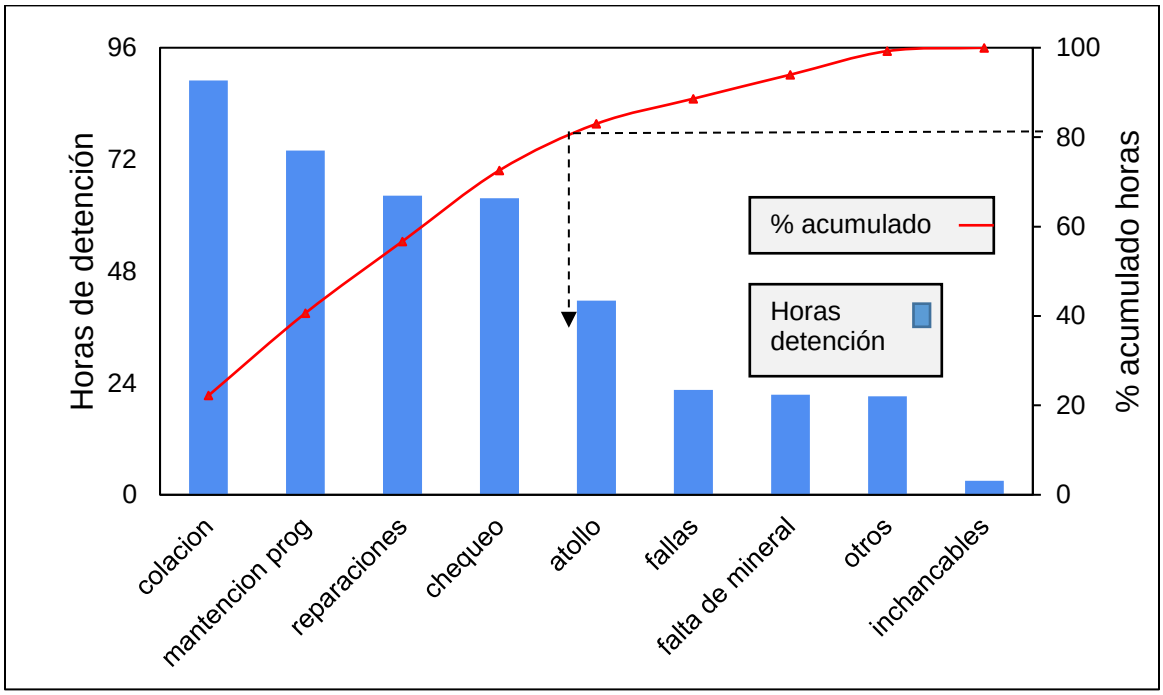


Figura 4.7. Gráfico de Pareto: causa asociada a detenciones en fase 2.

De la **Figura 4.7** se concluye que las detenciones críticas de la planta de chancado durante el aumento de tonelaje son: horario de colaciones, mantenciones programadas, reparaciones, chequeos y atollos por sobre carga.

En comparación a la fase 1, se verifica que las fallas inesperadas han sido reducidas considerablemente y ya no son un factor crítico. Sin embargo, debido al aumento de tonelaje, es que se ha exigido a equipos aumentando los atollos principalmente por sobrecargas.

El horario de colación sigue siendo una detención crítica y se espera sea reducida para aumentar la disponibilidad de la planta. La causa de la detención en este horario se debe a la falta de un operador que manipule el cargador frontal que alimenta al proceso de chancado.

En la **Figura 4.8** se grafica el porcentaje de las horas de detención en función de las causas que las provocan para ambos períodos de tiempo. Esto quiere decir, antes del aumento de tonelaje (fase 1) y aumentando el tonelaje (fase 2).

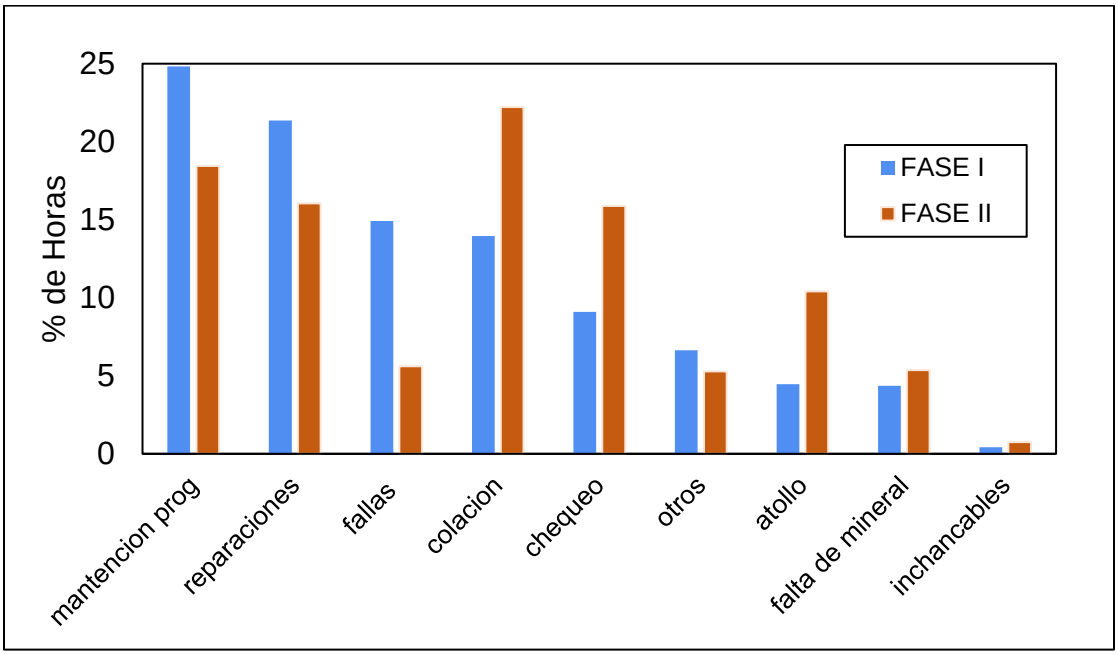


Figura 4.8. Gráfico comparativo de distribución de detenciones en % de horas por tipo de detención.

En la **Figura 4.8** se ve comparativamente la distribución de detenciones en ambos períodos de tiempo (fase 1 y fase 2). Se destaca una notoria disminución de fallas

inesperadas en los equipos atribuibles al blending de mineral procesado (i.e., material más blando) y mantenciones más frecuentes (regularizadas por el supervisor en terreno).

A continuación, se presentan los equipos involucrados a las detenciones no programadas en cada fase.

- Fase 1: Febrero a diciembre 2015

En la **Figura 4.9** se grafica la cantidad de fallas y el porcentaje acumulado que representan por cada equipo durante la fase 1 en la planta de chancado.

El 80% de las fallas están asociados a equipos del circuito primario, el chancador secundario, la correa 7 A y el harnero secundario.

El 20% de las fallas son provocadas por los demás equipos de la planta de chancado.

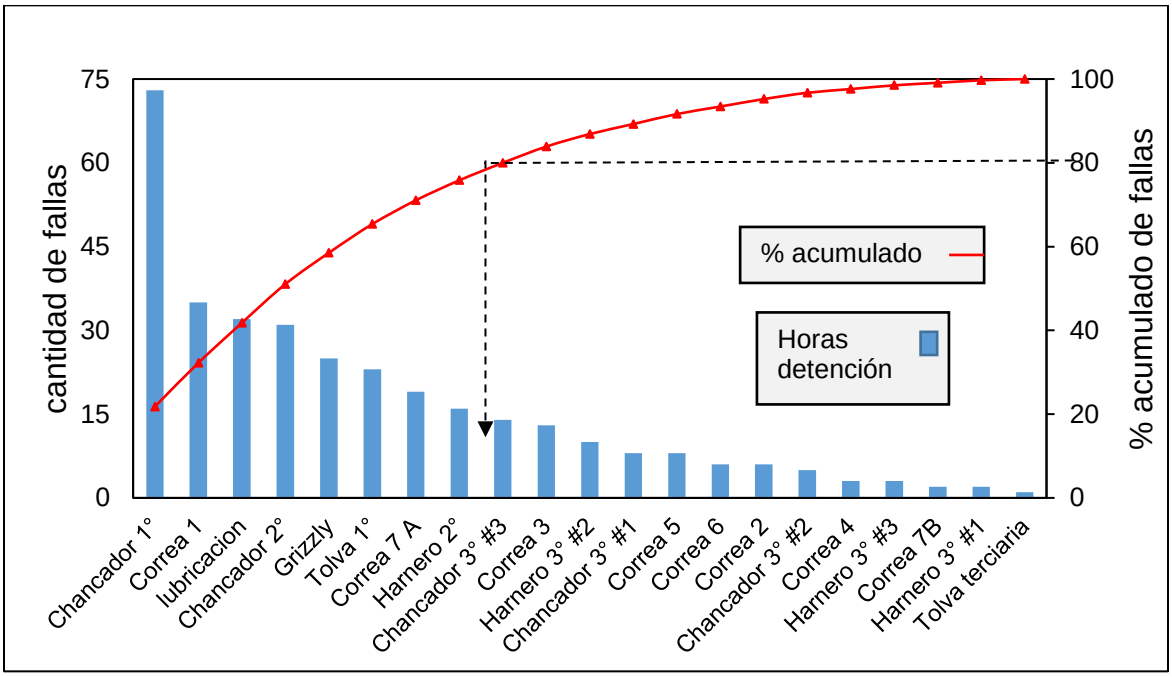


Figura 4.9. Gráfico de Pareto equipos críticos por cantidad de fallas en la fase 1.

Se puede analizar de la **Figura 4.9** que las fallas en los equipos del circuito primario (e.g., Chancador primario, grizzly, correa 1, tolva primaria) son elevadas. Estas son provocadas de forma aleatoria sin un patrón de seguimiento.

El chancador secundario (chancador Trío TC 51 estándar instalado en fase 1) tal como fue mencionado en puntos anteriores es cambiado para la fase 2. La información propuesta en la **Figura 4.9** respalda la modificación del equipo que además trabajaba en los límites de su capacidad máxima.

- Fase 2: Aumento de tonelaje.

Para la fase 2 luego del comienzo del aumento de tonelaje, se grafica en la **Figura 4.10** la cantidad de fallas y el porcentaje que representan por cada equipo (datos en **Anexo 7.5**).

El 80% de las fallas son encontrados en la tolva 1° del chancador, la correa n° 1, el chancador 3° N°2, chancador 2° (TC 66 nuevo), chancador primario, y la correa N°3.

El 20% de las fallas restantes están asociados a otros equipos del circuito de chancado.

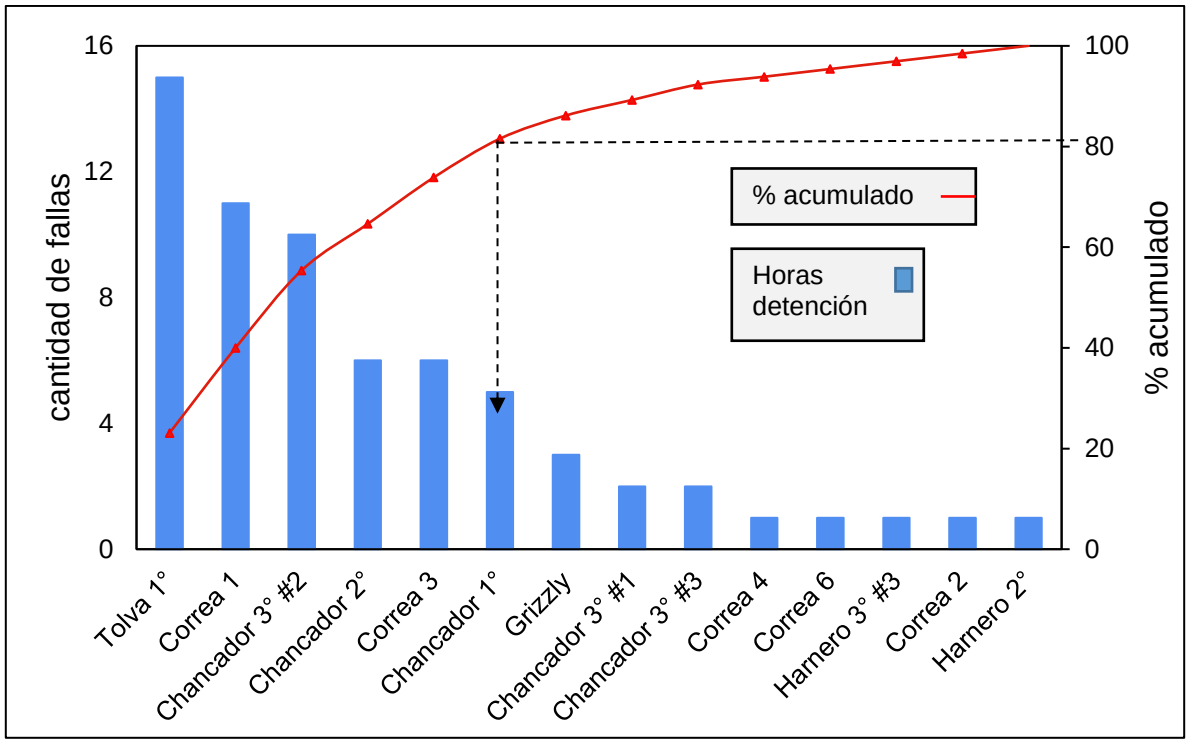


Figura 4.10. Gráfico de Pareto equipos críticos por cantidad de fallas en la fase II.

Con la **Figura 4.10** se analizan los equipos críticos para la operación de chancado durante el aumento de tonelaje (i.e., equipos asociados al 80% de las fallas).

Por parte del chancador secundario nuevo (Trío TC 66 estándar), se espera que al haber sido instalado recientemente, se encuentre en una etapa de rodaje o inestabilidad y se regule con el paso del tiempo [24].

Los equipos del circuito primario como tolva 1°, chancador primario y correa 1 presentan fallas debido a sucesos inesperados.

El chancador 3° N°2 es principalmente detenido por atollos y es debido a una inestabilidad en el tonelaje de alimentación por parte de la tolva terciaria como queda confirmado en la evaluación metalúrgica (análisis en la siguiente sección).

La correa 3 presenta fallas por sobrecargas, y es debido a un cambio en la inclinación de esta por una nueva configuración que se ha dado en el layout de la planta de chancado.

En resumen de este análisis, podemos concluir que entre ambas fases (antes y después del aumento de tonelaje), se ha incrementado la frecuencia de atollos por sobrecarga debido a mayores tonelajes procesados. Sin embargo, se ha disminuido las fallas de los equipos por un blending adecuado y mayor confiabilidad de los equipos.

Entre las horas de detención críticas en ambas fases se encuentra el horario de colación (detención programada) que puede ser disminuido aumentando aún más la disponibilidad de la planta.

Por otra parte, con el objetivo de abordar la hipótesis propuesta, en los siguientes puntos se verificará la capacidad de los equipos para minimizar los problemas por atollos como los provocados en las correas transportadoras. También se analizará la inestabilidad de la alimentación al circuito terciario que causa detenciones en el chancador terciario n° 2.

A continuación, se procede a analizar los parámetros metalúrgicos de la planta de chancado en la fase 2 que serán comparados con la fase 1. Estos datos son complementados con las conclusiones del análisis de detenciones críticas para estudiar la viabilidad técnica del proyecto.

4.4 Evaluación metalúrgica MAP con aumento de tonelaje (Fase 2)

La evaluación metalúrgica se realizó para la fase 2 con el fin de establecer los principales parámetros metalúrgicos y analizar las consecuencias del aumento de tonelaje con el nuevo mineral procesado.

El muestreo metalúrgico es realizado usando un blending de Cinabrio-Los Mantos en proporción 2:1. Al realizar el balance de masas, el flujo de alimentación fresca es de 227 TPH con un error de 1(%) respecto al tonelaje del pesómetro in situ (225 TPH).

Los datos del muestreo en fase 1 y 2 pueden ser observados en **Anexos 7.6** y **Anexos 7.7**.

4.4.1 Granulometría de alimentación a planta de chancado

La granulometría del material de Cinabrio y Los Mantos es vista en la **Figura 4.11**. El F_{80} para el blending es 22 [pulgadas], Cinabrio 22,3 [pulgadas] y los Mantos es 11,6 [pulgadas].

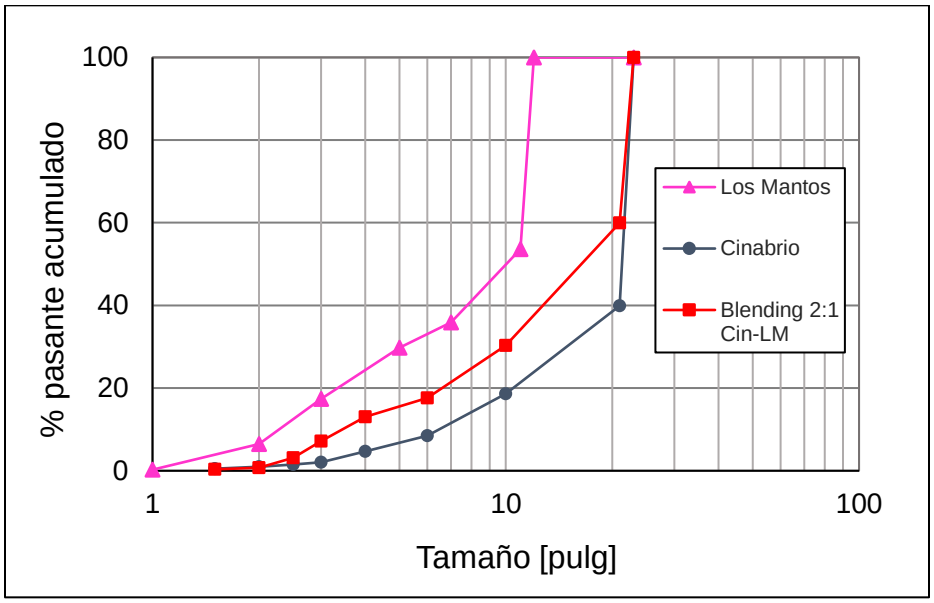


Figura 4.11. Gráfico granulometría de alimentación a la planta de chancado.

Se nota claramente que el mineral proveniente desde los Mantos (nuevo mineral por aumento de tonelaje) es mucho más fino que el mineral de Cinabrio, debido a la dureza de éste. El índice de trabajo (Work índex) del mineral Los Mantos es de 17 [kWh/t], mientras que para Cinabrio es de 21 [kWh/t]. Se modela una curva para el blending de alimentación entre ambos materiales.

En la **Figura 4.12** se muestra una de las imágenes utilizadas como ejemplo para el análisis granulométrico.

Figura 4.12. Imagen in situ de muestra para análisis granulométrico con referencia bola de 3 pulgadas. A la izquierda material de Cinabrio, a la derecha Los Mantos.

En la figura se nota una granulometría más gruesa para el mineral Cinabrio, y más fina para Los Mantos.

Se debe destacar con estos resultados, que las propiedades del mineral entre una fase y otra cambiaron (i.e., $W_i^{Fase_1}$> $W_i^{Fase_2}$). En la fase 1 sólo se procesaba Cinabrio, mientras que en la fase 2 se procesó un blending Cinabrio- Los Mantos en proporción 2:1. Por lo tanto, debido a que el mineral presentó una menor dureza en la fase 2, la confiabilidad operacional de los equipos fue mayor (i.e., reducción de fallas inesperadas de los equipos).

A continuación, se ven los parámetros metalúrgicos del circuito primario, secundario y terciario de chancado.

4.4.2 Circuito primario

El circuito primario consta desde la alimentación a la planta hasta la correa número 1 (**Figura 4.13**). El equipo grizzly con una abertura de 4 [pulg], presenta un d_{95} de 3,96 [pulg], mientras que el chancador primario, con un CSS de 4 ½ [pulgadas] posee una razón de reducción de 5,4 llegando a un P_{80} de 4 [pulgadas]. En la correa 1, el porcentaje de finos bajo 8,8 mm (i.e., material bajo el tamaño del producto final en el circuito de chancado) es de 28%.

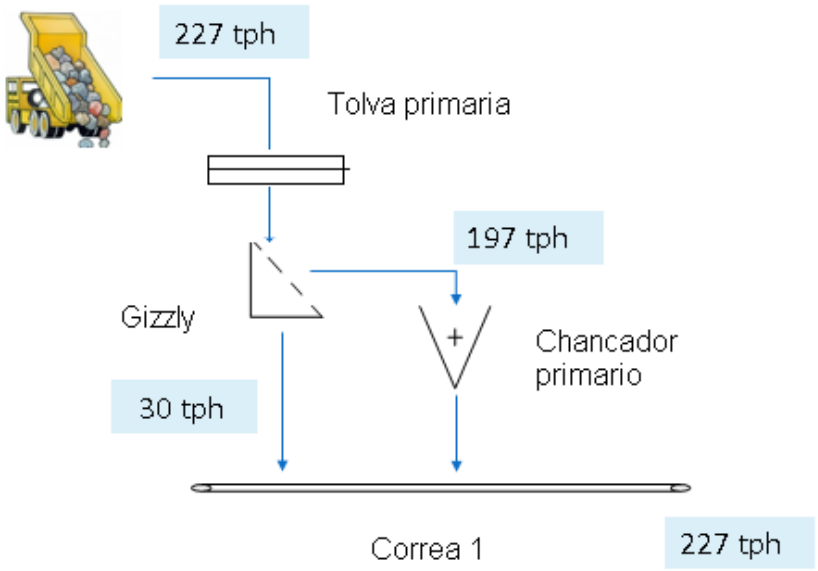


Figura 4.13.Tonelajes para circuito primario.

Se destaca de la **Figura 4.13** el porcentaje de finos (i.e., material con tamaño del producto final, es decir menor a 8,8 mm) que lleva la correa N° 1. En la fase 1 los finos en esta correa alcanzaban el 15%, mientras que con el aumento de tonelaje (fase 2) llegan al 28% (Datos en **Anexos 7.6** y **7.7**). Los resultados son afectados por las nuevas propiedades de dureza del mineral, indicando que este es chancado con mayor facilidad en comparación a antes de aumentar el tonelaje.

Por otro lado, el aumento de tonelaje no ha afectado el desempeño de los equipos y se encuentran dentro de las limitaciones de sus capacidades en el circuito primario.

4.4.3 Circuito secundario

El circuito secundario consta desde la correa número 1 hasta la correa número 2 (**Figura 4.14**). El harnero secundario presenta un d_{95} de 29 [mm] con una eficiencia de 73%. El chancador secundario nuevo TC 66 estándar, con un CSS de 28 mm posee una razón de reducción de 1,7 con un F_{80} de 82 [mm] llegando a un P_{80} de 49 [mm]. Estos datos están alejados de los resultados esperados experimentalmente para este chancador. De acuerdo a la información proporcionada por el proveedor de este equipo, se espera un producto de chancado más fino en el rango de 32 mm para el P_{80} (**Anexo 7.1**). Se cree que este resultado se produjo a consecuencia del sesgo asociado a la toma de la muestra (notar que los resultados presentados corresponden a la mejor estimación de tamaño dentro de las limitaciones experimentales).

En la correa 2, el porcentaje de finos bajo 8,8 mm alcanza valores de 41%.

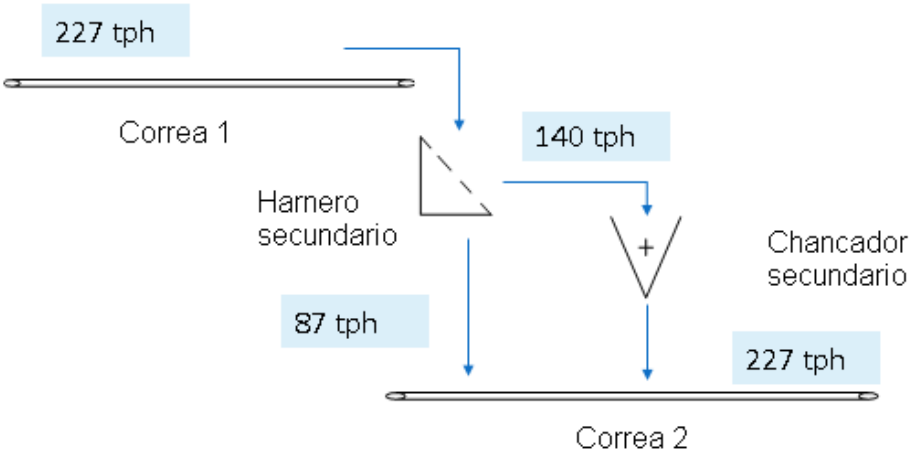


Figura 4.14.Tonelajes para circuito secundario.

Al igual que en el circuito primario, el aumento de tonelaje no ha afectado drásticamente a las capacidades de los equipos. Sin embargo, el porcentaje de finos como producto final en la correa 2, ha aumentado de 24% hasta un 41%. Este valor puede presentar una oportunidad de mejora en la planta de chancado si es posible enviar directamente los finos hacia el stockpile final sin pasar por el circuito terciario. La oportunidad señalada debe ser estudiada y queda fuera de los márgenes de esta memoria de titulación.

4.4.4 Circuito terciario

En el circuito terciario, el mineral proveniente desde la correa 2 es unido con la carga circulante de la correa 5 en la correa 3 que alimenta a la tolva reguladora 3° (**Figura 4.15**). La carga circulante equivale a un 99% respecto de la alimentación. En la correa 3 alcanza un 49% de finos bajo 8,8 mm.

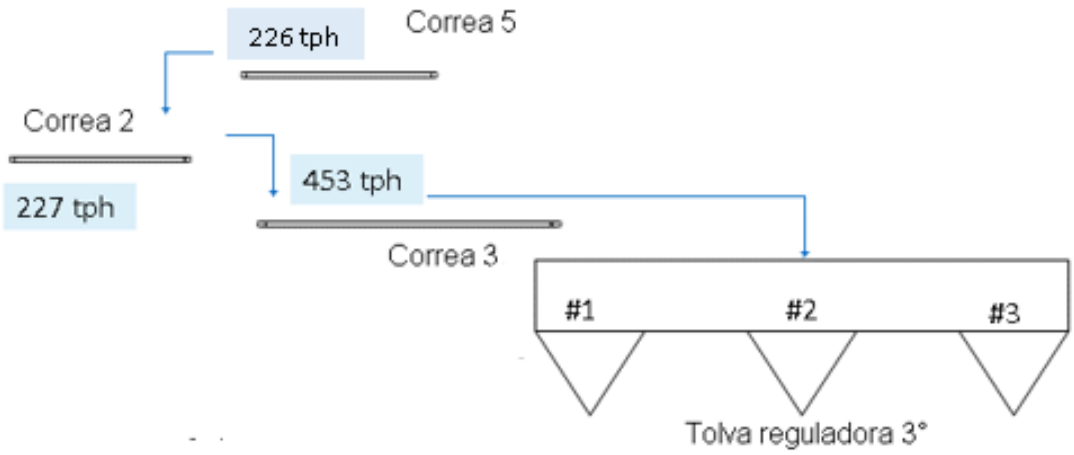


Figura 4.15. Tonelajes en la entrada al circuito terciario.

La tolva terciaria alimenta a los tres harneros terciarios. Como nomenclatura se consideran los harneros terciarios 1, 2 y 3 de izquierda a derecha. Ésta tolva, ha presentado problemas debido a la forma estructural que posee, provocando segregaciones de mineral y una alimentación no uniforme a los harneros terciarios.

En la **Figura 4.16** se presenta la granulometría de alimentación a los harneros terciarios 1, 2 y 3. Se puede notar que las curvas granulométricas no son semejantes entre sí, lo que corrobora los problemas de segregación de la tolva terciaria. Además, se grafica la curva granulométrica de alimentación al circuito terciario sin segregación. Idealmente, las granulometrías de alimentación a la zona terciaria deben ser similar a la curva graficada sin segregación. Los P_{80} de la alimentación a los harneros terciarios N°1, N°2 y N°3 son respectivamente 24200 µm, 12500 µm y 40900 µm. También el P_{80} de la curva sin segregación es de 20500 µm.

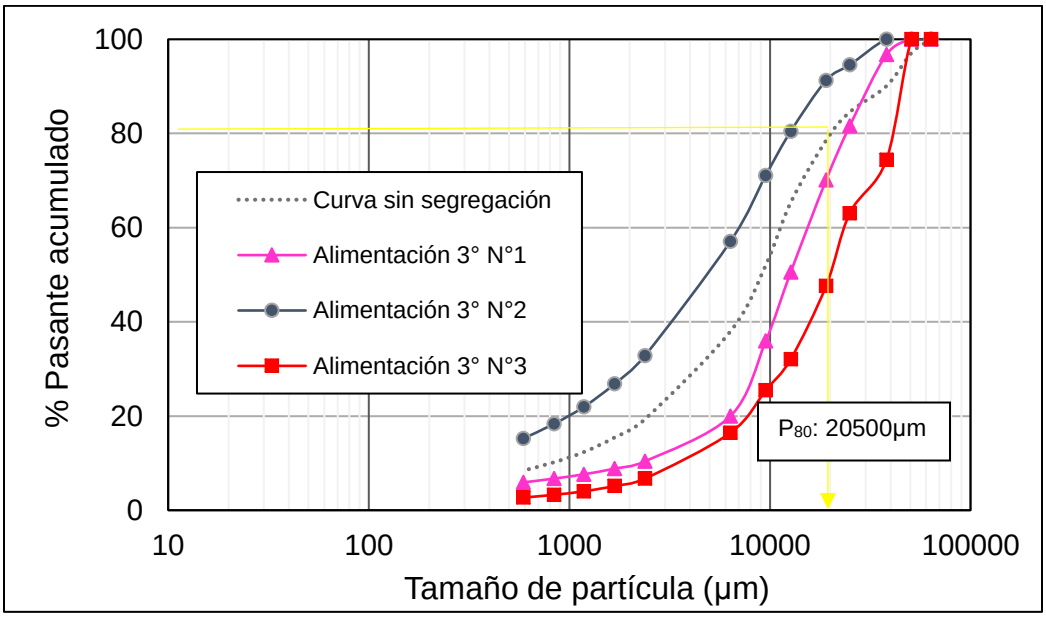


Figura 4.16. Granulometría de alimentación al circuito terciario.

Se puede concluir de la **Figura 4.16** que la segregación de mineral provoca que el material fino pase principalmente por el harnero terciario N° 2, mientras que el material más grueso se distribuye entre los harneros terciarios N°1 y N°3. Este déficit también provoca que los tonelajes no sean uniformes. Por lo tanto, los equipos del circuito terciario en la zona N° 2 (i.e., alimentador terciario N°2, harnero terciario N°2, chancador terciario N°2) presentan mayores problemas con el aumento de tonelaje tal como fue descrito en el análisis de equipos críticos.

En la **Figura 4.17**, se observa los tonelajes de alimentación hacia los harneros terciarios. El flujo bajo tamaño es enviado como producto final por las correas transportadoras, mientras que el sobre tamaño pasa directamente hacia los chancadores terciarios.

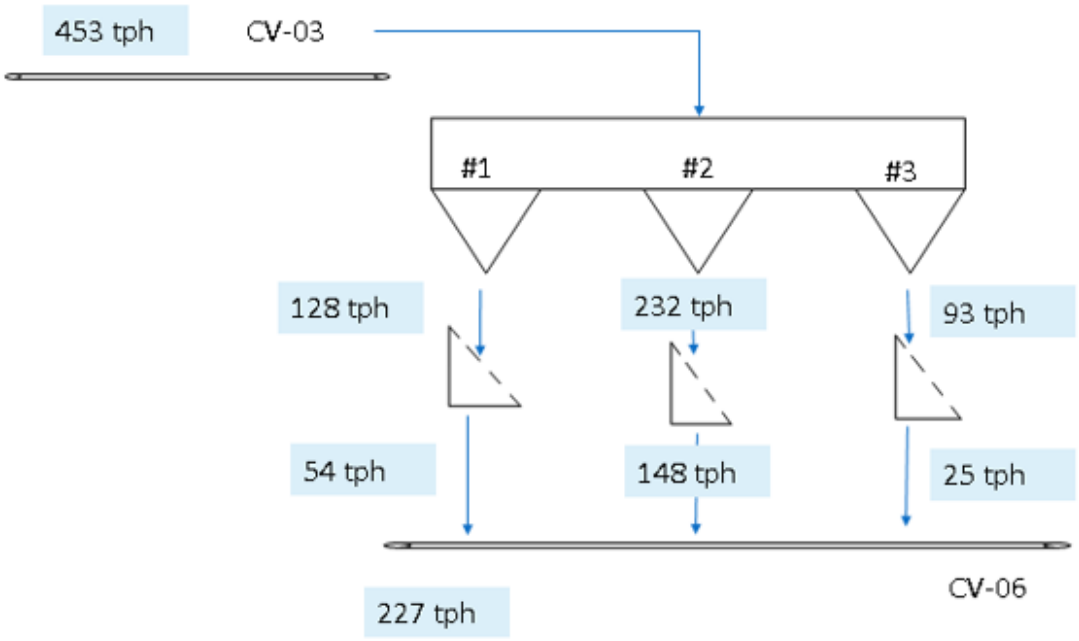


Figura 4.17. Producto bajo tamaño de harneros hacia correa 6 y luego a stock pile final.

De la **Figura 4.17** se puede ver que el harnero terciario N°2 procesa una mayor cantidad de tonelaje con granulometría fina. El tamaño de corte de los harneros

terciarios es un d_{95} de 12,2 mm, con una eficiencia global de 80% y producto final 80% bajo 8,8 mm.

Notar que para la viabilidad técnica del aumento de tonelaje es esencial que se minimicen las consecuencias que puedan impedir el desempeño óptimo de la planta de chancado. En este caso, la segregación de mineral en la tolva terciaria al aumentar el tonelaje afecta fuertemente en los equipos provocando atollos por sobrecarga y una sobre exigencia en su operación.

El material rechazado por los harneros terciarios (sobre tamaño) es llevado hacia los chancadores terciarios, que envían el producto hacia la correa 4 y 5 para ser transportado como carga circulante (**Figura 4.18**).

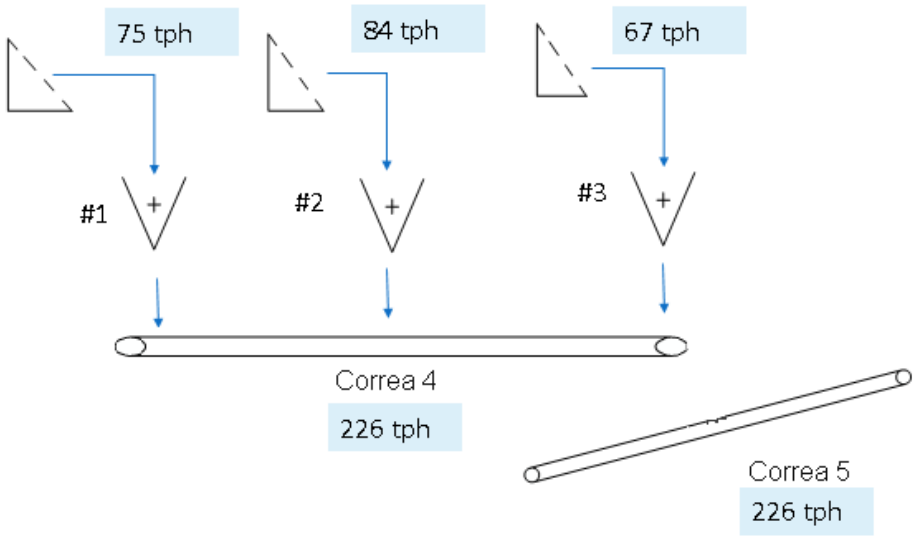


Figura 4.18.Circuito terciario, material sobre tamaño y carga circulante.

En la **Figura 4.18** se nota un mayor tonelaje procesado por el chancador terciario N°2. Este factor puede producir sobrecargas en el equipo debido a que su capacidad máxima es 105 TPH para el CSS con que opera. Notar que la segregación no es uniforme en el tiempo, por lo que podría impactar sobre su

capacidad máxima. Sin embargo, la segregación de mineral influye en menor grado a estos equipos en comparación a la alimentación hacia los harneros terciarios.

Los parámetros metalúrgicos para cada chancador terciario son mostrados en la **Tabla 4.9**. El porcentaje bajo 8,8 mm (producto final) en la carga circulante es de 57%.

Tabla 4.9. Parámetros metalúrgicos chancadores terciarios.

Parámetros	Chancador 3° N°1	Chancador 3° N°2	Chancador 3° N°3
CSS [mm]	10	10	10
F_{80} [mm]	31,1	21,2	43,6
P_{80} [mm]	11,2	14,8	16,1
Razón de reducción [-]	2,7	1,4	2,7

De la **Tabla 4.9**, es posible observar que el chancador terciario N°2 es el cual presenta la menor razón de reducción. Esto se debe principalmente al fenómeno de segregación el cual captura la fracción más fina de la alimentación (F_{80} de 21,2 mm) en comparación a los otros dos chancadores terciarios. Al mismo tiempo, el chancador terciario N° 2 presenta la mayor cantidad de tonelaje procesado. Este análisis valida los problemas de atollos por sobrecargas que fueron identificados en el análisis de equipos críticos.

Como resumen de la evaluación metalúrgica, en la **Tabla 4.10** se comparan los parámetros para ambas fases. La evaluación metalúrgica muestra un aumento de 200 a 225 TPH el rendimiento de la planta y se ha mantenido constante el producto final en 8,8 [mm] (P_{80}). La carga circulante también a variando levemente de 97 a 99%. Los datos en la fase 1 se encuentran disponibles en **Anexo 7.6.**

Tabla 4.10. Comparación de parámetros metalúrgicos para fases 1 y 2.

Parámetros	Fase 1	Fase 2
Tonelaje [TPH]	200	225
Carga Circulante (%)	97	99
Producto final P_{80} [mm]	8,8	8,8

Como cambios apreciables, se analiza una importante presencia de finos en las correas transportadoras 1 y 2, donde en la correa 1, aumentó de 15% a 28% el material bajo 8,8 mm. En la correa 2 se incrementó de un 24% a un 41%. En ambos casos, casi el doble de aumento, que ofrecen una importante oportunidad de mejora en el circuito. La correa 3 aumentó el porcentaje de finos bajo 8,8 mm de 40% a 49%, mientras que en la carga circulante, el porcentaje de finos se mantiene casi constante de 55 a 57%. Los datos del muestreo metalúrgico en la fase 1 se encuentran disponibles en **Anexo 7.6**. Es importante analizar respecto a la hipótesis de esta memoria de título, que las propiedades del mineral han sido afectadas positivamente para la operación, por lo que las consecuencias del aumento de tonelaje han sido minimizadas.

En torno a las razones de reducción de los equipos, se mantienen aproximadamente constantes. En el circuito terciario no es posible comparar por cada equipo, ya que en los datos de la fase 1, sólo es considerado de forma global.

La eficiencia global de los harneros terciarios se ha reducido de un 96% a un 80%, y esto es provocado por el aumento de tonelaje y la mala distribución de la tolva terciaria que exige mayoritariamente al harnero terciario N° 2. Una de las variables más influyentes en el rendimiento de los harneros es la tasa de alimentación al harnero ya que provoca una menor área efectiva del equipo [5].

El principal resultado que arroja esta evaluación metalúrgica es la segregación de la tolva terciaria, que impide un desempeño óptimo de la planta de chancado con el aumento de tonelaje. Ante la hipótesis propuesta de esta memoria, la viabilidad técnica del aumento de tonelaje manteniendo la misma infraestructura es inviable.

Para solucionar los problemas de segregación se propone un cambio en el diseño en la tolva terciaria para así procesar el mayor tonelaje.

A continuación, se presentan los parámetros operacionales para la fase 2, tanto las capacidades de los equipos en base a su diseño, como las tasas de desgastes y consumos energéticos de la planta de chancado.

4.5 Parámetros operacionales en planta de chancado fase 2

4.5.1 Capacidades de equipos por diseño

Usando el balance actual y la información de los equipos principales, se procede a ver la utilización de éstos. Esta información es necesaria para ver las limitaciones de los equipos en el nuevo escenario del aumento de tonelaje.

En la **Tabla 4.11** se entregan los porcentajes de utilización para los chancadores con un tonelaje de 225 TPH. Se puede observar que el chancador terciario N°2 presenta la mayor utilización con un 80% respecto a su capacidad nominal.

Tabla 4.11. Porcentaje de utilización chancadores con tonelaje de 225 TPH (fase 2).

Chancadores	Tonelaje procesado TPH	Utilización (%)
Primario Nordberg C140	197	61
Secundario TC66 estándar	140	44
Terciario N°1 TC 51 Short Head	75	71
Terciario N°2 TC 51 Short Head	84	80
Terciario N°3 TC 51 Short Head	68	65

Para los chancadores (**Tabla 4.11**), los equipos se encuentran dentro de un rango de utilización aceptable, salvo el chancador terciario N°2 (chancador del circuito terciario posicionado al medio de los tres chancadores), que para un CSS de 10

mm posee un tonelaje máximo de 105 TPH. Esta alta utilización se debe a la segregación de mineral producida en la tolva terciaria, que genera una alimentación no uniforme hacia los equipos del circuito terciario. La zona de la tolva terciaria queda con especial cuidado, para posteriores análisis que puedan afectar con el aumento de tonelaje.

Las áreas efectivas de los equipos de clasificación son analizadas en la **Tabla 4.12**. Se debe hacer énfasis en que, con el aumento de tonelaje se disminuye el área efectiva de los equipos, disminuyendo su eficiencia. En este caso de aumento de tonelaje, el rendimiento en toneladas por hora, no ha sido incrementado drásticamente, sino más bien, se ha reducido eficientemente los tiempos muertos, por lo que es esperable que para un rendimiento levemente mayor (250 toneladas por hora), las eficiencias de clasificación estén dentro de los mismos márgenes descritos [4, 11].

Tabla 4.12. Porcentajes de utilización en equipos de clasificación para un tonelaje de 225 TPH.

Equipos	Utilización (%)
Grizzly	76
Harnero secundario	71
Harnero terciario N°1	77
Harnero terciario N°2	72
Harnero terciario N°3	52

De la **Tabla 4.12** se concluye que los equipos de clasificación poseen utilizaciones aceptables para el proceso, y podría abarcar un mayor rendimiento procesado sin disminuir drásticamente su eficiencia.

Las correas transportadoras pueden ser observadas en la **Tabla 4.13**. Éstas se encuentran en un rango estable de utilización de su potencia. Se debe tener atención en la correa 3 y 5 que presenta la mayor utilización.

Tabla 4.13. Porcentajes de utilización en correas transportadoras para un tonelaje de 225 TPH.

Correas	Tonelaje TPH	kW calculados	kW instalados	% utilización
1	225	10,5	22	51%
2	225	4,49	18,5	46%
3	450	17,63	37	73%
4	225	5,24	22	43%
5	225	11,81	22	62%
6	225	4,17	22	42%
7ª	225	5,76	22	26%
7	225	7,72	22	50%

De la **Tabla 4.13**, tanto la correa 3 y 5 deben ser evaluadas si pueden aceptar un mayor rendimiento (e.g., 250 TPH) que mejore la producción de la planta de chancado.

A continuación, se presentan los desgastes y consumos energéticos en la planta de chancado. Esta información es necesaria para cuantificar el impacto del aumento de tonelaje y estudiar la viabilidad técnica y económica.

4.5.2 Desgastes y consumos energéticos fase 2

Los resultados presentados tienen como objetivo cuantificar el impacto del aumento de tonelaje y estudiar la viabilidad técnica y económica para un rendimiento óptimo de la planta de chancado.

Para los chancadores, los períodos de cambio de piezas por desgaste no han variado sustancialmente entre las fases 1 y 2, principalmente porque hay una compensación entre el aumento de tonelaje y la disminución de la dureza del mineral.

Para el chancador primario, la muela fija se desgasta más que la móvil. Antes de realizar el cambio de muelas, éstas se invierten dejando la zona superior en la

parte inferior. Las tasas de desgaste para el chancador primario se muestran en la **Tabla 4.14**.

Tabla 4.14. Períodos de desgaste en chancador primario Nordberg C140 en fase 1 y 2.

Componentes chancador 1°	Invierte	Cambio
Muela fija	15 días	30 días
Muela móvil	30 días	60 días

Para los chancadores secundario y terciarios, el cambio del revestimiento del manto es realizado a distintos tiempos. Para los chancadores terciarios, el desgaste es más rápido, debido a que trabajan a un CSS menor y por lo tanto ejercen un esfuerzo compresivo mayor en sus corazas [9]. En la **Tabla 4.15** se indica el período de cambio de revestimientos de los chancadores de cono.

Tabla 4.15. Período de cambio de revestimientos del manto en chancadores de cono fases 1 y 2.

Chancadores	Cambio de revestimiento promedio
Chancador secundario	60 días
Chancador 3° N°1	45 días
Chancador 3° N°2	45 días
Chancador 3° N°3	45 días

Los módulos de harneros son cambiados cuando se rompen o se generan averías en ellos y normalmente se revisan cada una semana durante las mantenciones programadas. Es complicado cuantificar una tasa de cambio para estos, ya que varía cada semana y es fuertemente afectado a eventos particulares. Sin embargo, se cuenta con el consumo promedio en dólares desde agosto 2015 a marzo 2016. Entre la fase 1 y la fase 2 se nota un aumento en el promedio de estos.

Tabla 4.16. Costos mensuales (USD$) en módulos para harneros secundarios y terciarios.

ítem	Fase 1	Fase 2
Módulos harneros (USD$)	4146	4521

Cabe destacar con todos estos resultados de desgastes para equipos principales, que los costos asociados por tonelada procesada han disminuido mejorando la productividad de la planta. Notar que se han aumentado levemente los desgastes, pero aumentado fuertemente el tonelaje procesado en toneladas por día.

A continuación, se presentan los consumos energéticos de la planta de chancado. En la **Figura 4.19** se observa el consumo energético durante los períodos de fase 1 y fase 2. En barras azules, se encuentra el período de fase 1 y en barras naranjas el período de fase 2. También se grafica la media aritmética para las fases 1 y 2 (línea horizontal del gráfico) y el rango de confianza de 95% de los datos analizados (línea segmentada del gráfico). Durante la fase 1 y 2 el consumo energético es de 206 [MWh] y 229 [MWh] promedio respectivamente. El análisis estadístico muestra que el rango de confianza de 95% para la fase 1 es de 197 a 216 [MWh]. En la fase 2 el rango de confianza de 95% es de 213 a 245 [MWh].

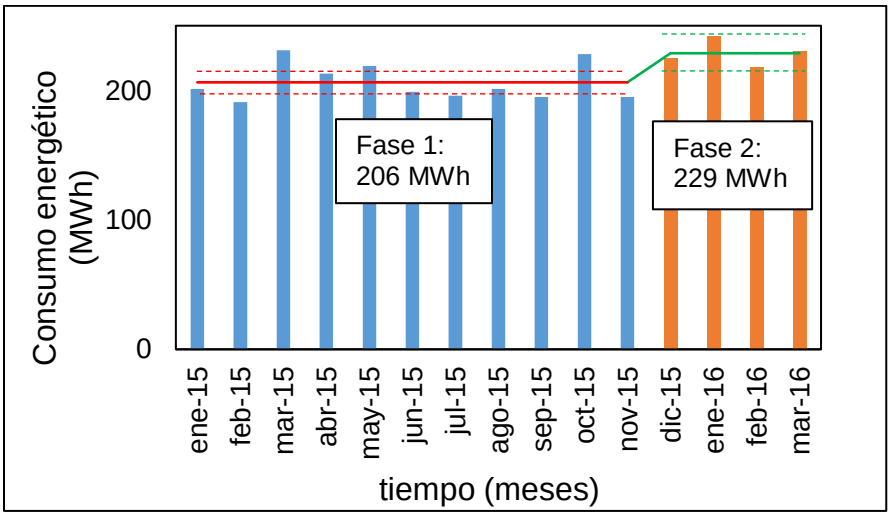


Figura 4.19. Gráfico de consumo energético en planta de chancado durante la fase 1 y 2.

Las tasas de consumo energético tienen una directa relación entre las características del mineral procesado y el aumento de tonelaje [6]. En la **Figura 4.19** se puede apreciar que el consumo energético en la planta de chancado ha aumentado levemente entre una fase a otra no encontrando diferencias significativas en el análisis estadístico de los datos. Esto se debe a la disminución de la dureza del mineral y aumento de tonelaje como se indicó en la sección **4.4.**

En la **Figura 4.20** se esquematiza la situación del consumo energético en la planta de chancado. Se puede observar que la disminución de la dureza del mineral y el aumento de tonelaje se compensan mostrando así un leve aumento en el consumo de energía mensual. Además, la energía ocupada para liberar al mineral en la planta de chancado se encuentra dentro de un rango de 75% a 85% de la energía total de la planta de chancado. La energía restante es usada en el transporte de mineral y clasificación.

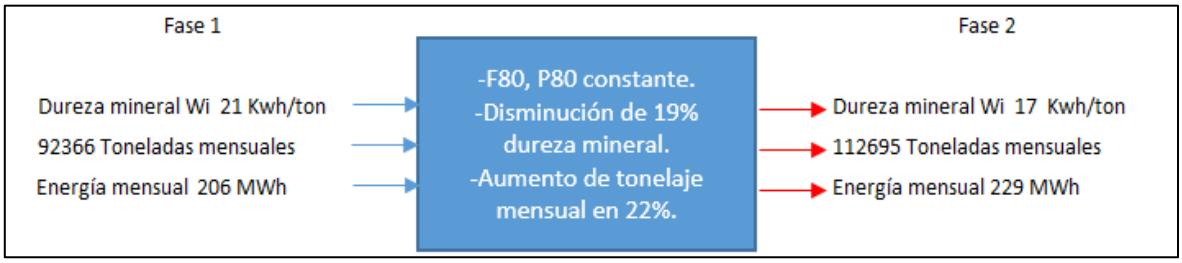


Figura 4.20. Esquematización de consumo energético durante las fases 1 y 2 (i.e., antes y después del aumento de tonelaje).

Realizando una revisión general de la planta de chancado MAP, se ha visto un aumento en los costos totales de energía e insumos en la planta de chancado. Sin embargo, los costos por mineral tratado han sido disminuidos entre ambas fases. En la **Tabla 4.17** se presentan los costos operacionales (USD$/t) por mineral procesado en la planta de chancado MAP. En la tabla se muestran los costos de energía, insumos por desgastes y los servicios asociados a mantenciones para las fases 1 y 2.

Tabla 4.17. Costos operacionales (USD$/t) para mineral procesado en planta de chancado MAP.

USD$/t mineral tratado mensual	Fase 1	Fase 2
energía	0,81	0,69
Insumos por desgastes	1,39	0,77
Servicios	0,82	0,62

La información planteada en la tabla anterior es fundamental para la evaluación económica del proyecto de aumento de tonelaje (i.e., Hipótesis planteada).

A continuación, se realiza la evaluación técnica del aumento de tonelaje que aborda la hipótesis planteada de esta memoria.

4.6 Evaluación técnica de la planta ante un aumento de tonelaje óptimo

El objetivo de este punto es realizar una evaluación técnica del proyecto de aumento de tonelaje en la planta de chancado. Éste aborda la hipótesis planteada.

La evaluación técnica considera todos los resultados presentados anteriormente en el capítulo. Se realiza para un rendimiento óptimo de la planta a procesar de 250 TPH, usando las mismas condiciones operacionales encontradas en la última evaluación metalúrgica (sección **4.4** y **4.5**), y la información recopilada de detenciones y equipos críticos (sección **4.3**).

La evaluación de los chancadores puede ser observado en la **Tabla 4.18**. Se puede distinguir el porcentaje de utilización de cada chancador en base al tonelaje procesado y el máximo recomendado por especificaciones del equipo. Por ejemplo, el chancador terciario N°2 posee la mayor utilización (92%).

Tabla 4.18. Porcentaje de utilización chancadores con tonelaje de 250 TPH.

Chancadores	Tonelaje procesado TPH	Utilización (%)
Primario Nordberg C140	217	67
Secundario TC66 estándar	154	49
Terciario N°1 TC 51 Short Head	78	74
Terciario N°2 TC 51 Short Head	97	92
Terciario N°3 TC 51 Short Head	75	71

De acuerdo a la Tabla **4.18**, los chancadores no tendrían una sobre exigencia mayor a la actual y se mantendrían dentro de los rangos normales respecto a su diseño. Sin embargo, el chancador terciario N°2, como se ha mencionado anteriormente, podría presentar problemas de atollos si la segregación del mineral continúa en la tolva terciaria.

La utilización de los harneros se presenta en la **Tabla 4.19**, donde se describe un resumen de los equipos de clasificación grizzly, harneros 1°,2° y 3°. Es posible observar que el menor porcentaje de utilización se encuentra en el harnero terciario N°3 (i.e., utilización 57%), que procesa el menor tonelaje debido al problema de segregación en la tolva terciaria. Cabe destacar, que el área de utilización es factor del tonelaje procesado (e.g., Harnero secundario 250 TPH), del porcentaje sobre tamaño en la alimentación (e.g., Harnero secundario 47,6%), entre otros (e.g., factor de forma, tamaño y forma de la malla, % de humedad).

Tabla 4.19. Porcentajes de utilización en equipos de clasificación para un tonelaje de 250 TPH.

Equipos	Tonelaje TPH	Utilización (%)
Grizzly	250	83
Harnero secundario	250	79
Harnero terciario N° 1	142	86
Harnero terciario N° 2	256	79
Harnero terciario N° 3	102	57

De la **Tabla 4.19** se concluye que la utilización de estos equipos no es un factor crítico y se podría aumentar el tonelaje sin afectar su eficiencia de operación.

Las capacidades de las potencias de cada correa transportadora se resumen en la **Tabla 4.20**. Se presenta los valores de potencia calculados e instalados para las correas transportadoras 1 hasta la 7. Se nota que los mayores porcentajes de utilización son atribuidos a las correas 3 y 5.

Tabla 4.20. Porcentajes de utilización en correas transportadoras para un tonelaje de 250 TPH.

Correas	Tonelaje TPH	kW calculados	kW instalados	% utilización
1	250	12,4	22	57
2	250	9,4	18,5	51
3	499	29,9	37	81
4	249	10,6	22	48
5	249	15,1	22	70
6	250	10,3	22	47
7A	250	4,4	22	20
7	250	12,2	22	55

Las correas 3 y 5 presentan utilizaciones cercanas al rango de seguridad (i.e., 70-80%). Históricamente se sabe que la correa N°3 ha presentado problemas por sobre carga debido a un cambio en el ángulo de inclinación de esta, lo que se analizó en la sección **4.3** en relación a las detenciones de los equipos en la fase 2.

Sin embargo, la modificación de la potencia del equipo representa una complejidad en la planta debido al impacto económico y técnico en base a la realidad actual de esta, por lo que se espera trabajar dentro del rango de utilización. Se estima que, para futuros aumentos de tonelajes en la planta de chancado, estos serán los cuellos de botellas y debe ser analizado durante su operación.

Por parte de la evaluación metalúrgica, al mantener el blending Cinabrio- Los Mantos, y utilizando las mismas distribuciones granulométricas (e.g., P_{80} correa 1 60 mm), se espera que los chancadores mantengan sus razones de reducción, mientras que la eficiencia en la clasificación de los harneros variaría levemente, ya que la utilización de los equipos no se modificó considerablemente para ver diferencias significativas.

El desgaste de los equipos y el consumo energético, se estima variará en forma proporcional al aumento de tonelaje considerando los datos de la sección **4.5.2.**

Tal como se ha descrito en esta memoria, la mayor parte de los equipos principales del circuito de chancado pueden procesar el tonelaje deseado (i.e., rendimiento de 250 TPH). Sin embargo, el chancador terciario N°2 se encuentra en un rango de 92% de utilización y dentro de los equipos críticos por detenciones no programadas. Este problema es generado por la segregación de la tolva terciaria. Por lo tanto, para la viabilidad técnica del proyecto se debe realizar una mejora en la tolva terciaria para mejorar el problema de segregación hacia el circuito terciario. Además, junto a esto, se alcanzarían un número menor de detenciones que mejorarían los tiempos de procesamiento (i.e., disponibilidad de la planta).

Usando los datos obtenidos en la sección **4.2**, se observa que la disponibilidad de la planta fue afectada fuertemente debido a dos factores: El cambio de las propiedades de mineral procesado y la disposición de un supervisor en terreno que controla las mantenciones programadas. Es esencial para la viabilidad técnica del aumento de tonelaje que la disponibilidad de la planta se mantenga en el mismo rango entre un 71 a 75%. Además, para obtener una mayor disponibilidad

a la requerida es posible tomar la oportunidad de disminuir los tiempos muertos en los horarios de colación descrito en la sección **4.3**. Con esto, se puede tener una holgura respecto al tonelaje deseado.

Evaluando la hipótesis propuesta, se considera inviable alcanzar el tonelaje deseado manteniendo las mismas condiciones de operación. Lo anterior se concluye debido a los altos problemas de segregación que se determinaron en la tolva terciaria. Es necesario mejorar los problemas de segregación de la tolva terciaria. Además, es posible alcanzar una mayor disponibilidad si se disminuyen los tiempos muertos, para así procesar un tonelaje y mantener una holgura respecto a las metas de producción.

En la siguiente sección se presenta el plan de acción detallado para aumentar el tonelaje en las condiciones de operación estándar de MAP con su respetiva evaluación económica.

4.7 Plan de acción y evaluación económica

El plan de acción para aumentar el rendimiento de la planta eficientemente es propuesto en base a todos los resultados encontrados en el capítulo anterior. Además, se adicionan todas las modificaciones que fueron necesarias para aumentar el tonelaje. Es decir, el cambio del chancador secundario N°2 y la incorporación de los costos por el cargo del supervisor en terreno (i.e., supervisor con el fin de optimizar mantenciones programadas aumentado la disponibilidad).

En la **Tabla 4.21** se plantean 4 ítems como plan de acción. Cada ítem describe la tarea a realizar, el objetivo de esta, y el costo asociado para llevar a cabo dicha tarea. Notar que el propósito del plan de acción es poder solucionar los problemas que se generarán a consecuencia del aumento de tonelaje para así poder alcanzar un desempeño óptimo de la planta de chancado con el nuevo régimen de operación.

Tabla 4.21. Plan de acción para aumento de tonelaje.

Ítem	Punto	Objetivo	Presupuesto USD$
1	**Cambio chancador secundario**	Aumentar tonelaje procesado.	$472.000
2	**Rediseño de tolva terciaria**	Disminuir la segregación de la tolva terciaria, con el objetivo de distribuir homogéneamente la carga a harneros y chancadores 3° manteniendo la eficiencia de clasificación y disminuyendo atollos por sobre carga en chancador terciario N°2.	$8.000
3	**supervisor en terreno en planta de chancado**	Mantener la confiabilidad operacional de equipos, supervisando mantenciones programadas y reparaciones preventivas. (aumento de disponibilidad de la planta)	1800 [$/mes]
4	**Disposición de operador en cargador frontal**	Disminuir los tiempos muertos por horario de colación aumentando disponibilidad de planta de chancado. (detención crítica vista en sección **4.3**).	1200 [$/mes]

La **Tabla 4.21** tiene el fin de ver los puntos que pueden mitigar los problemas y procesar el tonelaje deseado. Ésta fue realizada en base a todos los resultados del capítulo 4. Los valores asociados a cada ítem son abordados por un 10% de contingencia como factor de seguridad en la evaluación económica.

Con la disposición de un operador del cargador frontal (ítem N°4), se aumenta la disponibilidad de la planta en una hora promedio al día. Esto es posible porque se reducen los tiempos muertos generados en los horarios de colación debido a la falta de un operador en cuyo horario. Es decir, se puede alcanzar un 75% de disponibilidad. Las inversiones en el chancador secundario (cambio a principios de la fase 2) y tolva terciaria (cambio a realizar) permiten alcanzar rendimientos de 250 TPH. Con esto, es posible llegar a un rendimiento de 4500 TPD.

A partir del plan de acción para el aumento de tonelaje deseado presentado anteriormente, se realiza la evaluación económica de este.

En la **Tabla 4.22**, se presentan los indicadores claves de rendimiento (KPI's) para el proyecto de aumento de tonelaje. Esta tabla muestra los indicadores considerados, los valores de estos para las fases 1, comienzos de la fase 2 y el tonelaje deseado a alcanzar. Se observa que realizando el plan de acción es posible alcanzar un tonelaje de 4500 TPD.

Tabla 4.22. KPI's de aumento de tonelaje en planta de chancado MAP.

	Fase 1	**Comienzos Fase 2**	**Aumento deseado de tonelaje**
TPH	202	223	250
% disponibilidad	62%	71%	75%
TPD	3006	3800	4500
Toneladas mensuales	90173	113998	135000
Costos operacionales / mineral tratado [USD$/t]	3,0210	2,0841	2,1063

De la **Tabla 4.22** también se concluye que para el tonelaje deseado (i.e., 4500 TPD y 75% de disponibilidad), los costos operacionales se mantienen constante en relación a lo reportado a comienzos de la fase 2. Se observa una pequeña diferencia debido a la incorporación de la disposición del operador de cargador frontal y el supervisor en terreno. La información económica es relevante para la evaluación global del proyecto.

Para este estudio, no se ha considerado los costos por mano de obra, debido a los frecuentes cambios que se han realizado en la empresa y que generan ruido en el análisis.

Junto a los costos operacionales, son vistos los ingresos por venta de mineral procesado. Esta información nos ayuda a obtener el margen bruto del proyecto analizado. El precio por tonelada procesada se estimó con el modelo estándar de

SONAMI[4] (i.e., USD$8,45 por tonelada), considerando una recuperación de 80%. La ley de cabeza de cobre promedio se consideró de 1,3% durante ambas fases.

Usando esta información se proponen dos escenarios para evaluar el aspecto financiero del aumento de tonelaje. El primer escenario considera la situación particular observada en MAP durante el período de este estudio (i.e., escenario más favorable para el proyecto de aumento de tonelaje). El segundo escenario considera una situación más general en términos del riesgo asociado a esta iniciativa. A continuación, se presentan la evaluación económica para ambos escenarios descritos anteriormente.

En la **Tabla 4.23** se presenta la evaluación económica anual del aumento de tonelaje en MAP usando los costos por tonelada asociados a los primeros meses del aumento de tonelaje (i.e., primer escenario). En la tabla se muestran las estimaciones financieras para las situaciones estándar de MAP y con el aumento de tonelaje deseado. Se observa que la diferencia de margen bruto calculada ascendió a USD$4.366.197. Éste número resultó ser positivo, lo que es una clara indicación que el proyecto de aumento de tonelaje global tuvo un balance de ganancia para los ingresos de MAP. También, es posible observar que el aumento de tonelaje deseado correspondió a un 50%, sin embargo, los costos operacionales aumentaron solo en un 4%. Este escenario es el más favorable para el proyecto. Cuestionando la hipótesis propuesta, estos resultados nos indican que la evaluación económica del proyecto es favorable.

Tabla 4.23. Evaluación económica anual de aumento de tonelaje en MAP (escenario N°1).

	Fase 1 (3000 TPD)	**Proyecto (4500 TPD)**
Ingresos x venta USD$/año	9.143.522	13.689.000
(costos operacionales) USD$/año	(3.268.939)	(3.448.220)
margen bruto USD$/año	5.874.583	10.240.780
Diferencia margen bruto USD$/año	**4.366.197**	

[4] http://www.sonami.cl/site/

En la **Tabla 4.24** se presenta la evaluación económica anual del aumento de tonelaje en MAP en una situación más general (i.e., segundo escenario). En esta, los costos por tonelada se han incrementado hasta el límite máximo para que el proyecto sea rentable. Así los costos por tonelada han aumentado un 50% sobre los costos en la fase 1 (i.e., antes del aumento de tonelaje). En la tabla se muestran las estimaciones financieras para las situaciones estándar de MAP y con el aumento de tonelaje deseado. Se observa que la diferencia de margen bruto calculada ascendió a USD$473.399. A pesar de ser positiva, esta diferencia de margen bruto es menor a la reportada en el primer escenario. Éste escenario es el más adverso para el proyecto de aumento de tonelaje en el que aún sea viable económicamente. Analizando la hipótesis, los resultados indican que el proyecto de aumento de tonelaje será viable económicamente si los costos por tonelada aumentan hasta un máximo de 50% sobre los costos por tonelada en la fase 1.

Tabla 4.24. Evaluación económica de aumento de tonelaje en MAP (escenario N°2).

	Fase 1 (3000 TPD)	**Proyecto (4500 TPD)**
Ingresos x venta USD$/año	9.143.522	13.689.000
(costos operacionales) USD$/año	(3.268.939)	(7.341.017)
margen bruto USD$/año	5.874.583	6.347.983
Diferencia margen bruto USD$/año	**473.399**	

La evaluación económica de ambos escenarios es complementada con los indicadores económicos para el proyecto de aumento de tonelaje.

A continuación, se presentan en las **Tabla 4.25** y **Tabla 4.26** los principales indicadores económicos estimados para el proyecto de aumento de tonelaje (4500 TPD) bajo los dos escenarios descritos anteriormente.

En la **Tabla 4.25** se presenta el flujo de caja junto a indicadores económicos para el proyecto de aumento de tonelaje durante los siguientes dos años desde iniciado el proyecto en el primer escenario. En la tabla se muestran los indicadores

económicos tales como valor actual neto (VAN), Payback (i.e., tiempo de recuperación de la inversión), tasa interna de retorno (TIR) y la inversión del proyecto para el año 0 (i.e., desde iniciado el proyecto). Notar que la inversión en el año 0 corresponde a los valores del plan de acción con una contingencia de 10% usado en la **Tabla 4.21** (i.e., cambio de chancador secundario y rediseño de tolva terciaria).

Tabla 4.25. Flujo de caja – indicadores económicos para proyecto de aumento de tonelaje durante los siguientes dos años (primer escenario).

Indicadores económicos	Cantidad
Inversión	USD$528.000
Van 20%	USD$6.142.578
TIR	817%
Payback (meses)	1

De la **Tabla 4.25** se concluye que los altos indicadores económicos son una consecuencia de la situación circunstancial del proceso MAP durante el período de evaluación de este cambio. La variabilidad en las características de mineral tratado (i.e., cambio en composición y dureza del mineral) impactó favorablemente el mantenimiento y la utilización más eficiente de los equipos, y por tanto la disminución en los costos por tonelada de mineral tratado. Este escenario, es sin duda el más favorable para el proyecto de aumento de tonelaje.

En la **Tabla 4.26** se presentan los indicadores económicos para el segundo escenario. Es decir, aumentando los costos por tonelada en un 50% sobre los costos antes del aumento de tonelaje. Notar que 50% de aumento en los costos para fines estimativos es estándar y permite evaluar cambios en el proceso en condiciones más generales que retratan lo que eventualmente resulte de esta modificación.

En la **Tabla 4.26** se muestran la inversión, VAN, TIR y Payback. Se nota que para un aumento de 50% sobre los costos por tonelada en la fase 1 el VAN es de USD$195.294 y un TIR de 50%.

Tabla 4.26. Flujo de caja – indicadores económicos para proyecto de aumento de tonelaje durante los siguientes dos años (segundo escenario).

Indicadores económicos	Cantidad
Inversión	USD$528.000
Van 20%	USD$195.294
TIR	50%
Payback (meses)	13

De la **Tabla 4.25** y **Tabla 4.26** se da pie para la toma de decisiones de forma consistente para alcanzar un rendimiento de 250 TPH y una disponibilidad de 75%. Es decir, llegar a 4500 TPD o 135000 Toneladas mensuales.

En la **Figura 4.21** se muestra un diagrama de potenciales beneficios económicos para el proyecto de aumento de tonelaje. El lado izquierdo de este diagrama describe la situación sin aumentar el tonelaje. El lado derecho del diagrama considera la situación de aumento de tonelaje con los costos operacionales más altos (Aumento de 50% sobre los costos operacionales antes de aumentar el tonelaje). El propósito de esta figura es comparar el potencial impacto y ganancias en el contexto del aumento de tonelaje en la operación en relación a la situación estándar de operación.

La ganancia del proyecto en comparación a la situación referencial base (sin aumentar el tonelaje) es esquematizada mediante un delta positivo (i.e., cuadro rojo) en la **Figura 4.21.** Se asumió la misma dureza de mineral procesado antes de aumentar el tonelaje (fase 1).

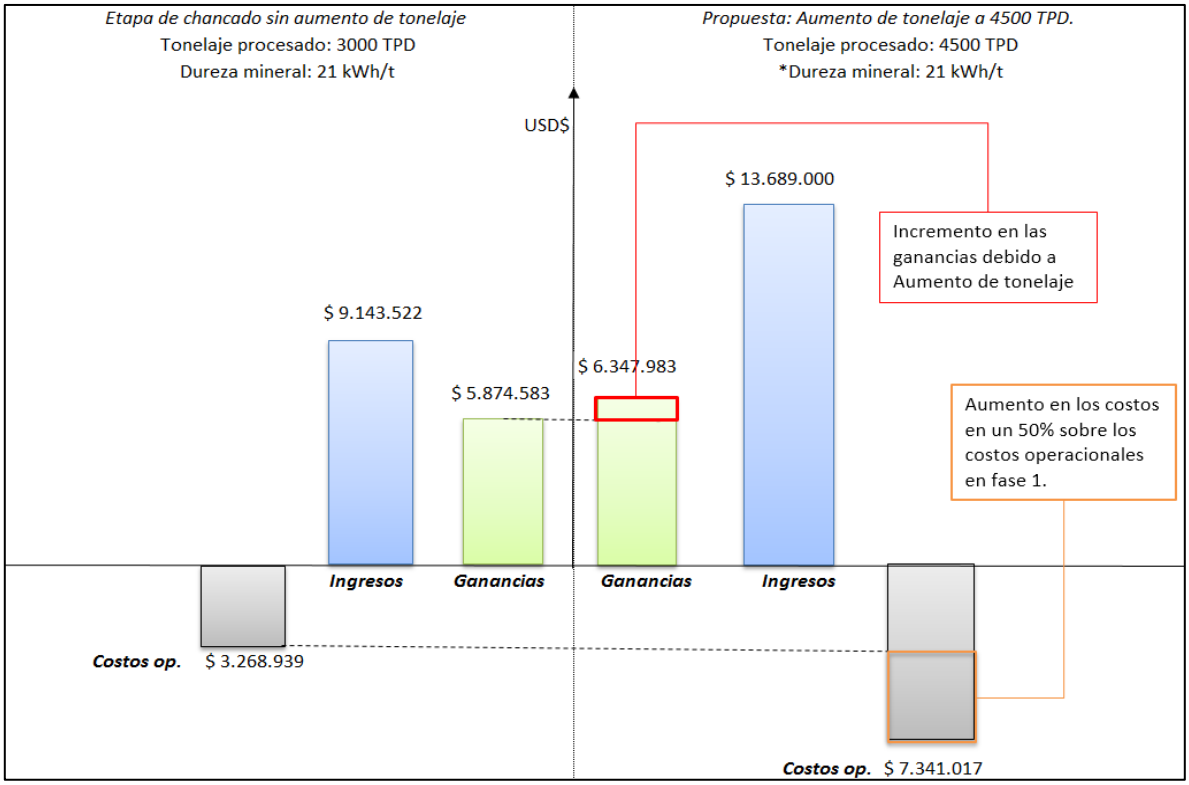


Figura 4.21. Diagrama de potenciales beneficios económicos para el proyecto de aumento de tonelaje en la situación menos favorable. A la izquierda sin aumentar el tonelaje, y a la derecha aumentando el tonelaje.

En la **Figura 4.22** y **Figura 4.23** se presenta un análisis de sensibilidad de los potenciales beneficios con el aumento de tonelaje en función de los costos operacionales. Así en la **Figura 4.22** se muestra la evaluación económica para un aumento de 10% en los costos y en la **Figura 4.23** se muestra para un aumento de 25% en los costos operacionales sobre la situación referencial (i.e., antes del aumento de tonelaje).

En estas figuras es posible observar la variación de VAN y TIR favorables para el proyecto de aumento de tonelaje.

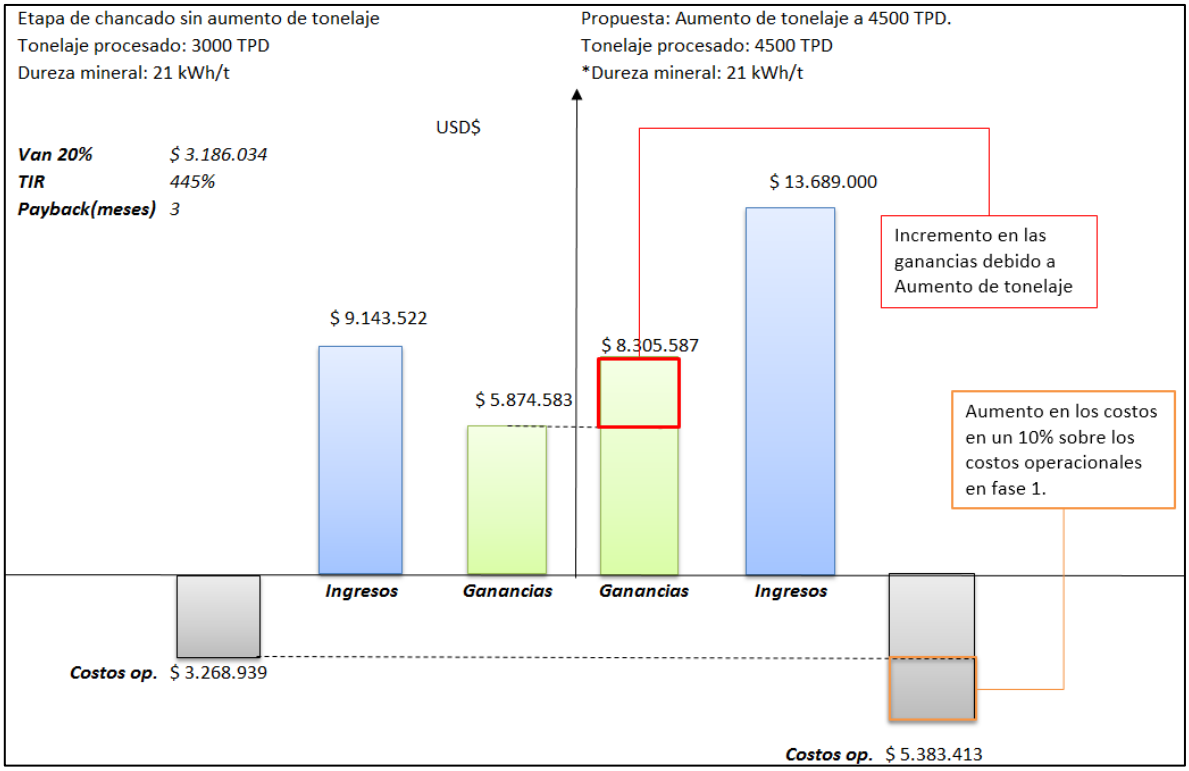


Figura 4.22. Análisis de sensibilidad en los potenciales beneficios con el aumento de tonelaje – Aumento de 10% en los costos operacionales sobre condición referencial. A la izquierda sin aumentar el tonelaje, y a la derecha aumentando el tonelaje.

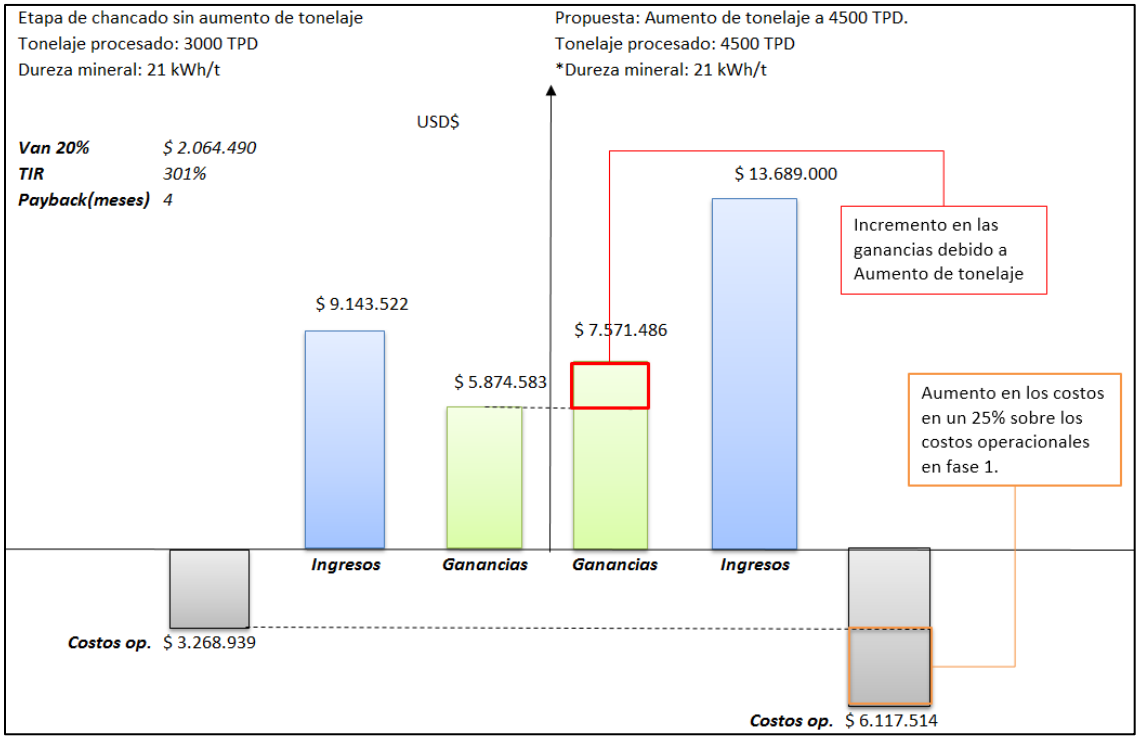


Figura 4.23. Análisis de sensibilidad en los potenciales beneficios con el aumento de tonelaje – Aumento de 25% en los costos operacionales sobre condición referencial. A la izquierda sin aumentar el tonelaje, y a la derecha aumentando el tonelaje.

Se concluye de los escenarios mostrados anteriormente, que la rentabilidad del proyecto estará limitada por los costos asociados al aumento de tonelaje (i.e., variabilidad del mineral a tratar, mantenciones, insumos por desgastes, energía, otros servicios asociados). En este caso, para que el proyecto sea rentable los costos por tonelada no deben superar un aumento de 50% respecto a lo observado antes del aumento de tonelaje (fase1). La viabilidad del proyecto se vio, durante el período de estudio, favorecida ya que los costos por tonelada fueron disminuidos debido a las nuevas propiedades de mineral (i.e., blending procesado – situación circunstancial). Como se observa en la **Figura 4.21**, en el peor escenario habrá un delta positivo en las ganancias de MAP al aumentar el tonelaje, respecto a la situación base de la planta.

La evaluación económica nos indica que es viable el proyecto de aumento de tonelaje (i.e., hipótesis planteada). Esta postura es válida con las limitaciones correspondientes. Es decir, en base a la información recopilada durante este estudio, y con un aumento máximo en los costos de 50% respecto a los costos antes del aumento de tonelaje (i.e., fase 1).

CAPÍTULO 5. CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

CONCLUSIONES – Evaluando la hipótesis en el capítulo 2 de esta memoria, la información recopilada en terreno indicó que es inviable técnicamente el aumento de tonelaje en la planta de chancado MAP manteniendo la misma infraestructura.

Esto se debió, principalmente al cuello de botella en la tolva terciaria, que segrega el mineral hacia el circuito terciario, impactando en la eficiencia de clasificación y provocando una mala distribución del tonelaje hacia los equipos.

Por otra parte, la disposición del nuevo blending menos complejo de procesar y la disposición de un supervisor en terreno disminuyó fuertemente las fallas de los equipos, aumentando la confiabilidad y disponibilidad operacional de la planta. Cabe destacar, sin embargo, que esto es una situación circunstancial debido a que el mineral procesado presenta una variabilidad permanente en su dureza.

Con la inclusión de un turno de cargador frontal, en los horarios de colación, sería posible aumentar aún más la disponibilidad de la planta hasta un 75%.

La ejecución de un potencial plan de acción para solucionar los problemas y aumentar el tonelaje, es el cambio del chancador secundario, rediseño de la tolva terciaria, y la disposición de un supervisor en terreno junto a un operador del cargador frontal. Con esto se podría llegar a 4200 – 4500 TPD de forma eficiente.

La evaluación económica de todos los cambios realizados debido al aumento de tonelaje dio una inversión de USD$528.000. En las condiciones menos favorables para el proyecto se obtuvo un VAN de USD$195.294, considerando una tasa de 20% a 2 años. El TIR del proyecto fue de un 50% y el plazo de recuperación se estimó en 13 meses.

Las consecuencias que traería a futuro el aumento de tonelaje, usando el mismo blending procesado, fueron estimadas en base a toda la data de la planta en el período de estudio. Tanto los desgastes como energía por toneladas procesadas no variarían en base a la tasa actual. Es decir, aumentarían los costos por insumos y energía de forma proporcional al tonelaje. Estos resultados, fueron

principalmente establecidos debido a la nueva dureza del mineral, que compensó el aumento del rendimiento de la planta. Esta situación fue particular para el mineral estudiado, sin embargo en un escenario más general podría ser aumentado en un 50% los costos en desgastes, energía y otros factores involucrados.

De acuerdo a estos puntos, la hipótesis se debe refutar, debido a que en la planta es necesario realizar cambios para aumentar el tonelaje deseado (viabilidad técnica). Sin embargo, el estudio económico nos indicó que realizando las mejoras del plan de acción planteadas, sería posible alcanzar el tonelaje deseado con un flujo de caja favorable bajo restricciones pertinentes (i.e., costos por tonelada procesada no supere un 50% sobre los costos por tonelada antes de aumento de tonelaje).

Con el aumento de tonelaje, los factores más importantes dentro de este estudio fueron las características del mineral, donde un correcto blending puede minimizar los problemas y aumentar el desempeño metalúrgico general de la planta. Además, se debe revisar los cuellos de botella con estadísticas diarias y con información proporcionada del proveedor. Por último, es necesario una correcta evaluación metalúrgica de la planta para conocer un diagnóstico de ésta y poder abordar los problemas. De acuerdo a la revisión crítica de la literatura de aumentos de tonelaje analizadas en el capítulo 2, estos factores son esenciales para evaluar este tipo de proyectos. Por otro lado, la presencia de “Inchancables” no fue un factor determinante dentro de este estudio.

RECOMENDACIONES – Se recomienda realizar un muestreo donde se pueda analizar la segregación de los finos luego de realizada la mejora en la tolva terciaria.

Por otro lado, si se requiere seguir aumentando el tonelaje, se debe analizar las potencias de las correas transportadoras 5 y 3 que se encuentran dentro del límite aceptable, pudiendo ser cuellos de botellas ante una nueva optimización. En tal caso, un tonelaje recomendable sería 5400 TPD como máximo, ya que los

chancadores terciarios se encontrarían en su máxima capacidad (considerando el mismo blending).

Otra mejora que se puede realizar, debido a la elevada presencia de finos que es generada en las correas transportadoras 1 y 2 por el aumento de tonelaje, es la extracción del material con tamaño bajo producto final desde la correa n°2 cercano al 41%. Con esto, se alivianaría la carga hacia el circuito terciario, consumiendo menor energía y aumentando la eficiencia de la clasificación. Para esto, puede proponerse colocar una tercera malla bajo el harnero secundario, con abertura del producto final, para que sea desplazado hacia una correa transportadora que pase directamente hacia el stock pile de producto final. También impactaría positivamente en la segregación de la tolva terciaria y disminuiría el tonelaje en la correa 3.

En ambos casos debería evaluarse técnica y económicamente el impacto que generan estas modificaciones, y el compromiso que se tiene en el circuito aguas abajo (circuito de molienda y flotación). Es decir, hasta qué punto se puede aumentar el tonelaje, considerando el dimensionamiento de la planta total.

Finalmente, se recomienda que este estudio sea realizado en un período más largo y considere distintas mineralogías procesadas por MAP. También evaluar el aumento del riesgo de falla asociado a mayor carga operacional en los diversos subsistemas de la planta. Notar que toda la información suministrada se ha evaluado dentro de los márgenes y propósitos de esta memoria de titulación.

CAPÍTULO 6. REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

[1] G. Lanas, "Mejoras en el área de chancado planta de tratamiento de minerales en pila," Departamento de Ingeniería Metalúrgica, Universidad Católica del Norte, Antofagasta, 2010.

[2] E. Yilmaz, "Field monitoring and performance evaluation of crushing plant operation," *Physochemical problems of mineral processing,* vol. 50, pp. 615-630, 2014.

[3] M. Bengtsson, P. Svedensten, and M. Evertsson, "Improving yield and shape in a crushing plant," *Minerals Engineering,* vol. 22, pp. 618-624, 2009.

[4] N. Standish, A. K. Bharadwaj, and Hariri-Akbari, "A study of the effect of operating variables on the efficiency of a vibrating screen," *powder technology,* vol. 48, pp. 61-172, 1986.

[5] P. N. Muteb and J. Allaire, "Meadowbank mine process plant throughput increase," presented at the 45 anual Canadian mineral processors operators onference, Ottawa, 2013.

[6] M. Lindqvist, "Energy considerations in compressive and impact crushing of rock " *Minerals Engineering,* vol. 21, pp. 631-641, 2008.

[7] B. p. Guzman, "Proyecto optimización del área seca de Minera Spence-BHP Billiton," Departamnto de Ingeniería Química, Universidad Católica de Valparaíso, Valparaíso, 2013.

[8] P. Morgan, "The impact of a crushing plant upgrade and DMS pre-concentration on the processing capability of the tati Nickel concentrator," presented at the The southern African institute of Mining and Metallurgy-Base metals conference, 2009.

[9] M. Lindqvist and C. M. Evertsson, "Liner wear in jaw crushers," *Minerals Engineering,* vol. 16, pp. 1-12, 2003.

[10] P. Svedensten, "Simulation and optimisation of crushing plant performance," Licenciate of Engineering, Department of machine and vehicle systems, Chalmers University of Technology, Sweden, 2004.

[11] Metso, "Handbook Nordberg C series jaw crushers: Wear parts application guide."

[12] G. Asbjörnsson, E. Hulthén, and M. Evertsson, "Modelling and dynamic simulation of gradual performance deterioration of a crushing circuit – Including time dependence and wear," *Minerals Engineering,* vol. 33, pp. 13-19, 2012.

[13] A. Gupta and D. S. Yan, *Mineral processing design and operation, first edition*: Elsevier Science, 2006.

[14] Metso, "Catálogo Nordberg C series Jaw Crushers."

[15] B. Wills and Napier-Munn, *Wills' Mineral Processing Technology, Seventh Edition*: Elsevier Science, 2005.

[16] C. M. Evertsson, "Modelling of flow in cone crushers," *Minerals Engineering,* vol. 12, pp. 1479-1499, 1999.

[17] TRIO, "Catálogo TC series cone crushers."

[18] TRIO, "Catálogo: Vibrating Grizzly Feeders."

[19] TRIO, "Catálogo: Trio TIO, TIO SP, and TIH inclined screens," 2012.

[20] A. Jafari and V. Saljooghi, "Employing DEM to study the impact of different parameters on the screening efficiency and mesh wear," *Powder Technology,* vol. 297, pp. 126-143, 2016.

[21] E. Ponce, R. Cortés, and C. Valdés, "Desarrollo de harnero vibratorio," *Facultad de ingeniería, U.T.A,* vol. 11, pp. 35-40, 2003.

[22] J. Schifferly, "Revisión de métodos de dimensionamiento de equipos de una planta concentradora de sulfuros de cobre," Departamento de Metalurgia y Materiales, Universidad Técnica Federico Santa maría Valparaíso, 2014.

[23] *MANUAL CEMA "Transportadores de cinta"*.

[24] J. Albornoz, "Optimización del sistema de control de polvo del chancador secundario y terciario en empresa minera de gran tamaño.," Departamento de Ingeniería Mecánica, Universidad Técnica Federico Santa María, Valparaíso, 2014.

CAPÍTULO 7. ANEXOS

7.1 Información adicional equipos de chancado

Tabla 7.1. Curva granulométrica de producto de chancador secundario antiguo (Usado en fase 1, antes del aumento de tonelaje) Trio TC 51 estándar suministrada por proveedor para un CSS de 25 mm. Fuente: [17].

mm	%acumulado pasante
50	100
38	90
32	80
25	60
19	40
13	22
10	16
6	11
5	8
3	6
2	4

Tabla 7.2. Curva granulométrica de producto de chancador terciario Trio TC 51short head estándar suministrada por proveedor para un CSS de 10 mm. Fuente: [17].

mm	% acumulado pasante
38	100
32	100
25	100
19	100
13	85
10	60
6	35
5	22
3	15
2	11

Tabla 7.3. Parámetros de capacidad en chancador secundario nuevo Trio TC 66 Estándar (usado en fase 2 de aumento de tonelaje). Fuente: [17].

CSS [mm]	10mm	13mm	16mm	19mm	**25mm**	32mm	38mm
Capacidad [tph]	165	220	270	300	**315**	330	385

Tabla 7.4. Curva granulométrica de producto de chancador secundario nuevo (usado en fase 2) Trio TC 66 estándar suministrada por proveedor para un CSS de 25 mm.

mm	**% acumulado pasante**
50	100
38	90
32	80
25	60
19	40
13	22
10	16
6	11
5	8
3	6
2	4

7.2 Parámetros para cálculo método Allis Chalmers

- Área requerida de harneros en función del tonelaje procesado.

$$\text{Área req.}\,[\text{pie}^2] = \frac{\text{T}\,[\frac{\text{t}}{\text{h}}] * \text{P}[-]}{\text{C}\,[\frac{\text{t}}{\text{h} * \text{pie}^2}] * \text{M}[-] * \text{K}[-] * \text{Q}_\text{n}[-]} \qquad (1)$$

- Tablas y figuras para cálculo de parámetros en método Allis Chalmers.

Tabla 7.5.Factor C a distintas aberturas. Fuente: [22].

Luz [pulgadas]	C $[\frac{t}{h*pie^2}]$
4	11
3 1/2	10,2
3	9,2
2 1/2	8,1
2	7
1 1/2	6
1	5,5
7/8	5
3/4	4,7
5/8	4,3
1/2	3,8
3/8	3,3
1/4	2,5
1/5	1,9
1/8	1,4

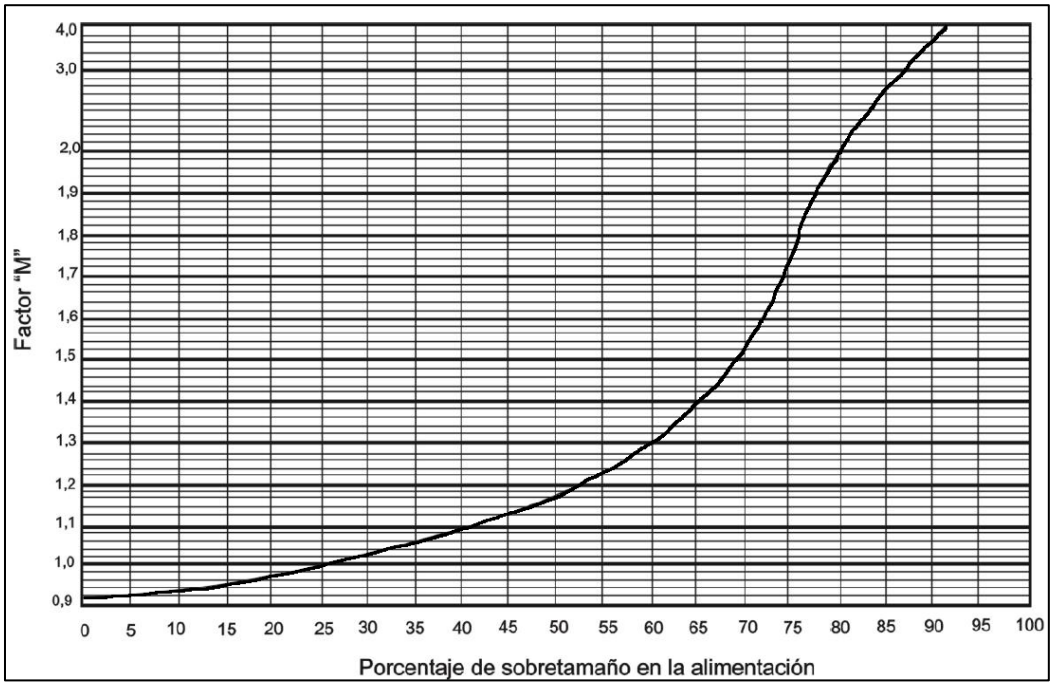


Figura 7.1. Factor M. Fuente: [22].

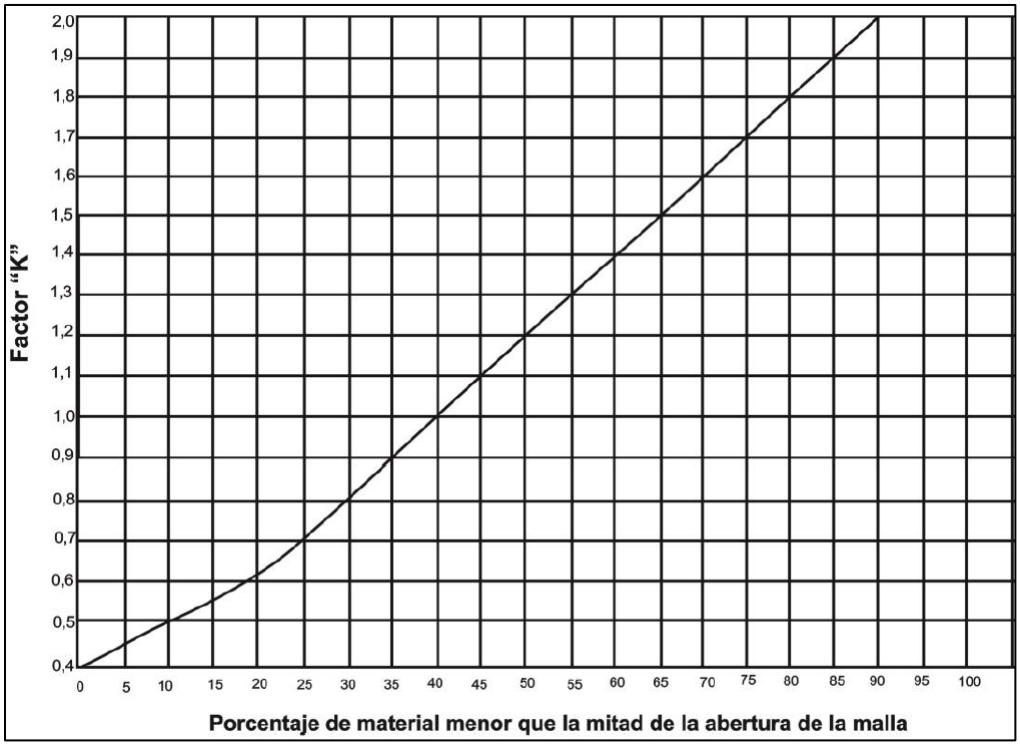


Figura 7.2. Factor K. Fuente: [22].

El factor P posee relación con la precisión de los datos en un rango de 1 a 1,4.

$$Q_N = Q_1 * Q_2 * Q_3 * Q_4 * Q_5 * Q_6 \quad (2)$$

Tabla 7.6. Factor Qn. Fuente: [22].

Q_N	Q_1	Q_2	Q_3	Q_4	Q_5	Q_6
Factor de corrección	Tipo de abertura	Forma de partícula	Rango de malla en vía húmeda	% humedad	número y tipo de deck	% área libre de la malla
1,40			n° 35-1/4"			70
1,30			1/4"-1/2"			65
1,25	rectangular 4*1		1/2"-1"			62,5
1,20	rectangular 3*1		1"-1 1/2"			60
1,15	rectangular 2*1		1 1/2"-2"			57,5
1,10			2"-3"			55
1,00	cuadrada	cúbica	Harneado seco o >3"	<3%		50
0,90		Laminar			deck superior	40
0,85				3% a 6%		42,5
0,80	redonda				segundo deck	40
0,75				6% a 9%		37,5
0,70					Tercer deck	35
0,60						30
0,50						25

- Cálculo de capacidad de harneros por método Allis Chalmers.

Tabla 7.7. Parámetros Allis Chalmers para Harnero secundario con tonelaje de 225 TPH.

Parámetros	Valor
Luz (Ha) [mm]	29
%sobre tamaño (Ha)	47,6
M [-]	1,2
% bajo Ha/2	36,0
K [-]	0,9
C $[\frac{\mathbf{t}}{\mathbf{h*pie^2}}]$	5,6
Área instalada S [pie^2]	96
Qn [-]	0,66
P [-]	1,2
Capacidad máxima [t/h]	318
Toneladas procesadas [t/h]	225
% utilización	71%

Tabla 7.8.Parámetros Allis Chalmers para Harnero terciario N°1 con tonelaje de 225 TPH.

Parámetros	Valor
Luz (Ha) [mm]	12
%sobre tamaño (Ha)	51,7
M [-]	1,2
% bajo Ha/2	18,7
K [-]	0,56
C $[\frac{\mathbf{t}}{\mathbf{h*pie^2}}]$	3,8
Área instalada S [pie^2]	120
P[-]	1,2
Qn[-]	0,65
Capacidad máxima [t/h]	166
Toneladas procesadas [t/h]	128
% utilización	77%

Tabla 7.9.Parámetros Allis Chalmers para Harnero terciario N°2 con tonelaje de 225 TPH.

Parámetros	Valor
Luz (Ha) mm	12
%sobre tamaño	21,0
M[-]	0,98
% bajo Ha/2	56,0
K [-]	1,3
C $[\frac{\mathbf{t}}{\mathbf{h*pie^2}}]$	3,8
Área instalada S [pie^2]	120
P [-]	1,2
Qn [-]	0,65
Capacidad máxima [t/h]	323
Toneladas procesadas [t/h]	232
% utilización	72%

Tabla 7.10.Parámetros Allis Chalmers para Harnero terciario N°3 con tonelaje de 225 TPH.

Parámetros	Valor
Luz (Ha) [mm]	12
%sobre tamaño	69,0
M [-]	1,41
% bajo Ha/2	15,7
K [-]	0,5
C $[\frac{\mathbf{t}}{\mathbf{h*pie^2}}]$	3,8
Área instalada S [pie^2]	120
P [-]	1,2
Qn [-]	0,65
Capacidad máxima [t/h]	180
Toneladas procesadas [t/h]	93
% utilización	52%

7.3 Plan de producción en Minera Altos de Punitaqui

Tabla 7.11. Rendimiento planta de chancado fase 1 durante año 2015 (antes del aumento de tonelaje).

Mes	Toneladas (t)	Rendimiento TPH	% disponibilidad	Rendimiento TPD
ENERO	85635	194,8	59%	2762
FEBRERO	79164	202,5	58%	2827
MARZO	100111	203,8	66%	3229
ABRIL	90515	196,2	64%	3017
MAYO	91827	195,3	63%	2962
JUNIO	91357	214,4	59%	3045
JULIO	97515	219,1	60%	3146
AGOSTO	89860	194,9	62%	2899
SEPTIEMBRE	82884	196,9	58%	2763
OCTUBRE	107700	205,1	71%	3474
NOVIEMBRE	99461	230,2	60%	3315
PROMEDIO	**92366**	**205**	**62%**	**3040**

Tabla 7.12. Rendimiento planta de chancado fase 2 durante año 2016 (aumento de tonelaje).

Mes	Toneladas (t)	Rendimiento TPH	% disponibilidad	Rendimiento TPD
DICIEMBRE	114297	220	70%	3687
Enero 2016	119271	219	73%	3847
Febrero 2016	101355	231	70%	3898
Marzo 2016	115856	220	71%	3737
PROMEDIO	**112695**	**222**	**71%**	**3793**

7.4 Detenciones en planta de chancado

Tabla 7.13. Detenciones fase I: febrero a noviembre 2015.

Tipo	Cantidad detenciones	Horas totales	Horas (media)	% Horas	% acumuladas Horas
mantenciones programadas	98	744:05	7:35	24,8	24,8
reparaciones	206	640:16	3:06	21,4	46,2
fallas	159	447:13	2:48	14,9	61,1
colación	311	418:00	1:20	13,9	75,0
chequeo	338	272:18	0:48	9,1	84,1
otros	144	198:37	1:22	6,6	90,8
atollo	104	133:50	1:17	4,5	95,2
falta de mineral	39	130:20	3:20	4,3	99,6
Inchancables	20	12:50	0:38	0,4	100,0
total		2997:29			

Tabla 7.14.Detenciones fase II: diciembre a febrero 2016.

Tipo	Cantidad detenciones	Horas totales	Horas (media)	% Horas	% acumuladas Horas
colación	66	88:59	1:20	22,2	22,2
mantenciones programadas	11	73:55	6:43	18,4	40,6
reparaciones	26	64:15	2:28	16,0	56,6
chequeo	79	63:40	0:48	15,8	72,4
atollo	40	41:40	1:02	10,4	82,8
fallas	15	22:30	1:30	5,6	88,4
falta de mineral	10	21:30	2:09	5,4	93,8
otros	18	21:10	1:10	5,3	99,2
Inchancables	4	3:00	0:45	0,8	100
total		400:39			

7.5 Equipos críticos por detenciones no programadas

Tabla 7.15.Equipos asociados a cantidad de fallas fase I: febrero a diciembre 2015.

TIPO	Cantidad	%	% Acumulado
Chancador 1°	73	21,79	21,8
Correa 1	35	10,45	32,2
Lubricación	32	9,55	41,8
Chancador 2°	31	9,25	51,0
Grizzly	25	7,46	58,5
Tolva 1°	23	6,87	65,4
Correa 7 A	19	5,67	71,0
Harnero 2°	16	4,78	75,8
Chancador 3° N°3	14	4,18	80,0
Correa 3	13	3,88	83,9
Harnero 3° N°2	10	2,99	86,9
Chancador 3° N°1	8	2,39	89,3
Correa 5	8	2,39	91,6
Correa 6	6	1,79	93,4
Correa 2	6	1,79	95,2
Chancador 3° N°2	5	1,49	96,7
Correa 4	3	0,90	97,6
Harnero 3° N°3	3	0,90	98,5
Correa 7B	2	0,60	99,1
Harnero 3° N°1	2	0,60	99,7
Tolva terciaria	1	0,30	100,0
TOTAL	335		

Tabla 7.16.Equipos asociados a cantidad de fallas fase II: enero a febrero 2016.

TIPO	Cantidad	%	% Acumulado
Tolva 1°	15	23,1	23,1
Correa 1	11	16,9	40,0
Chancador 3° N°2	10	15,4	55,4
Chancador 2°	6	9,2	64,6
Correa 3	6	9,2	73,9
Chancador 1°	5	7,7	81,6
Grizzly	3	4,6	86,2
Chancador 3° N°1	2	3,1	89,3
Chancador 3° N°3	2	3,1	92,3
Correa 4	1	1,5	93,9
Correa 6	1	1,5	95,4
Harnero 3° N°3	1	1,5	96,9
Correa 2	1	1,5	98,5
Harnero 2°	1	1,5	100,0
TOTAL	65		

7.6 Datos evaluación metalúrgica Fase 1

Tabla 7.17.Balance General Fase 1.

Muestras correa	Peso muestra húmeda [kg/m]	Humedad (%)	Velocidad correa [m/min]	Toneladas medidas (TPH)	Toneladas corregidas TPH
1	30,9	1,59	127,6	232,8	**193**
2	37,1	1,01	93,7	206,6	**193**
3	37,9	1,32	151,8	340,2	**381**
4	28,4	1,14	125,2	211,0	**188**
5	27,8	0,93	125,8	207,7	**188**
6	30,8	1,68	124,6	226,7	**193**
7A	27,2	1,43	119,0	191,2	**193**
7B	27,9	1,63	128,0	210,8	**193**

Tabla 7.18. Granulometría correa 1- Fase 1.

Malla	Abertura (mm)	% pasante acumulado
+6"	152,4	100,0
5"	127,0	87,0
3"	76,2	60,8
2,5"	63,5	53,8
2"	50,8	37,0
1,5"	38,1	31,6
1"	25,0	26,1
3/4"	19,05	23,2
1/2"	12,7	18,6
3/8"	9,53	16,7
1/4"	6,35	12,8
8	2,36	7,3
12	1,68	6,0
16	1,18	4,9
0	0	0

Tabla 7.19.Granulometría correa 2- Fase 1.

Malla	Abertura (mm)	% pasante acumulado
2,5"	63,50	100,0
2"	50,80	98,4
1,5"	38,10	87,6
1"	25,00	59,6
3/4"	19,05	44,1
1/2"	12,7	30,9
3/8"	9,53	26,1
1/4"	6,35	18,7
8	2,36	10,0
12	1,68	8,2
16	1,18	6,7
0	0	0

Tabla 7.20. Granulometría correa 3- Fase 1.

Malla	Abertura (mm)	% pasante acumulado
2,5"	63,50	100,0
2"	50,80	99,6
1,5"	38,10	94,1
1"	25,00	78,4
3/4"	19,05	67,2
1/2"	12,7	53,3
3/8"	9,53	43,6
1/4"	6,35	28,0
8	2,36	12,8
12	1,68	10,0
16	1,18	7,9
20	0,84	6,5
30	0,59	5,3
0	0	0

Tabla 7.21. Granulometría correa 4 y 5 (promedio) -Fase 1.

Malla	Abertura (mm)	% pasante acumulado
1,5"	38,10	100,0
1"	25,00	96,9
3/4"	*19,05*	90,1
1/2"	12,7	75,4
3/8"	9,53	60,8
1/4"	6,35	36,8
8	2,36	14,8
12	1,68	11,2
16	1,18	8,5
20	0,84	6,7
30	0,59	5,2
0	0	0

Tabla 7.22. Granulometría correa 6, 7A y 7 (promedio)-Fase 1.

Malla	Abertura (mm)	% pasante acumulado
3/4"	19,05	100,0
1/2"	12,7	97,0
3/8"	9,53	86,2
1/4"	6,35	59,4
8	2,36	26,5
12	1,68	20,5
16	1,18	15,8
20	0,84	12,7
30	0,59	10,0
0	0	0

7.7 Datos evaluación metalúrgica Fase 2

Tabla 7.23. Balance General fase 2.

Correa N°	Peso de muestra húmeda [kg/m]	Humedad (%)	Velocidad correa [m/min]	t/h medidas	t/h corregidas
1	32,56	2,5	127,6	244	**226,9**
2	43,75	2,6	93,7	236	**226,9**
3	56,7	2,0	151,8	507	**453,4**
4	29,7	1,6	125,2	216	**226,5**
5	28,65	1,7	125,8	215	**226,5**
6	28,18	2,4	124,6	213	**226,9**
7a	28,83	3,3	119,0	191	**226,9**
7b	26,5	2,9	128,0	198	**226,9**

Tabla 7.24. Granulometría correa 1- Fase 2.

malla	abertura mm	% pasante acumulado
5"	127	100,0
3"	76,2	86,1
2,5"	63,5	80,5
2"	50,8	72,2
1,5"	38,1	63,3
1"	25	47,7
3/4"	19,05	41,8
1/2"	12,7	33,7
3/8"	9,53	29,5
1/4"	6,35	23,9
8	2,38	14,4
12	1,68	12,1
16	1,18	10,0
20	0,84	8,5
-30	0	0,0

Tabla 7.25. Granulometría correa 2- Fase 2.

malla	abertura mm	% pasante acumulado
2,5"	63,5	100,0
2"	50,8	94,2
1,5"	38,1	80,2
1"	25	69,1
3/4"	19,05	60,2
1/2"	12,7	49,5
3/8"	9,53	42,6
1/4"	6,35	34,8
8	2,38	20,4
12	1,68	16,7
16	1,18	13,6
20	0,84	11,3
-30	0	0,0

Tabla 7.26. Granulometría correa 3- Fase 2.

malla	abertura mm	% pasante acumulado
2"	50,8	100,0
1,5"	38,1	97,2
1"	25	82,6
3/4"	19,05	77,5
1/2"	12,7	65,0
3/8"	9,53	54,9
1/4"	6,35	40,8
8	2,38	21,7
12	1,68	17,6
16	1,18	14,3
20	0,84	11,9
30	0,59	9,8
-30	0	0,0

Tabla 7.27.Granulometría correa 4 y 5- Fase 2.

malla	abertura mm	% pasante acumulado
1"	25	100,0
3/4"	19,05	96,8
1/2"	12,7	81,2
3/8"	9,53	61,5
1/4"	6,35	41,1
8	2,38	18,2
12	1,68	14,1
16	1,18	11,1
20	0,84	9,1
30	0,59	7,5
-30	0	0,0

Tabla 7.28. Granulometría correa 6, 7 A y 7- Fase 2.

malla	abertura mm	% pasante acumulado
3/4"	19,05	100,0
1/2"	12,7	97,0
3/8"	9,53	84,9
1/4"	6,35	61,7
8	2,38	33,5
12	1,68	27,8
16	1,18	23,3
20	0,84	19,9
30	0,59	16,9
-30	0,6	0,0

Tabla 7.29.Granulometría en alimentación de harneros 3°- Fase 2.

Mallas	Abertura mm	%acumulado Pasante Harnero 3° N°1	%acumulado Pasante Harnero 3° N°2	%acumulado Pasante Harnero 3° N°3
2”	50,8	100	100	100
1,5”	38,1	96,7	100	74,4
1”	25	81,6	94,5	63,1
¾”	19,05	70,1	91,3	47,6
½”	12,7	50,6	80,5	32,1
3/8”	9,53	35,9	71,1	25,5
¼”	6,35	20	57,1	164
8	2,38	10,4	32,8	6,7
12	1,68	8,8	26,8	5,1
16	1,18	7,6	21,9	4,0
20	0,84	6,7	18,4	3,3
30	0,59	5,9	15,2	2,7
-30	0,59	0	0	0

Tabla 7.30. Granulometría en productos de chancadores 3°- Fase 2.

malla	abertura mm	% acumulado pasante Chancador 3° N°1	%acumulado pasante Chancador 3° N°2	%acumulado pasante Chancador 3° N°3
1"	25	100,0	100,0	100,0
3/4"	19,05	99,0	95,3	99,4
1/2"	12,7	88,6	72,2	58,0
3/8"	9,53	70,2	58,6	17,3
1/4"	6,35	41,6	43,0	7,7
8	2,38	14,3	22,8	4,7
12	1,68	10,6	18,8	4,2
16	1,18	8,3	15,9	3,8
20	0,84	6,9	13,9	3,5
30	0,59	5,9	12,3	3,2
-30	0,59	0,6	0,7	0,2

Tabla 7.31. Granulometría en productos chancador primario y secundario- Fase 2.

malla	abertura [mm]	% acumulado pasante chancador primario	% acumulado pasante chancador secundario
6"	152,4	100,0	100,0
5"	127	87,4	100,0
3"	76,2	71,9	100,0
2,5"	63,5	4,0	100,0
2"	50,8	1,9	84,3
1,5"	38,1	0,9	54,1
1"	25,0	0,3	23,9
3/4"	19,1	0,1	12,5
1/2"	12,7	0,0	6,5
3/8"	9,5	0,0	4,4
1/4"	6,4	0,0	2,7
8,0	2,4	0,0	0,0
-8,0	1,7	0,0	0,0

Tabla 7.32. Granulometría producto harnero secundario- Fase 2.

malla	% acumulado pasante
1,5"	100,0
1"	92,5
3/4"	83,5
1/2"	75,1
3/8"	70,4
1/4"	61,5
8	37,7
12	30,7
16	24,8
20	20,4
30	16,6
-30	0,0

7.8 Evaluación económica

7.8.1 Evaluación económica escenario N°1 (costos operacionales similares a costos a comienzos de fase 2)

Tabla 7.33. Evaluación económica de aumento de tonelaje en MAP (escenario N°1).

	Fase 1 (3000 TPD)	**Proyecto (4500 TPD)**
Ingresos x venta USD$/año	9.143.522	13.689.000
(costos operacionales) USD$/año	(3.268.939)	(3.448.220)
margen bruto USD$/año	5.874.583	10.240.780
Diferencia margen bruto USD$/año	**4.366.197**	

Tabla 7.34. Flujo de caja junto a indicadores económicos para proyecto de aumento de tonelaje durante los siguientes 2 años (escenario N°1).

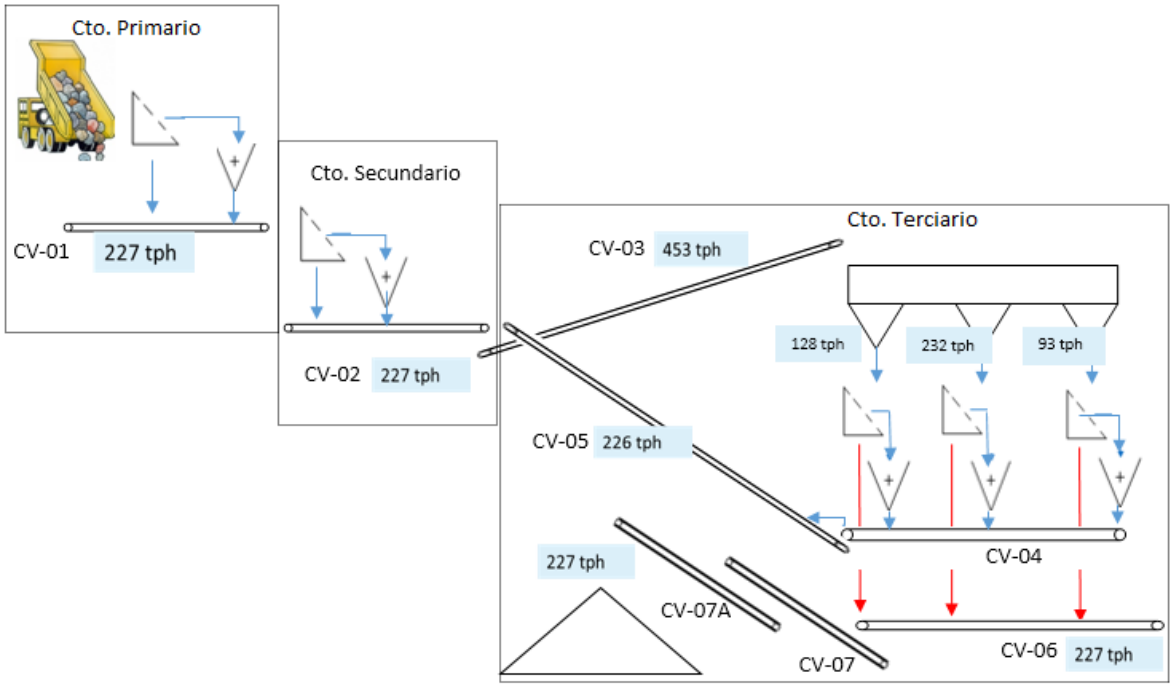
	Año 0	**Año1**	**Año 2**
Inversión	-$ 528.000	$ 4.366.197	$ 4.366.197
Flujo actualizado	-$ 528.000	$ 3.638.497	$ 3.032.081
Van 20%	$ 6.142.578		
TIR	817%		
Payback (meses)	1		

7.8.2 Evaluación económica escenario N°2 (costos operacionales con aumento de 50% sobre los costos antes de aumento de tonelaje)

Tabla 7.35. Evaluación económica de aumento de tonelaje en MAP (escenario N°2).

	Fase 1 (3000 TPD)	**Proyecto (4500 TPD)**
Ingresos x venta USD$/año	9.143.522	13.689.000
(costos operacionales) USD$/año	(3.268.939)	(7.341.017)
margen bruto USD$/año	5.874.583	6.347.983
Diferencia margen bruto USD$/año	**473.399**	

Tabla 7.36. Flujo de caja junto a indicadores económicos para proyecto de aumento de tonelaje durante los siguientes 2 años (escenario N°2).

	Año 0	**Año1**	**Año 2**
Inversión	-$ 528.000	$ 473.399	$ 473.399
Flujo actualizado	-$ 528.000	$ 394.500	$ 328.750
Van 20%	$ 195.249		
TIR	50%		
Payback (meses)	13		

7.9 Diagrama general planta de chancado – Tonelaje procesado: 227 TPH.