

PONTIFICIA UNIVERSIDAD CATÓLICA DE VALPARAÍSO  
FACULTAD DE INGENIERÍA  
ESCUELA DE INGENIERÍA QUÍMICA



PROYECTO PARA OPTAR AL TÍTULO DE  
INGENIERO CIVIL QUÍMICO

**PREFACTIBILIDAD TÉCNICO-ECONÓMICO  
EN NEGOCIO DE ÓXIDOS OPTIMIZANDO  
PLANTA DE CHANCADO EN CODELCO  
DIVISIÓN EL SALVADOR**

**Rolando Velásquez Caballero**

Profesor guía:

David Guzmán Hernández

**2013**

## Agradecimientos

---

*A la Escuela de Ingeniería Química PUCV, por haberme acogido y entregado todas las herramientas necesarias del conocimiento, tecnología y la capacidad de discernimiento para formarnos como verdaderos profesionales. Un orgullo pertenecer a tan prestigiosa Universidad y tan valiosa Escuela.*

*A Don David Guzmán por su ayuda constante, compartiendo sus conocimientos y aconsejando para lograr llevar a cabo el presente proyecto.*

*A Don Francisco Barrios, por su gran apoyo al permitirme desarrollar el presente trabajo a través de Empresas Santa Elvira y por sus sabios consejos.*

*A mi padre Rolando, un gran ejemplo a seguir, mi único Jefe que me da las fuerzas para levantarme día a día y lograr ser siempre el mejor, a pesar de todas las adversidades que entrega la vida.*

*A mi madre Clara, tierna y linda, quizás demasiado. Gracias a ti sé lo que es agradecer a la vida, ser feliz sin importar que ocurra. El respeto, humildad y la caballerosidad por delante.*

*A mi hermanita Elizabeth, una niña rebelde que poco a poco va aprendiendo de la vida, una felicidad enorme saber que estás siempre ahí.*

*A mi mejor amiga, consejera y polola Natalia que siempre me has acompañado y soportado. Te agradezco el apoyo incondicional y amor infinito, te amo.*

## Resumen

---

Este proyecto se desarrolla en las plantas de la línea de óxidos pertenecientes a Codelco División Salvador con el apoyo de la empresa contratista Santa Elvira, el cual surge debido a que las operaciones están desviadas y lejos de su óptimo funcionamiento. Para ello se realiza un estudio con el fin de detectar sus principales falencias y proponer un proyecto que busca operar las plantas presentes de la mejor manera posible.

Para comenzar el desarrollo de este proyecto, primero se entrega la información general sobre los procesos involucrados en el tratamiento de minerales oxidados, como son las etapas de Chancado, Lixiviación, Extracción por solventes y Electroobtención. Luego se detectaron las principales falencias presentes en la operación que afecta directamente a la producción de cátodos de cobre. Todo será respaldado por un completo catastro de los equipos presentes en la planta de Chancado, debido a que la optimización será en dicha planta.

La planta de Chancado tiene una sobre exigencia operacional de tonelajes de mineral en todos sus equipos excepto en los chancadores terciarios, estos son capaces de soportar hasta 100 toneladas más cada uno por hora. El proyecto busca aprovechar esta capacidad desperdiciada persiguiendo un único objetivo de aumentar el tonelaje de glómeros para que se pueda formar una mayor cantidad de pilas y por ende una mayor cantidad de solución de PLS (solución rica en cobre). Dicho proyecto es de suma importancia debido al bajo stock de PLS almacenado en la planta de Lixiviación, éste fenómeno obliga a diluir la solución rica con soluciones de bajas leyes provocando una menor concentración de cobre. La planta SX-EW solicita  $600 \text{ m}^3/\text{h}$  de solución de manera constante y una concentración de cobre de  $6 \text{ gramos/litro}$ , que son los parámetros de operación de diseño para lograr una producción cercana a su capacidad.

De acuerdo a los análisis obtenidos se concluye que invirtiendo en un harnero doble deck y un chute se logra mejorar la operación en la planta de chancado. Los harneros terciarios están estratificando de mala forma debido al exceso de material recibido, provocando mucho material grueso que va de retorno y poco material fino que es destinado para la aglomeración.

Al instalar un nuevo harnero la separación de material de distinta granulometría es mejorada provocando mayor fino y menor retorno, dando la posibilidad de alimentar con mayor tonelaje la planta de Chancado y aprovechar la capacidad desperdiciada de los chancadores terciarios, logrando mayor tonelaje de glómeros.

Para ello se deben analizar los beneficios y dificultades que conlleva la inversión. Esto se realiza por medio del estudio de mercado, estudio técnico y finalmente el estudio económico para analizar la prefactibilidad del proyecto planteado.

Del estudio de mercado obtenemos una visión de la situación actual del cobre en Chile y en el Mundo, en lo que se refiere a la producción y reservas, además de realizar un análisis del mercado que cubre la producción nacional, y su injerencia de la economía del país. Posteriormente se procede al diseño, balance de masa, análisis y evaluación de los equipos presentes, variaciones tanto en el área de lixiviación como en la planta SX-EW, todo esto irá incluido en el estudio técnico tomando en cuenta cualquier detalle que pueda interferir en la decisión de la puesta en marcha del proyecto.

Finalmente se realiza el correspondiente estudio económico al proyecto, junto con su análisis de sensibilidad. De acuerdo a los resultados obtenidos el proyecto es rentable con un TIR de 36% (con un TMAR de 20%) y un VAN de 186141277 en un periodo de 8 años. Sin embargo se debe tomar en cuenta las amenazas detectadas que influyen radicalmente en el proyecto: la duración del contrato de la empresa contratista y el precio del ácido. Ambos fueron tomados en cuenta en el análisis de sensibilidad para dejar en claro que son amenazas a tomar en cuenta a la hora de invertir.

En un ambiente competitivo creado por Codelco para empresas contratistas, donde éstas buscan mantener o ganar contratos, crear nuevos proyectos y marcar diferencias en relación al resto de los postulantes al contrato se logra que la empresa mandante se fije y valore la empresa para el trabajo en equipo y lograr altos estándares de seguridad y producción. Por lo mismo el interés ante este tipo de proyectos a corto plazo es altísimo, debido a que ambas empresas se verían beneficiados.

# Índice

---

|   |           |
|---|-----------|
| Agradecimientos.....                              | 2         |
| Resumen.....                                      | 3         |
| Índice.....                                       | 5         |
| Índice de Figuras.....                            | 8         |
| Índice de Tablas .....                            | 9         |
| Índice de Gráficos .....                          | 10        |
| <b>CAPÍTULO 1: ANTECEDENTES GENERALES.....</b>    | <b>1</b>  |
| 1.1 Introducción.....                             | 1         |
| 1.2 Descripción y justificación del Proyecto..... | 2         |
| 1.3 Objetivos.....                                | 4         |
| 1.3.1 Objetivo general .....                      | 4         |
| 1.3.2 Objetivos específicos .....                 | 4         |
| 1.4 Metodología.....                              | 5         |
| 1.5 Alcances .....                                | 6         |
| 1.6 Conclusiones.....                             | 6         |
| <b>CAPÍTULO 2: MARCO EMPRESARIAL .....</b>        | <b>7</b>  |
| 2.1 Introducción.....                             | 7         |
| 2.2 Reseña histórica.....                         | 7         |
| 2.3 Ubicación geográfica.....                     | 8         |
| 2.4 Descripción de la empresa.....                | 8         |
| 2.5 Conclusiones.....                             | 9         |
| <b>CAPÍTULO 3: PROCESO LÍNEA DE ÓXIDOS.....</b>   | <b>10</b> |
| 3.1 Introducción.....                             | 10        |
| 3.2 Chancado .....                                | 11        |
| 3.2.1 Etapa I .....                               | 12        |

|  |   |           |
|--|---|-----------|
| 3.2.2  | Etapa II.....   | 13        |
| 3.2.3  | Etapa III.....  | 14        |
| 3.2.4  | Etapa IV .....  | 15        |
| 3.3  | Lixiviación.....  | 16        |
| 3.4  | Planta SX-EW .....  | 18        |
| 3.5  | Conclusiones.....   | 19        |
| <b>CAPÍTULO 4: PROPUESTA DE OPTIMIZACIÓN .....</b> |   | <b>20</b> |
| 4.1  | Introducción.....   | 20        |
| 4.2  | Descripción problemática productiva.....                          | 21        |
| 4.3  | Propuesta .....   | 28        |
| 4.3.1  | Introducción .....  | 28        |
| 4.3.2  | Análisis.....   | 29        |
| 4.3.3  | Proyecto.....   | 35        |
| 4.4  | Beneficios .....  | 40        |
| 4.5  | Dificultades.....   | 41        |
| 4.6  | Conclusiones.....   | 41        |
| <b>CAPÍTULO 5: INDUSTRIA Y MERCADO.....</b>        |   | <b>42</b> |
| 5.1  | Introducción.....   | 42        |
| 5.2  | Mercado del cobre .....   | 43        |
| 5.3  | Demanda del cobre .....   | 44        |
| 5.4  | Oferta del cobre .....  | 44        |
| 5.5  | Conclusiones.....   | 45        |
| <b>CAPÍTULO 6: ESTUDIO TÉCNICO .....</b>           |   | <b>46</b> |
| 6.1  | Introducción.....   | 46        |
| 6.2  | Detalle de modificaciones .....                                   | 46        |
| 6.3  | Balance de masa y chequeo de equipos existentes en Chancado ..... | 47        |
| 6.4  | Producción actual del proceso Hidrometalúrgico.....               | 50        |
| 6.5  | Balance de masa proceso Hidrometalúrgico .....                    | 52        |
| 6.5.1  | Lixiviación .....   | 52        |
| 6.5.2  | SX-EW .....   | 54        |
| 6.5.3  | Consumo de ácido .....  | 55        |

|  |            |
|--|------------|
| 6.5.4 Programa de cosechas .....                                 | 57         |
| 6.6 Diseño de Harnero.....                                       | 58         |
| 6.6.1 Teoría .....   | 58         |
| 6.6.2 Cálculos.....  | 63         |
| 6.7 Diseño de Chute .....  | 64         |
| 6.7.1 Teoría .....   | 64         |
| 6.7.2 Cálculos.....  | 65         |
| 6.8 Conclusiones.....  | 66         |
| <b>CAPÍTULO 7: ESTUDIO ECONÓMICO .....</b>                       | <b>67</b>  |
| 7.1 Introducción.....  | 67         |
| 7.2 Beneficios de propuesta planteada .....                      | 67         |
| 7.3 Capital total de inversión.....                              | 69         |
| 7.4 Costo total del producto.....                                | 71         |
| 7.5 Flujo de caja .....  | 74         |
| 7.6 Análisis de sensibilidad. ....                               | 76         |
| 7.7 Conclusiones.....  | 78         |
| <b>CAPÍTULO 8: CONCLUSIONES .....</b>                            | <b>79</b>  |
| <b>CAPÍTULO 9: REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS .....</b>              | <b>81</b>  |
| <b>ANEXO A: DIAGRAMA DE BLOQUES Y FLOWSHEET DE CHANCADO ....</b> | <b>83</b>  |
| <b>ANEXO B: DISEÑO DE EQUIPOS .....</b>                          | <b>85</b>  |
| <b>ANEXO C: BALANCE DE MASA Y DISEÑO AL PROCESO.....</b>         | <b>96</b>  |
| <b>ANEXO D: COTIZACIONES DE EQUIPOS .....</b>                    | <b>100</b> |
| <b>ANEXO E: CATASTRO DE EQUIPOS EN CHANCADO .....</b>            | <b>103</b> |

## Índice de Figuras

---

|        |  |    |
|--------|--|----|
| Figura | 2.1: Logo de Empresas .....                              | 9  |
| Figura | 3.1: Etapa I, Planta de Chancado.....                    | 12 |
| Figura | 3.2: Etapa II, Planta de Chancado .....                  | 13 |
| Figura | 3.3: Etapa III, Planta de Chancado .....                 | 14 |
| Figura | 3.4: Etapa IV, Planta de Chancado.....                   | 15 |
| Figura | 3.5: Pozos principales de Lixiviación.....               | 17 |
| Figura | 3.6: Planta SX-EW .....                                  | 19 |
| Figura | 4.1: Laja en Grizzly .....                               | 21 |
| Figura | 4.2: Acumulación de material en chancador primario ..... | 22 |
| Figura | 4.3: Correa N°2 alimentando acopios.....                 | 23 |
| Figura | 4.4: Zona a optimizar.....                               | 30 |
| Figura | 4.5: Relación entre la eficiencia y la alimentación..... | 39 |
| Figura | 4.6: Propuesta de optimización .....                     | 40 |
| Figura | 6.1: Balance de masa .....                               | 47 |
| Figura | 6.2: Esquema del proceso .....                           | 52 |
| Figura | 6.3: TK Rica-Rica, actualmente sin utilizar .....        | 53 |
| Figura | 6.4: TK de Evaporación, actualmente sin utilizar .....   | 53 |
| Figura | 6.5: Esquema de nave EW.....                             | 57 |
| Figura | 6.6: Módulos de harnero secundario .....                 | 60 |
| Figura | 6.7: Módulos de harneros terciarios .....                | 61 |
| Figura | 6.8: Módulos tipo bizcocho .....                         | 61 |
| Figura | 7.1: Zona de harneros terciarios .....                   | 68 |
| Figura | 7.2: Harnero terciario doble deck.....                   | 68 |



## Índice de Tablas

---

|  |    |
|--|----|
| Tabla 4.1: Estudio CIMM para capacidades de harnero.....                               | 26 |
| Tabla 4.2: Tonelaje que reciben harneros terciarios 1 y 2.....                         | 38 |
| Tabla 6.1: Flujos máxicos .....  | 48 |
| Tabla 6.2: Evaluación de equipos .....   | 49 |
| Tabla 6.3: Tonelaje de producción .....  | 50 |
| Tabla 6.4: Tonelaje total de producción .....  | 51 |
| Tabla 6.5: Parámetros de operación Planta SX.....                                      | 54 |
| Tabla 6.6: Características de la solución para riego de pilas y alimentación a SX..... | 56 |
| Tabla 6.7: Parámetros aceptados de granulometría en correa 11 .....                    | 62 |
| Tabla 6.8: Parámetros aceptados de granulometría en correa 12 .....                    | 63 |
| Tabla 7.1: Costos fijos .....  | 70 |
| Tabla 7.2: Cálculo del costo total del producto .....                                  | 73 |
| Tabla 7.3: Depreciación.....   | 73 |
| Tabla 7.4: Flujo de caja.....  | 75 |

## Índice de Gráficos

---

|   |    |
|---|----|
| Gráfica 4.1: Ton/hora versus Horario del día 10/05/12 .....   | 32 |
| Gráfica 4.2: Ton/hora versus Horario del día 14/05/12 .....   | 33 |
| Gráfica 4.3: Ton/hora versus Horario del día 25/05/12 .....   | 34 |
| Gráfica 7.1: Sensibilidad % TIR versus Precio ácido.....      | 77 |
| Gráfica 7.2: Sensibilidad % TIR versus años de contrato ..... | 78 |

# **CAPÍTULO 1: ANTECEDENTES GENERALES**

---

## **1.1 Introducción**

El principal sector productivo en nuestro país lo representa la minería, que ha cambiado mucho estos últimos años con respecto a la tecnología utilizada y a las prácticas operacionales. Estos cambios son generalmente para mantener la viabilidad económica de las operaciones, ya que con el tiempo las leyes del mineral disminuyen y se debe tratar de recuperar la mayor cantidad de cobre posible.

Por lo mismo los proyectos de minería tienen bastante interés, son proyectos que siempre buscan la optimización o mejoramiento de algún proceso en particular, que a la larga altera positivamente a la producción.

En este capítulo inicial se dará a conocer la problemática existente, el plan para enfrentar dicho problema y la elaboración de un proyecto con el fin de contrarrestar la falencia detectada en la planta de chancado. Dicha optimización busca aumentar la producción de cobre.

La empresa contratista (Empresas Santa Elvira) se ganó un proyecto en abril del año 2012 que abarca desde la perforación en la mina hasta la elaboración del cátodo de cobre (planta SX-EW) a cargo de su operación, mantención y transporte de mineral. Desde el primer día están desempeñados en buscar una mejoría rápida y efectiva debido a la bonificación que entrega Codelco por toneladas de cobre producido. En otras palabras, cualquier innovación ya sea con nuevos equipos o cambio de variables de proceso que logre aumentar la cantidad de tonelaje de glómeros, será una inversión que se verá recuperada al poco tiempo y luego traerá ganancias tanto para la empresa contratista como su empresa mandante.

## 1.2 Descripción y justificación del Proyecto

La planta de sólidos de Codelco División El Salvador en su afán de tener un progreso continuo en sus procesos, constantemente busca optimizar las variables y parámetros. Incluso se está estudiando una implementación de la “línea 3” por parte de Codelco que debería partir desde el año 2016, éste consiste en la compra de los equipos que se presentan desde el chancado secundario hasta los tambores aglomeradores, usando como carga la que se presenta en el acopio 1 que hoy se encuentra sin utilización, por tanto será una nueva línea de producción totalmente independiente de la planta actual. Será una gran inversión que aumentará considerablemente las toneladas de glómeros, pero estamos frente a un proyecto de largo plazo, incluso aún no es claro si realmente será en el tiempo establecido o si se llevará a cabo.

Viendo el actual panorama la empresa contratista busca aumentar los tonelajes de glómeros y pilas de lixiviación en un periodo menor al proyecto de Codelco, con el fin de recibir más bonificación que entrega la empresa mandante por lograr mayor tonelaje de cátodos de cobre y además optimizar el proceso.

En una perspectiva global, el mejoramiento de la producción de glómeros es de suma importancia, la baja ley del mineral obliga a lixiviar mayor cantidad de material para poder responder a la demanda de PLS de la planta SX-EW.

Una gran falencia se presenta en la zona de lixiviación específicamente en el pozo de PLS, donde se almacena solución rica en cobre proveniente de las pilas de producción (pilas con material extraído desde el chancado) para luego alimentar a la planta de extracción por solventes de manera continua. Se presenta una mala maniobra al momento de no responder a las peticiones de la SX-EW con respecto al flujo constante de PLS, al estar escasos de solución rica en cobre se le adicionan soluciones de bajas leyes contenidas en otros pozos con el fin de cumplir con la programación planificada, que aparte de tener menor ley viene con residuos sólidos que pueden llegar a provocar serios problemas en la operación de SX.

Por lo mismo se requiere de forma urgente un mayor almacenamiento de PLS en los pozos y esto se logra aumentando el tonelaje de producción de glómeros, formando una mayor cantidad de pilas y luego regarlas con solución ácida.

Según lo mencionado recientemente, el proyecto va destinado a buscar, proponer e implementar nuevas alternativas operacionales apuntando al incremento de tonelaje de glómeros. Luego se prosigue al análisis técnico y económico de la inversión para ver si es factible o no para la empresa.

## **1.3 Objetivos**

### **1.3.1 Objetivo general**

Obtener prefactibilidad técnica-económica para aumentar producción en línea de óxidos de Codelco División el Salvador optimizando el área de chancado.

### **1.3.2 Objetivos específicos**

- Conocer el proceso de línea de óxidos de Codelco División Salvador.
- Realizar catastro de equipos presentes en planta de chancado.
- Detectar y analizar factores que impiden acrecentar tonelajes de producción.
- Proponer acciones que contribuyan a aumentar el tonelaje de glómeros elaborados acorde a la realidad de la empresa.
- Realizar balance de masa al proceso Hidrometalúrgico.
- Analizar técnica y económicamente el proyecto propuesto para evaluar su prefactibilidad.

## 1.4 Metodología

El proyecto implica análisis de la operación en la planta de sólidos detalladamente, luego detectar las falencias que interfieren en los tonelajes de glómeros producidos para que finalmente se proponga un proyecto con el fin de optimizar el chancado y por ende, aumentar producción de cátodos de cobre. Para lograr dicho propósito se elabora el siguiente plan de trabajo:

- Primero se realiza un completo catastro de todos los equipos presentes en la planta de chancado seguido de análisis y conocimiento del proceso en su totalidad.
- Se prosigue con un análisis ingenieril del proceso con el fin de detectar factores negativos que dificultan y reducen el tonelaje de producción.
- Se propone un proyecto con el fin de optimizar la planta de chancado.
- Abarcar todo el proceso Hidrometalúrgico (chancado, lixiviación, extracción por solventes y electroobtención) para realizar el estudio técnico y económico con el fin de evaluar su rentabilidad.

## **1.5 Alcances**

Dada las actuales problemáticas existentes en la línea de óxidos de Codelco División Salvador es importante generar medidas de corto y mediano plazo para optimizar.

La optimización de la planta de chancado es de suma importancia debido a la baja ley de cobre que arroja la mina, provocando que se requiera mayor cantidad de glómeros para aumentar la cantidad de extracción del cobre. La poca capacidad de almacenamiento de PLS que se refleja en la zona de lixiviación acusa la emergencia y obliga a mezclar con soluciones de menor ley, provocando una alimentación de baja ley y calidad a la planta SX-EW.

Según lo mencionado recién, el proyecto desarrollado busca proponer e implementar mejoras de operación y diseño con el propósito de optimizar el chancado, específicamente se busca más continuidad de producción y aumento en el tonelaje de glómeros producidos, logrando una mayor producción en la línea de óxidos.

## **1.6 Conclusiones**

Cualquier proyecto relacionado con la minería, donde se busque optimizar o implementar mejoras siempre traerá un cierto grado de atracción debido a la alta demanda que presenta la producción de cobre en Chile. Se tiene la ventaja que la empresa contratista tiene la ideología de recibir nuevas ideas y proyectos para presentárselo a Codelco y lograr juntos una mejor producción del valioso metal.



## **CAPÍTULO 2: MARCO EMPRESARIAL**

---

### **2.1 Introducción**

En este capítulo se presenta una breve descripción de la empresa contratista “Empresas Santa Elvira” quién está trabajando actualmente en las instalaciones de Codelco División Salvador, detallando las áreas de trabajo que tiene destinado y su historia.

### **2.2 Reseña histórica**

Denominada “Empresas Santa Elvira”, también conocida como “Pedro y Nelson Prado Paez Ltda” una empresa privada que actualmente se encuentra operando en varias faenas mineras. Su nacimiento fue en 1967 y ha ido creciendo con la incorporación de equipos de mayor tamaño, tecnologías y nuevas áreas de trabajo.

Además de la faena El Salvador también ofrece servicios a la minera el Abra, Paipote, Aurex, Maricunga, Puerto Seco, Kinross, Minera Gaby, Candelaria, Compañía Minera San Gerónimo, Freeport-McMoran Copper and Gold y Codelco Andina. Éste último ya no se encuentra en operación pero dio gran importancia debido a que se inició la incorporación al área de perforación.

En El Salvador se ha desarrollado durante los últimos 30 años numerosas labores a la empresa estatal, es el corazón de la empresa contratista.

## **2.3 Ubicación geográfica**

Presenta talleres y oficinas en Calama, El Salvador, Copiapó, La Serena y su oficina Central se ubica en Santiago de Chile.

## **2.4 Descripción de la empresa**

En El Salvador se encuentra operando el proceso de minerales oxidados, desde la perforación a rajo abierto hasta la obtención del cátodo de cobre. Está a cargo de la operación, mantención y movimiento de tierras, además es dueño de los equipos de traslado de mineral, movimiento de tierras, perforación, entre otros.

El cliente y empresa mandante Codelco, firmó un contrato válido desde el 1 de abril con duración de 8 años, donde pide 2000 toneladas de cátodos de cobre mensuales dando la libertad de operación a Empresas Santa Elvira. Para esto la administración crea una sub empresa denominada SSLM Ltda (Sociedad de Servicio para la Minería Ltda) encargada de dar servicios en operación y mantención (mantenciones eléctricas y mecánicas) a la planta de procesos sólidos (chancado), lixiviación y planta química SX-EW. Además crea otra sub empresa “MSG” (Mining service group) encargada de la operación y mantención mecánica de los camiones de alto tonelaje. Con respecto a preparación de tierras, movimiento y perforación queda a cargo directamente de Empresas Santa Elvira.

La empresa ofrece un servicio integral a la gran minería presente en Chile, destaca su compromiso con los más altos estándares de la industria a nivel mundial. Cuenta con una amplia gama de maquinaria con la cual concreta sus trabajos: perforadoras, cargadores frontales, camiones tolva, grúas, tractores, motoniveladoras, etc.

Su propósito principal es hacer rentable su negocio apoyando al cliente, brindándoles el máximo de productividad, sin dejar de lado la seguridad del personal y por supuesto cuidar el

entorno ambiental. Dejando bien claro que al elegir Empresas Santa Elvira fue una buena decisión.

Los logos de cada Empresa es posible visualizarlo en la Figura 2.1:



Figura 2.1: Logo de Empresas

## 2.5 Conclusiones

El gran prestigio que posee la Empresa Santa Elvira para Codelco División el Salvador da la oportunidad de proponer nuevas ideas y nuevos proyectos para que sean analizados por la empresa mandante y lograr a corto plazo alguna modificación para optimizar el proceso, consiguiendo así, que ambas empresas salgan favorecidas.

## CAPÍTULO 3: PROCESO LÍNEA DE ÓXIDOS

---

### 3.1 Introducción

Se considera un mineral oxidado a todo aquello que integra en su fórmula química el oxígeno como elemento constitutivo principal. Esta característica les otorga a dichos minerales una facilidad para su disolución en soluciones ácidas o alcalinas.

El cobre oxidado es precisamente atacado con soluciones ácidas, medio que garantiza buenos resultados en la lixiviación de la generalidad de los minerales oxidados. En los rajes abiertos de El Salvador se presentan bajos contenidos de cobre que paulatinamente siguen en descenso debido al consumo de lo poco que queda de yacimientos de buenas leyes y la puesta en marcha de los yacimientos antes rechazados (de baja ley). Obligando recurrir a sistemas de lixiviación con menos gasto para mantener la rentabilidad y competitividad económica de la industria minera.

El proceso productivo para extraer el cobre consiste primero en la extracción, carguío y transporte del mineral desde el yacimiento. El material transportado va a la planta de chancado donde grandes máquinas reducen el tamaño del mineral para luego aglomerarlo y apilar. Las pilas con el glómero son regadas con una solución de agua con ácido sulfúrico que disuelve el cobre contenido en los minerales formando una solución de sulfato de cobre. Esta solución escurre a través de la pila, se purifica y concentra en la etapa de extracción por solventes para que finalmente termine en la etapa de electroobtención. Ésta última etapa recupera el cobre obteniendo cátodos de la más alta pureza.

Por tanto se tienen 3 plantas que operan en Codelco División Salvador: Chancado, Lixiviación y la Planta Química (SX-EW). A continuación se darán los detalles de su operación de las 3 etapas que son parte de la línea óxidos.

## 3.2 Chancado

El chancado es un proceso que tiene el objetivo de triturar el material de gran diámetro proveniente de la mina. Siempre se cuenta con los chancadores, en este caso, se tiene un chancador primario, chancador secundario y dos terciarios. Además de los harneros que tienen la tarea de separar el material fino con el grueso y finalmente la etapa de aglomeración efectuada en tambores giratorios que al alimentar agua y ácido al mineral triturado se forma el glómero. Todas las plantas chancadoras poseen el mismo sistema de trituración, sólo se diferencian en el tipo de circuito, o número de éstos, todo depende de la cantidad de tonelaje que se requiere en la etapa de lixiviación y tipo de granulometría que se requiere al final de la planta.

La planta se ha seccionado en 4 partes para ver en mayor detalle la operación y equipos presentes en la planta de chancado:

### 3.2.1 Etapa I

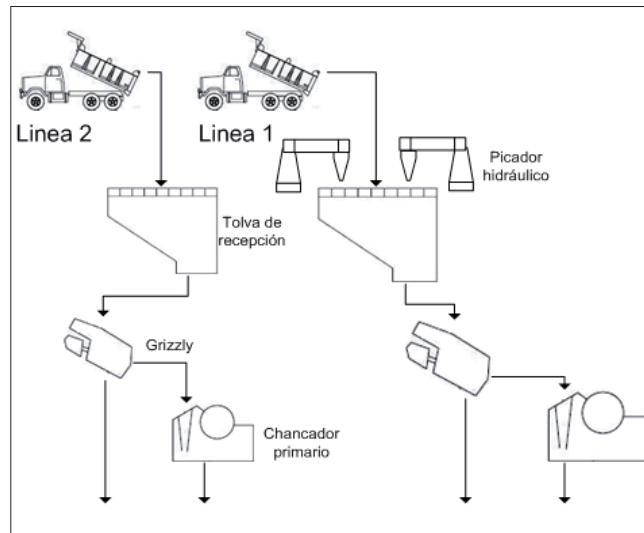


Figura 3.1: Etapa I, Planta de Chancado

Se presentan dos líneas de trabajo (1 y 2), en cada una de ellas se comienza con la descarga del mineral traídos por camiones de alto tonelaje. Se recibe el material en la tolva de recepción quién contiene una parrilla de 10 vigas en la zona superior, capaz de retener los minerales de granulometría entre 20” y 24”, éstos son triturados y reducidos por dos picadores hidráulicos que sólo están disponibles en la línea 1. Ambos tienen su sistema automático de lubricación y manejados por un solo operador. Además se presenta sobre la tolva de recepción un equipo supresor de polvo con 6 inyectores, encargado de liberar una mezcla de agua-aire para disminuir la polución.

Luego, el mineral entra al alimentador grizzly, diseñado para resistir los fuertes impactos creados por la caída de grandes bloques que se vuelcan sobre él a través de la tolva de recepción situada arriba. Logra un flujo controlado y separa el material fino del grueso, el fino baja directamente a la correa N°1 con el fin de evitar una sobrecarga y desgaste innecesario al triturador. Por otro lado el material grueso es llevado al chancador primario tipo mandíbula de marca Roxon, reduciendo su tamaño para que luego se integre al material fino presente en la correa N°1.

### 3.2.2 Etapa II

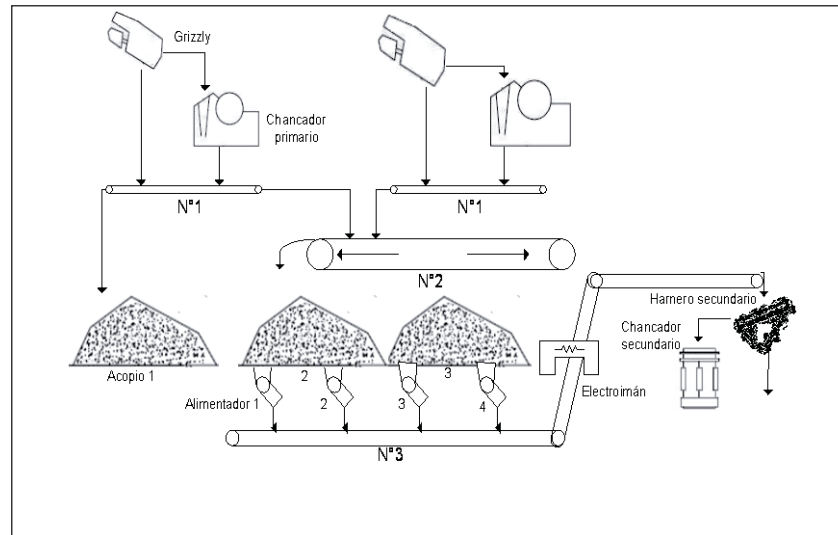


Figura 3.2: Etapa II, Planta de Chancado

Continuando con el proceso de la planta de sólidos, la correa N° 1 conduce el material a la correa N° 2 quién es capaz de desplazarse por medio de rieles con el fin de alimentar los distintos acopios (o conos).

La línea 1 alimenta directamente al acopio 2 y por medio de la correa movable (N°2) logra alimentar al acopio 3. Por su parte la línea 2 alimenta de manera directa al acopio 1 y con la ayuda de la correa N° 2 es posible también llevar el material triturado al acopio 2. Ambas líneas tienen su propia tolva de recepción, chancador de mandíbulas y alimentador grizzly. Actualmente el acopio 1 se encuentra inactivo.

Bajo los acopios se encuentran 4 alimentadores, que por medio de la vibración provocada por un motor alimentan la correa N°3 (el acopio 1 no tiene alimentador). Durante el traslado del mineral triturado en la correa N° 3 se examina si vienen con metales indeseados, y esto se logra gracias a un detector de metales que se encuentra acoplada a la correa. En caso que

encuentre algún metal se envía una señal a la sala de control para detener el proceso y sacar el material indeseado manualmente. Se descarga el material en el harnero secundario quien deja pasar el fino a la correa N°4, mientras que el grueso va al chancador secundario marca Sandvik de tipo pera con un sistema de control automatizado. Luego de la trituración se une al fino en la correa N°4, para continuar con la etapa de chancado.

### 3.2.3 Etapa III

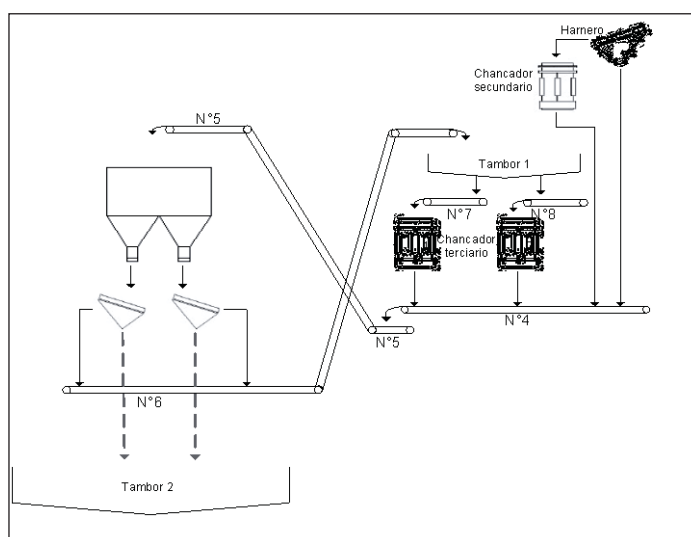


Figura 3.3: Etapa III, Planta de Chancado

Material proveniente del harnero y el chancador secundario cae a la correa N°4, correa que también recibe el mineral triturado proveniente del chancado terciario. Se traslada el material sólido a la correa N°5, encargada de alimentar a un chute de descarga, éste recibe todo el material proveniente del chancado secundario y terciario. Luego se lleva la carga a dos harneros terciarios donde se separa nuevamente el fino con el grueso. Éste último irá de retorno al tambor 1 por medio de la correa N°6 para volver a triturarlo en los chancadores terciarios por medio de las correas N°7 y N°8, éste flujo de material denominado retorno depende directamente del setting ajustado en el chancador 2.



Retomando los harneros terciarios, el material que no va de retorno, es decir el fino, se dirige al tambor 2 para seguir avanzando en el proceso de la planta de sólidos.

### 3.2.4 Etapa IV

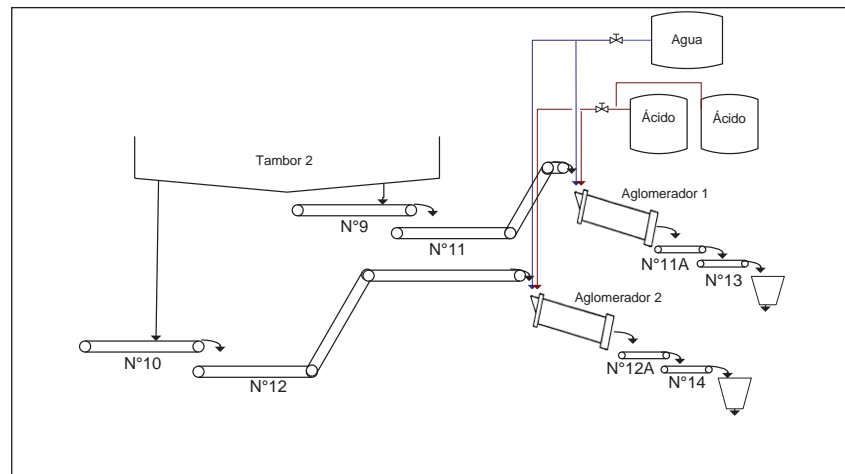


Figura 3.4: Etapa IV, Planta de Chancado

Las correas 9 y 10 descargan su material a las correas 11 y 12 respectivamente, para que luego ingresen a los tambores de aglomerado, lugar donde se crea la aglomeración al adicionar agua y ácido. El tambor aglomerador gira con un tiempo de residencia de 1 a 2 minutos y posee un ángulo de inclinación para facilitar el traslado. El glómero se descarga en las correas 11A y 12A para que posteriormente se alimenten las correas 13 y 14.

Finalmente el material aglomerado proveniente de las correas 13 y 14 cae a las tolvas 1 y 2 con compuertas para alimentar camiones y estos trasladen el glómero a la siguiente etapa en las pilas de lixiviación.

En el anexo A se puede ver el flowsheet y layout de la planta, en el anexo E se especifican todos los equipos presentes en la planta de chancado con todas sus características y capacidades, además el detalle de los motores que actualmente operan.

### 3.3 Lixiviación

Las pilas de lixiviación comprenden de una plataforma única, con una inclinación que varía entre 2 a 3% en el sentido transversal, donde se apila el mineral aglomerado. Éste volumen se divide en 15 módulos de 50 m de ancho y 400 m de largo, con una altura de diseño de 5 m ubicadas en forma adyacente, una al lado de otra.

Además se lixivian materiales de baja ley, zona denominada Central 4, donde se riega de forma libre los ripios provenientes de los 15 módulos recién mencionados. Y finalmente existe otra zona de lixiviación denominada “Central Turquesa”, se riega con electrolito proveniente de Potrerillos, el objetivo de estas pilas es filtrar impurezas de la solución.

Los pozos donde se reciben las soluciones con distintas características son:

- Estanque de refino
- Estanque de solución intermedia.
- Estanques de solución PLS: Rica 1, Rica 2, Rica-Rica
- Estanque de Emergencia.
- Estanque de Descartes N° 1 y N° 2
- Estanque de Baja Ley
- Estanque de Evaporación

Los estanques de solución más manipulados se visualizan a continuación:

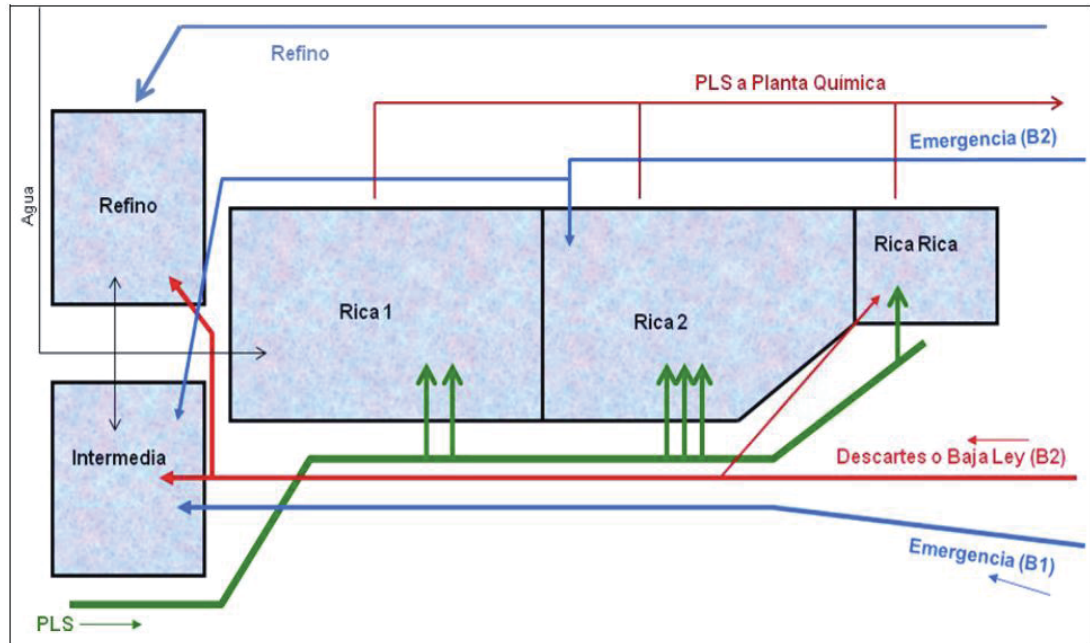


Figura 3.5: Pozos principales de Lixiviación

En operaciones normales el pozo “Rica 2” es quién recibe la solución de PLS proveniente de las pilas de producción, en ella hay geotextiles encargados de retener sólidos en suspensión. Luego por rebose cae la solución a pozo “Rica 1” donde se almacena para enviarlo por gravedad a la planta SX. Cabe señalar que desde el “Rica 2” también es posible enviar PLS hacia la planta SX, sólo se hace en casos de emergencia.

Con respecto al pozo Refino e Intermedio se preparan soluciones de baja ley para regar las pilas. En ambos se puede adicionar ácido y agua, según requerimiento para mantener los parámetros óptimos.

El pozo Rica-Rica está actualmente fuera de servicio debido a la poca llegada de flujo de PLS. Las cañerías de HDPE, válvulas y bombas están a disposición para poner en operación el pozo Rica-Rica sin ninguna dificultad. Tanto la entrada de flujos (Ingreso de PLS), conexiones con otros pozos y su salida (en dirección a planta SX) están habilitadas en los pozos Rica 1, Rica 2 y Rica – Rica.

### 3.4 Planta SX-EW

La planta SX-EW o también denominada Planta Química recibe el PLS obtenido en la etapa de lixiviación para la producción de cátodos de cobre. El refinado se reimpulsa hacia planta de lixiviación logrando un proceso continuo.

La extracción por solventes, proceso utilizado en la metalurgia extractiva, que tiene el principal propósito de concentrar el cobre en una solución adecuada para la electroobtención. Debe estar libre de impurezas nocivas y permitir operar con mayores densidades de corriente con el fin de obtener cátodos en buena calidad.

La zona SX se divide en 2 plantas idénticas, una de ellas se puede observar en la figura 3.6. Tiene una capacidad de tratamiento entorno a los  $580 \text{ m}^3/\text{h}$ , lo que significa un tratamiento de  $290 \text{ m}^3/\text{h}$  por planta. Cada etapa consta de dos etapas de extracción, una reextracción y una etapa de limpieza.

Se recibe el electrolito rico desde la SX hacia las celdas donde ocurre el proceso de electrolisis, el cobre presente en la solución pasa a depositarse en forma metálica sobre las planchas madres de acero inoxidable. Concluido el periodo de depositación el cobre se debe retirar en forma secuencial de las celdas, de tal forma de seguir el orden para el nuevo ciclo de depositación, dicho periodo es entre 6 a 8 días.

Tomando los registros de los últimos meses de producción de la planta, cuando se logra una óptima utilización de la Planta Química se obtienen en promedio 2070 toneladas de cobre. Siempre y cuando se mantenga la concentración de cobre en el PLS de 6 gramos/litro.

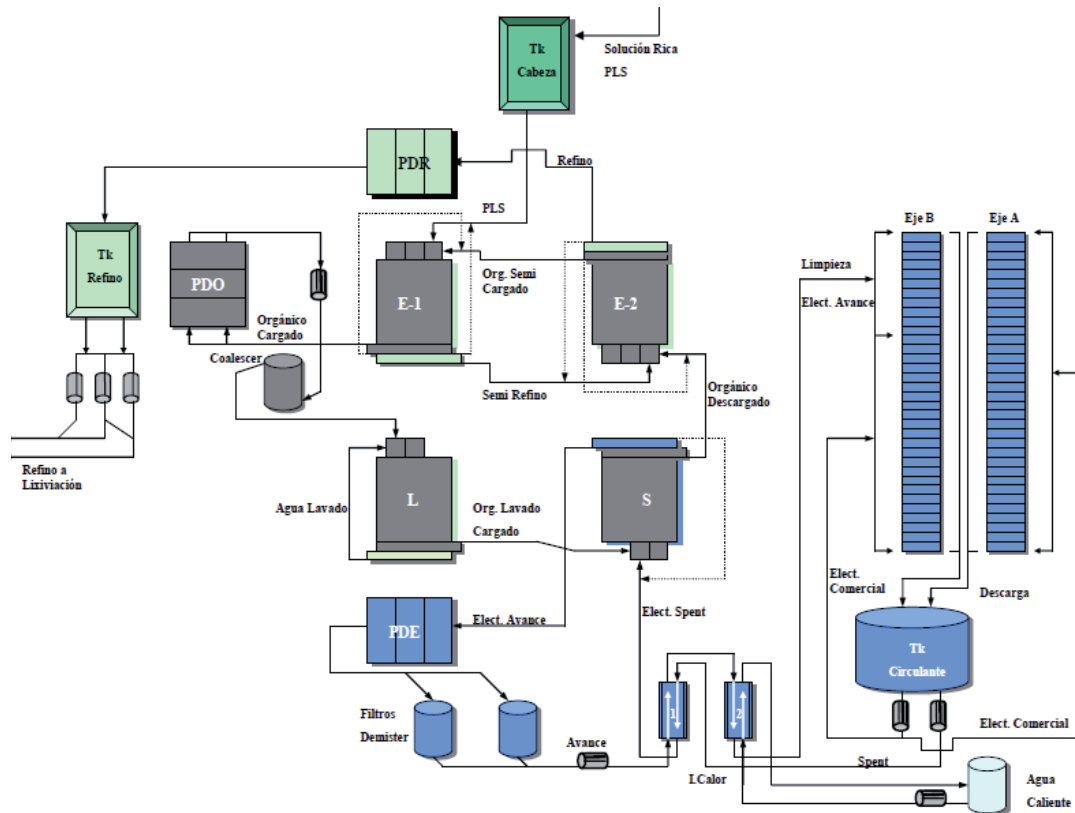


Figura 3.6: Planta SX-EW

### 3.5 Conclusiones

El proceso óxidos de Codelco División Salvador se encuentra normado por sus parámetros de operación fijados desde que se crearon las plantas. Sin embargo la cantidad de cobre en sus yacimientos ha ido paulatinamente disminuyendo a medida que transcurre el tiempo, obligando a estudiar y analizar posibles cambios en su estructura de operación y mantención.

## CAPÍTULO 4: PROPUESTA DE OPTIMIZACIÓN

---

### 4.1 Introducción

Primero que nada cabe destacar que la planta de sólidos en su totalidad está diseñada para trabajar con 700 ton/hora y actualmente se está sobre exigiendo con un promedio de 900 a 1100 ton/hora, comprometiendo todos los equipos presentes y por ende no obtener el máximo rendimiento de cada uno de ellos. Con respecto a la lixiviación, el stock de PLS siempre está muy limitado obligando a mezclar con soluciones de bajas leyes para poder satisfacer la demanda de flujo que pide la Planta SX-EW. Motivo suficiente para elaborar un proyecto con el fin de contrarrestar los problemas recién mencionados.

En el presente capítulo se analizarán detalladamente los equipos más significativos de la planta de chancado, enfocándose más que nada en los problemas actuales que presentan. Y se presentará la propuesta de optimización con sus beneficios y dificultades que enfrenta.

## 4.2 Descripción problemática productiva

En la planta de chancado sus puntos críticos se localizan en los siguientes equipos:

### ➤ Tolva de recepción

Su operación no trae grandes problemas, en la línea 2 la no utilización de los picadores de roca se reemplaza por una retroexcavadora, quien retira hacia los lados el material de gran tamaño. Esto provoca retrasos significativos debido a la insuficiente disponibilidad de la retroexcavadora que se presenta diariamente.

### ➤ Alimentador grizzly

El material grueso o húmedo se atolla en la entrada del alimentador grizzly, por ejemplo los materiales de tipo laja (rocas largas y angostas) que generalmente no son retenidos en la parrilla de la tolva y se atascan en la salida del grizzly, con explosivos es posible liberar la carga para poder continuar el proceso. Además debido a la sobrecarga, el grizzly tiende a rebosar y todo ese material cae a la correa N°1 dañándola e incluso se puede llegar a descarrilar. Esto generalmente ocurre cuando el mineral viene húmedo provocando tapar la parrilla de preclasificación o cuando la parrilla se encuentra recién instalada (sin uso) donde también ocurren dichos sucesos indeseados.



Figura 4.1: Laja en Grizzly

### ➤ Chancador primario

Equipo de tipo mandíbula que trae bastantes problemas cuando el material viene grueso o con un porcentaje de humedad superior al 5%. Se acumula la carga entre el alimentador grizzly y la boca del chancador provocando una parada del proceso, su motivo viene dado simplemente por diseño mecánico de la conexión entre el alimentador y el chancador, y se soluciona por medio de explosivos de baja envergadura o con una especie de garra que retira grandes materiales. También ha ocurrido una acumulación de carga en el mismo chancador forzando una parada de éste y luego retirar dicha carga, en la figura 4.2 es posible visualizarlo.



Figura 4.2: Acumulación de material en chancador primario

Por otro lado las válvulas del sistema hidráulico han fallado de manera significativa provocando dificultades a la hora de ajustar el setting del chancador mandíbula.

### ➤ Acopios

El operador de terreno cada dos horas aproximadamente informa al operador de sala de control la altura que llevan los acopios, con 10% de carga es el mínimo que se exige para poder alimentar la correa N°3 sin inconvenientes. Bajo esa cantidad los alimentadores, aparte de provocar mucha polución, reciben golpes de las rocas desde la altura de la correa N°2 provocando serios daños al buzón (alimentador). Además cuando el mineral viene sobre el 5%



de humedad el acopio no escurre hacia los lados debido a su compactación provocando que forme una mayor altura con menos tonelaje de mineral.

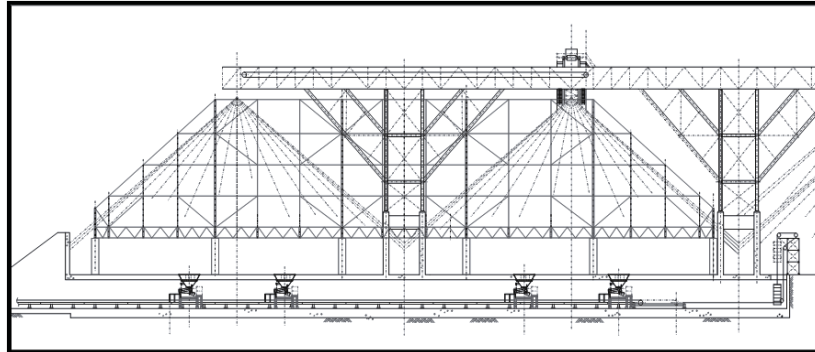


Figura 4.3: Correa N°2 alimentando acopios

#### ➤ Alimentadores

Los alimentadores situados bajo los acopios o conos reciben el material para luego caer en la correa N°3. Estos constan de 4, el cono 3 alimenta a los buzones 3 y 4 y el cono 2 alimenta a los buzones 1 y 2, siendo por lógica los alimentadores 2 y 3 quienes entregan mayor tonelaje debido a que están centrados. Cada uno de ellos contiene un motor que hace vibrar el alimentador por la parte trasera para poder trasladar el material.

Hay muchos inconvenientes cuando el material viene húmedo debido a que provocan la compactación a la salida de los alimentadores, la única manera de solucionarlo es manualmente con lanzas manejadas por operadores de terreno.

El objetivo es alimentar la correa N°3 con un tonelaje entre 900 y 1000 toneladas/hora, el buzón 2 y 3 son capaces de cumplir dicho tonelaje por separado, en cambio la 1 y 4 sólo sirven de apoyo, su capacidad rodea las 150 ton/h cada uno.

Al estar la planta sobre exigida uno de los equipos más dañados son los alimentadores, los tensores por causa de la vibración tienden a bajar la bandeja que recibe todo el material

provocando un derrame de material por la parte trasera del buzón. Éste material cae en el retorno de la correa N° 3 que con la acumulación éste maltrata la correa y provoca un sobrecalentamiento de su motor, obligando a parar el proceso y limpiar la zona afectada.

➤ **Harnero secundario**

El harnero del chancado secundario por diseño trabaja óptimamente con 700 ton/h, en la planta se le exigen 200 toneladas más por hora provocando que no todo el fino descienda, por ende un mayor trabajo al chancador secundario.

El largo del equipo es un factor importante para lograr una alta eficiencia de clasificación, además de la frecuencia y amplitud. El largo del equipo tiene que ver con el tiempo de residencia del material a las aberturas de las mallas aumentando la probabilidad de que se logre una buena separación del fino con el grueso al tener un equipo con mayor longitud. Con respecto al ancho se relaciona con la capacidad de clasificación, mientras más ancho mejor es la distribución de carga y menor el espesor de la cama de material.

Éste harnero se caracteriza por ser doble deck, o mejor dicho doble piso, que tienen la función de mejorar la eficiencia de separación. Si se instalan más deck provocaría una mejor clasificación de la granulometría pero en su contra esto conlleva a un tonelaje mayor al chancador secundario o presentar derrames en el harnero debido a compactaciones en los módulos. Por otra parte quitar deck es una acción bastante riesgosa debido a que los módulos del primer piso pueden sufrir roturas, en caso de ocurrir, se tiene un segundo piso capaz de retener el material.

Dichos problemas se revelan en la sala de control al detectar una variación de la carga hacia el chancador, o también se detecta gracias al operador de terreno que informa ante cualquier anomalía. En terreno el equipo se puede ver que está sobre exigido y gran parte del fino es llevado al chancador secundario. Normalmente 700 ton/h van al chancado secundario y 200 ton/h continúan su proceso.

### ➤ **Chancador secundario**

Chancador apto para las exigencias pedidas, aunque tiene limitaciones actualmente con el sobrecalentamiento del motor, provocando una limitación de la medida de trituración. No es posible bajar de los 28 mm de granulometría, causando un llenado constante del silo 1 quien recibe todo el retorno de la correa N°6 para alimentar los chancadores terciarios. Además sólo se está triturando por un lado del equipo, dejando transitar minerales de alta granulometría perjudicando al proceso en su totalidad. Las consecuencias ocurren en los harneros terciarios, éstos alimentan mayor cantidad de material a la correa N°6 (el tonelaje de retorno) llenando el silo 1 y por tanto sobre exigiendo los chancadores terciarios que no están diseñados para éste escenario.

Sin embargo estos inconvenientes son solucionados por personal mecánico. Estamos frente a un problema puntual debido a que el chancador en periodos normales no presenta grandes problemas, además es el equipo más nuevo de la planta de sólidos.

### ➤ **Harnero terciario**

Similares a los harneros secundarios a excepción de las mallas, de tipo doble deck con malla superior de 1,5” y 0,75” malla inferior. Poco tiempo atrás se intentó retirar el deck inferior para lograr disminuir el retorno pero no dio buenos resultados, el deck superior se mantuvo con la misma malla provocando que en las pilas de lixiviación material estén con una granulometría mayor a lo óptimo, cambio que fue detectado inmediatamente por personal de Codelco obligando a volver a colocar el deck inferior debido a las dificultades que implica en el proceso de lixiviación.

Según estudios por parte de CIMM T&S se encuentra al límite de su capacidad por su diseño para la exigencia de la planta de sólidos. A continuación se muestra dicha tabla elaborada experimentalmente:

| Separación (mm) | 3,6 x 1,5 mts | 4,2 x 1,8 mts | 4,8 x 2,1 mts | 6 x 2,4 mts |
|-----------------|---------------|---------------|---------------|-------------|
| 2               | 20 ton/h      | 30 ton/h      | 45 ton/h      | 65 ton/h    |
| 5               | 50 ton/h      | 70 ton/h      | 95 ton/h      | 135 ton/h   |
| 8               | 75 ton/h      | 105 ton/h     | 140 ton/h     | 180 ton/h   |
| 12              | 100 ton/h     | 145 ton/h     | 200 ton/h     | 230 ton/h   |
| 16              | 125 ton/h     | 180 ton/h     | 230 ton/h     | 270 ton/h   |
| 25              | 175 ton/h     | 250 ton/h     | 300 ton/h     | 350 ton/h   |
| 32              | 200 ton/h     | 290 ton/h     | 350 ton/h     | 400 ton/h   |
| 50              | 270 ton/h     | 370 ton/h     | 430 ton/h     | 500 ton/h   |
| 90              | 370 ton/h     | 460 ton/h     | 550 ton/h     | 640 ton/h   |

Tabla 4.1: Estudios CIMM para capacidades de harneros

La presente tabla indica los tonelajes por hora que deben circular por el harnero para que éste trabaje óptimamente.

De la tabla se informa que un harnero terciario por diseño debe trabajar con 350 ton/h, y el harnero secundario 500 ton/h (según mecánicos 700 ton/h). Viendo el promedio de tonelajes operados en la planta de sólidos se puede ver que el harnero terciario y el secundario están excedidos en su capacidad, debido a que se opera a 900 ton/h.

#### ➤ Chancador terciario

La alimentación/retorno óptima esperada por el proceso es de 900 ton/h de alimentación con 120 ton/h de retorno que es dirigido a los chancadores terciarios. Si bien el retorno está bastante elevado (160 ton/h en promedio) los chancadores responden ante la carga sin presentar inconvenientes, cada uno de los equipos está diseñado para triturar 250 ton/h argumentando el buen funcionamiento de estos.

### ➤ **Tambores Aglomeradores**

Se desempeñan bien los tambores aglomeradores, no han presentado imprevistos indeseados. Cabe destacar que tienen su capacidad de tonelaje limitado, normalmente se trabaja con 440 ton/hora de material sólido en cada uno de los tambores sin problemas a pesar que está superando el límite del tambor por diseño.

Tiempo atrás se hizo una prueba de operar con 460 ton/h en c/u provocando serios problemas, el eje motriz se descarriló e incluso sufrió roturas. Se debe tomar en cuenta que aparte de los 460 ton/h alimentados al tambor se le debe sumar la carga adherida al tambor, se estiman unas 500 ton/h en total presentes en el tambor.

### ➤ **Línea 2**

Línea de mejor rendimiento que la línea 1, su impedimento se debe a la falta de picarrocas en la tolva de recepción y una mayor capacidad de vibración en el grizzly.

### ➤ **Correa N°5**

La alimentación se carga hacia un lado de la correa provocando que el receptor de la carga (chute pantalón) divida su material en los harneros de manera desbalanceada, logrando una sobrecarga en uno de los harneros perjudicando así, a la cantidad de tonelaje de glómeros procesados en la planta de sólidos.

### ➤ **Correa N°7 y N°8**

Ambas correas transportadoras sufren constantes derrames por tener la velocidad al límite de su diseño.

Tomando en cuenta todos estos detalles recién mencionados dan motivos para la realización del proyecto, la planta de sólidos se encuentra actualmente con diversos problemas debido a la antigüedad de sus equipos, además se suma el factor de la sobre alimentación. Se ve en terreno que los mecánicos de mantención están colocando parches encima de antiguos parches de metal dando cuenta de la mala calidad de los equipos y su deterioro al pasar los años.

Los días de mantenimiento corresponden a los días miércoles y jueves, periodos donde la planta queda detenida en su totalidad. Los problemas tanto mecánicos como eléctricos comienzan a presenciarse el fin de semana siguiente, dando a entender que la planta no se encuentra trabajando apropiadamente y no basta con una buena mantención de sus equipos semanalmente.

## **4.3 Propuesta**

### **4.3.1 Introducción**

La optimización va referente al aumento de producción de cátodos de cobre, implicando un mayor tonelaje de material aglomerado y por ende, mayor cantidad de pilas de lixiviación.

En la planta de sólidos todo aumento de la cantidad de material triturado se ve limitado por los tambores de aglomeración, debido a que están trabajando al límite y por tanto no son capaces de recibir más tonelaje.

Por lo mismo cualquier mejora realizada compromete inapelablemente a la compra e instalación de un tercer tambor aglomerador. Inversión bastante costosa y poco atractiva, ya que aparte de la compra del equipo se debe también implementarse las correas transportadoras

que alimentan y reciben el material del tambor, como también otra tolva de recepción del mineral aglomerado siendo un proyecto bastante caro.

Sin embargo hay muchos detalles en la planta de sólidos que son posibles optimizar evitando la compra del tambor aglomerador, invirtiendo con la incorporación de nuevos equipos de menor costo es posible obtener una mejoría notoria, inversión que se verá recuperada al poco tiempo.

### **4.3.2 Análisis**

Teniendo el catastro de todos los equipos presentes (Anexo E), además el aporte de la opinión de personal de planta y las salidas a terreno es posible detectar:

Se está trabajando en su máxima capacidad, excepto con los chancadores terciarios debido a que por diseño soportan 250 ton/h cada uno y en operación normal reciben entre 100 a 150 ton/h, es decir, cada chancador está preparado para recibir al menos 100 toneladas más por hora, capacidad que se está desperdiciando debido a un mal diseño y operación de la planta.

La planta de sólidos finaliza con la aglomeración que se realiza en dos tambores, que por diseño también están trabajando al límite pero de manera inestable. Es decir, ambos por separado soportan una alimentación de 440 ton/h que es la cantidad óptima que se puede trabajar pero dicha carga no siempre se mantiene debido a inconvenientes que obligan a detener el proceso, por ejemplo por fallas tanto mecánicas como eléctricas de los equipos principales que operan en la planta de chancado.

Si se está buscando optimizar la planta sin recurrir a tanto gasto, se debe implementar algún cambio en la zona final del chancado, disminuir éstas paradas de planta y aumentar el tonelaje que ingresa a la correa N°3 con el fin de lograr una producción de glómeros constantes de 440 ton/h por cada tambor.

En la siguiente figura, es posible visualizar la zona donde se presenta la mayor problemática si en eficiencia y optimización se quiere trabajar:

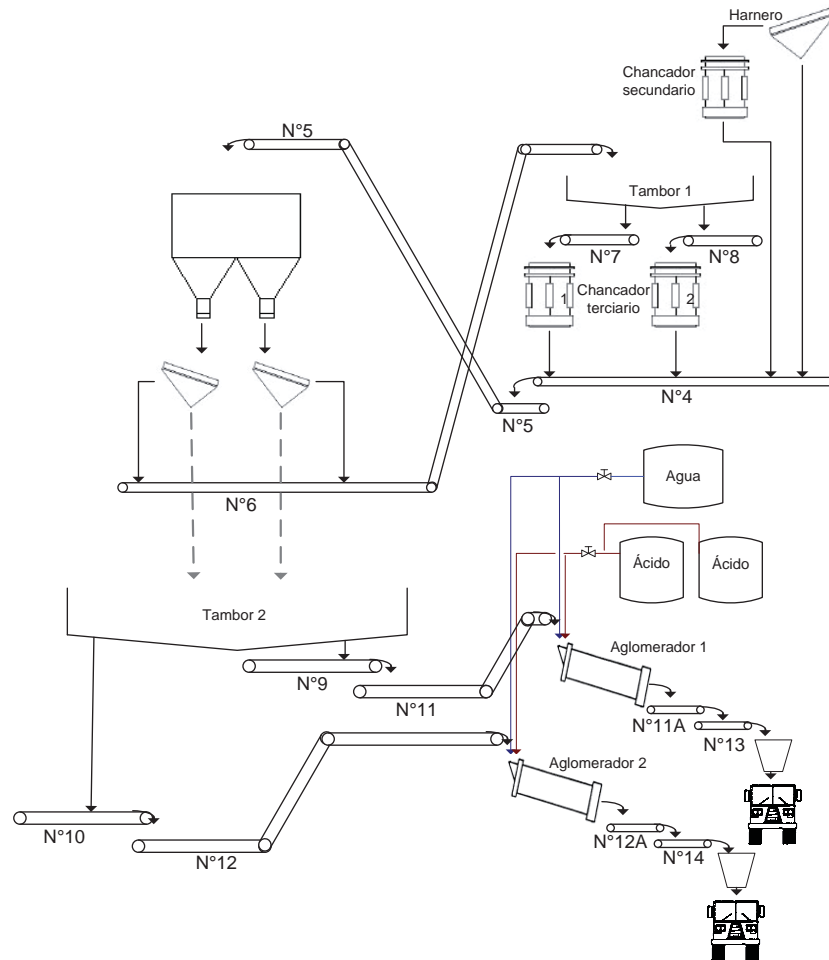


Figura 4.4: Zona a optimizar

Equipos comprometidos:

- Tambores aglomeradores:

Tal como se mencionó recién, cualquier modificación para aumentar la capacidad de producción de glómeros compromete directamente a los tambores de aglomeración, debido a



que se sitúan en el tramo final del proceso. El grado de inclinación, largo, ancho, las rpm, tiempo de residencia y dosis de ácido con agua son las variables a considerar si se habla de su capacidad.

Con el tiempo de uso se produce un incremento significativo del espesor de la costra al interior de los tambores aglomeradores, que compromete su capacidad, requerimiento energético y aumento de sollicitaciones mecánicas. Factor importante que se debe tomar en cuenta.

➤ Correas transportadoras:

Encargadas de trasladar el material, se debe chequear si logran soportar el aumento de carga y velocidad que se quiere lograr, si no está apta para las nuevas condiciones se deberá invertir en nuevos equipos de mayor capacidad.

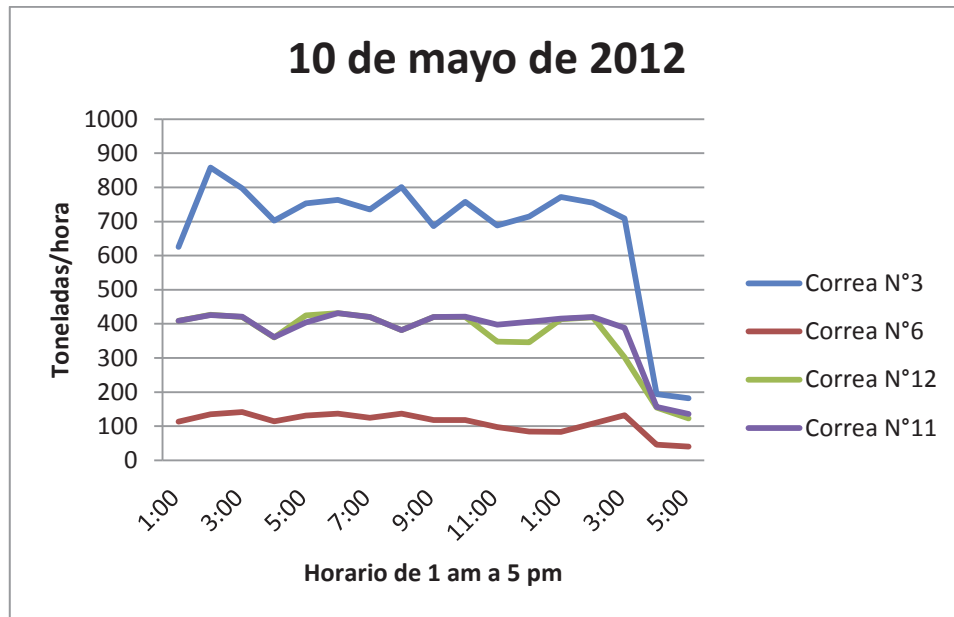
➤ Pilas de lixiviación:

El apilamiento del glómero consiste en situarlo en módulos del 1 al 15 ubicados en una sola plataforma que se logra gracias a dos equipos apiladores, formando pilas para su posterior proceso de lixiviación. Las nuevas condiciones comprometen a crear otras pilas para almacenar el glómero extra obtenido, tomando en cuenta además el gasto de ácido y agua utilizado para su regadío.

Para justificar el proyecto se muestra a continuación el comportamiento de tres días de operación con diferentes registros de proceso, es posible comprobar que en la planta de sólidos no existe continuidad de producción:

Datos del proceso de chancado:

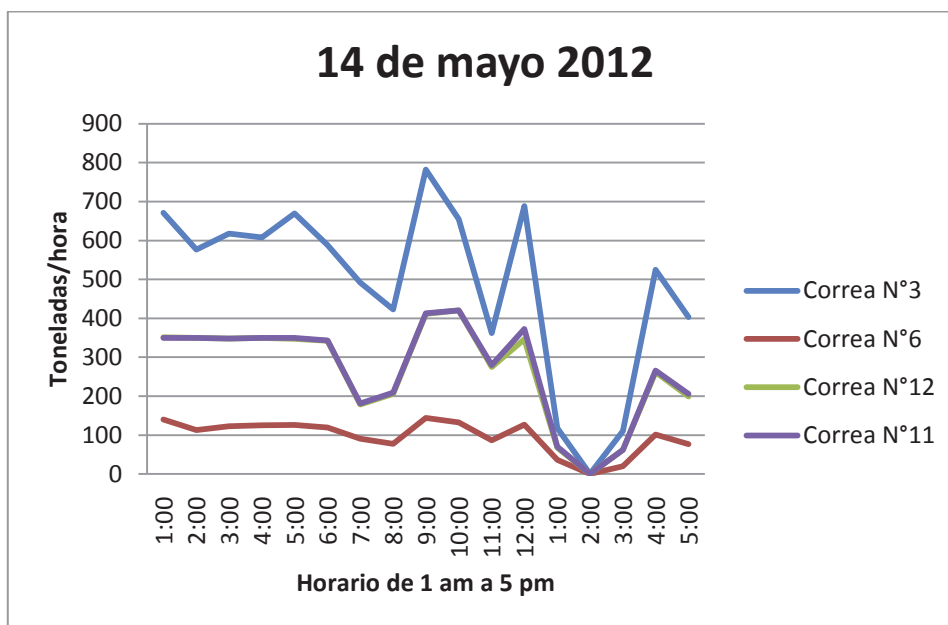
Registro diario: Día: 10 mayo 2012 / Setting Chancador secundario: 24 mm



Gráfica 4.1: Ton/hora versus Horario del día 10/05/12

Se registra un buen rendimiento de la planta de sólidos debido al alto tonelaje que llevan las correas 11 y 12 que prácticamente sería la cantidad de glómeros producidos, en la gráfica se ve que mantiene un tiempo considerable sobre las 430 ton/h ambas correas. Pero se está arriesgando el chancador secundario, el área de mantenimiento eléctrico de Codelco exigió que el setting del chancador secundario no debe ser menor a los 28 mm debido al alto amperaje que está arrojando, por tanto se está forzando el equipo(motor) arriesgando a una parada de planta para su reparación o incluso dar de baja el motor. A las 4 pm hubo una falla justamente por el amperaje del motor del chancador obligando a detener la producción.

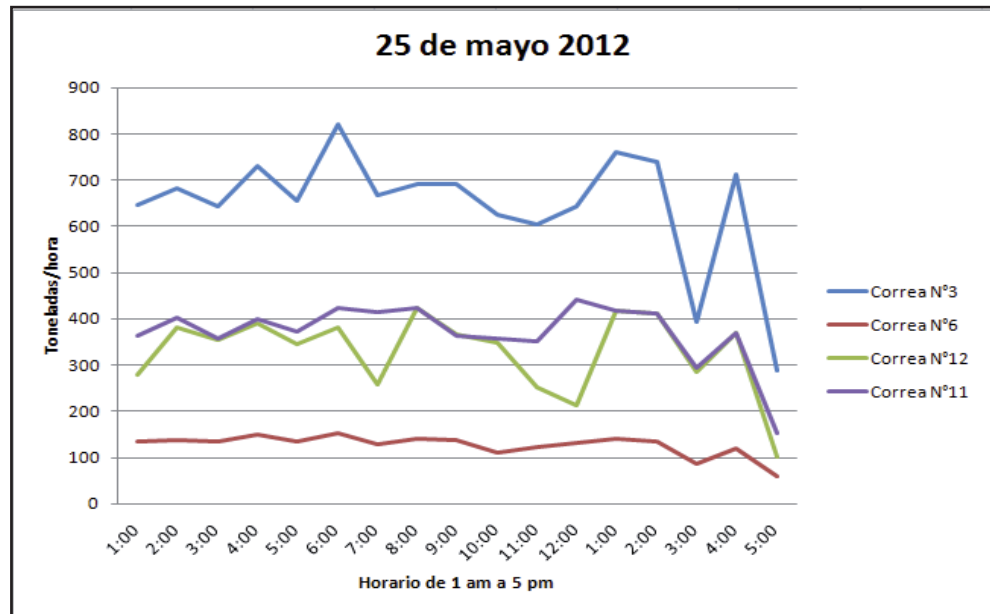
Registro diario: Día: 14 mayo 2012 / Setting Chancador secundario: 32 mm



Gráfica 4.2: Ton/hora versus Horario del día 14/05/12

Se registra un mal proceso de chancado, muy inestable y la producción (correas 11 y 12) no logran superar los 350 ton/h. A las 2 pm el chancador terciario 1 tuvo inconvenientes por derrame de aceite provocando una parada de la planta completa por más de una hora.

Registro diario: Día: 25 mayo 2012 / Setting Chancador secundario: 30 mm



Gráfica 4.3: Ton/hora versus Horario del día 25/05/12

Otro registro de un día bastante inestable, se recalca la alta cantidad de toneladas pasando por la correa N°6 que se mantuvo sobre los 140 ton/h durante casi todo el periodo de análisis, y justamente trajo consecuencias. A las 5 pm el chancado sufrió parada de producción debido al llenado del silo 1 para evitar derrame de material, el silo donde se almacena la carga proveniente del retorno es un problema persistente para el operador de sala. Éste evento fue debido a los chancadores terciarios que trabajaron de manera inestable durante todo el día por problemas eléctricos.

### 4.3.3 Proyecto

En la sección anterior quedaron expuestos los problemas presentes en la operación de chancado y aglomerado que impiden el funcionamiento óptimo de la planta, afectando al tonelaje de cátodos elaborados en la planta de electroobtención.

Se demostró que los mayores problemas existentes se presentan en:

- Alimentadores bajo los acopios.
- Chancador secundario.
- Retorno de material.
- Correa N°5
- Harneros terciarios

Las soluciones en periodo de corto plazo para la planta de chancado son posibles, y fueron planteados a la jefatura de la empresa, éstas son:

- **Mayor exigencia de la correa N°1 en la línea 1.**

La correa N°1 actualmente se le exige entre 900 a 1000 ton/h, por diseño ésta aguanta 1700 ton/h y en operación ha llegado a operar a 2000 ton/h sin presentar inconvenientes. Tal como se menciona anteriormente, la correa N°1 (línea 1) alimenta directamente al acopio 2, no es necesario pasar por la correa N°2 quién soporta mucho menos tonelaje. Ésta maniobra tiene la finalidad de mantener un buen stock en los acopios.

- **Previa estratificación en la alimentación a la planta de sólidos.**

Se sabe que los chancadores presentes en la planta de sólidos soportan grandes cantidades de mineral, pero se está alimentando más fino que grueso desperdiciando las capacidades de los

chancadores primarios, secundarios y terciarios. Si se lograra harnear el mineral, almacenar en un acopio aparte el mineral fino y alimentar sólo el grueso al chancado primario se logra ocupar la verdadera capacidad de los trituradores. Con respecto al acopio con mineral fino se puede alimentar al chancado terciario o donde corresponda según su granulometría cuando se presenta algún evento indeseado o haya bajo tonelaje en el proceso.

➤ **Ineficiencia del detector de metales.**

El detector de metales que está situado en la correa N°3 no trabaja de manera óptima cuando la correa supera las 1000 ton/h limitando el aumento de tonelaje. Además hay un tipo de material proveniente de las tronaduras que no es detectado, materiales que generalmente son de gran dureza que dañan seriamente a los chancadores.

➤ **Estar alerta en zona de chancado primario.**

La zona que influye enormemente en la producción de glómeros es la zona de chancado primario, es decir: la alimentación proveniente del rajo, la tolva de recepción, el vibrador grizzly, chancador mandíbula y la correa N°1. Todos los equipos recién mencionados tienen la tarea de mantener llenos los acopios 2 y 3, papel fundamental para lograr la continuidad de la planta. Por tanto debe estar un operador de terreno de manera constante atento a cualquier anomalía para tomar las acciones correspondientes y dejar la planta en normal funcionamiento.

➤ **Nuevo stock pile para evitar humedad del mineral.**

Previa alimentación a la planta de sólidos es conveniente crear un acopio donde el mineral tenga un tratamiento con el fin de obtener un porcentaje de humedad bajo el 5% para no tener eventos negativos durante el proceso de chancado.

Pretender reparar todos los problemas sería una inversión poco atractiva debido al alto costo que significa, la idea es lograr optimizar la planta de sólidos con la menor cantidad de inversión posible.

Los mayores problemas presentados durante el proceso de chancado son principalmente de fallas en los equipos, varios ya han superado su tiempo de vida útil y han sido rescatados para seguir operando. Además están comprometidos a trabajar con un promedio de 200 ton/h más, provocando que eventos no deseados se exhiban casi a diario. Una buena optimización sería lograr la continuidad de tonelaje de producción máxima de glómeros que es capaz la planta, es decir, lograr que cada tambor aglomerador procese 440 ton/h sin variaciones significativas en su tonelaje. Las bajas de tonelajes en los tambores aglomeradores se debe a distintos eventos, por ejemplo entre los más significativos son:

- Compactación de la parrilla Grizzly.
- Clima, con lluvia o nieve el proceso se detiene.
- Compactación en los alimentadores bajo los acopios.
- Mucho retorno por la correa N°6 llenando el silo 1 hasta su límite de 3,8 metros de altura.
- Falla mecánica de los chancadores secundarios y terciarios.

Entonces si se pretende una optimización sin tanta inversión, se debe proporcionar correctamente la carga del retorno con la carga que va hacia el aglomerado, con el propósito de obtener más tonelaje de aglomerado o al menos evitar paradas de planta tomando en cuenta la limitada capacidad de la planta de sólidos.

La compra de un harnero terciario reduciría en gran escala el tonelaje de retorno y por tanto aumenta la cantidad de material fino que alimenta a los tambores aglomeradores, éste cambio da la posibilidad de ingresar más tonelaje a la planta de sólidos. Dicha proposición debe respaldarse con un estudio técnico y económico para percibir si realmente va a aumentar el

tonelaje y además si será rentable. No olvidar que dicho cambio en el proceso conlleva a otras variaciones, por ejemplo analizar si las correas transportadoras son capaces de soportar, cambiar el chute que se sitúa encima de los harneros terciarios, la estructura mecánica que se debe implementar, en fin, son muchos los factores que se deben tomar en cuenta para poder darle credibilidad al proyecto.

Una manera de respaldar la propuesta se visualiza con la operación de la correa N°5. Éste presenta problemas al alimentar el chute pantalón, el mineral se carga hacia un lado de la correa provocando que los harneros terciarios reciban distinto tonelaje. Además se debe recordar que cada harnero soporta por diseño 350 ton/h y según registro tomado en la planta de sólidos durante los días 10 y 14 de mayo de 2012, los harneros recibieron:

| <b>Hora</b> | <b>10/5/12</b> | <b>14/5/12</b> |
|-------------|----------------|----------------|
| 1:00        | 739 ton/h      | 810,9 ton/h    |
| 2:00        | 993,3 ton/h    | 689,9 ton/h    |
| 3:00        | 938,2 ton/h    | 741,2 ton/h    |
| 4:00        | 816,9 ton/h    | 733 ton/h      |
| 5:00        | 884,2 ton/h    | 796 ton/h      |
| 6:00        | 900 ton/h      | 707,4 ton/h    |
| 7:00        | 860,4 ton/h    | 582,3 ton/h    |
| 8:00        | 937,6 ton/h    | 500,4 ton/h    |
| 9:00        | 804,1 ton/h    | 926 ton/h      |
| 10:00       | 876 ton/h      | 787 ton/h      |
| 11:00       | 786,6 ton/h    | 448,3 ton/h    |
| 12:00       | 799,1 ton/h    | 815 ton/h      |
| 13:00       | 855,3 ton/h    | 154 ton/h      |
| 14:00       | 862,1 ton/h    | 0 ton/h        |
| 15:00       | 840,9 ton/h    | 130,1 ton/h    |
| 16:00       | 240,7 ton/h    | 625,7 ton/h    |

Tabla 4.2: Tonelaje que reciben harneros terciarios 1 y 2

Por tanto si se busca que los harneros trabajen correctamente se deben alimentar 700 ton/h como máximo, sino la estratificación no se logra debido a que se alimentan hasta 300 ton/h más de lo normal.



La eficiencia del harnero influye fundamentalmente de la tasa de alimentación tal como se indica en la siguiente figura, donde muestra que el punto “a” es la alimentación ideal para el harnero puesto a prueba:

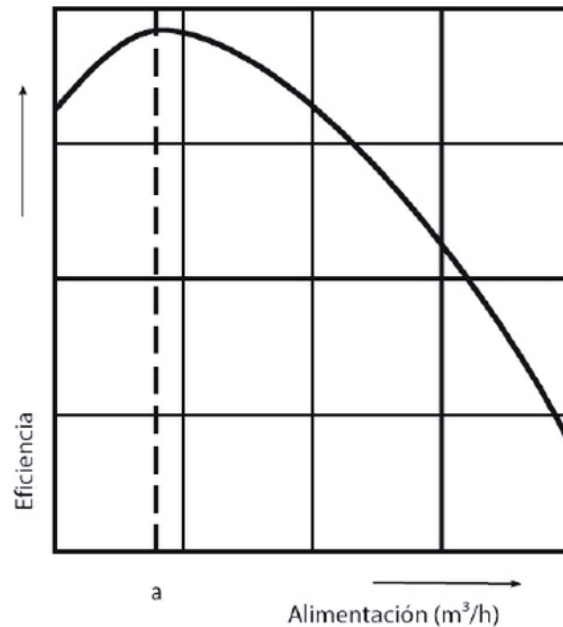


Figura 4.5: Relación entre la eficiencia y la alimentación

En la mayor parte de los casos una eficiencia entre 90 y 95% es aceptable o mejor dicho es fácilmente negociable, aunque hay situaciones que con una eficiencia de 60% es suficiente para el proceso, todo depende de la planta que se esté trabajando y de las especificaciones que posee el harnero analizado.

El flowsheet con la propuesta quedaría como se muestra en la siguiente figura:

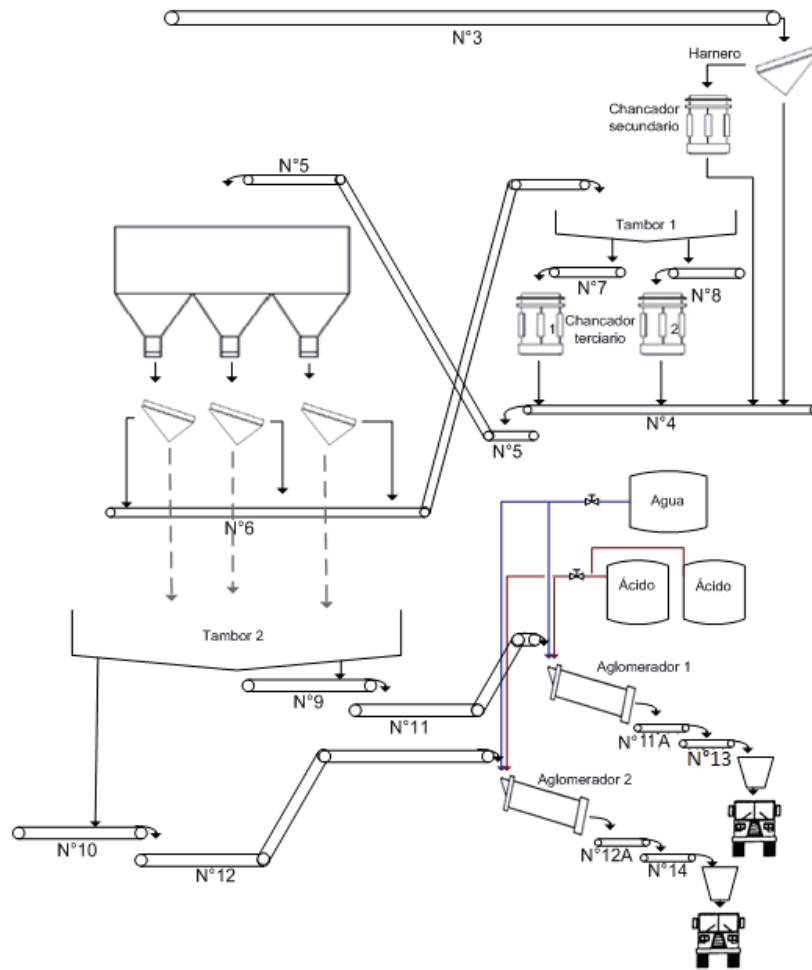


Figura 4.6: Propuesta de optimización

## 4.4 Beneficios

Obteniendo el comportamiento esperado, es decir, producir 440 ton/h de glómeros por cada tambor se tiene:

$$440 \frac{\text{ton}}{\text{h}} \times 2 \times 8 \text{h} = 7040 \frac{\text{ton}}{\text{turno}}$$

El plan que se espera en la planta de chancado actualmente de glómeros es de 6340 ton/turno, pronosticando a futuro se estará aumentando la capacidad de la planta de sólidos en:

$$7040 - 6340 = 700 \text{ ton/turno}$$
$$21120 - 19020 = 2100 \text{ ton/día}$$

Por tanto teóricamente se estaría aumentando a 2100 ton/día de glómeros por día, cabe destacar que los 6340 ton/h que se pide fueron tomando en cuenta los atrasos provocados por gran tonelaje de retorno y fallas técnicas, ya que teóricamente debería ser mayor su producción.

## 4.5 Dificultades

Primero que nada el costo del equipo es el mayor factor a la hora de ver dificultades, luego se suman los costos de las instalaciones debido a que la estructura sufrirá cambios para poder integrar un nuevo harnero. Además el chute pantalón será reemplazado por un chute de mayor envergadura con 3 salidas (una para cada harnero) y chequear si las correas transportadoras y los demás chutes logran adaptarse al nuevo cambio, en caso de no ocurrir tiene que ser reemplazado por nuevos equipos y formar parte del costo total de inversión.

## 4.6 Conclusiones

Realizando un análisis técnico y económico al proyecto se puede ver si es factible o no la propuesta planteada. La planta necesita cambios para poder aumentar el tonelaje que está circulando para lograr obtener un mayor flujo de PLS en las piscinas de lixiviación.

Si se logran los objetivos, es decir alcanzar 2100 ton/día más, se puede esperar una mejor operación y manejo de los pozos en lixiviación logrando un proceso más continuo y efectivo.

## CAPÍTULO 5: INDUSTRIA Y MERCADO

---

### 5.1 Introducción

Durante el año 2013, específicamente en el primer trimestre el precio del cobre presenta una tendencia negativa, rodea los US\$ 3,57 la libra. El precio cae a su menor nivel en 17 meses a pesar de que los fundamentos del mercado no han presentado grandes variaciones, es decir, los componentes de la oferta y demandan que determinan el precio.

Han existido eventos en las principales economías demandantes del metal (Europa, EEUU, y China) que han influido y afectado las expectativas positivas dadas el año 2012. La crisis del sistema financiero en Chipre y la exigencia de la Unión Europea de aplicar un impuesto a los depósitos bancarios para obtener rescate financiero afectan negativamente al mercado. Ésta acción nunca antes aplicada, provoca que otras economías de la Eurozona puedan quizás también requerir ayuda financiera en un futuro y apliquen el mismo método.

Además EEUU sigue con un crecimiento bastante más lento de lo pronosticado, por su parte China las perspectivas de crecimiento en su economía son algo más moderadas que las esperadas a fines de 2012.

Un efecto bastante notorio y que afecta directamente al mercado del cobre es la gran aceleración de la tasa de inflación, a esto se le suma la apreciación del dólar. Ambos factores implican inapelablemente un descenso en el precio del cobre en marzo del año 2013.

Sin embargo el balance de mercado global se proyecta levemente superavitario en el año 2013 y 2014, implicando un cambio no tan significativo respecto a proyecciones anteriores. En consecuencia se mantiene una estimación de precios del cobre para 2013 de US\$ 3,57 la libra y de US\$ 3,32 la libra en el año 2014.

## 5.2 Mercado del cobre.

El presente año se ha caracterizado por un notorio aumento de inventarios de cobre disponibles en la bolsa de metales. Éste fenómeno los expertos informan que se debe a la baja demanda del metal rojo por parte de China, además por la incertidumbre respecto a futuras medidas en el sector inmobiliaria y por las altas cifras del crecimiento de la demanda durante el año 2012 (Mercado en condición de Superavit).

El consumo de cobre de China fue de 11,7% en el año 2012, que se ubicó por debajo de la tasa de crecimiento promedio de la demanda prevista en el periodo 2011-2012, que fue de 14,7%. Como bien se explica anteriormente, influye principalmente el ciclo de mayor inflación que vive China, se suma además una expansión en la oferta debido a la llegada de nuevos proyectos (aprox. 510 TM en 2013), debido a la entrada en producción de Sierra Gorda, Mina Ministro Hales y Caserones por parte de Chile; Tocomocho, Altapaccay y Las Bambas en Perú; y el proyecto Oyu Tolgoi en Mongolia.

El mercado del cobre analizado a largo plazo sigue siendo positivo, a pesar de la actualidad que enfrentan los países desarrollados y las menores tasas de crecimiento del PIB previstas para China en los próximos años. La visión positiva se fundamenta principalmente por los procesos de urbanización en China e India provocando un aumento de la demanda de cobre.

Cochilco estima para el precio del cobre de los años 2013 y 2014 en US\$ 3,57 /lb y US\$ 3,32/lb respectivamente. Con respecto a los años siguientes sostiene que será positiva a pesar de todos los eventos posibles en el mercado mundial. Entre los más riesgosos destaca:

- En la Eurozona no se descarta que otros países requieran ayuda financiera.
- Crisis política en Italia.
- Falta de consenso en EEUU.
- Restricción mercado inmobiliario en China y aumento de tasa de inflación.

El precio del metal rojo que si bien se ha mantenido alto, ha experimentado cierto grado de volatilidad en los tres primeros meses del año 2013 el llamado es a estar alertas ya que la economía mundial aún presenta señales de inestabilidad y el cobre no es inmune a ello.

### **5.3 Demanda del cobre**

Respecto a la demanda, se proyecta una expansión en torno a 1,4% en el año 2013, alcanzando 20,82 millones de TM (Demanda Mundial). El aumento se debe principalmente por el consumo de China, India y Brasil. Con respecto a la Eurozona se presume una contracción de la demanda por el metal junto con Japón y Corea del Sur.

La mayor tasa de crecimiento provendría de India, país que expandiría a una tasa promedio de 9% anual, demandando en promedio 1,7 millones de TM en el futuro (5,4% de la demanda global). Por su parte China estima un crecimiento de producción industrial cercano al 9,9% por año, superando al resto del mundo en el consumo de cobre.

### **5.4 Oferta del cobre**

La oferta continuaría en un ciclo expansivo, estimándose un aumento global del 3,0% para el 2013 y el 2014, con lo que el balance de mercado se proyecta levemente con superávit en ambos años. En ese contexto, la producción de Chile, principal productor mundial de este metal, crecería este año un 2,6%.

La estatal Corporación del Cobre (Codelco) aumentaría este año un 3,4 % en comparación al pasado año.

Según Cochilco, Chile proyecta en el presente año un aumento de 2,6% de su producción de cobre y se debe principalmente a la recuperación que anotará la minera Collahuasi (alza de 9,9%) con un producción adicional de 210 toneladas, además la Minera Esperanza podría

llegar a mil toneladas (alza de 15,6%). Por su parte Codelco, también aumentaría su producción a 3,4% debido al comienzo de la mina Ministro Hales. En fin, para el año 2014 la producción de cobre tendría un alza de 2,6% en comparación con la producción proyectada para 2013.

## **5.5 Conclusiones**

Tomando en cuenta la actualidad del mercado del cobre una inversión de cualquier tipo, ya sea de corto o largo plazo, siempre será y causará interés o un elevado grado de atracción debido a la gran demanda que presenta actualmente Chile. Más aún si se trata de proyectos de bajo costo y con cambios significativos al poco tiempo, que es la finalidad en el presente proyecto.

## CAPÍTULO 6: ESTUDIO TÉCNICO

---

### 6.1 Introducción

Todos los cálculos de diseño, detalles de localización, procesos de instalación, variaciones en el proceso global de hidrometalurgia y otros factores técnicos irán incluidos en el presente capítulo para posteriormente evaluar sus costos económicos en el capítulo VII y finalmente obtener la prefactibilidad del proyecto.

### 6.2 Detalle de modificaciones

Primero que nada se debe retirar el chute actual debido a sus características, presenta varias roturas que han sido parchadas incluso más de una vez en la misma zona, además tiene mal distribuida la zona de separación de flujo que dirige a los harneros que se sitúan abajo. Por tanto, además de la incorporación de un nuevo harnero irá un nuevo chute con 3 salidas que alimentará los harneros terciarios presentes en la parte inferior.

Teniendo en cuenta el aumento de glómeros se procederá a considerar las variaciones que van a sufrir el área de lixiviación y la planta SX-EW, por ejemplo, se debe construir más pilas para lixiviar el tonelaje extra acompañado del riego con soluciones ácidas. Luego evaluar los pozos presentes para su almacenaje y finalmente detectar las variaciones en la cosecha de láminas de cobre con estos nuevos escenarios del área de hidrometalurgia.

Se comprobó en terreno que con todas las modificaciones que se deben realizar no provoca mucho gasto económico. El nuevo chute alcanza sin problemas a instalarse en la zona donde está actualmente el chute pantalón. Con respecto al harnero se tiene espacio suficiente para colocar uno más entre medio de los ya presentes, que deberán trasladarse hacia los costados. Estimando que el diseño del nuevo harnero tenga características similares (8' x 20') puede



instalarse entre medio sin problemas. En caso de situarlo en serie, es decir, abajo o encima de los harneros terciarios, es imposible debido a los espacios limitados.

Por tanto las modificaciones no tendrán mucho movimiento, factor clave para lograr un proyecto rentable y atractivo que es lo que se está buscando.

### 6.3 Balance de masa y chequeo de equipos existentes en Chancado

La modificación que implica el proyecto obliga antes que todo a analizar si los equipos que van a someterse a un cambio en los tonelajes de alimentación son capaces o mejor dicho si están aptos para dichos cambios de acuerdo a sus capacidades.

A continuación se muestra un esquema donde se realiza el balance de masa con la modificación en los tonelajes de la planta de chancado:

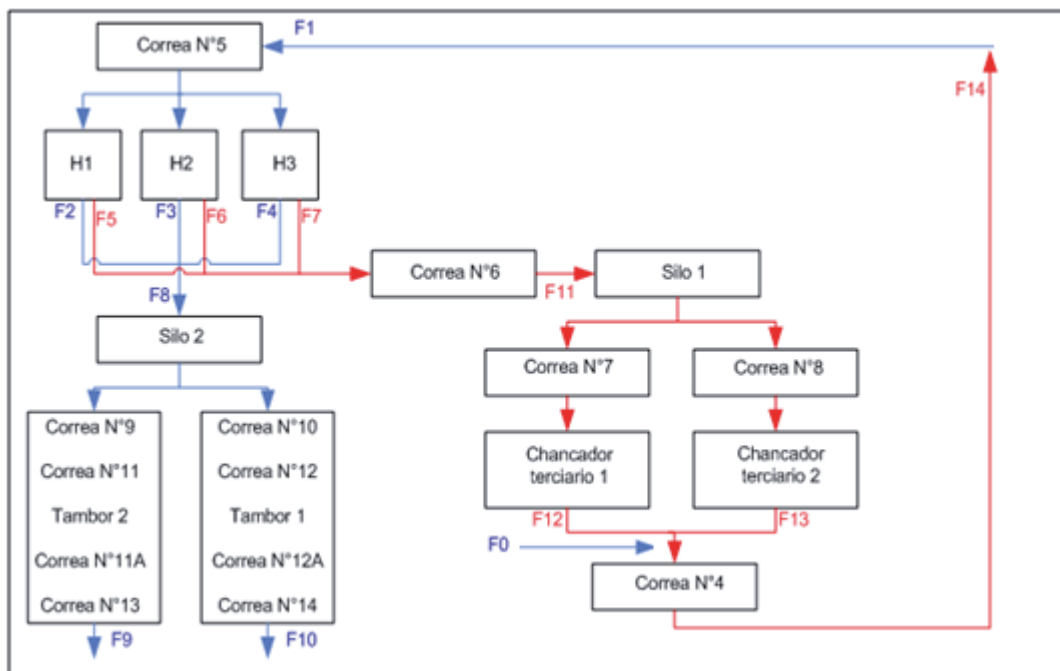


Figura 6.1: Balance de masa

Los flujos máxicos serán:

|           |            |            |            |
|-----------|------------|------------|------------|
| <b>F0</b> | 881 ton/h  | <b>F8</b>  | 882 ton/h  |
| <b>F1</b> | 1100 ton/h | <b>F9</b>  | 441 ton/h  |
| <b>F2</b> | 294 ton/h  | <b>F10</b> | 441 ton/h  |
| <b>F3</b> | 294 ton/h  | <b>F11</b> | 219 ton/h  |
| <b>F4</b> | 294 ton/h  | <b>F12</b> | 110 ton/h  |
| <b>F5</b> | 73 ton/h   | <b>F13</b> | 110 ton/h  |
| <b>F6</b> | 73 ton/h   | <b>F14</b> | 1100 ton/h |
| <b>F7</b> | 73 ton/h   |            |            |

Tabla 6.1: Flujos máxicos

Dichos rendimientos de sus equipos se basan en operaciones normales de la planta de chancado. Los harneros por diseño tienen un rendimiento de 80% siempre y cuando no supere la alimentación permitida al equipo que es lo reflejado en el balance de masa.

Se puede ver que el objetivo de lograr un aumento de tonelaje de 440 ton/h es posible según lo planteado, ahora se debe evaluar si dichos equipos que no serán modificados son capaces de soportar el aumento de tonelaje. Como se adelantó en el capítulo anterior, los chancadores terciarios no tendrían inconvenientes según su capacidad de trituración, pero no olvidar que también debe evaluarse las correas transportadoras.

Con respecto a la correa N° 3, el harnero secundario y su chancador no tienen problemas con los tonelajes (881 ton/h) debido a que han trabajado sin problemas según registros de Codelco Salvador y presenciándolo en terreno, el problema se presenta desde la correa N°5 en adelante. Por tanto los equipos comprometidos se presentan en la siguiente tabla con su evaluación:

| <b>Equipo</b>             | <b>Capacidad límite [ton/h]</b> | <b>Tonelaje a recibir [ton/h]</b> | <b>Evaluación</b> |
|---------------------------|---------------------------------|-----------------------------------|-------------------|
| Correa N°4                | 2360 ton/h                      | 1100 ton/h                        | OK                |
| Correa N°5                | 2360 ton/h                      | 1100 ton/h                        | OK                |
| Correa N°6                | 2360 ton/h                      | 219 ton/h                         | OK                |
| Silo 1                    | 230 ton de capacidad            | -----                             | -----             |
| Silo 2                    | 270 ton de capacidad            | -----                             | -----             |
| Correa N°7 y N° 8         | 425 ton/h                       | 110 ton/h                         | OK                |
| Chancador terciario 1 y 2 | 250 ton/h c/u                   | 110 ton/h c/u                     | OK                |
| Correa N°9 y N°10         | 425 ton/h                       | 441 ton/h                         | LIMITADO          |
| Correa N°11 y N°12        | 425 ton/h                       | 441 ton/                          | LIMITADO          |
| Correa N°11 y N° 12A      | 425 ton/h                       | 441 ton/h                         | LIMITADO          |
| Tambor aglomerador 1 y 2  | 450 ton/h                       | 441 ton/h                         | LIMITADO          |
| Correa N°13 y N° 14       | 425 ton/h                       | 441 ton/h                         | LIMITADO          |

Tabla 6.2: Evaluación de equipos

Con respecto a las correas que se detectan limitadas con su capacidad, cabe destacar que la planta de chancado ha producido dichos números de tonelajes (440 ton/h) y no se han presentado derrames o algún otro indeseado evento. Además sólo se está hablando de un exceso de 15 ton/h lo cual no es tan significativo como para invertir en nuevas correas transportadoras.

Concluyendo entonces, el proyecto se ve bastante atractivo debido a que sólo se deben incorporar el harnero y el chute tal como se había previsto.

## 6.4 Producción actual del proceso Hidrometalúrgico

La presente sección tiene el objetivo de informar los tonelajes de producción que están actualmente en el proceso global, dando así la información necesaria para realizar el estudio económico.

A continuación se visualiza la producción de glómeros y toneladas de cobre para la línea de óxidos en el área de hidrometalurgia.

La siguiente tabla informa los tonelajes de producción obtenidos desde Enero 2012 hasta Julio 2012.

| Mes (Año 2012) | Toneladas/mes de glómeros | Ley CuT del mineral tratado | Toneladas de Cátodos de Cobre |
|----------------|---------------------------|-----------------------------|-------------------------------|
| Enero          | 459240 ton                | 0,59 %                      | 1918 ton                      |
| Febrero        | 433774 ton                | 0,66 %                      | 1698 ton                      |
| Marzo          | 508158 ton                | 0,6 %                       | 1889 ton                      |
| Abril          | 460160 ton                | 0,61%                       | 1781 ton                      |
| Mayo           | 456053 ton                | 0,53 %                      | 1811 ton                      |
| Junio          | 454746 ton                | 0,67 %                      | 1748 ton                      |
| Julio          | 498089 ton                | 0,66 %                      | 1794 ton                      |

Tabla 6.3: Tonelaje de producción.

Dicho tonelaje de la cosecha de cátodos no es el definitivo (la producción recién detallada sólo abarca las toneladas que provienen del chancado), debido a que aparte se operan pilas de baja Ley que logra seguir lixiviando pero con ripios, durante tiempos sin limitaciones y el aporte del “electrolito”, otra sección donde también se recupera PLS para la planta SX-EW.

El tonelaje total, tomando en cuenta el aporte del chancado y ripios, queda especificado en la siguiente tabla:

| Mes<br>(Año 2012) | Aporte<br>sección<br>Electrolito | Aporte sección<br>Baja Ley | Toneladas de<br>Cátodos de<br>Cobre total |
|-------------------|----------------------------------|----------------------------|---|
| Enero             | 118 ton                          | 140 ton                    | 2176 ton                                  |
| Febrero           | 146 ton                          | 28 ton                     | 1872 ton                                  |
| Marzo             | 137 ton                          | 42 ton                     | 2067 ton                                  |
| Abril             | 110 ton                          | 140 ton                    | 2030 ton                                  |
| Mayo              | 78 ton                           | 117 ton                    | 2006 ton                                  |
| Junio             | 75 ton                           | 65 ton                     | 1889 ton                                  |
| Julio             | 123 ton                          | 68 ton                     | 1985 ton                                  |

Tabla 6.4: Tonelaje total de producción.

Dicha información sirve para tener en cuenta la producción que se está dando en Codelco División Salvador, cabe destacar que la relación entre el glómero y tonelaje de cobre de un mes no es una buena referencia, éste depende de muchos parámetros. Simplemente sirve para tener una idea de los tonelajes que produce la Hidrometalurgia de Codelco División El Salvador y comparar con la obtenida con el proyecto.

Cabe destacar que la producción va disminuyendo, tomando en cuenta los últimos registros del año 2012 se obtiene un promedio de producción de cobre de 1850 ton/mes.

Aumentar el tonelaje de producción de glómeros provoca un aumento en el gasto de ácido sulfúrico utilizado en la aglomeración y el utilizado al regar el nuevo material. Además un nuevo sitio donde lixiviar el material, tomando en cuenta el gasto de materiales de línea de HPDE, aspersores, chequear si las bombas son capaces de regar con solución las pilas, tener una piscina donde almacenar el nuevo PLS recibido. En fin muchos factores que se deben tomar en cuenta para analizar la prefactibilidad del proyecto.

## 6.5 Balance de masa proceso Hidrometalúrgico

Según lo estimado en el capítulo IV, la mejoría del chancado provoca un aumento de 2100 ton/día de glómeros.

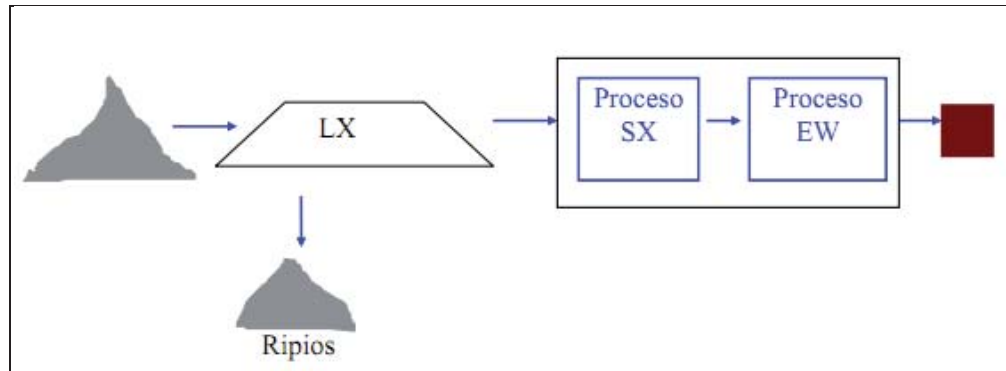


Figura 6.2: Esquema del proceso

### 6.5.1 Lixiviación

Según lo calculado en el Anexo C se puede informar que el aumento de 2100 ton/día de glómeros provoca elaborar dos módulos más en el área de lixiviación debido a que se debe almacenar  $28676 m^2$ . Por tanto se debe tomar en cuenta el riego extra con solución ácida a los nuevos módulos de glómeros a lixiviar, entre otros detalles que también son relevantes a la hora de realizar la evaluación económica.

Se logra teóricamente  $78 m^3 / h$  de flujo de PLS tomando en cuenta los factores trabajados por Codelco actualmente (Cálculos en Anexo C).

En la planta de lixiviación se encuentran disponibles dos estanques que pueden recibir el flujo de PLS extra:

- TK Rica-Rica ( $1226 m^3$ )
- TK Evaporación ( $2310 m^3$ )

Ambos estanques se encuentran fuera de servicio pero con líneas de alimentación y descarga en buenas condiciones para poner en operación.

Por tanto se ahorra la construcción de líneas de HDPE y los estanques, debido a que están hechos, ambas con su descarga en el TK Rica 2.

Según cálculos se requiere un volumen total de almacenaje de  $1872 m^3$ , por tanto no hay problema con el espacio físico para recibir la producción de PLS.

Dichos TK se pueden ver en las siguientes imágenes:



Figura 6.3: TK Rica-Rica, actualmente sin utilizar



Figura 6.4: TK de Evaporación, actualmente sin utilizar

## 6.5.2 SX-EW

La planta SX-EW recibe actualmente un flujo de 600 a 650  $m^3 / h$ . Para lograr su óptimo uso se deben respetar los parámetros de operación por diseño para la extracción por solventes, estos se especifican en la siguiente tabla:

|                                 |              |           |
|---------------------------------|--------------|-----------|
| <b>Cobre</b>                    | Gramos/litro | 6         |
| <b>FeT</b>                      | Gramos/litro | 2,6       |
| <b>pH</b>                       |              | 1,8 a 2,0 |
| <b>Viscosidad</b>               | Centispoise  | 2,0       |
| <b>Sólidos en suspensión</b>    | ppm          | < 30      |
| <b>Flujo PLS</b>                | $m^3 / h$    | 540-560   |
| <b>Tiempo mezcla extracción</b> | Min          | 3         |
| <b>Orgánico cargado</b>         | Gramos/litro | 8,8       |
| <b>Orgánico descargado</b>      | Gramos/litro | 3,2       |
| <b>Eficiencia stripping</b>     | %            | 63        |
| <b>Flujo orgánico</b>           | $m^3 / h$    | 560-680   |

Tabla 6.5: Parámetros de operación Planta SX.

Tomando los registros de los últimos meses de producción de la planta cuando se logra una óptima utilización de la Planta Química se obtienen en promedio 2070 toneladas de cobre mensuales, siempre y cuando se respete una concentración de 6 gramos/litro de cobre en el PLS que ingresa a la planta.

Actualmente se trabaja con una concentración de 4 a 3 gramos/litro obteniendo un promedio una cosecha de cobre de 1850 ton/mes.



Dichos datos son respaldados por la cosecha de cobre durante los años 2012 y 2013.

$$2070 - 1850 = 220 \frac{\text{ton}}{\text{mes}}$$

Un significativo déficit de 220 toneladas mensuales de cobre se está perdiendo por falta de PLS en las piscinas de lixiviación. Cabe destacar que la ley del mineral en rajo no influye debido a que mantiene su concentración de cobre durante el periodo analizado.

### 6.5.3 Consumo de ácido

En una operación de lixiviación la solución con bajos contenidos de cobre y altos en ácido es bombeada desde las piscinas a las pilas. La solución riega las pilas empobreciéndose de ácido ya que es consumido por la solución de cobre y la neutralización de componentes consumidores de ácido del mineral.

Aparte de la lixiviación también se consume una gran cantidad de ácido en el sector de chancado, esto sucede en los tambores aglomeradores. El mineral que es curado tiene un gasto entre 20 a 40 kg/ton, por tanto:

$$44 \frac{\text{ton}}{\text{h}} \times 2 = 88 \frac{\text{ton}}{\text{h}} \times 24 \text{ h} = 2112 \frac{\text{ton}}{\text{día}}$$
$$30 \frac{\text{kg}}{\text{ton}} \times 2112 \frac{\text{ton}}{\text{día}} = 63360 \frac{\text{kg}}{\text{día}} \text{ácido.} = 63 \frac{\text{ton}}{\text{día}}$$

Según cálculo en el sector de aglomerado se consume una cantidad de 63 ton/día de ácido sulfúrico para los glómeros extras ganados por el proyecto.

Por otra parte en el sector de lixiviación se tienen dos tipos de riego, la primera de ellas se denomina ILS (Intermedia acidulada) y el Refino que contiene menos contenido en cobre

comparando con ILS. En promedio se manejan las siguientes concentraciones de cobre y ácido para lograr un PLS de 6 gr/lt.

| Estanques        | Cu (gr/lt) | Ácido (gr/lt) |
|------------------|------------|---------------|
| Refino           | 0,94       | 26            |
| Intermedia (ILS) | 2,01       | 23            |
| Rica -1          | 6,01       | 5,55          |
| Rica – 2         | 6,32       | 6             |
| Rica - Rica      | ---        | ---           |

Tabla 6.6: Características de la solución para riego de pilas y alimentación a SX.

El tiempo de riego efectuado en Codelco División Salvador es aproximadamente 48 días de ILS y 42 días de solución con refino, el cálculo de días fue tomado de un promedio durante la operación en el año 2012 debido a que son muy variantes. En los días influyen muchos factores, entre ellos, stock de ácido, estado de las bombas y líneas de alimentación, tipo de mineral, % de recuperación, entre otros.

Tomando en cuenta dichos datos se procede a calcular el gasto de ácido:

1-. ILS (Solución intermedia)

$$195 \frac{m^3}{h} \times 24 \frac{h}{día} \times 1000 \frac{lt}{m^3} \times 23 \frac{gr}{lt} \times \frac{0,001ton}{1000gr} = 108 \frac{ton}{día}$$

2-. REFINO

$$220 \frac{m^3}{h} \times 24 \frac{h}{día} \times 1000 \frac{lt}{m^3} \times 26 \frac{gr}{lt} \times \frac{0,001ton}{1000gr} = 137 \frac{ton}{día}$$

Los datos  $195 \frac{m^3}{h}$  y  $220 \frac{m^3}{h}$  son los flujos de ILS y REFINO que alimentan a un módulo completo.

Tomando en cuenta ambos cálculos de consumo de ácido tanto en chancado como en lixiviación, se concluye que hay un consumo de ácido para el proyecto de:

$$\text{Consumo diario ácido} = \frac{108 + 137}{2} \times \left(1 + \frac{2}{3}\right) + 63 = 267 \frac{\text{ton}}{\text{día}}$$

### 6.5.4 Programa de cosechas

La nave EW presenta dos etapas, cada una con su eje B y eje A mostrado a continuación:



Figura 6.5: Esquema de nave EW

Cada eje contiene 34 celdas con 45 cátodos y 46 ánodos. Se preparan paquetes de 40, 50 o 60 láminas dependiendo del peso promedio de ellas. Cada celda se divide en 3 lingadas:

Lingada 1: Cátodo 1, 4, 7, 10, 12, 15, 18, 21, 24, 27, 30, 33, 36, 39, 42, 45

Lingada 2: Cátodo 2, 5, 8, 11, 13, 16, 19, 22, 25, 28, 31, 34, 37, 40, 43

Lingada 3: Cátodo 3, 6, 9, 12, 14, 17, 20, 23, 26, 29, 32, 35, 38, 41, 44

Por tanto la idea es cosechar las lingadas por separado, por ejemplo: “Lote 10, Lingada 1, etapa I”

Lo recién mencionado corresponde a la cosecha N° 10 donde sólo se trabaja en la etapa I (Eje A y B) cosechando sólo la lingada 1, es decir, la tercera parte de las celdas con cobre. La idea es poder lograr una continuidad de cosecha y periodo mientras carga el cobre en las placas de acero inoxidable.

Por lo mismo una programación mensual abarca 4 ciclos de cosechas. En cada ciclo se cosechan 6 lotes en 4 días, dando tiempo para que las placas se vuelvan a cargar con cobre con un buen peso. Dicho peso debe normalmente oscilar entre 40 a 55 kilos por cada lámina, todo depende de la concentración de PLS que ingresa a la planta SX-EW y el tiempo que se deja cargando con cobre.

Actualmente los ciclos de cosechas se redujo a 3, esto se debe a la pérdida de concentración de cobre en el PLS que implica también la baja de corriente en la nave EW. El cobre demora más tiempo en obtener un buen peso para poder ser cosechado. Por tanto al mejorar la concentración de cobre del PLS se volvería a realizar 4 ciclos por mes de cosecha de cobre.

## **6.6 Diseño de Harnero**

### **6.6.1 Teoría**

Para una capacidad determinada se tienen los siguientes factores que afectan el buen funcionamiento del harnero, algunos de ellos son:

- Velocidad de alimentación y profundidad del lecho.
  
- Tipo de movimiento de harnero y pendiente del harnero (pendiente variable es muy efectiva).

- Humedad del material que impide la estratificación del material y tiende a cegar las aberturas del harnero.
  
- Tipo de superficie de harneado, área y forma de las aberturas.
  
- Porcentaje de área abierta que corresponde al área neta de las aberturas divididas por el área total del harneado.
  
- Tipo de material a tratar que corresponde a la dureza, forma y peso específico de las partículas, etc.
  
- Porcentaje de material fino en la alimentación del harnero.
  
- Fuertemente afectada por la presencia de partículas de tamaño aproximado al de la abertura.

Sacando la media entre 900-1000 ton/h, se trabajan con 950 ton/h toneladas que están pasando por la correa N°5, si vemos el proceso del proyecto se presume de una alimentación de 1100 ton/h pasando por la correa N°5. Por tanto a cada harnero se le alimenta aproximadamente 366 ton/h lo cual es suficiente para que los harneros puedan estratificar de forma óptima. Sin embargo sería bueno realizar los cálculos de diseño para tener respaldo si los harneros presentes están bien dimensionados y si es correcto que el nuevo harnero tenga similares dimensiones que los otros dos harneros.

Con respecto a los módulos del harnero secundario y los harneros terciarios que operan actualmente tienen ciertas variabilidades en su diseño, hechos con el fin de lograr aliviar un poco la carga. A continuación se muestra en detalle:

Harnero secundario:

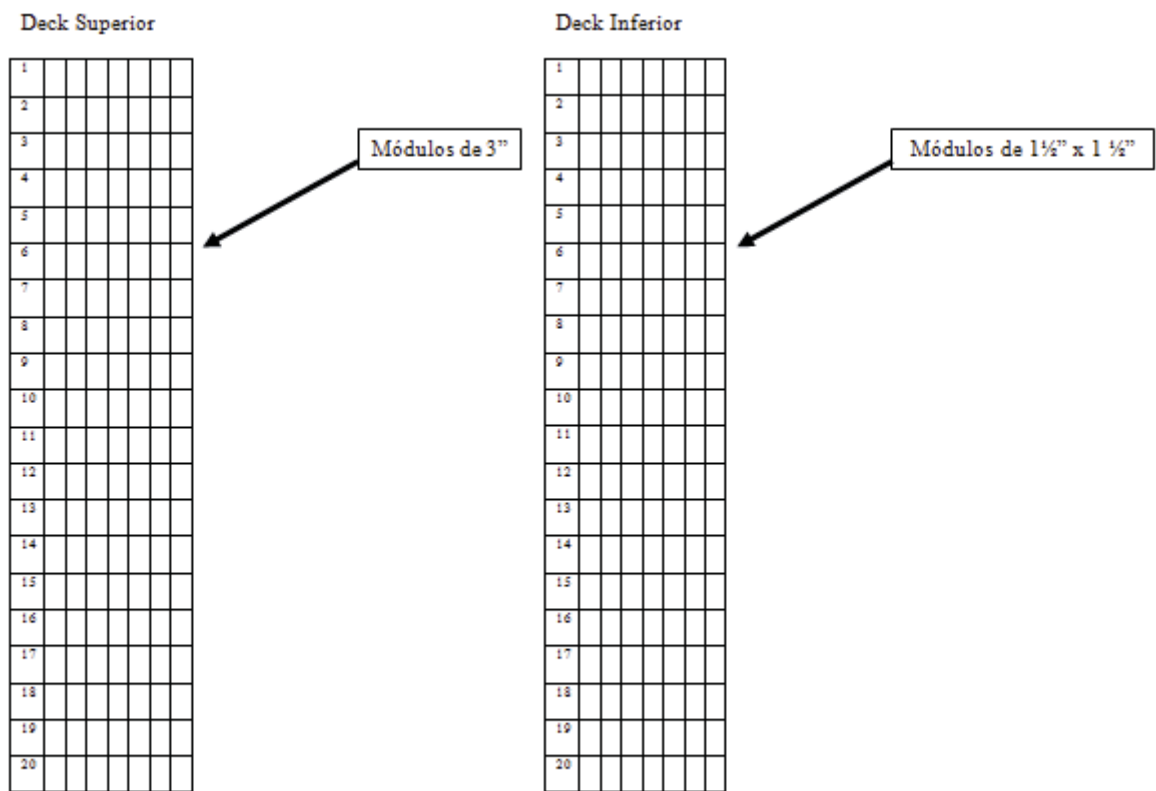


Figura 6.6: Módulos de harnero secundario

## Harneros Terciarios 1 y 2:

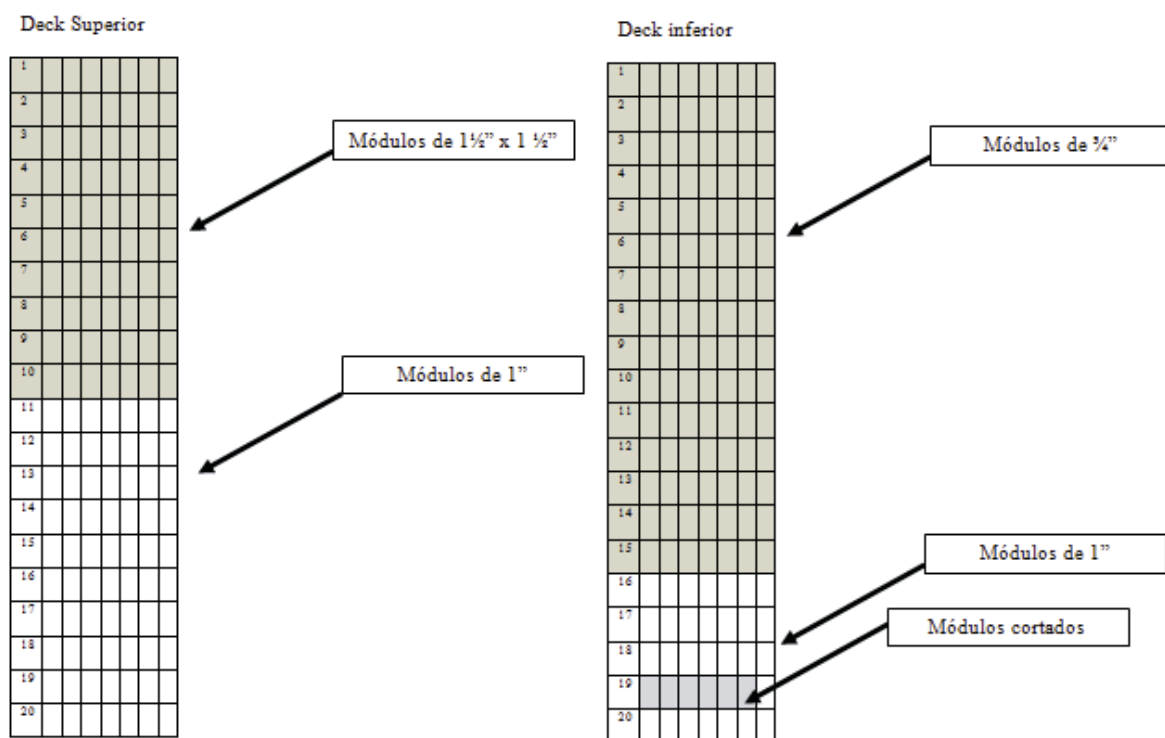


Figura 6.7: Módulos de harneros terciarios

Recordar que el harnero secundario soporta por diseño 700 ton/h, de tamaño 6 x 2,42 x 1,29 mts (8'x20') y los harneros terciarios con capacidad de 350 ton/h cada uno y de igual dimensión que los secundarios.

Ambos harneros (secundario y los terciarios) tienen módulos de tipo bizcocho con material de poliuretano caracterizados por ser autolimpiantes, es decir, debido a su diseño se limpian solas impidiendo la acumulación de materiales entre los módulos.

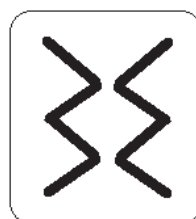


Figura 6.8: Módulos tipo bizcocho

Dicha información se tendrá presente ya que los módulos a utilizar en el tercer harnero serán de similares características para satisfacer lo solicitado por el área de lixiviación. Además la tecnología utilizada con los módulos, de material poliuretano y de tipo autolimpiante, es la más efectiva para éste tipo de situaciones.

Para obtener un buen control en la etapa de lixiviación en laboratorio se realizan análisis granulométricos al mineral triturado que viene de las correas 11 y 12 (previa aglomeración) de manera constante. Dicho análisis y parámetros aceptables se muestran a continuación:

| Correa 11    |          | Día : 25/26 Mayo |          |           |           |
|--------------|----------|------------------|----------|-----------|-----------|
|              |          | Peso inicial:    |          | 10,72     | Kg        |
| Malla        | micrones | Peso, kg         | % peso   | %retenido | %pasante  |
|              |          | retenido         | retenido | acumulado | acumulado |
| + 1"         | 25000    | 0,300            | 2,81     | 2,81      | 97,19     |
| -1" + 3/4 "  | 19000    | 0,579            | 5,42     | 8,23      | 91,77     |
| -3/4" + 1/2" | 12500    | 1,602            | 15,00    | 23,22     | 76,78     |
| -1/2" + 3/8" | 9500     | 1,716            | 16,06    | 39,29     | 60,71     |
| -3/8" + 1/4" | 6300     | 1,594            | 14,92    | 54,21     | 45,79     |
| -1/4" + 4#   | 4750     | 0,679            | 6,36     | 60,56     | 39,44     |
| -4# +100#    | 3350     | 3,486            | 32,63    | 93,19     | 6,81      |
| - 100 #      | -150     | 0,727            | 6,81     | 100,00    | 0,00      |
|              |          |                  |          |           | 100,00    |
| Total :      |          | 10,683           | 100,00   |           |           |
| Pérdida      |          | 0,03             |          |           |           |
| % Perdida    |          | 0,30             |          |           |           |

Tabla 6.7: Parámetros aceptados de granulometría en correa 11.



| Correa 12        |          | Día : 25/26 Mayo |          |           |           |
|------------------|----------|------------------|----------|-----------|-----------|
|                  |          | Peso inicial:    |          | 10,83     | Kg        |
| Malla            | micrones | Peso, kg         | % peso   | %retenido | %pasante  |
|                  |          | retenido         | retenido | acumulado | acumulado |
| + 1"             | 25000    | 0,173            | 1,60     | 1,60      | 98,40     |
| -1" + 3/4 "      | 19000    | 0,588            | 5,45     | 7,05      | 92,95     |
| -3/4" + 1/2"     | 12500    | 1,771            | 16,40    | 23,45     | 76,55     |
| -1/2" + 3/8"     | 9500     | 1,660            | 15,37    | 38,83     | 61,17     |
| -3/8" + 1/4"     | 6300     | 1,669            | 15,46    | 54,28     | 45,72     |
| -1/4" + 4#       | 4750     | 0,574            | 5,32     | 59,60     | 40,40     |
| -4# +100#        | 3350     | 3,634            | 33,66    | 93,26     | 6,74      |
| - 100 #          | -150     | 0,728            | 6,74     | 100,00    | 0,00      |
| Total :          |          | <b>10,797</b>    | 100,00   |           |           |
| <b>Pérdida</b>   |          | 0,03             |          |           |           |
| <b>% Perdida</b> |          | 0,28             |          |           |           |

Tabla 6.8: Parámetros aceptados de granulometría en correa 12.

El laboratorio informa que los resultados de los días 25 y 26 de mayo están permitidos según normativa de Codelco, por tanto los módulos del harnero serán de similares características que los módulos actuales.

## 6.6.2 Cálculos

La correa N° 5 tiene la capacidad de trasladar 2000 ton/h, pero la planta de chancado no soportaría dicha cantidad debido a sus derrames de material, una carga de 1100 ton/h sería el máximo tonelaje que puede optar la correa para operar normalmente. Esto es debido además a las correas N°9 y N°10 que no logran trasladar un tonelaje mayor a 440 ton/h y el silo 2 (o tambor 2 según flowsheet) tiene capacidad de almacenamiento de 270 toneladas de carga viva.

Por tanto:

$$\frac{1100 \frac{\text{ton}}{\text{h}}}{3} = 366 \frac{\text{ton}}{\text{h}}$$

Cada harnero teóricamente va a recibir 366 ton/h. Los harneros terciarios presentes tienen capacidad de trabajar con 350 ton/h, por tanto otro equipo de similares características es el equipo que estamos buscando.

Teniendo la alimentación que debe soportar el equipo se procede a diseñar usando el método propuesto por Allis-Chalmers.

Según los cálculos realizados en Anexo B, sección B-1 se obtiene finalmente un área:

$$A = 160 \text{ pie}^2$$

Se demuestra que el área buscada coincide justamente con los harneros que ya están operando, éstos tienen dimensiones de 8' x 20', es decir, un área de 160  $\text{pie}^2$ .

## **6.7 Diseño de Chute**

### **6.7.1 Teoría**

El diseño del chute es de suma importancia en el proceso de conminución, la forma de alimentación de la correa N° 5 determina la segregación del mineral durante su pasada dentro del chute y además se debe tomar en cuenta que se produce una mayor acumulación de mineral en el centro, factores que deben ser tomados en cuenta al momento de diseñar.

El diseño debe estar de acuerdo con el material a manejar, permitiendo su deslizamiento libre y sin inconvenientes, además debe ser capaz de operar con baja supervisión y mantención en lo posible. El material puede ser de acero estructural y el espesor mínimo a considerar debe ser

de 6 mm, se recomienda que sus ángulos de inclinación sean mínimos para permitir una buena fluidez. Las conexiones se hacen por medio de pernos, empaquetaduras y flanges sueltos.

Uno de los detalles importantes del diseño de un chute son las planchas de fondo o los espaldares responsables de recibir el cargado, éstas deben estar lo más cercana posible a la superficie del harnero. Además de tener una “cama de piedra” que trata de lograr que cierto material quede retenido a través de una placa, así lograr que el mineral que cae de arriba golpee a la “cama de piedra” y no al chute, con el objetivo de cuidar el material.

En conclusión el diseño del chute es un elemento crítico del sistema, pues están permanentemente expuestos a cargas de impacto, por lo cual su diseño es de suma importancia.

## **6.7.2 Cálculos**

El cálculo para diseñar el chute se puede ver en Anexo B, sección B-2.

Los materiales a utilizar para el diseño corresponden a láminas de acero con espesores de 6 mm, de distintas medidas para formar el chute. Dichas láminas deberán ser conectadas entre ellas por medio de empaquetaduras, pernos y flanges para tener una estructura sólida y apta para alimentar los harneros terciarios.

Datos para diseño:

- El cambio de trayectoria será de  $90^\circ$ , desde la correa N°5 hasta harnero terciario.
  
- El ancho de la correa N°5 es de 48”, es decir, 4’.

- El ancho de los harneros terciarios es de 8’.
  
- Tonelaje a recibir de 1100 ton/h

## **6.8 Conclusiones**

Con respecto al proceso global, se pudo demostrar que tanto el área de lixiviación y la Planta Química van a sufrir variaciones, esto se debe a un aumento de material en apilamiento que provoca mayor flujo de PLS que debe ser almacenado en nuevas piscinas. Dicho aumento mejora significativamente la Planta SX-EW, ésta operará de manera óptima (según diseño de la Planta) logrando por tanto un mayor tonelaje de cobre cosechado debido a su concentración de PLS de 6 gr/l. de cobre, en comparación a la actualidad que se trabaja con una menor concentración de PLS.

Además se ha comprobado que realmente se necesita un harnero similar a los ya instalados, lo cual era esperable debido a que la planta de chancado de Codelco fue hecha pensando en las mismas toneladas de producción, es decir, que cada harnero recibiera 350 ton/h. Pero actualmente está sobre exigida con 300 ton/h más en promedio, por lo mismo se debe instalar un nuevo harnero y también el chute capaz de distribuir el tonelaje en partes iguales.

Dichas variaciones y análisis son el fundamento para invertir en el proyecto, sin embargo, se debe respaldar por medio de un estudio económico para ver su rentabilidad.

## **CAPÍTULO 7: ESTUDIO ECONÓMICO**

---

### **7.1 Introducción**

El siguiente capítulo tiene como objetivo evaluar económicamente el proyecto. Antes de efectuar inversiones en la adquisición de equipos y su instalación en una planta es necesario determinar el costo de dichas inversiones para considerar si la empresa que estudia el proyecto tiene la capacidad económica para hacerlo, y si es recomendable o no la realización del proyecto.

### **7.2 Beneficios de propuesta planteada**

Las propuestas que han sido presentadas tienen como fin optimizar la planta de chancado a través de la incorporación de un harnero terciario para lograr aumentar el fino y disminuir el retorno dirigido a los chancadores terciarios, dando más oportunidades de acrecentar el tonelaje al proceso.

La necesidad de éste trabajo se justifica por la creciente demanda del cobre, lo que presenta una excelente oportunidad de negocio para la empresa contratista. El costo del harnero no es tan elevado si se compara con el resto de los equipos presentes en el chancado, dato que da atracción al proyecto. Además la estructura de la planta que hay actualmente no se verá alterada, el harnero y el chute debido a su contextura serán instaladas sin mayores inconvenientes gracias al espacio libre que posee la zona de los harneros terciarios.

Otro punto a destacar es el tiempo, éste no debería superar a los dos meses para terminar la instalación de las mejoras. Tiempo que será en su mayoría por motivos de búsqueda y compra del equipo, con respecto a la construcción e instalación se espera terminar en un periodo corto.

A continuación se visualizan imágenes que muestran como el personal mecánico y operadores manipulan los harneros terciarios, dando a entender que el proceso no presenta un alto nivel de complejidad y se ha realizado anteriormente:



Figura 7.1: Zona de harneros terciarios



Figura 7.2: Harnero terciario doble deck

Tal como se menciona en el capítulo anterior, el proyecto altera positivamente al proceso de lixiviación y la planta SX-EW, se obtiene mayor stock de PLS y por ende una alimentación

con mejor concentración de cobre a la planta SX-EW, esto provoca un mayor tonelaje de producción de cátodos de cobre grado A.

A la empresa SSLM Ltda se le paga \$323780 por toneladas de grado A, es decir, según lo calculado en el capítulo anterior se estaría ganando anualmente:

$$220 \frac{\text{ton}}{\text{mes}} \times 12 \text{ meses} \times 323780 \frac{\text{pesos}}{\text{ton}} = 854779200 \text{ pesos/año.}$$

Dicho valor deberá situarse en el flujo de caja junto a la inversión para poder evaluar finalmente el proyecto y llegar a una conclusión final.

### **7.3 Capital total de inversión**

Para la estimación del capital total de inversión se utilizará el método que corresponde a una mejora a una planta ya establecida.

La inversión total corresponderá a la suma del capital fijo y capital de trabajo, por tanto abarca todas las inversiones para dejar la planta lista para ser operada.

#### **➤ Capital fijo**

Se refiere a todas las inversiones necesarias para que la planta quede en condiciones de operar: costos de preparación de terreno, costos de equipos, gastos de administración, entre otros están incluidas en esta sección. La cotización de los equipos a comprar se encuentra en el Anexo D.

$$\text{PRECIO CIF EQUIPOS} = \text{Costo harnero} + \text{Costo chute.}$$

| <b>Costos fijos directos.</b>   | <b>Factor utilizado</b> | <b>Costo [pesos]</b> |
|---------------------------------|-------------------------|----------------------|
| Equipos (CIF).                  |                         | 137900000            |
| Instalación equipos.            | 0.25                    | 34475000             |
| Instrumentación y Control.      | 0,15                    | 20685000             |
| Cañerías.                       | 0,1                     | 13790000             |
| Sistema Eléctrico.              | 0,1                     | 13790000             |
| Construcciones                  | 0                       | 0                    |
| Ampliación de talleres.         | 0                       | 0                    |
| Servicios de Planta             | 0,3                     | 41370000             |
| <b>Costos fijos indirectos.</b> |                         |                      |
| Ingeniería y Supervisión.       | 0,1                     | 13790000             |
| Gastos de construcción.         | 0,1                     | 26201000             |
| Gastos Legales.                 | 0,01                    | 2620100              |
| Honorario contratista.          | 0,02                    | 5240200              |
| Contingencias.                  | 0,05                    | 15676205             |
| <b>TOTAL=</b>                   |                         | <b>325000000</b>     |

Tabla 7.1: Costos fijos.

*Total Costos fijos = 325000000 pesos.*

### ➤ Capital de trabajo

Una vez instalada la planta debe quedar en condiciones para operar, dichos gastos lo componen el capital de trabajo. Para proyectos de prefactibilidad se estima el 10 % del capital total de inversión.

Tomando en cuenta que el capital de trabajo corresponde al 10% del capital total de inversión, se procede a calcularlo al igual que el capital total de inversión.

$$A = 0,1A \times 325000000$$

Donde “A” representa el capital total de inversión. Se tiene:



|                           |                        |
|---------------------------|------------------------|
| <b>Capital fijo</b>       | <b>325000000 pesos</b> |
| <b>Capital de trabajo</b> | <b>36000000 pesos</b>  |

Por tanto:

|                           |                        |
|---------------------------|------------------------|
| <b>Capital fijo</b>       | <b>325000000 pesos</b> |
| <b>Capital de trabajo</b> | <b>36100000 pesos</b>  |
| <b>Total de inversión</b> | <b>361000000 pesos</b> |

Se requiere una inversión de 361 millones de pesos para poder realizar el proyecto planteado.

## 7.4 Costo total del producto

El costo total del producto se refiere a todos los gastos existentes desde el punto de inicio del proyecto hasta su colocación en el mercado (producto).

### ➤ Consumo de ácido

El comportamiento de los precios del ácido sulfúrico es variable y depende de variados factores, entre ellos la demanda. Según los analistas de Cochilco se afirma que el precio se ha estabilizado rodeando las US\$ 90 /ton.

Tomando en cuenta dichos datos:

$$267 \frac{\text{ton}}{\text{dia}} \times 90 \frac{\text{US}}{\text{ton}} \times 475 \frac{\text{pesos}}{\text{US}} \times 30 \frac{\text{dia}}{\text{mes}} \times 12 \frac{\text{mes}}{\text{año}} = 4110000000 \text{ pesos}$$

Precio bastante elevado dando un proyecto no rentable de forma inmediata. Sin embargo según Administración de contratos de empresa SSLM Ltda y Jefes de Área por parte de Codelco (Empresa mandante) informan que cualquier aumento de tonelaje, sea o no significativo, Codelco debe responder por todos los insumos incluyendo el gasto calculado de ácido sulfúrico. Pero para éste caso puntual donde el aumento de consumo es significativo informan que el costo del ácido rodea los US\$ 18/ton dado que el proyecto beneficia tanto a la empresa mandante como a la empresa colaboradora. Dicho valor se basa en proyectos similares evaluados anteriormente dados por personal de Codelco.

Con respecto al consumo de agua se respeta el pago completo por parte de la empresa mandante.

Tomando dicho precio de referencia se tiene:

$$267 \frac{\text{ton}}{\text{dia}} \times 18 \frac{\text{US}}{\text{ton}} \times 475 \frac{\text{pesos}}{\text{US}} \times 365 \frac{\text{dia}}{\text{año}} \times 0,8 = 666592200 \text{ pesos}$$

➤ Consumo en mantención de líneas, bombas y aspersores.

Las bombas, aspersores y líneas de HDPE deben ser mantenidas para su correcto uso, durante el año pasado se pudo observar que el costo rodea los 15 millones de pesos anuales. El mayor costo va en la mantención de las bombas, un gasto normal y repetitivo es reponer los sellos que se deterioran con facilidad, etc.

Tomando una depreciación de:  $[d= 2/8 = 0,25]$ , se procede a calcular el CTP:

| <b>Costos directos de producción.</b>  | <b>1</b>         | <b>2</b>         | <b>3</b>         | <b>4</b>         | <b>5</b>         | <b>6</b>         | <b>7</b>         | <b>8</b>         |
|--|------------------|------------------|------------------|------------------|------------------|------------------|------------------|------------------|
| Materias primas                        | 666592200        | 666592200        | 666592200        | 666592200        | 666592200        | 666592200        | 666592200        | 666592200        |
| Mano de obra directa.                  | 0                | 0                | 0                | 0                | 0                | 0                | 0                | 0                |
| Supervisión                            | 0                | 0                | 0                | 0                | 0                | 0                | 0                | 0                |
| Servicios Generales                    | 0                | 0                | 0                | 0                | 0                | 0                | 0                | 0                |
| Mantenimiento y reparaciones           | 18000000         | 18000000         | 18000000         | 18000000         | 18000000         | 18000000         | 18000000         | 18000000         |
| Suministros de reparación              | 2700000          | 2700000          | 2700000          | 2700000          | 2700000          | 2700000          | 2700000          | 2700000          |
| Laboratorio                            | 10000000         | 10000000         | 10000000         | 10000000         | 10000000         | 10000000         | 10000000         | 10000000         |
| Patentes                               | 0                | 0                | 0                | 0                | 0                | 0                | 0                | 0                |
| <b>Costos indirectos de producción</b> |                  |                  |                  |                  |                  |                  |                  |                  |
| Depreciación                           | 65502500         | 49126875         | 36845156         | 27633867         | 20725400         | 15544050         | 11658038         | 8743528          |
| Patentes Municipales                   | 0                | 0                | 0                | 0                | 0                | 0                | 0                | 0                |
| Seguros                                | 0                | 0                | 0                | 0                | 0                | 0                | 0                | 0                |
| Gastos Generales planta                | 0                | 0                | 0                | 0                | 0                | 0                | 0                | 0                |
| Gastos Generales Empresa               | 0                | 0                | 0                | 0                | 0                | 0                | 0                | 0                |
| Contingencias.                         | 0                | 0                | 0                | 0                | 0                | 0                | 0                | 0                |
| <b>TOTAL CTP=</b>                      | <b>762794700</b> | <b>746419075</b> | <b>734137356</b> | <b>724926067</b> | <b>718017600</b> | <b>712836250</b> | <b>708950238</b> | <b>706035728</b> |

Tabla 7.2: Cálculo del costo total del producto

|                     | <b>0</b>  | <b>1</b>  | <b>2</b>  | <b>3</b>    | <b>4</b> | <b>5</b>   | <b>6</b>   | <b>7</b>   | <b>8</b> |
|---------------------|-----------|-----------|-----------|-------------|----------|------------|------------|------------|----------|
| <b>Valor libro</b>  | 262010000 | 196507500 | 147380625 | 110535469   | 82901602 | 62176201   | 46632151   | 34974113   | 26230585 |
| <b>Depreciación</b> |           | 65502500  | 49126875  | 36845156,25 | 27633867 | 20725400,4 | 15544050,3 | 11658037,7 | 8743528  |

Tabla 7.3: Depreciación

## 7.5 Flujo de caja

Nos referimos al resultado neto de todos los ingresos y gastos que ocurren en un periodo determinado, es primordial para estudiar una prefactibilidad económica de un proyecto en particular. Es una circulación de dinero asociado al proyecto logrando finalmente la rentabilidad de éste.

Para el análisis se tomarán en cuenta los parámetros de tasa interna de retorno (TIR) y Valor Anual Neto (VAN). Para evaluar el proyecto se procederá a comparar el TMAR con TIR. El interés del TIR debe ser mayor que el interés entregado por la TMAR, al provocar dicha situación se puede concluir que estamos frente a un proyecto atractivo y rentable, en caso contrario el proyecto dará pérdidas y se aconseja no aceptar.

$$TMAR = (tasa\ de\ inflación) + (premio\ al\ riesgo)$$

En este caso se utilizará un TMAR de 20% tomando en cuenta la tasa de inflación y el premio al riesgo. Dicho valor fue el aceptado por la empresa privada.

|                                       |          | 0                 | 1                | 2                | 3                | 4                | 5                | 6                | 7                | 8                |
|---------------------------------------|----------|-------------------|------------------|------------------|------------------|------------------|------------------|------------------|------------------|------------------|
| Ingresos operacionales                | +        |                   | 854779200        | 854779200        | 854779200        | 854779200        | 854779200        | 854779200        | 854779200        | 854779200        |
| CTP                                   | -        |                   | 762794700        | 746419075        | 734137356        | 724926067        | 718017600        | 712836250        | 708950238        | 706035728        |
| <b>Utilidad operacional</b>           | <b>=</b> |                   | <b>91984500</b>  | <b>108360125</b> | <b>120641844</b> | <b>129853133</b> | <b>136761600</b> | <b>141942950</b> | <b>145828962</b> | <b>148743472</b> |
| <b>Pérdida del ejercicio anterior</b> | -        |                   |                  |                  |                  |                  |                  |                  |                  |                  |
| Venta activo                          | +        |                   |                  |                  |                  |                  |                  |                  |                  | 35769415         |
| <b>Utilidad antes de impuesto</b>     | <b>=</b> |                   | <b>91984500</b>  | <b>108360125</b> | <b>120641844</b> | <b>129853133</b> | <b>136761600</b> | <b>141942950</b> | <b>145828962</b> | <b>184512887</b> |
| Impuestos                             | -        |                   | 15637365         | 18421221         | 20509113         | 22075033         | 23249472         | 24130301         | 24790924         | 31367191         |
| Depreciación                          | +        |                   | 65502500         | 49126875         | 36845156         | 27633867         | 20725400         | 15544050         | 11658038         | 8743528          |
| <b>Pérdida del ejercicio anterior</b> | +        |                   |                  |                  |                  |                  |                  |                  |                  |                  |
| Valor libro                           | +        |                   |                  |                  |                  |                  |                  |                  |                  | 26230585         |
| Capital de trabajo                    | +        |                   |                  |                  |                  |                  |                  |                  |                  | 36100000         |
| Capital total de inversión            | -        | -361000000        |                  |                  |                  |                  |                  |                  |                  |                  |
| <b>FCN</b>                            | <b>=</b> | <b>-361000000</b> | <b>141849635</b> | <b>139065779</b> | <b>136977887</b> | <b>135411967</b> | <b>134237528</b> | <b>133356699</b> | <b>132696076</b> | <b>224219809</b> |

Tabla 7.4: Flujo de caja

Considerando un TMAR de 20% se calculan los parámetros TIR y VAN del proyecto:

|     |           |
|-----|-----------|
| TIR | 36%       |
| VAN | 186141277 |

Por tanto:

$TIR > TMAR$

El proyecto resulta con un TIR de 36% y un VAN de 186141277 lo que se considera un proyecto económicamente rentable y es aconsejable poner en marcha la inversión.

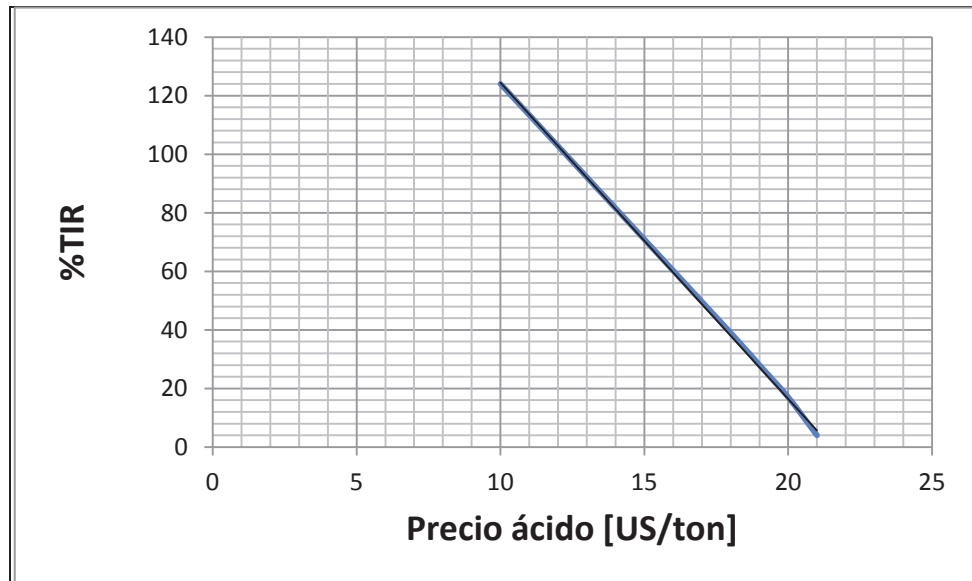
## **7.6 Análisis de sensibilidad.**

En la evaluación de la rentabilidad de un proyecto, se observa que existen una serie de parámetros y factores que son susceptibles de sufrir variaciones y por ende cambiar la condición de rentabilidad del proyecto. Por ejemplo el precio de venta del producto puede bajar o subir según sean las fluctuaciones de la oferta y demanda del cobre. Además, pueden sufrir variaciones el costo del ácido, entre otros factores.

Para estos casos se tiene el análisis de sensibilidad quién estudia todas las posibles fluctuaciones que puedan afectar la rentabilidad del proyecto. Para éste análisis se evalúan 2 variables relevantes:

- Efecto de la variación en el costo de ácido.

Se estudia dicha variación debido al alto costo que este insumo posee y lo bajo que fue acordado en los planes del proyecto. Por tanto tendremos la sensibilidad del TIR respecto al cambio en el precio del ácido.



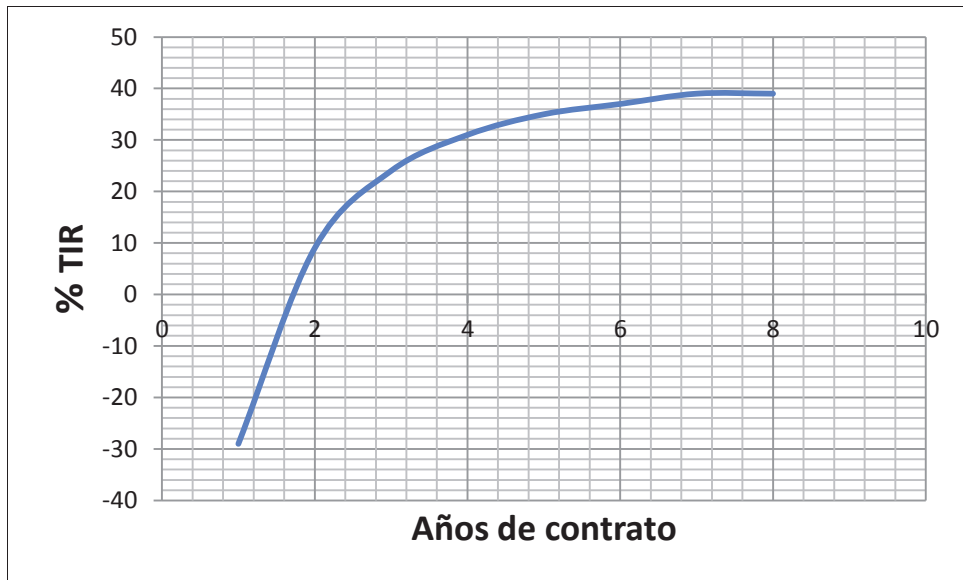
Gráfica 7.1: Sensibilidad % TIR versus Precio ácido

El precio de venta del ácido influye directamente sobre la rentabilidad del proyecto, disminuye significativamente el valor TIR a medida que crece el precio del ácido.

Con un valor mayor o igual a 20 [US/ton] el proyecto deja de ser rentable y no es posible la puesta en marcha y operación del proyecto.

➤ Efecto de la variación en la duración del proyecto.

Se estudia dicha variación debido a la inestabilidad laboral que siempre persiste entre empresa mandante y empresas contratistas, es necesario obtener dicho análisis para tenerlo presente. Por tanto tendremos la sensibilidad del TIR respecto al cambio de años del proyecto.



Gráfica 7.2: Sensibilidad %TIR versus años de contrato

Se puede deducir con la gráfica que el proyecto también se vería influenciado con la duración del contrato actual. Si el contrato llegara a durar menos de tres años estaríamos frente a un proyecto no recomendable debido a su baja rentabilidad. Si el contrato logra durar más de tres años es recomendable aceptar el proyecto.

## 7.7 Conclusiones

El análisis económico arroja una buena rentabilidad, un TIR de 36% respalda lo recién mencionado. La gran amenaza detectada es el consumo de ácido y el precio de éste que queda reflejado en el análisis de sensibilidad, recordar que el precio real de ventas de ácido está lejos del establecido en el proyecto, por lo mismo se debe tener cierto cuidado y atención a éste insumo en particular que es fundamental y necesario en el proceso hidrometalúrgico.



## CAPÍTULO 8: CONCLUSIONES

---

Las ganancias determinadas por el aumento de glómeros en la planta de chancado y su influencia en la producción de cobre en la planta EW es significativa, y representa un proyecto a tomar en cuenta debido a los resultados arrojados en el estudio técnico y económico.

Las modificaciones planteadas, aparte de aumentar el tonelaje de glómeros logran que la planta química trabaje más cercano a sus parámetros de operación de diseño. Esta planta tiene la capacidad de producción de 25 mil toneladas de cobre fino al año y de acuerdo a los antecedentes para plantas SX-EW en el contexto nacional se aprecia que la planta de El Salvador registra indicaciones similares a otras faenas como recuperación en SX, consumo de energía eléctrica en EW, eficiencia de utilización de reactivos, calidad catódica y costos. Sin embargo, la mayor debilidad para mantener estos indicadores, está en la baja utilización de la capacidad instalada por una menor concentración de cobre en el PLS.

El proyecto indica la incorporación de un nuevo harnero terciario y el chute, esto es justificado por el estudio técnico realizado. Ambos equipos fueron diseñados y posteriormente cotizados para su posterior análisis económico, cabe destacar que el harnero seleccionado es de altísimo costo debido a que se optó por calidad, confiabilidad y durabilidad de éste. No obstante, en el mercado se pueden encontrar equipos de menor valor, ya sea nuevo o con poco uso, provocando un proyecto más rentable y atractivo.

Un gran incentivo para realizar el proyecto es la realidad actual que se presenta en Codelco División Salvador: La ley del mineral a medida que pasa el tiempo se va empobreciendo, las cifras rojas de producción, gastos que posee la División en general y el mal estado de sus equipos en las plantas son motivaciones suficientes para poner en marcha el proyecto.

La rentabilidad del proyecto es clara pero se presentan factores perjudiciales que deben tomarse en cuenta a la hora de su puesta en marcha, por ejemplo, el hecho de ser una empresa contratista puede jugar en contra, si bien está a cargo de la operación y mantención en su totalidad pero no es dueña de los equipos y la planta. Un impedimento que puede quedar resuelto si se toma un camino de diálogos y propuestas con buenas bases técnicas para lograr una optimización de operación beneficiando a ambas empresas. Además la poca estabilidad del contrato de los servicios que solicita Codelco a sus empresas colaboradoras, por lo mismo se realiza un análisis de sensibilidad para tomarlo en cuenta ya que no es un tema menor. Y finalmente la volatilidad que presenta el precio del cobre actualmente, si bien amenaza de manera directa, no dejará de ser un buen proyecto debido a las altas demandas actuales que sostiene el metal rojo y la necesidad de seguir buscando la optimización en los procesos mineros.

En definitiva se alcanza el objetivo propuesto, obtener la prefactibilidad del proyecto que busca un mayor tonelaje de glómeros para optimizar la planta de chancado y a la vez aumentar la producción de cobre fino.

## CAPÍTULO 9: REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

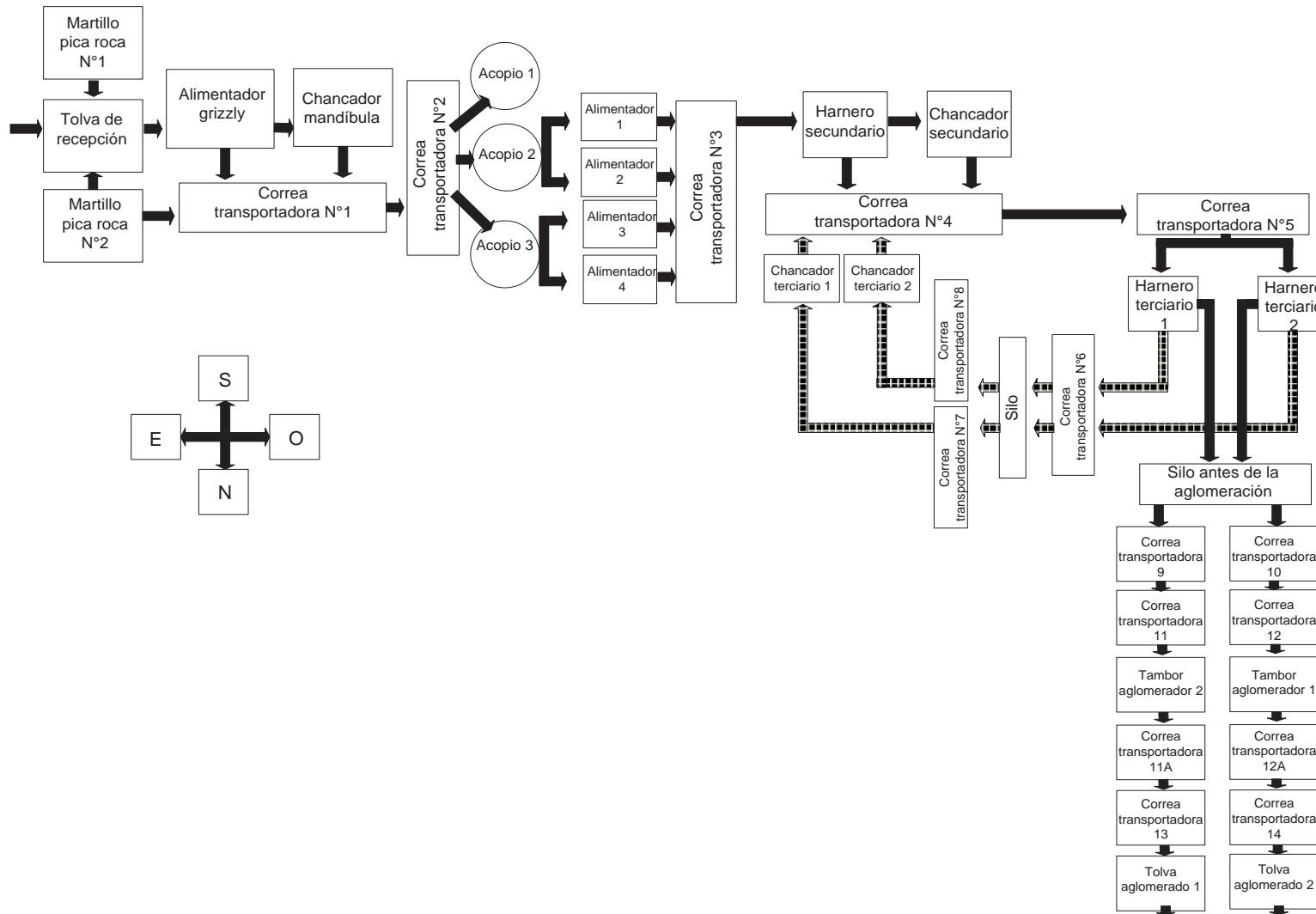
---

1. Mario Santander. Preparación mecánica de minerales departamento de metalurgia. Apuntes de curso, capítulo 7. Universidad de Atacama.
2. Ashok Gupta, Denis Yan. Mineral Processing design and operation: an introduction. 2<sup>nd</sup> Edition, 2006.
3. Jorge Carrasco C. Diseño de harnero vibratorio. Informe para planta de chancado y molienda de la División el Soldado de Anglo American Chile. Departamento de Ingeniería Mecánica, Universidad de Chile.
4. Ríos C. 2007. Memoria de Cálculo Estructura de Soportación de Harnero Vibratorio Ludowici MPE 8 x 20 mediante el Metodo de Los Elementos Finitos, Minera el Tesoro, Departamento de Ingeniería.
5. Rodrigo Madariaga, Felipe Soto. Unidad de Transporte Mineral. Departamento de Ingeniería Mecánica, Universidad de Chile, 2008.
6. Criterios de diseño mecánico para chutes. [en línea] <http://www.scribd.com/doc/54639009/Criterios-de-Diseno-Mecanico>. [Consulta: 22/07/12].
7. Portal Minero. Manual General de Minería y Metalurgia, Capítulo 2. ISBN 956-8514-01-5
8. Andrew L. Mular, Derek J. Barrat & Doug N. Halbe. Mineral Processing Plant Design, Practice, and Control. Volumen, pág. 894- 928.
9. CEMA: Belt Conveyors for Bulk Material, CEMA 5ta Edición, USA 1997.

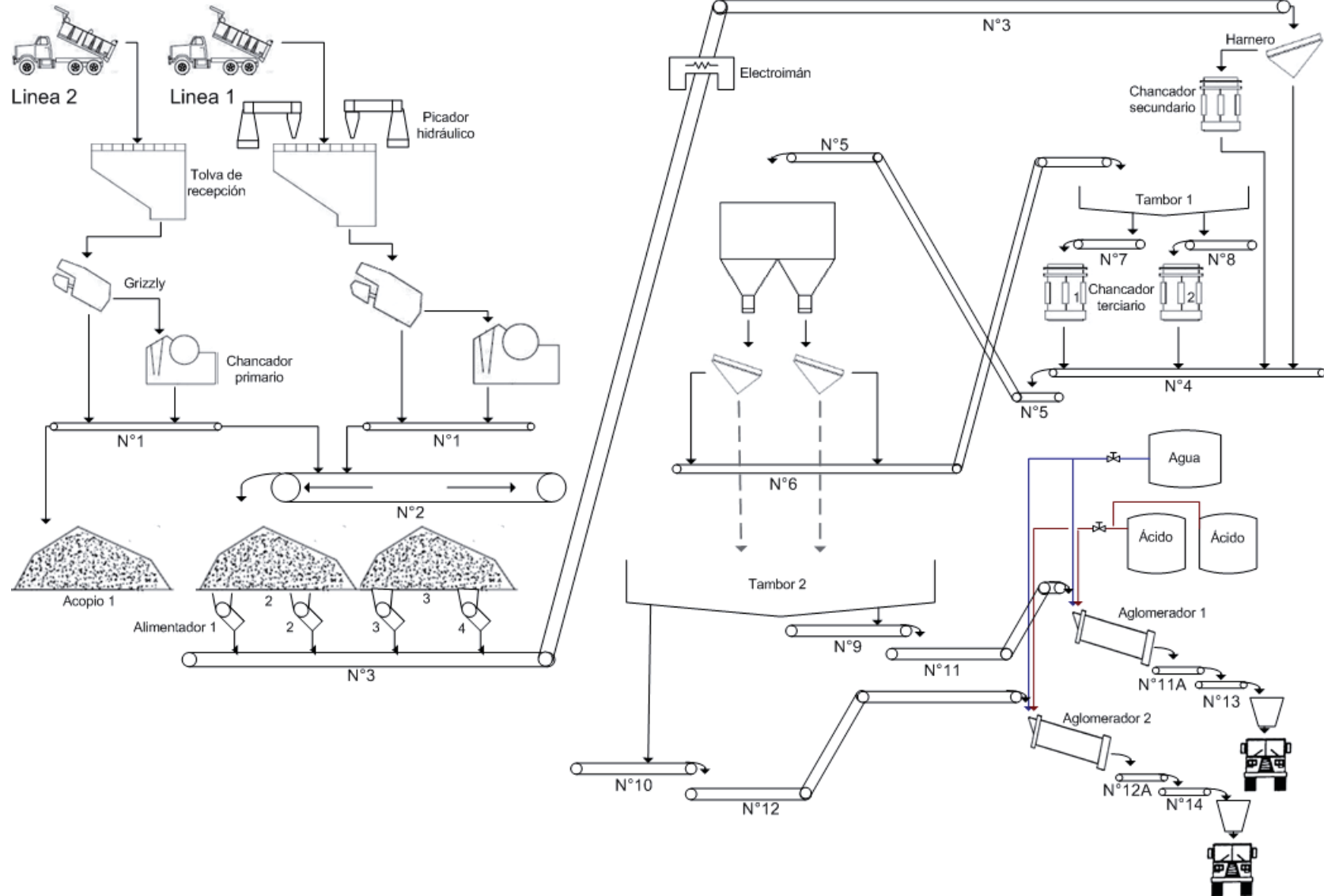
10. Sebastian Pizarro, Modelamiento Geoestadístico de Leyes de Cobre Total y Soluble. Tesis para optar grado de Magister en Minería, Departamento de Ingeniería en Minas. Universidad de Chile, Julio 2011.
11. Informe planta chancado, Gerencia de operaciones Planta Codelco División Salvador, Octubre 2009.
12. Abdón Zomosa. Manual de proyectos de Ingeniería Química. Segunda edición, Abril 1993.
13. Domic, E.M. 2001. Hidrometalurgia, fundamentos, procesos y aplicaciones.
14. Marcos Gonzalez. Curso Hidrometalurgia. Apuntes de curso, Universidad de Atacama.
15. Patricia Tapia. Proyecto óxidos. Apuntes de curso, Universidad de Atacama, Septiembre 2005.
16. Luís Vega. 2011, “Apuntes del curso de Ingeniería Económica”, Pontificia Universidad Católica de Valparaíso.
17. Peter and Timmerhaus, 2003, “Plant design and economics for chemical engineers”. 3ª Edición.

# ANEXO A: DIAGRAMA DE BLOQUES Y FLOWSHEET DE CHANCADO

## A-1 Diagrama de bloques de Planta Chancado



## A-2 Flowsheet Planta Chancado



## ANEXO B: DISEÑO DE EQUIPOS

---

### B-1 Diseño harnero

La fórmula de diseño es:

$$A: \frac{T}{C * M * K * Q1 * Q2 * Q3 * Q4 * Q5 * Q6}$$

Luego se calculan los factores que pide la fórmula:

$$T = 350 \left[ \frac{\text{ton}}{h} \right] * \left[ \frac{1[\text{tonmetrica}]}{0,984[\text{ton}]} \right] = 355,7[\text{TMPH}]$$

$$355,7[\text{TMPH}] * \left[ \frac{1[\text{STPH}]}{0,907[\text{TMPH}]} \right] = 392,17[\text{STPH}]$$

Para el factor C se obtiene de la siguiente tabla:

| Malla  | % de área abierta | STPH que pasa por pie cuadrado |
|--------|-------------------|--------------------------------|
| 4"     | 75%               | 7,69                           |
| 3-1/2" | 77%               | 7,03                           |
| 3"     | 74%               | 6,17                           |
| 2-3/4" | 74%               | 5,85                           |
| 2-1/2" | 72%               | 5,52                           |

|        |     |      |
|--------|-----|------|
| 2"     | 71% | 4,9  |
| 1-3/4" | 68% | 4,51 |
| 1-1/2" | 69% | 4,2  |
| 1-1/4" | 66% | 3,89 |
| 1"     | 64% | 3,56 |
| 7/8"   | 63% | 3,38 |
| 3/4"   | 61% | 3,08 |
| 5/8"   | 59% | 2,82 |
| 1/2"   | 54% | 2,47 |
| 3/8"   | 51% | 2,08 |
| 1/4"   | 46% | 1,6  |
| 3/16"  | 45% | 1,27 |
| 1/8"   | 40% | 0,95 |
| 3/32"  | 45% | 0,76 |
| 1/16"  | 37% | 0,58 |
| 1/32"  | 41% | 0,39 |

Por tanto:

$$C = 2,82 \left[ \frac{STPH}{pie^2} \right]$$

Recordar que el factor C se saca de la tabla por la granulometría de  $\left[ -\frac{3}{4}'' + \frac{1}{2}'' \right]$  que es la que corresponde al mineral, su aproximación más cercana sería  $\left[ \frac{5}{8}'' \right]$ .

Luego para los factores M y K (factores "Oversize" y "Halfsize") se necesitan datos de análisis de la granulometría para el mineral que se alimenta al harnero.

Dicha información fue facilitada por laboratorio de Codelco:



| <b>Correa 5</b> |          | <b>Día : 12 de Junio 2012</b> |                    |                        |                       |
|-----------------|----------|-------------------------------|--------------------|------------------------|-----------------------|
|                 |          | Peso inicial:                 |                    | 199,34                 | Kg                    |
| Malla           | micrones | Peso, kg<br>retenido          | % peso<br>retenido | %retenido<br>acumulado | %pasante<br>acumulado |
| + 1"            | 25000    | 61,060                        | 30,74              | 30,74                  | 69,26                 |
| -1" + 3/4 "     | 19000    | 21,900                        | 11,02              | 41,76                  | 58,24                 |
| -3/4" + 1/2"    | 12500    | 21,080                        | 10,61              | 52,37                  | 47,63                 |
| -1/2" + 3/8"    | 9500     | 16,860                        | 8,49               | 60,86                  | 39,14                 |
| -3/8" + 1/4"    | 6300     | 15,140                        | 7,62               | 68,48                  | 31,52                 |
| -1/4" + 4#      | 4750     | 7,880                         | 3,97               | 72,45                  | 27,55                 |
| -4# +100#       | 3350     | 46,540                        | 23,43              | 95,87                  | 4,13                  |
| - 100 #         | -150     | 8,200                         | 4,13               | 100,00                 | 0,00                  |
|                 |          |                               |                    |                        | 100,00                |
| <b>Total :</b>  |          | <b>198,660</b>                | 100,00             |                        |                       |

**Pérdida** 0,68

**% Perdida** 0,34

Entonces:

En  $\left[-\frac{3}{4}'' + \frac{1}{2}''\right]$  el porcentaje pasante es 47,63 %, es decir, el porcentaje retenido es 52,37

%. Teniendo éste dato se debe buscar el factor M en la siguiente tabla:

| <b>% De tamaños<br/>retenidos</b> | <b>Factor "M"</b> |
|-----------------------------------|-------------------|
| 5%                                | 1,21              |
| 10%                               | 1,13              |
| 15%                               | 1,08              |

|     |      |
|-----|------|
| 20% | 1,02 |
| 25% | 1    |
| 30% | 0,96 |
| 35% | 0,92 |
| 40% | 0,88 |
| 45% | 0,84 |
| 50% | 0,79 |
| 55% | 0,75 |
| 60% | 0,70 |
| 65% | 0,66 |
| 70% | 0,62 |
| 75% | 0,58 |
| 80% | 0,53 |
| 85% | 0,5  |
| 90% | 0,46 |
| 95% | 0,33 |

Por medio de la interpolación se logra finalmente con la obtención del factor M.

$$\frac{50 - 52,37}{50 - 55} = \frac{0,79 - x}{0,79 - 0,75}$$

$$x = 0,771$$

Por tanto:

$$M = 0,771$$

Continuando con la búsqueda de los factores de diseño, ahora se debe encontrar el factor Halfsize, es decir “K”, se tiene la siguiente tabla:

| <b>% Halfsize</b> | <b>Factor "K"</b> |
|-------------------|-------------------|
| 0%                | 0,40              |
| 5%                | 0,45              |
| 10%               | 0,50              |
| 15%               | 0,55              |
| 20%               | 0,60              |
| 25%               | 0,70              |
| 30%               | 0,80              |
| 35%               | 0,90              |
| 40%               | 1,00              |
| 45%               | 1,10              |
| 50%               | 1,20              |
| 55%               | 1,30              |
| 60%               | 1,40              |
| 65%               | 1,55              |
| 70%               | 1,70              |
| 75%               | 1,85              |
| 80%               | 2,00              |
| 85%               | 2,20              |
| 90%               | 2,40              |

Para sacar el factor K primeramente se debe utilizar el número de micrones que contiene la malla seleccionada para sacar el factor M.

Dicho dato es de 12500 micrones, por tanto la pregunta que se busca es: ¿Cuánto porcentaje de partículas son menores a 6250 micrones? que es parte del proceso de diseño para harneros, es decir:

$$< \frac{12500}{2} \text{ o } < 6250_{\text{micrones}}$$

La cifra 6250 micrones debe interpolarse en la tabla de análisis de la correa N°5 para ver el porcentaje:

$$\frac{6300 - 6250}{6300 - 4750} = \frac{31,52 - x}{31,52 - 27,55}$$
$$x = 31,4\%$$

Con el porcentaje halfsize ya encontrado se debe entrar a la tabla del factor K, exigiendo nuevamente a interpolar:

$$\frac{30 - 31,4}{30 - 35} = \frac{0,8 - x}{0,8 - 0,9}$$
$$x = 0,828$$

Por tanto:

$$K = 0,828$$

Con respecto al resto de los factores (Q1, Q2, Q3, Q4, Q5 y Q6) se determinan de la siguiente manera:

Q1: Según registros de laboratorio la densidad aparente es de  $112.45 \left[ \frac{lb}{pie^3} \right]$

Con éste dato se procede a interpolar en la siguiente tabla:

| lbs /pie3 | Factor Q1 |
|-----------|-----------|
| 150       | 1,50      |
| 125       | 1,25      |
| 100       | 1,00      |
| 90        | 0,90      |
| 80        | 0,80      |
| 75        | 0,75      |
| 70        | 0,70      |
| 60        | 0,60      |
| 50        | 0,50      |
| 40        | 0,40      |
| 30        | 0,30      |

$$\frac{125 - 112,45}{125 - 100} = \frac{1,25 - x}{1,25 - 1}$$

$$x = 1,1245$$

Por tanto:

$$Q1 = 1,1245$$

Q2:

Se utiliza la siguiente tabla:

| Shape Forma                     | Factor Q2 |
|---------------------------------|-----------|
| Agujeros cuadrados              | 1,00      |
| Ranura de corto (3 a 4 x Ancho) | 1,15      |
| Ranura larga (más de 4 x Ancho) | 1,2       |

Por tanto:

$$Q2 = 1,15$$

Q3:

Se utiliza la siguiente tabla:

| Deck Cubierta  | Factor Q3 |
|----------------|-----------|
| Top Superior   | 1,0       |
| Second Segundo | 0,9       |
| Third Tercera  | 0,8       |

Se busca diseñar un harnero con doble deck, por tanto:

$$Q3 = 0,9$$

Q4:

Factor definido como: % área abierta utilizada / % área abierta indicado en la capacidad. En otras palabras es el % de área útil respecto al área total. Los fabricantes de mallas recomiendan utilizar el factor de 0,86 cuando se requiera mineral seco.

$$Q4 = 0,86$$

Q5:

Referido al factor de humedad, en éste caso se harnea mineral seco, por tanto, el factor será igual a 1.

$$Q5 = 1$$

Q6:

Se tiene la siguiente tabla:

| Eficiencia | Factor Q6 |
|------------|-----------|
| 95%        | 1         |
| 90%        | 1,15      |
| 85%        | 1,35      |
| 80%        | 1,5       |
| 75%        | 1,7       |
| 70%        | 1,9       |

Referido a la eficiencia que se espera obtener del harnero a diseñar, debido a que se requiere trabajar lo más limitado posible con respecto a la cantidad de alimentación de material, se tomará una eficiencia de 80%, por tanto se tiene un factor con valor de 1,5

$$Q6 = 1,5$$

Teniendo todos los factores con sus respectivos valores para el harnero esperado se procede a diseñar con la fórmula que calcula el área requerida, fórmula que recién fue planteada.

$$A = \frac{392,17 [STPH]}{2,82 \left[ \frac{STPH}{pie^2} \right] * 0,771 * 0,828 * 1,1245 * 1,15 * 0,9 * 0,86 * 1 * 1,5}$$

$$A = 145,1 pie^2$$

Luego dicha área debe multiplicarse por el factor de seguridad indispensable en todo diseño de equipos. Se usará un factor de seguridad de 10%.

$$145,1 * 1,1 = 159,61 \text{ pie}^2$$

Por tanto:

$$A = 160 \text{ pie}^2$$



## B-2 Diseño chute

El material a utilizar para las planchas de acero que cumplen la función de la envoltura del chute es:

| Acero                    | Espesor | Peso Teórico         |
|--------------------------|---------|----------------------|
| Antiabrasivo 360 Brinell | 6 mm    | 48 kg/m <sup>2</sup> |

Dichas características son recomendadas por el catalogo CEMA. El alto del chute será igual al que está actualmente operando en la planta de chancado de Codelco Salvador, es decir, de 25' de altura. Las tres descargas serán de ancho igual a los harneros actualmente operando.

Dichas medidas serán similares al actual chute por estar limitados en espacio físico, con respecto al resto de los materiales para el armado de chute el catálogo de CEMA dice que son el 20% del costo total de las planchas de acero Brinell.

A continuación se detalla la cantidad y características de las planchas de acero Brinell que deben comprarse para poder armar el chute con 3 salidas. Cabe destacar que como guía se toma el chute pantalón ya creado para ver cómo y cuantas planchas deben ir:

| N° de planchas | Largo x ancho (metros) | Largo x ancho Estándar (metros) |
|----------------|------------------------|---------------------------------|
| 6              | 2,44 x 2               | 3 x 2                           |
| 6              | 2 x 0,92               | 2 x 1                           |
| 2              | 5,6 x 0,92             | 6 x 1                           |
| 22             | 1 x 0,92               | 1 x 1                           |
| 2              | 3 x 0,92               | 3 x 1                           |
| 3              | 3 x 2,44               | 3 x 3                           |
| 3              | 2,44 x 1               | 3 x 1                           |
| 2              | 2 x 0,92               | 2 x 1                           |
| 4              | 2 x 2                  | 2 x 2                           |
| 4              | 0,92 x 0,5             | 1 x 1                           |
| 6              | 1 x 1                  | 1 x 1                           |

## ANEXO C: BALANCE DE MASA Y DISEÑO AL PROCESO

---

### Balance de masa y diseño proceso Hidrometalúrgico

Según lo estimado en el capítulo IV, la mejoría del chancado provoca un aumento de 2100 ton/día de glómeros.

| DATOS                            |  |
|----------------------------------|--|
| <b>Tonelaje a apilar</b>         | 2100 ton/día                                 |
| <b>Ley de Mineral</b>            | 0,65% CuT ( 0,6%CuS + 0,05% CuInsoluble)     |
| <b>Consumo de ácido</b>          | 3,5 kg ácido/kg cobre producido              |
| <b>Recuperación en pila</b>      | 80% CuT en 3 meses.                          |
| <b>Granulometría</b>             | 100% < 3/8”                                  |
| <b>Altura de pila</b>            | 5 m  |
| <b>Densidad aparente mineral</b> | 1,45 ton /m <sup>3</sup> (material chancado) |

Datos facilitados por Codelco División El Salvador

Se procede a calcular el tiempo de lixiviación que requiere el mineral para verificar la información facilitada por la empresa Codelco.

$$t = \frac{R_{riego} \times \rho_{\min} \times H_{pila} \times 1000}{24 \times T_{riego}}$$

$$t = \frac{3 \times 1,45 \times 5 \times 1000}{24 \times 10} = 90 \text{ días}$$

Por tanto durante 3 meses se lixivía con soluciones de ILS y Refino.

El ciclo de lixiviación de la pila, tal como se menciona en el cuadro dura 3 meses, por tanto, se debe tener un stock de mineral en la planta de:

$$2100 \frac{\text{ton}}{\text{día}} \times 90 \text{ días} = 189000 \text{ ton}$$

Se va a considerar la misma altura de pilas a lixiviar utilizada por la División (de 5 m de altura). Por tanto se puede almacenar:

$$1,45 \frac{\text{ton}}{\text{m}^3} \times 5 \text{ m} = 7,25 \frac{\text{ton}}{\text{m}^2}$$

La superficie de las pilas en funcionamiento es de:

$$\frac{189000 \text{ ton}}{7,25 \frac{\text{ton}}{\text{m}^2}} = 26069 \text{ m}^2$$

Se debe tomar en cuenta que todos los días se presenta una pila en carga mientras otra se está descargando, por lo mismo se requiere espacio para el movimiento de tierra realizado por las máquinas correspondientes. Se recomienda alterar el área en un 10% más para realizar dichas labores esenciales.

$$26069 \text{ m}^2 \times 1,1 = 28676 \text{ m}^2$$

Recordar que en el área de lixiviación de Codelco División Salvador, se presentan 15 módulos de 50x400 m y cada módulo con 3 pilas. Tomando esto en cuenta se puede concluir que se requiere un módulo y dos pilas más para recibir el tonelaje extra desde el chancado:

$$50 \times 400 = 20000 \text{ m}^2$$

Una pila tiene de capacidad:

$$\frac{20000m^2}{3} = 6667m^2$$

Por espacio físico no habría problemas para elaborar dos módulos adyacentes al resto, 17 módulos en total para satisfacer la demanda del chancado.

La capacidad de la pila de lixiviación en mineral seco sería:

$$CAP_1 = \frac{189000}{1,1231} = 168284 \frac{ton}{ciclo}$$

El factor 1,1231 proviene de datos de Codelco División Salvador:

$$M_{aglomerado} = CAP_1 \left( 1 + \frac{D_{acido}}{1000} + \frac{D_{agua}}{1000} + \frac{\% humedad}{1000} \right)$$

$$M_{aglomerado} = CAP_1 \times (1,1231)$$

Luego se procede a calcular la recuperación de cobre en lixiviación por ciclo:

$$CAP_1 = \frac{REC \times 100^2}{REC_1 \times LEY_{Ctotal}}$$

Donde REC1 corresponde al % recuperación de lixiviación.

$$168284 = \frac{REC \times 100^2}{80 \times 0,65}$$

Por tanto:

$$REC = 875 \text{ ton Cu}$$

$$REC_{diaria} = \frac{875 \text{ ton Cu}}{90 \text{ días}} = 9,72 \frac{ton Cu}{día}$$

Teniendo dichos datos se puede calcular el flujo de PLS que se va a generar con el aumento de glómeros a lixiviar. Con la siguiente fórmula:

$$F_{PLS} = \frac{REC_{diaria} \times 1000}{([Cu]_{PLS} - [Cu]_{refino}) \times 24}$$

$$F_{PLS} = \frac{9,72 \frac{tonCu}{día} \times 1000}{(6 - 0,8) \times 24} = 78 \frac{m^3}{h}$$

Para calcular el estanque que debe almacenar el PLS se toma el tiempo de residencia que está pidiendo Codelco para satisfacer y lograr la concentración de cobre que se quiere mantener para alimentar la planta SX-EW.

$$V = F_{PLS} \times T_{residencia}$$

Según Jefatura de lixiviación y estadísticas de la planta se logra la continuidad de un óptimo PLS (6 gr/lit) con un tiempo de residencia de 24 horas. Por tanto:

$$V = 78 \frac{m^3}{h} \times 24h = 1872m^3$$

## ANEXO D: COTIZACIONES DE EQUIPOS

---

### Cotizaciones de equipos

#### ➤ Harnero



**Cliente:** Universidad Católica de Valparaíso  
**No:** CL1208213B-01  
**Fecha:** 20-Agosto-2012

---

#### 4. PRECIOS

A continuación se presentan los valores de los equipos ofertados, puestos en nuestras bodegas Sandvik en Santiago.

| TEM                        | Equipo, Modelo                    | Cant. | Precio Unitario (USD) | Precio Total (USD) |
|----------------------------|-----------------------------------|-------|-----------------------|--------------------|
| 01                         | Harnero vibratorio modelo LF2460D | 01    | 290.000               | 290.000            |
| <b>Precio Total (USD):</b> |                                   |       |                       | <b>290.000</b>     |

---

#### 5. TÉRMINOS DE ENTREGA

El equipo ofertado se entregará en bodegas Sandvik en Santiago después de transcurridas 20 semanas desde confirmada la orden de compra.

Este plazo es sólo estimado y deberá ser confirmado por Sandvik antes de una posible compra.



chutes

## Encapsulamiento contra polvo

Sistema de encapsulamiento de polvo, incluye:

- Perfiles con rodón en toda la periferia del cuerpo del harnero.
- Techo con cortinas de tela especial anti flama.
- Burletes de goma y tela especial para unir y sellar el techo con la estructura vibrante del harnero.
- Perfiles metálicos especiales, burletes de goma y tela para sellar en faena la separación entre harnero y

de alimentación y descarga. (chutes no incluidos)

## Especificaciones Técnicas

### Modelo LF2460D

|                                      |                    |
|--------------------------------------|--------------------|
| Ancho interior (mm)                  | 2420               |
| Largo interior (mm)                  | 6000               |
| Área de harneado (m <sup>2</sup> )   | 14,4               |
| Peso sin mallas (kg)                 | 11000              |
| Potencia Instalada (kW)              | 2 x 22,0           |
| Velocidad de rotación nominal        | 750                |
| Diámetro interior rodamientos (mm)   | 150                |
| Sistema de suspensión*               | 3,12               |
| Sag de los resortes.                 | 28                 |
| Tamaño máximo de alimentación (mm)** | 300                |
| Espesor laterales (mm)               | 12                 |
| Rango de frecuencia Standard (rpm)   | 730-940            |
| Largo de carrera Standard (mm)       | 10,0-15,5          |
| Medio de Cribado                     | Goma en ambos deck |

\* Cantidad de resortes por esquina / total resortes.

\*\* Estos valores aplican para una densidad aparente de 1,6 t/m<sup>3</sup>.

➤ Chute



**ALTERA**  
Aceros e Inversiones S.R.L.

R.U.C 20477913599

Importación y Comercialización de Planchas, Tubos para Calderos y Vasos de Presión, ASME SA 612, Acero CORTEN, Naval, Inoxidables, Antitérmicos, Bonificados, Antiabrasivos 400/500 HB; Vigas, Perfiles, Servicio de Corte, Rolado, Proyectos y Diseños.

Afiliada a



**INFOCORP**  
EQUIFAX

*lunes, 20 de agosto de 2012*

**COTIZACION N° ACIN 02419 - 01**

|          |  |       |        |              |       |
|----------|--|-------|--------|--------------|-------|
| EMPRESA  |  | R.U.C |        | CLIENTE      |       |
| ATENCIÓN | ROLANDO VELASQUEZ CABALLERO  |       |        | DIRECCION    |       |
| TELEFONO | TEL FAX  |       | NEXTEL |              | MOVIL |
| E-MAIL   | <a href="mailto:rolando5526@hotmail.com">rolando5526@hotmail.com</a> |       |        | CONTACTO VIA |       |

*De acuerdo a sus requerimientos nos es grato presentarles la siguiente cotización:*

| ITEM    | DESCRIPCIÓN   | CANT | UNID | Masa Kg  | US\$. UNIT. | TOTAL    |
|---------|---|------|------|----------|-------------|----------|
| 1       | PLANCHA ANT. T1- 400 BHN DE 1/4" (6.35 MM) X 4' X 8'(1219 X 2438) MM  | 1    | PZA  | 153,00   | 415,00      | 415,00   |
| 2       | PLANCHA ANT. T1- 400 BHN DE 1/4" (6.35 MM) X 5' X 20'(1524 X 6096) MM | 1    | PZA  | 478,00   | 1.293,00    | 1.293,00 |
| 3       | PLANCHA ANT. T1- 400 BHN DE 1/4" (6.35 MM) X 8' X 24'(1219 X 2438) MM | 1    | PZA  | 918,00   | 2.450,00    | 2.450,00 |
| 4       |   |      |      |          |             | 0,00     |
| 5       |   |      |      |          |             | 0,00     |
| TOTALES |   | 3    | PZAS | 1.549 KG |             | 4.158,00 |



## ANEXO E: CATASTRO DE EQUIPOS EN CHANCADO

---

### Catastro de equipos planta de chancado

#### Tolva de recepción:

| Capacidad        | N° de vigas | Bajo tamaño | Alimentación normal |
|------------------|-------------|-------------|---------------------|
| 250 ton          | 10          | 20'' - 24'' | 900-1000 ton/h      |
| <b>Dimensión</b> |             |             |                     |
| 40'' x 60''      |             |             |                     |

#### Alimentador vibratorio Grizzly:

Fabricante: Nordberg,

Modelo: Symons

| Capacidad                   | Peso total  | Bajo tamaño      | Alimentación normal |
|-----------------------------|-------------|------------------|---------------------|
| 800 ton/h                   | 90100 kg    | 6''              | 900-1000 ton/h      |
| <b>Alimentación crítica</b> |             | <b>Dimensión</b> |                     |
| 1500 ton/h                  | 36'' x 74'' |                  |                     |

#### Chancador primario:

Tipo: Mandíbula

Fabricante: Brown lenox / Roxon

Modelo: Kue-Ken

| Capacidad máxima       | Capacidad mínima | Setting          | Alimentación normal |
|------------------------|------------------|------------------|---------------------|
| 400 ton/h              | 300 ton/h        | 6'' - 7''        | 900-1000 ton/h      |
| <b>Abertura máxima</b> |                  | <b>Dimensión</b> |                     |
| 12'' - 14''            | 35000 kg         | 40'' x 60''      |                     |

## **\*Línea 2**

En comparación a la Línea 1:

- Buzón (tolva de recepción) es de menor tamaño.
- Unidad de vibración del grizzly es más lento
- Grizzly es más pequeño.
- Chancador es superior en todo aspecto al chancador de la línea 1.
- Correa de Línea 2 (correa N°1) soporta más tonelaje y puede operar a mayor velocidad.
- No contiene picarrocas, en caso de haber inconvenientes se usa una retroexcavadora para retirar rocas grandes.

### **Chancador primario:**

**Modelo:** Kue Ken

**rpm:** 225 rpm (con reductor)

**Dimensión:** 48" x 60"

**Serial:** 200 x 16942P

\* Chancador en línea 1: 163 rpm (con reductor)

### **Correa Línea 2:**

**rpm:** 1500 rpm: 400 rpm (entrada) / 75 rpm (salida) – (Reductor)

### **Acopios:**

| <b>Acopio 1</b>      | <b>Acopio 2</b>      | <b>Acopio 3</b>      |
|----------------------|----------------------|----------------------|
| 4000 toneladas vivas | 4000 toneladas vivas | 4000 toneladas vivas |

### **Harnero secundario:**

Tipo: Vibratorio doble piso (doble deck)

Fabricante: Nordberg/ Roxon

Modelo: Symons

| <b>Capacidad ton/h</b> | <b>Normal operación</b> | <b>Malla superior / Malla inferior</b> |
|------------------------|-------------------------|--|
| 700 ton/h              | 900 ton/h               | 3" / 1,5"                              |
| <b>Tamaño</b>          | <b>Peso total</b>       |  |
| 6 x 2,42 x 1,29 mts    | 90100 kg                |  |

### **Chancador secundario:**

Tipo: Cono - Estándar / Giratorio Hidrocono Sandvik H7800

Fabricante: Nordberg/ Sandvik

Modelo: Symons

| <b>Capacidad ton/h</b> | <b>Setting normal</b> | <b>Alimentación normal</b> | <b>Abertura máxima</b> |
|------------------------|-----------------------|----------------------------|------------------------|
| 950 ton/h              | 28mm-38mm             | 900-1000 ton/h             | 40mm                   |
| <b>Tamaño</b>          | <b>Peso total</b>     |                            |                        |
| 7 pies                 | 37100 kg              |                            |                        |

### **Harnero terciario 1 y 2:**

Tipo: Vibratorio doble piso (doble deck)

Fabricante: Nordberg / Roxon

Modelo: Symons

| <b>Capacidad ton/h</b> | <b>Normal operación</b> | <b>Malla superior / Malla inferior</b> |
|------------------------|-------------------------|--|
| 350 ton/h c/u          | 450 ton/h c/u           | 1,5" / 0,75"                           |
| <b>Tamaño</b>          |                         |  |
| 6 x 2,42 x 1,29 mts    |                         |  |

## Chancador terciario 1 y 2:

Tipo: Giratorio - Cabeza corta

Fabricante: Nordberg

Modelo: Symons

| Capacidad ton/h | Setting     | Alimentación normal aprox.    | Peso total |
|-----------------|-------------|-------------------------------|------------|
| 250 ton/h c/u   | 12mm - 13mm | 100-150ton/h<br>(correa N° 6) | 90100 kg   |
| <b>Tamaño</b>   |             |                               |            |
| 7 pies          |             |                               |            |

## Tambor aglomerador 1 y 2:

Marca: Inamar

\*Cantidad de ácido y agua varía dependiendo de las características del mineral.

| Capacidad ton/h                       | Grado inclinación        | Dimensiones l x a | Adición agua aprox. |
|---------------------------------------|--------------------------|-------------------|---------------------|
| 350 ton/h c/u                         | 3 a 5 °                  | 3 x 9 mts         | 10 - 18 kg/ton      |
| <b>Adición ácido sulfúrico aprox.</b> | <b>Tiempo residencia</b> |                   |                     |
| 23 - 32 kg/ton                        | 1 minuto aprox.          |                   |                     |

## Reductores de la planta de sólidos:

| EQUIPO        | MODELO                | RATIO   | MARCA          | CODIGO BODEGA |
|---------------|-----------------------|---------|----------------|---------------|
| CORREA N° 1   | 110FZ2AA              | 16,97   | FALK           | 1122515       |
| CORREA N° 2   | 4315 JR-14            | 14,1    | FALK           | 1122514       |
| CORREA N° 3   | 1110 FC2AA            | 16,96   | FALK           | 1122516       |
| CORREA N° 4   | 415 D24 MOD 87 R      | 24      | LINK-BELT      | 1122520       |
| CORREA N° 5   | C315 12VS-RC-1 MOD R  |         | LINK-BELT      | 1122521       |
| CORREA N° 6   | 1120FC2AC             | 17,37   | FALK           | 1122517       |
| CORREA N° 7   | 4407 J25              | 25      | FALK           | 1122513       |
| CORREA N° 8   | PB2620 POULIBLOC 2000 | 20,00   | LEROY<br>SOMER | 1122511       |
| CORREA N° 9   | PB2620 POULIBLOC 2000 | 20,00   | LEROY<br>SOMER | 1122511       |
| CORREA N° 10  | 4407 J25              | 25      | FALK           | 1122513       |
| CORREA N° 11  | 407 D MOD 85          | 25      | LINK-BELT      | 1122518       |
| CORREA N° 11A | 4215 J25              | 24,94   | FALK           | 1122511       |
| CORREA N° 12  | 407 D24 MOD 85        | 24,19   | LINK-BELT      | 1122519       |
| CORREA N° 12A | 4215 J25              | 24,94   | FALK           | 1122511       |
| CORREA N° 13  | 407 D MOD 85          | 25      | LINK-BELT      | 1122518       |
| CORREA N° 14  | 407 D24 MOD 85        | 24,19   | LINK-BELT      | 1122519       |
| TAMBOR N° 1   | 405AB3-AB             | 27,28:1 | FALK           |               |
| TAMBOR N° 2   | 405AB3-AB             | 27,28:1 | FALK           |               |

## Correa N°1:

- En operación:

| Límite ton/h       | Óptimo         |
|--------------------|----------------|
| 2000 ton /h Límite | 900-1000 ton/h |

- Capacidad teórica:

| Normal ton/h | Diseño ton/h | Velocidad m/seg |
|--------------|--------------|-----------------|
| 1243 ton/h   | 1700 ton/h   | 2,7 m/seg       |

- Estructuración:

| Ancho        | Largo                  |                    | Material  |                  |
|--------------|------------------------|--------------------|---|------------------|
| 48''         | 199 mts                |                    | 3 telas poliéster/nylon, cubiertas RMA I, cantos moldeados. |                  |
|              | Diámetro externo polea | Diámetro eje polea | Largo entre caras   | Largo total eje. |
| Polea Motriz | 24''                   | 4,9375''           | 1320 mm   | 82,5''           |
| Polea        | 24''                   | 3,9375''           | 1294 mm   | 67,25''          |

## Correa N°2:

- En operación:

| Límite ton/h | Óptimo           |
|--------------|------------------|
| 1200 ton /h  | 900 - 1000 ton/h |

- Capacidad teórica:

| Normal ton/h | Diseño ton/h | Velocidad m/seg |
|--------------|--------------|-----------------|
| 1243 ton/h   | 1492 ton/h   | 2,71 m/seg      |

- Estructuración:

| Ancho        | Largo                  |                    | Material   |                  |
|--------------|------------------------|--------------------|--|------------------|
| 48''         | 95 mts                 |                    | 3 telas poliéster/nylon, cubiertas RMA I, cantos cementados. |                  |
|              | Diámetro externo polea | Diámetro eje polea | Largo entre caras  | Largo total eje. |
| Polea Motriz | 24''                   | 3,4375''           | 1300 mm  | -                |
| Polea        | 24''                   | 3,1496''           | 1300 mm  | -                |

### Correa N°3:

- En operación:

| Límite ton/h | Óptimo         |
|--------------|----------------|
| 1200 ton /h  | 900-1000 ton/h |

- Capacidad teórica:

| Normal ton/h | Diseño ton/h | Velocidad m/seg |
|--------------|--------------|-----------------|
| 871 ton/h    | 1045 ton/h   | 2,134 m/seg     |

- Estructuración:

| Ancho        | Largo                  | Material   |                   |                  |
|--------------|------------------------|--|-------------------|------------------|
| 36"          | 328 mts                | 4 telas poliéster/nylon, cubiertas RMA I, cantos cementados. |                   |                  |
|              | Diámetro externo polea | Diámetro eje polea   | Largo entre caras | Largo total eje. |
| Polea Motriz | 20"                    | 4,9212"  | 965 mm            | -                |
| Polea        | 20"                    | 3,9375"  | 965 mm            | 55,4375"         |

\*A velocidades elevadas el detector de metales no funciona correctamente.



## Correa N°4:

- En operación:

| Límite ton/h | Óptimo         |
|--------------|----------------|
| 1500 ton/h   | 900-1000 ton/h |

- Capacidad teórica:

| Normal ton/h | Diseño ton/h | Velocidad m/seg |
|--------------|--------------|-----------------|
| 1965 ton/h   | 2358 ton/h   | 1,64 m/seg      |

- Estructuración:

| Ancho               | Largo                  |                    | Material   |                  |
|---------------------|------------------------|--------------------|--|------------------|
| 60"                 | 62 mts                 |                    | 4 telas poliéster/nylon, cubiertas RMA I, cantos cementados. |                  |
|                     | Diámetro externo polea | Diámetro eje polea | Largo entre caras  | Largo total eje. |
| <b>Polea Motriz</b> | 30"                    | 5,9375"            | 1320 mm  | -                |
| <b>Polea</b>        | 30"                    | 4,9375"            | 1625 mm  | -                |

## Correa N°5:

- En operación:

| Límite ton/h | Óptimo         |
|--------------|----------------|
| -            | 900-1000 ton/h |

- Capacidad teórica:

| Normal ton/h | Diseño ton/h | Velocidad m/seg |
|--------------|--------------|-----------------|
| 1965 ton/h   | 2358 ton/h   | 2,64 m/seg      |

- Estructuración:

| Ancho                   | Largo                  |                    | Material   |                  |
|-------------------------|------------------------|--------------------|--|------------------|
| 48"                     | 180 mts                |                    | 3 telas poliéster/nylon, cubiertas RMA I, cantos cementados. |                  |
|                         | Diámetro externo polea | Diámetro eje polea | Largo entre caras  | Largo total eje. |
| <b>Polea Motriz</b>     | 24"                    | 5,9375"            | 1320 mm  | -                |
| <b>Polea de cola</b>    | 24"                    | 4,4375"            | 1320 mm  | 6,8"             |
| <b>Polea tensora</b>    | 24"                    | 4,4375"            | 1320 mm  | 6,8"             |
| <b>Polea deflectora</b> | 20"                    | 4,4375"            | 1320 mm  | 6,8"             |

## Correa N°6:

- En operación:

| Límite ton/h | Óptimo |
|--------------|--------|
| -            | -      |

- Capacidad teórica:

| Normal ton/h | Diseño ton/h | Velocidad m/seg |
|--------------|--------------|-----------------|
| 1965 ton/h   | 2358 ton/h   | 2,64 m/seg      |

- Estructuración:

| Ancho | Largo   | Material   |
|-------|---------|--|
| 48"   | 153 mts | 3 telas poliéster/nylon, cubiertas RMA I, cantos cementados. |

|                      | Diámetro externo polea | Diámetro eje polea | Largo entre caras | Largo total eje. |
|----------------------|------------------------|--------------------|-------------------|------------------|
| <b>Polea Motriz</b>  | 24"                    | 5,4375"            | 1320 mm           | -                |
| <b>Polea de cola</b> | 24"                    | 3,9375"            | 1320 mm           | -                |

## Correa N°7:

- En operación:

| Límite ton/h | Óptimo |
|--------------|--------|
| -            | -      |

- Capacidad teórica:

| Normal ton/h | Diseño ton/h | Velocidad m/seg |
|--------------|--------------|-----------------|
| 354 ton/h    | 425 ton/h    | 1,067 m/seg     |

- Estructuración:

| Ancho | Largo  | Material  |
|-------|--------|---|
| 48"   | 24 mts | 3 telas poliéster/nylon, cubiertas RMA II, cantos cementados. |

|                      | Diámetro externo polea | Diámetro eje polea | Largo entre caras | Largo total eje. |
|----------------------|------------------------|--------------------|-------------------|------------------|
| <b>Polea Motriz</b>  | 15"                    | 4,5275"            | 1120 mm           | -                |
| <b>Polea de cola</b> | 15"                    | 4,9212"            | 1120 mm           | -                |

## Correa N°8:

- En operación:

| Límite ton/h | Óptimo |
|--------------|--------|
| -            | -      |

- Capacidad teórica:

| Normal ton/h | Diseño ton/h | Velocidad m/seg |
|--------------|--------------|-----------------|
| 354 ton/h    | 425 ton/h    | 1,067 m/seg     |

- Estructuración:

| Ancho         | Largo                  |                    | Material  |                  |
|---------------|------------------------|--------------------|---|------------------|
| 48"           | 24 mts                 |                    | 3 telas poliéster/nylon, cubiertas RMA II, cantos cementados. |                  |
|               | Diámetro externo polea | Diámetro eje polea | Largo entre caras   | Largo total eje. |
| Polea Motriz  | 15"                    | 4,5275"            | 1120 mm   | -                |
| Polea de cola | 15"                    | 4,9212"            | 1120 mm   | -                |

## Correa N°9:

- En operación:

| Límite ton/h | Óptimo |
|--------------|--------|
| -            | -      |

- Capacidad teórica:

| Normal ton/h | Diseño ton/h | Velocidad m/seg |
|--------------|--------------|-----------------|
| 354 ton/h    | 425 ton/h    | 1,22 m/seg      |

- Estructuración:

| Ancho         | Largo                  |                    | Material  |                  |
|---------------|------------------------|--------------------|---|------------------|
| 42"           | 16 mts                 |                    | 3 telas poliéster/nylon, cubiertas RMA II, cantos cementados. |                  |
|               | Diámetro externo polea | Diámetro eje polea | Largo entre caras   | Largo total eje. |
| Polea Motriz  | 17"                    | 5,5118"            | 1120 mm   | -                |
| Polea de cola | 17"                    | 4,4375"            | 1120 mm   | -                |

## Correa N°10:

- En operación:

| Límite ton/h | Óptimo |
|--------------|--------|
| -            | -      |

- Capacidad teórica:

| Normal ton/h | Diseño ton/h | Velocidad m/seg |
|--------------|--------------|-----------------|
| 354 ton/h    | 425 ton/h    | 1,219 m/seg     |

- Estructuración:

| Ancho         | Largo                  |                    | Material  |                  |
|---------------|------------------------|--------------------|---|------------------|
| 42"           | 16 mts                 |                    | 3 telas poliéster/nylon, cubiertas RMA II, cantos cementados. |                  |
|               | Diámetro externo polea | Diámetro eje polea | Largo entre caras   | Largo total eje. |
| Polea Motriz  | 17"                    | 5,5118"            | 1120 mm   | -                |
| Polea de cola | 17"                    | 4,4375"            | 1120 mm   | -                |

## Correa N°11:

- En operación:

| Límite ton/h | Óptimo |
|--------------|--------|
| -            | -      |

- Capacidad teórica:

| Normal ton/h | Diseño ton/h | Velocidad m/seg |
|--------------|--------------|-----------------|
| 354 ton/h    | 425 ton/h    | 1,067 m/seg     |

- Estructuración:

| Ancho         | Largo                  |                    | Material   |                  |
|---------------|------------------------|--------------------|--|------------------|
| 36"           | 74 mts                 |                    | 2 telas poliéster/nylon, cubiertas RMA I, cantos cementados. |                  |
|               | Diámetro externo polea | Diámetro eje polea | Largo entre caras  | Largo total eje. |
| Polea Motriz  | 20"                    | 3,4375"            | 965 mm   | -                |
| Polea de cola | 20"                    | 2,9375"            | 965 mm   | -                |
| Polea tensora | 20"                    | 2,9375"            | 965 mm   | -                |



## Correa N°11A:

- En operación:

| Límite ton/h | Óptimo |
|--------------|--------|
| -            | -      |

- Capacidad teórica:

| Normal ton/h | Diseño ton/h | Velocidad m/seg |
|--------------|--------------|-----------------|
| 354 ton/h    | 425 ton/h    | 1,13 m/seg      |

- Estructuración:

| Ancho         | Largo                  |                    | Material  |                  |
|---------------|------------------------|--------------------|---|------------------|
| 48"           | 13 mts                 |                    | 3 telas poliéster/nylon, cubiertas RMA I, cantos moldeados. |                  |
|               | Diámetro externo polea | Diámetro eje polea | Largo entre caras   | Largo total eje. |
| Polea Motriz  | 17"                    | 3,4375"            | 1300 mm   | -                |
| Polea de cola | 17"                    | 2,9375"            | 1300 mm   | -                |

## Correa N°12:

- En operación:

| Límite ton/h | Óptimo |
|--------------|--------|
| -            | -      |

- Capacidad teórica:

| Normal ton/h | Diseño ton/h | Velocidad m/seg |
|--------------|--------------|-----------------|
| 354 ton/h    | 425 ton/h    | 1,067 m/seg     |

- Estructuración:

| Ancho         | Largo                  |                    | Material   |                  |
|---------------|------------------------|--------------------|--|------------------|
| 36"           | 74 mts                 |                    | 2 telas poliéster/nylon, cubiertas RMA I, cantos cementados. |                  |
|               | Diámetro externo polea | Diámetro eje polea | Largo entre caras  | Largo total eje. |
| Polea Motriz  | 20"                    | 3,4375"            | 965 mm   | -                |
| Polea de cola | 20"                    | 2,9375"            | 965 mm   | -                |
| Polea tensora | 20"                    | 2,9375"            | 965 mm   | -                |

## Correa N°12A:

- En operación:

| Límite ton/h | Óptimo |
|--------------|--------|
| -            | -      |

- Capacidad teórica:

| Normal ton/h | Diseño ton/h | Velocidad m/seg |
|--------------|--------------|-----------------|
| 354 ton/h    | 425 ton/h    | 1,13 m/seg      |

- Estructuración:

| Ancho                | Largo                  |                    | Material  |                  |
|----------------------|------------------------|--------------------|---|------------------|
| 48"                  | 13 mts                 |                    | 3 telas poliéster/nylon, cubiertas RMA I, cantos moldeados. |                  |
|                      | Diámetro externo polea | Diámetro eje polea | Largo entre caras   | Largo total eje. |
| <b>Polea Motriz</b>  | 17"                    | 3,4375"            | 1300 mm   | -                |
| <b>Polea de cola</b> | 17"                    | 2,9375"            | 1300 mm   | -                |

## Correa N°13:

- En operación:

| Límite ton/h | Óptimo |
|--------------|--------|
| -            | -      |

- Capacidad teórica:

| Normal ton/h | Diseño ton/h | Velocidad m/seg |
|--------------|--------------|-----------------|
| 354 ton/h    | 425 ton/h    | 1,22 m/seg      |

- Estructuración:

| Ancho         | Largo                  |                    | Material  |                  |
|---------------|------------------------|--------------------|---|------------------|
| 36"           | 118 mts                |                    | 2 telas poliéster/nylon, cubiertas RMA I, cantos moldeados. |                  |
|               | Diámetro externo polea | Diámetro eje polea | Largo entre caras   | Largo total eje. |
| Polea Motriz  | 20"                    | 3,9375"            | 965 mm  | -                |
| Polea de cola | 20"                    | 2,9375"            | 965 mm  | -                |
| Polea tensora | 20"                    | 2,9375"            | 965 mm  | -                |

## Correa N°14:

- En operación:

| Límite ton/h | Óptimo |
|--------------|--------|
| -            | -      |

- Capacidad teórica:

| Normal ton/h | Diseño ton/h | Velocidad m/seg |
|--------------|--------------|-----------------|
| 354 ton/h    | 425 ton/h    | 1,219 m/seg     |

- Estructuración:

| Ancho         | Largo                  |                    | Material  |                  |
|---------------|------------------------|--------------------|---|------------------|
| 36"           | 118 mts                |                    | 2 telas poliéster/nylon, cubiertas RMA I, cantos moldeados. |                  |
|               | Diámetro externo polea | Diámetro eje polea | Largo entre caras   | Largo total eje. |
| Polea Motriz  | 20"                    | 3,9375"            | 965 mm  | -                |
| Polea de cola | 20"                    | 2,9375"            | 965 mm  | -                |
| Polea tensora | 20"                    | 2,9375"            | 965 mm  | -                |

| <b>Descripción</b>                | <b>Marca</b> | <b>Voltaje</b> | <b>Corriente</b> | <b>Potencia</b> | <b>RPM</b> |
|-----------------------------------|--------------|----------------|------------------|-----------------|------------|
| <b>Motor chancador primario</b>   | WEG          | 2100 V         | 60 Amp           | 40 Hp           | 1460 rpm   |
| <b>Motor martillo romperrocas</b> | WEG          | 380 V          | 100 Amp          | 75 Hp           | 1490 rpm   |
| <b>Motor alimentador Grizzly</b>  | ABB Motor    | 380 V          | 43 Amp           | 30 Hp           | 980 rpm    |

| <b>Descripción</b>                             | <b>Marca</b> | <b>Voltaje</b> | <b>Corriente</b> | <b>Potencia</b> | <b>RPM</b> |
|--|--------------|----------------|------------------|-----------------|------------|
| <b>Motor agua de sello chanc. secundario</b>   | Weg          | 383 V          | 5,2 Amp          | 3 Hp            | 2880 rpm   |
| <b>Motor enfriamiento chancador secundario</b> | Weg          | 380 V          | 21 Amp           | 15 Hp           | 2910 rpm   |

| <b>Descripción</b>            | <b>Marca</b>   | <b>Voltaje</b> | <b>Corriente</b> | <b>Potencia</b> | <b>RPM</b> |
|-------------------------------|----------------|----------------|------------------|-----------------|------------|
| <b>Motor correa N°1</b>       | Siemens        | 380 V          | 170 Amp          | 125 Hp          | 1480 rpm   |
| <b>Motor correa N°2</b>       | U.S Electrical | 380 V          | 60 Amp           | 40 Hp           | 1460 rpm   |
| <b>Motor Traslación carro</b> | SEW EURODRIVE  | 380 V          | 5 Amp            | 1,5 Hp          | 1420 rpm   |
| <b>Motor correa N°3</b>       | Siemens        | 380 V          | 160 Amp          | 125 Hp          | 1490 rpm   |

|   |        |        |              |        |          |
|---|--------|--------|--------------|--------|----------|
| <b>Motor electroimán</b>                      | -----  | 380 V  | 2 Amp        | 1,5 Hp | 1420 rpm |
| <b>Motor harnero N°2</b>                      | VEM    | 380 V  | 38 Amp       | 30 Hp  | 730 rpm  |
| <b>Motor chancador secundario</b>             | WEG    | 2100 V | 105 Amp      | 400 Hp | 735 rpm  |
| <b>Motor lubricación chancador secundario</b> | Baldor | 380 V  | 14,8-1/7 Amp | 5 Hp   | 1425 rpm |

| <b>Descripción</b>                     | <b>Marca</b> | <b>Voltaje</b> | <b>Corriente</b> | <b>Potencia</b> | <b>RPM</b> |
|--|--------------|----------------|------------------|-----------------|------------|
| <b>Motor Correa N°4</b>                | Siemens      | 380 V          | 70 Amp           | 50 Hp           | 1480 rpm   |
| <b>Motor Correa N°5</b>                | Siemens      | 2100 V         | 75 Amp           | 300 Hp          | 1485 rpm   |
| <b>Motor Correa N°6</b>                | Siemens      | 2100 V         | 75 Amp           | 300 Hp          | 1485 rpm   |
| <b>Motor Correa N°7</b>                | Pacemaker    | 380 V          | 48 Amp           | 40 Hp           | 1175 rpm   |
| <b>Motor Correa N°8</b>                | Leroy Somer  | 380 V          | 43 Amp           | 30 Hp           | 1455 rpm   |
| <b>Motor Chancador terciario 1 y 2</b> | Weg          | 2100 V         | 105 Amp          | 400 Hp          | 735 rpm    |
| <b>Motor harnero terciario 1 y 2</b>   | Vem          | 380 V          | 46,5 Amp         | 30 Hp           | 730 rpm    |

| <b>Descripción</b>                | <b>Marca</b> | <b>Voltaje</b> | <b>Corriente</b> | <b>Potencia</b> | <b>RPM</b> |
|-----------------------------------|--------------|----------------|------------------|-----------------|------------|
| <b>Motor Correa N°9</b>           | Leroy Somer  | 380 V          | 43 Amp           | 30 Hp           | 1455 rpm   |
| <b>Motor Correa N°10</b>          | Pace maker   | 380 V          | 75 Amp           | 40 Hp           | 1175 rpm   |
| <b>Motor Correa N°11</b>          | Siemens      | 380 V          | 46,2 Amp         | 30 Hp           | 1475 rpm   |
| <b>Motor Correa N°12</b>          | Siemens      | 380 V          | 46,2 Amp         | 30 Hp           | 1475 rpm   |
| <b>Motor Correa N°11A</b>         | Siemens      | 380 V          | 15,4 Amp         | 10 Hp           | 1485 rpm   |
| <b>Motor Correa N°12A</b>         | Siemens      | 380 V          | 15,6 Amp         | 10 Hp           | 1455 rpm   |
| <b>Motor Correa N°13</b>          | Siemens      | 380 V          | 56 amp           | 40 Hp           | 1470 rpm   |
| <b>Motor Correa N°14</b>          | Siemens      | 380 V          | 56 amp           | 40 Hp           | 1475 rpm   |
| <b>Motor tambor aglomerador 1</b> | ABB motors   | 380 V          | 165 Amp          | 120 Hp          | 1481 rpm   |
| <b>Motor tambor aglomerador 2</b> | ABB motors   | 380 V          | 165 Amp          | 120 Hp          | 1481 rpm   |

| <b>Descripción</b>             | <b>Marca</b>   | <b>Voltaje</b> | <b>Corriente</b> | <b>Potencia</b> | <b>RPM</b> |
|--------------------------------|----------------|----------------|------------------|-----------------|------------|
| <b>Tolva aglomerado N°1</b>    | U.S Electrical | 380 V          | 11,6 Amp         | 7,5 Hp          | 1455 rpm   |
| <b>Tolva de aglomerado N°2</b> | U.S Electrical | 380 V          | 11,6 Amp         | 7,5 Hp          | 1455 rpm   |