

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



PROYECTO PARA OPTAR AL TÍTULO DE
INGENIERO CIVIL EN METALURGIA EXTRACTIVA

**“OPTIMIZACIÓN PLANTA DE CHANCADO
SECUNDARIO/TERCIARIO EN DIVISIÓN EL
TENIENTE”**

Sergio Rojas Moreno

Profesor Guía:
Álvaro Aracena Caipa

2015

“Quiero dedicar este trabajo a mis padres por la posibilidad que me entregaron de estudiar y
por apoyarme en cada momento”

AGRADECIMIENTOS

Luego de 7 años de estudios, fueron muchas las personas que contribuyeron con mi formación profesional y personal. En primer lugar, quisiera agradecer a mi familia por el apoyo brindado durante todo este proceso, por confiar en mí, en lo que yo quería estudiar y por nunca exigirme nada, solo apoyarme y celebrar mis logros. A mi hermanita querida por enseñarme a como “escribir pruebas ordenadas” y a mi polola por siempre apoyarme y alentarme en todos mis objetivos.

Tuve la suerte de conocer a grandes personas y amigos en la universidad, con los cuales compartimos grandes experiencias juntos y logramos hacer cambios reales en nuestra carrera. Quisiera agradecer por todas esas maratones de estudio a Cristian, Álvaro, Francisco y Javier, sin ustedes probablemente la universidad habría sido mucho más difícil, además agradecerles por todos los momentos compartidos como cuando fuimos Centro de Estudiamos o cuando formamos parte de la comisión organizadora de SIMUCV. Quisiera agradecer especialmente a Javier por los 7 meses que compartimos juntos haciendo nuestra memoria en El Teniente. Además, agradecer a mi profesor tutor Álvaro Aracena, quien desde que fui su alumno, siempre se preocupó de mi formación, de exigirme el máximo y de ser siempre el mejor, aspectos fundamentales en mi formación profesional.

Finalmente, quisiera agradecer a todas las personas de El Teniente con quienes compartí en estos 7 meses, partiendo por los “viejos” de Metalurgia, quienes siempre me brindaron una conversación agradable, me enseñaron mucho de operación de plantas y alguno que otro dato de futbol y de la planta. Muchas gracias por todo Marcos, Manuel, Cesar y Juan Carlos. Además, agradecer a todos los miembros de la SIP, que me acogieron como uno más de la unidad, especialmente a Salima Chahuan, quien me enseñó todo sobre Chancado, además de compartir conmigo y preocuparse de mí en todo momento, nunca voy a olvidar todos los “suci” que compartimos, muchas gracias por todo “Sali”, sin ti todo habría sido más difícil y aburrido, siempre serás mi “terrible jefa”, muchas gracias por todo.

RESUMEN

El objetivo principal de esta memoria es evaluar, modelar y optimizar el proceso de chancado secundario/terciario en División El Teniente perteneciente a CODELCO. El tema surge debido a la necesidad de determinar la situación actual de la planta y definir su capacidad real, además de mejorar la operación actual. Esto se realizará a través de un diagnóstico completo de la planta, para luego modelar y simular la operación de la planta. Con esto se buscará aumentar el rendimiento total de la planta y operar los equipos de chancado y harneado bajo las condiciones óptimas desde el punto de vista metalúrgico. Con los datos recopilados y el trabajo de simulación y optimización a realizar, se entregará una propuesta de como optimizar el proceso, que cambios se deben hacer y cómo se debe operar para obtener los mejores resultados considerando todos los aspectos involucrados.

Para cumplir con el objetivo, primero se presenta el fundamento teórico en el cual se enmarca esta investigación. Luego, se muestra la metodología de obtención de datos mediante muestreo de correas, para luego dar paso a la presentación del software de simulación, explicando su uso y el trabajo que se realizó. Finalmente, se muestran las diversas alternativas de operación para optimizar el proceso.

Los resultados obtenidos indican que el punto crítico limitante de la capacidad de la planta son los chancadores terciarios, que existe una alta variabilidad en la granulometría de alimentación a la planta, que existe desgaste en los paneles de los harneros, baja eficiencia de clasificación para gran parte de los harneros, y que la calidad del producto entregado por la planta de chancado secundario/terciario no se encuentra dentro de los rangos óptimos.

Se recomienda realizar cambios de paneles de harneros y analizar su grado de desgaste en el tiempo. Además, se puede reducir el CSS de los chancadores secundarios y para aumentar la capacidad de tratamiento de la planta es necesario aumentar los chancadores terciarios disponibles para operar, idealmente operar con los 8 chancadores. Si se busca calidad del producto, la malla de corte que entrega una calidad de producto ideal es 14 mm de abertura de slot para los harneros terciarios.

ÍNDICE GENERAL

CAPÍTULO I: INTRODUCCIÓN	1
1.2 OBJETIVOS.....	2
1.2.1 Objetivo general.....	2
1.2.2 Objetivos específicos	2
CAPÍTULO II: ANTECEDENTES GENERALES DE LA EMPRESA	3
2.1 CODELCO	3
2.2 DIVISIÓN EL TENIENTE.....	3
2.2.1 Línea Proceso SAG.....	5
2.2.2 Línea Proceso Sewell.....	6
2.2.3 Línea Proceso Convencional	6
2.3 PLANTA DE CHANCADO SECUNDARIO/TERCIARIO.....	7
2.3.1 Alimentación del mineral fresco.....	9
2.3.2 Clasificación del mineral del buzón de gruesos.....	9
2.3.3 Chancado Secundario/Terciario.....	10
2.3.4 Planta de Harneado	11
CAPÍTULO III: MARCO TEÓRICO	13
3.1 CONMINUCIÓN DE MINERALES	13
3.1.1 Fundamentos de la Conminución	13
3.1.2 Teoría de la Conminución.....	14
3.1.3 Moliendabilidad	15
3.1.4 Propiedades de los minerales.....	16
3.2 CHANCADO	18
3.2.1 Chancadores secundarios.....	21

3.3 HARNEADO	25
3.3.1 Tipos de Harneros.....	26
3.3.2 Eficiencia de separación en un harnero.	28
3.3.3 Factores que afectan la eficiencia de un Harnero	29
3.4 TRANSPORTE DE MINERAL	34
3.4.1 Correas Transportadoras	34
3.4.2 Alimentadores	38
CAPÍTULO IV: EVALUACIÓN PLANTA	40
4.1 PROTOCOLO DE PRUEBAS METALÚRGICAS	40
4.1.1 Objetivos del Muestreo	40
4.1.2 Diseño general de la prueba.....	41
4.1.3 Procedimiento de Muestreo	43
4.2 BALANCE DE MASA.....	46
CAPÍTULO V: MODELACIÓN Y SIMULACIÓN	51
5.1 SOFTWARE BRUNO	51
5.1.1 Descripción General del software.....	51
5.1.2 Descripción de equipos y herramientas a utilizar.	55
5.2 MODELACIÓN PLANTA CHST DET	61
5.2.1 Alimentación planta	62
5.2.2 Chancadores secundarios y terciarios	63
5.2.3 Harneros secundarios y terciarios	65
5.3 AJUSTE MODELO.....	66
CAPÍTULO VI: RESULTADOS OBTENIDOS.....	71
6.1 RESULTADOS MUESTREO PLANTA	71

6.1.1 Granulometrías y Flujos.....	71
6.1.2 Eficiencia de clasificación de harneros y Razón de Reducción de Chancadores.	74
6.2 RESULTADOS SIMULACIÓN.....	76
6.2.1 Máxima capacidad con parámetros actuales.....	76
6.2.2 Abertura de 16 mm en Deck Inferior de HDP1 y HDP2	78
6.2.3 Abertura de 30 mm en Deck Inferior de HDP1 y HDP2	80
6.2.4 Abertura de 14 mm en Deck Inferior de Harneros Terciarios	82
6.3 PROPUESTA DE OPERACIÓN ÓPTIMA.....	84
6.3.1 Operación de planta óptima con 6 harneros – 6 chancadores.....	84
6.3.2 Operación de planta óptima con 8 harneros – 8 chancadores.....	85
6.3.3 Máxima capacidad de tratamiento sin considerar calidad producto	86
CAPÍTULO VII: EVALUACIÓN ECONÓMICA.....	88
7.1 COSTOS ASOCIADOS	88
7.1.1 Cambio de paneles de Harneros.....	88
7.1.2 Consumo Energético.....	89
7.1.3 Producción de Concentrados de Cobre y Molibdeno	90
7.2 EVALUACIÓN DE CADA ESCENARIO	92
CAPÍTULO VIII: CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES.....	95
CAPÍTULO X: BIBLIOGRAFÍA	97
ANEXO A.....	98
A.1 SLOTS DE PANELES HARNEROS DET.....	98
A.1.1 Slots paneles harneros secundarios 1 y 2.....	98
A.1.2 Slots paneles harneros terciarios del 1 al 8.	99
A.2 CARACTERÍSTICAS CORREAS PLANTA CHANCADO 2°/3°	100

ANEXO B	101
B.1 SECUENCIA MUESTREO	101
ANEXO C	104
C.1 DIAGRAMAS PLANTAS DET.....	104
C.1.1 Diagrama Molienda SAG.....	104
C.1.2 Diagrama Chancado Sewell	104
C.1.3 Diagrama Molienda Sewell.....	105
C.1.4 Diagrama Molienda Convencional	105
ANEXO D	106
D.1 DIAGRAMA PLANTA CHST DET EN BRUNO	106
D.2 GRANULOMETRÍAS DE CORREAS	107
D.2.1 Granulometrías Alimentación – Producto Muestreo 1	107
D.2.2 Granulometrías Alimentación – Producto Muestreo 2	108
D.2.3 Comparación Curvas Granulométricas Correa 212-A y 113 Muestreo 1	109
D.2.4 Comparación Curvas Granulométricas Correa 212-A y 113 Muestreo 2.....	110
D.2.5 Granulometrías Bajo Tamaño Harneros	111
ANEXO E	112
E.1 RESULTADOS ESCENARIOS DE OPTIMIZACIÓN	112
E.1.1 Máxima Capacidad con Parámetros Actuales (6)	112
E.1.2 Máxima Capacidad con Parámetros Actuales	113
E.1.3 16 mm Deck Inferior HDP1 y HDP2 (6)	114
E.1.4 16 mm Deck Inferior HDP1 y HDP2 (8)	115
E.1.5 30 mm Deck Inferior HDP1 y HDP2 (6)	116
E.1.6 30 mm Deck Inferior HDP1 y HDP2 (8)	117

E.1.7 14 mm Deck Inferior Planta de Harneado (6)	118
E.1.8 14 mm Deck Inferior Planta de Harneado (8)	119
E.1.9 Propuesta final para operación con 6 Harneros y 6 Chancadores	120
E.1.10 Propuesta final para operación con 8 Harneros y 8 Chancadores	121
E.1.11 Propuesta para capacidad requerida por SIP (78 ktpd)	122
ANEXO F.....	123
F.1 COTIZACIÓN CAMBIO DE PANELES HDP0	123
F.2 INFORME MENSUAL DE GESTIÓN OPERACIONAL DET.....	124
F.3 ORIENTACIONES COMERCIALES 2015.....	125

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 2.1: Mapa de ubicación de División El Teniente	4
Figura 2.2: Diagrama proceso productivo DET.....	5
Figura 2.3: Diagrama Planta de Chancado Secundario/Terciario.....	8
Figura 2.4: Chancado secundario a) Línea 1 y 2, b) Línea 0	11
Figura 2.5: Chancado terciario.....	11
Figura 2.6: Planta de Harneado.....	12
Figura 3.1: Tensión de una estructura cristalina.	13
Figura 3.2: Concentración de fuerza de estrés en la punta de una grieta.....	13
Figura 3.3: Relación W_i y Chancabilidad.....	17
Figura 3.4: Relación Abrasividad e Índice de Abrasión	18
Figura 3.5: Diagrama básico de una planta de chancado.....	19
Figura 3.6: (a) Circuito de chancado abierto, (b) circuito de chancado cerrado.....	20
Figura 3.7: Sección transversal chancador Sandvik H8800	22
Figura 3.8: Componentes principales del chancador SANDVIK H8800	23
Figura 3.9: Atrapamiento de partículas de tamaño crítico en la abertura de un harnero.	25
Figura 3.10: Tipos de lechos producidos en un harnero en operación.	27
Figura 3.11: Flujos máxicos en un harnero en operación.	28
Figura 3.12: Componentes principales de un harnero doble parrilla tipo banana	32
Figura 3.13: Harnero doble parrilla tipo Banana	32
Figura 3.14: Diagrama correa transportadora.....	34
Figura 3.15: Electro imán correa alimentación Línea 1 en DET.	35
Figura 3.16: Arreglos de polines en una correa transportadora.....	36
Figura 3.17: Sistemas de tensión de correas transportadoras.	37
Figura 3.18: Sistema de carga de correas transportadoras.....	37
Figura 4.1: Árbol de decisiones muestreo Planta	44
Figura 4.2: Diagrama de flujo Planta de Harneado	47
Figura 4.3: Diagrama de flujo Línea 0.....	48
Figura 4.4: Diagrama de flujo Línea 1.....	48

Figura 4.5: Diagrama de flujo Línea 2.....	49
Figura 4.6: Diagrama de flujo Chancadores Terciarios 7.....	50
Figura 5.1: Ejemplo curva producto Bruno.	54
Figura 5.2: Interfaz Bruno	55
Figura 5.3: Símbolo de Alimentación Bruno.....	56
Figura 5.4: Ingreso datos Alimentación Bruno.....	57
Figura 5.5: Símbolo de Chancador Bruno	57
Figura 5.6: Ingreso datos Chancador Bruno	59
Figura 5.7: Símbolo de Harnero Bruno	59
Figura 5.8: Ingreso datos Harnero Bruno	61
Figura 6.1: Curvas Granulométricas de Alimentación y Producto Muestreo 1	72
Figura 6.2: Curvas Granulométricas de Alimentación y Producto Muestreo 2.....	72

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 3.1: Work Index para diversos materiales.	16
Tabla 3.2: Subsistemas y componentes de chancador de cono.....	22
Tabla 3.3: Descripción Chancadores Secundarios.....	24
Tabla 3.4: Descripción Chancadores Terciarios	25
Tabla 3.5: Probabilidad de clasificación de las partículas según su tamaño.	30
Tabla 3.6: Probabilidad de paso de partícula esférica en una abertura cuadrada.	31
Tabla 3.7: Descripción Harneros Secundarios Doble Parrilla	33
Tabla 3.8: Descripción Harneros Terciarios	33
Tabla 4.1: Correas a evaluar por líneas/sección de la Planta.....	42
Tabla 5.1: Evaluación Equipos BRUNO	53
Tabla 5.2: Datos alimentación Planta CHST DET	63
Tabla 5.3: Datos Chancadores Planta CHST DET	64
Tabla 5.4: Datos Harneros Planta CHST DET	65
Tabla 5.5: Comparación flujos y D80 de Muestreo 1 v/s Simulación.....	67
Tabla 5.6: Comparación flujos y D80 de Muestreo 2 v/s Simulación.....	68
Tabla 6.1: Resultados Generales Muestreo PCHST	73
Tabla 6.2: Eficiencia de Clasificación y Razón de Reducción	74
Tabla 6.3: Efecto malla de corte sobre Eficiencia de Clasificación	75
Tabla 6.4: Calidad Producto Simulación 1 (6 equipos).....	77
Tabla 6.7: Calidad del Producto Simulación 1 (8).....	77
Tabla 6.8: Calidad Producto Simulación 2 (6)	78
Tabla 6.9: Calidad Producto Simulación 2 (8)	79
Tabla 6.10: Calidad Producto Simulación 3 (6)	80
Tabla 6.11: Calidad Producto Simulación 3 (8)	81
Tabla 6.12: Calidad Producto Simulación 4 (6)	82
Tabla 6.13: Calidad Producto Simulación 4 (8)	83
Tabla 6.14: Calidad Producto Simulación 5	85
Tabla 6.15: Calidad Producto Simulación 6	85

Tabla 6.16: Calidad Producto Simulación 7	87
Tabla 7.1: Costo unitario Paneles para Harneros.....	89
Tabla 7.2: Costo Total	89
Tabla 7.3: Datos Operacionales Flotación Octubre	91
Tabla 7.4: Costos y Ganancias de Simulaciones	92
Tabla 7.5: Variación Parámetros Económicos.....	93

NOMENCLATURA

ASR:	Regulación automática de setting
CHST:	Chancado Secundario/Terciario
CS:	Chancador secundario
CSS:	Close side setting
CT:	Chancador terciario
CV:	Correa transportadora
d ₀ :	Diámetro de la partícula
DA:	Diámetro de la abertura
DET:	División El Teniente
D _w :	Diámetro de agua equivalente
F ₈₀ :	Tamaño del 80% acumulado pasante en la alimentación
ft:	Pies
g:	Gramos
h:	Horas
HBST:	Harnero bajo estándar
HDP:	Harnero doble parrilla
HP:	Potencia en unidades de caballos de fuerza
HP:	Harnero primario
HT:	Harnero Terciario
km:	Kilómetros

ktpd:	Kilo toneladas por día
kW:	Kilo Watts
kWh:	Kilo Watts hora
$\frac{m}{s}$:	Velocidad en metros por segundo
m:	Metros
mm:	Milímetros
MPa:	Millones de Pascales
P_{80} :	Tamaño del 80% acumulado pasante en el producto
PTR:	Planta de Tratamiento de Relaves
ROM:	Mineral “Run of Mine”
RR:	Razón de Reducción
SAG:	Semi autógeno
SIP:	Superintendencia Ingeniería de Procesos
ton:	Toneladas
tmf:	Toneladas métricas finas
tms:	Toneladas métricas secas
tpd:	Toneladas por día
(i):	Situación Inicial o Actual
(f):	Situación Final u Optimizada
μm :	Micrones

CAPÍTULO I: INTRODUCCIÓN

Debido a que la mayoría de los minerales se encuentran finamente diseminados y asociados íntimamente con el mineral indeseado o ganga, estos se deben liberar antes de que tome lugar la separación. Esto se logra gracias a la conminución, en la cual el tamaño de la partícula de la mena es reducido progresivamente hasta que las partículas liberadas y limpias de ganga del mineral se pueden separar a través del método que se encuentre disponible. La conminución en sus etapas iniciales se realiza de manera de hacer al mineral fresco más fácil de manejar por los elementos de transporte de mineral y apto para ingresar a la etapa de concentración.

En esta memoria de título se busca evaluar, simular y optimizar la planta de chancado secundario/terciario en el sector de Colon Alto de División El Teniente. Con el trabajo realizado se busca entregar una evaluación técnica y económica de la operación de dichas etapas y además una propuesta concreta, considerando todas las variables del proceso, para poder optimizar la operación.

La situación actual de la planta de chancado secundario/terciario muestra un pobre análisis metalúrgico del proceso, en el cual variables metalúrgicas fundamentales no son consideradas como debiese ser y no se tiene conocimiento del desempeño total de la planta, capacidad de clasificación de los harneros, dureza del mineral de alimentación, rendimiento de los chancadores, entre otros aspectos. Es bastante probable que el modo actual de operación no sea el óptimo, por lo que urge la necesidad de diagnosticar la planta y definir los parámetros que aumenten el rendimiento tanto de los equipos como el rendimiento global del chancado secundario/terciario. Dentro de las problemáticas actuales de la planta podemos encontrar los siguientes puntos:

- Eficiencia de clasificación de Harneros Terciarios cercana al 60%.
- Configuración de paneles de Harneros Secundario y Terciarios diferente a la configuración original recomendada.

- Desconocimiento parcial del efecto metalúrgico sobre el proceso al operar Chancadores Terciarios en circuito abierto y operar línea 1 y 2 con desvío de finos (producto se envía directamente a producto final sin pasar por etapa de Harneado Terciario).
- Producción teórica de la planta de 90 ktpd, mucho mayor a la producción actual cercana a las 60 ktpd.
- Nunca se ha realizado una evaluación completa de la planta de Chancado.

Para realizar lo mencionado, en primera instancia se realizará un muestreo de las correas transportadoras de la planta para obtener un diagnóstico completo. Con los datos obtenidos del muestreo, se modelará la operación y se simulará su funcionamiento con los datos actuales de operación a través de software Bruno. Finalmente, con ayuda del simulador, se pretende analizar y modificar los parámetros operaciones de la planta para desarrollar así una propuesta técnica y económica de como optimizar el proceso y obtener mejores resultados en la etapa de chancado.

1.2 OBJETIVOS

1.2.1 Objetivo general

Evaluar la operación actual de la planta de chancado secundario y terciario de División El Teniente desde el punto de vista metalúrgico, para luego, a través del uso del software de simulación Bruno, desarrollar una propuesta para optimizar dicho proceso.

1.2.2 Objetivos específicos

- Realizar un diagnóstico de la operación actual de la planta de chancado secundario/terciario, detectando los puntos limitantes y focos críticos del proceso.
- Modelar la planta a través del software de simulación, ajustando los parámetros relevantes de la operación.
- Simular nuevos escenarios del proceso en búsqueda de un aumento de la capacidad de tratamiento de mineral, manteniendo la granulometría y calidad del producto.

CAPÍTULO II: ANTECEDENTES GENERALES DE LA EMPRESA

2.1 CODELCO

CODELCO es el primer productor de cobre del mundo y posee, además, cerca del nueve por ciento de las reservas mundiales del metal rojo. El nombre CODELCO representa a la Corporación Nacional del Cobre de Chile, una empresa autónoma propiedad del Estado chileno, cuyo negocio principal es la exploración, desarrollo y explotación de recursos mineros de cobre y subproductos, su procesamiento hasta convertirlos en cobre refinado, y su posterior comercialización. CODELCO, en el 2013, produjo 1,79 millón de toneladas métricas de cobre refinado (incluida su participación en el yacimiento El Abra y en Anglo American Sur). Esta cifra equivale al 10% de la producción mundial. Su principal producto comercial es el cátodo de cobre grado A.

La compañía efectúa sus operaciones a través de siete divisiones mineras más la Fundición y Refinería Ventanas, que pertenece a CODELCO desde mayo de 2005. La División Ministro Hales, la más nueva de las Divisiones, inició a fines de 2013 su puesta en marcha como operación minera. Su estrategia corporativa es coordinada desde la Casa Matriz ubicada en Santiago de Chile. La Corporación participa además en la propiedad de importantes empresas mineras como El Abra, en la que posee el 49%; Anglo American Sur donde participa en 20% de la propiedad y otras asociaciones mineras orientadas a la explotación geológica, tanto en Chile como en el exterior. Una de sus divisiones más emblemáticas, tanto por su historia como por su importancia en producción para CODELCO es El Teniente, división en la cual se realizó el presente trabajo de memoria.

2.2 DIVISIÓN EL TENIENTE

DET es una de las 8 divisiones de la corporación nacional del cobre, CODELCO. Esta división se encuentra a 150 kilómetros al sur de Santiago, 49 kilómetros al este de Rancagua y a 2500 metros sobre el nivel del mar. Esta mina comenzó a ser explotada en 1904.

Sus operaciones se centran en la explotación de mina subterránea, siendo esta la más grande del mundo con cerca de 3000 kilómetros de túneles al interior de la mina, distancia equivalente a la existente entre Arica y Puerto Montt. Desde el año 2013, cuenta con un sistema de explotación mixta: subterránea y cielo abierto. La ubicación de DET se puede apreciar en la Fig. 2.1.

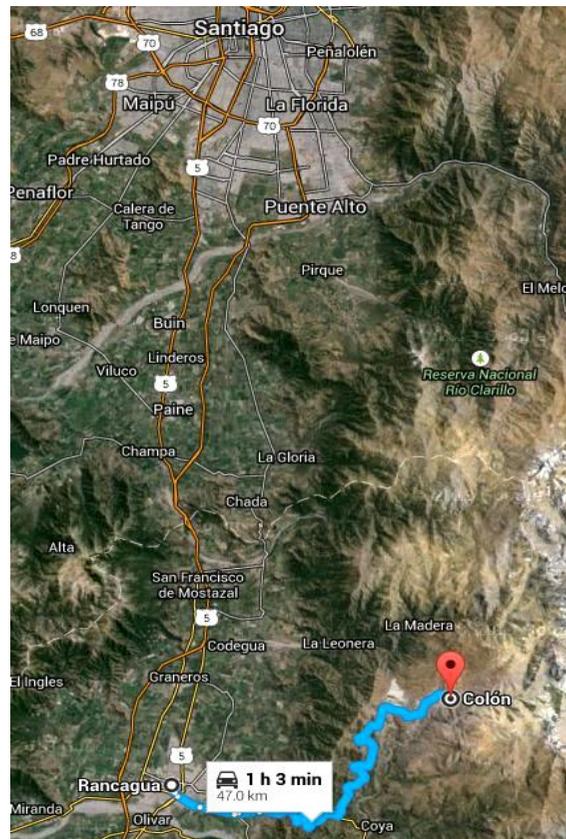


Figura 2.1: Mapa de ubicación de División El Teniente

El Teniente produce más de 450 mil toneladas métricas finas anuales de cobre en forma de barras de cobre anódico y ánodos de cobre. Como resultado del procesamiento del mineral, también se obtiene molibdeno, recuperando dicho metal en cerca de un 74%. DET beneficia sus minerales a través de diversas etapas de concentración, utilizando los procesos de chancado primario, secundario y terciario, molienda convencional y SAG, flotación Rougher, Scavenger y de limpieza mediante columnas, secado, tostado, fundición y moldeo.

Dentro de su operación se pueden encontrar 3 líneas de proceso: Sewell, convencional y SAG. La línea de proceso Sewell posee una capacidad de tratamiento diaria de 20000 tpd, la línea de proceso convencional tiene una capacidad de 66000 tpd, y la línea de proceso SAG tiene una capacidad de tratamiento de 65000 tpd, como se puede apreciar en la Fig. 2.2.

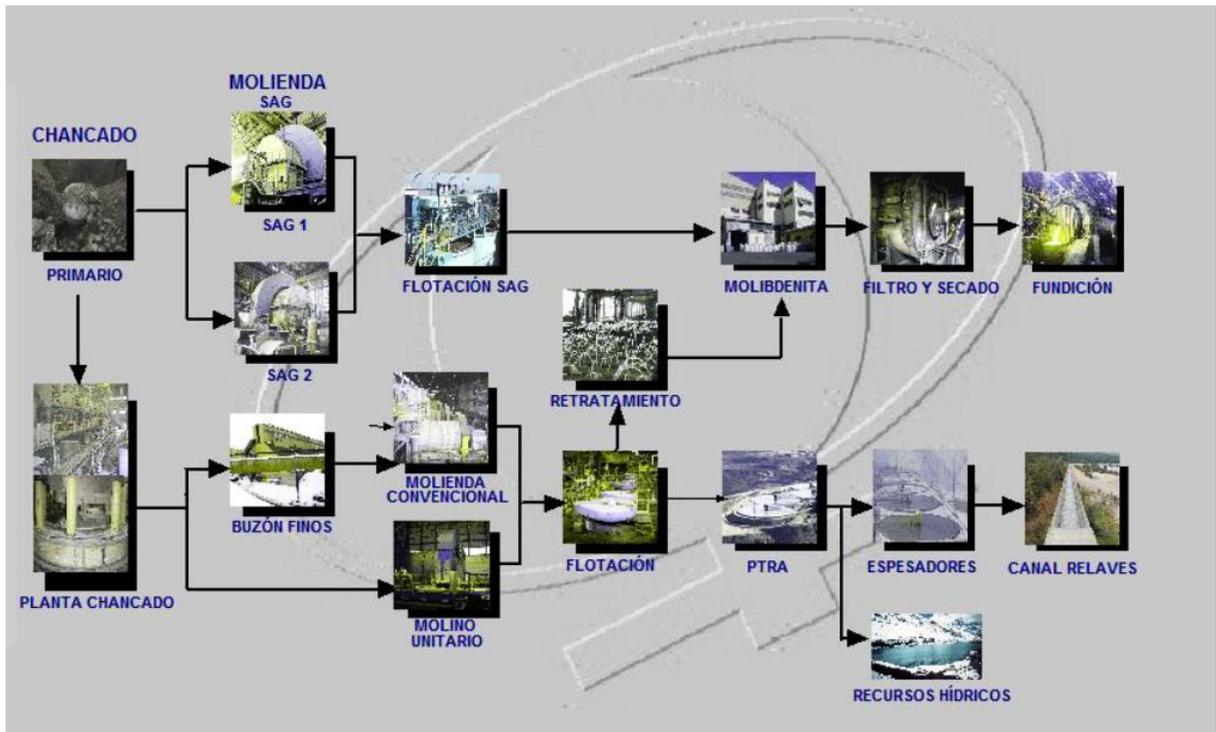


Figura 2.2: Diagrama proceso productivo DET.

2.2.1 Línea Proceso SAG

Esta línea se inicia con la etapa de chancado primario, la cual se realiza en el interior de la mina mediante dos chancadores giratorios. Luego, el mineral chancado se dirige a dos líneas de molienda SAG. La primera consiste de un molino del tipo SAG con una potencia de 15000 HP, acompañado de dos molinos de bolas de acero de 6000 HP. Para la segunda línea, se utiliza también un molino SAG pero de 26000 HP acompañado de dos molinos de bolas de 15.000 HP. El material que no se logró moler en los molinos (Pebbles) se envía a la planta de Pebbles, la que se compone de 4 chancadores de cono. El producto de esta etapa tiene un P80 de 150 μ m. En el Anexo C.1.1 se muestra el diagrama del proceso SAG.

Luego, el producto se dirige a la etapa de flotación colectiva el cual contempla 4 bancos de 7 celdas para flotación Rougher y 2 bancos de 7 celdas para flotación Scavenger. Además, posee 3 molinos verticales Vertimil para remolienda y 4 columnas de flotación para limpieza. El concentrado obtenido tiene una ley de cobre cercana a un 30%. Dicho concentrado se envía a la etapa de flotación selectiva al igual que para la línea convencional, lo que se explica en el punto 2.2.3.

2.2.2 Línea Proceso Sewell

Esta línea de proceso se inicia con una etapa de chancado primario, la cual se realiza mediante un chancador de mandíbulas. Luego, el mineral se dirige hacia chancado secundario, el cual consta de 4 chancadores de cono. El producto se transporta a la etapa de chancado terciario, la cual consta de 5 chancadores de cono terciarios los cuales funcionan en circuito cerrado. En el Anexo C.1.2 se muestra el diagrama del proceso chancado Sewell.

El material chancado se transporta a la etapa de molienda, la cual consta de molienda de barras y de bolas. En el Anexo C.1.3 se muestra el diagrama del proceso molienda Sewell. Al finalizar esta etapa se agrega ácido y colector al mineral a modo de acondicionamiento previo a la flotación. Luego, el mineral molido con un P80 cercano a los 150 μm se transporta mediante canaleta hacia la etapa de flotación en medio ácido. Finalmente, este concentrado se reúne con el concentrado obtenido en la línea convencional y SAG para ingresar a la etapa de flotación selectiva.

2.2.3 Línea Proceso Convencional

La planta de Chancado Secundario/Terciario se alimenta del mineral ya chancado en el interior de la mina (chancado primario). Está compuesta por 3 chancadores secundarios de cono, 8 chancadores terciarios de cono, 8 harneros terciarios y 5 harneros secundarios. En el punto 2.2.4 se realiza una descripción más detallada de la PCHST. El material chancado en esta etapa alimenta a la molienda de bolas. Además se cuenta con un molino unitario de 15000 HP que consta con su acopio de mineral propio. En el Anexo C.1.4 se muestra el diagrama de molienda convencional.

El proceso de flotación convencional se divide en flotación convencional y planta de retratamiento, en donde se poseen bancos que se utilizan para flotación Rougher, 1° limpieza, Scavenger, Re Scavenger y 2° limpieza. De la línea de flotación convencional, el concentrado final se dirige a la planta de retratamiento, en donde el concentrado pasa por etapas de espesamiento, limpieza columnar, flotación Scavenger y Re Scavenger, de donde se obtiene el concentrado que va a flotación selectiva. Los relaves, dependiendo del origen del mineral, se dirigen a PTR o al canal de relave. El concentrado de la flotación Sewell, SAG y Convencional se transporta a la etapa de flotación selectiva o planta de Molibdeno. El relave del proceso de flotación, es decir, el cobre recuperado, se envía a la planta de filtrado de Cobre, mientras que el concentrado final de Molibdeno se envasa para su comercialización. El cobre que se envía a la planta de filtros pasa previamente por etapa de flotación Rougher y 2 etapas de espesamiento, mientras que el molibdeno pasa por flotación Rougher, 1ª, 2ª, 3ª y si es necesario una 4ª etapa de flotación de limpieza, además de 6 etapas de espesamiento, para así obtener el producto final concentrado de Molibdeno.

2.3 PLANTA DE CHANCADO SECUNDARIO/TERCIARIO

La planta tiene como objetivo procesar el mineral proveniente del chancado primario al interior de la mina, con una granulometría de alimentación de 8-10 pulgadas. Generalmente se obtiene un producto chancado con cerca de un 95% de la granulometría bajo 1/2 pulgada. La tasa de producción de la planta es de 55 ktpd, y de 65 ktpd en caso de operar con desvío de finos. En la Fig. 2.3 se puede apreciar el diagrama completo de la planta.

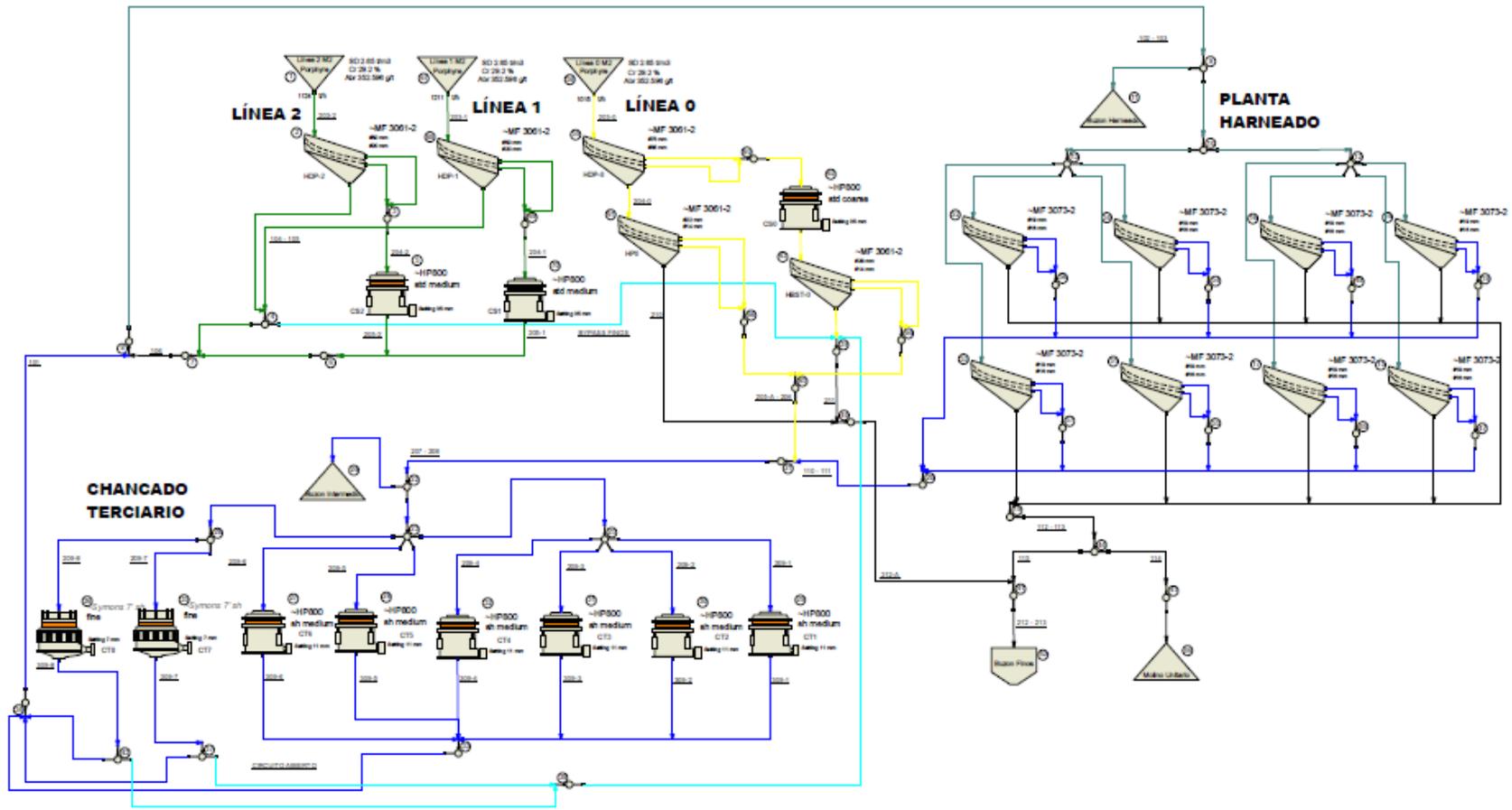


Figura 2.3: Diagrama Planta de Chancado Secundario/Terciario

En la mayoría de las operaciones, el horario de trabajo del chancado es el mismo que el horario de la mina. En el caso de DET, la mina tiene una ventana de no operación de las 14:00 hasta las 16:00 horas aproximadamente.

La planta está conformada por 6 etapas, las cuales son las siguientes:

1. Alimentación del mineral fresco mediante correas transportadoras.
2. Clasificación del mineral del buzón de gruesos.
3. Chancado secundario.
4. Clasificación de finos terciarios.
5. Chancado terciario.
6. Distribución de finos y almacenamiento.

A continuación se describe cada una de las etapas mencionadas.

2.3.1 Alimentación del mineral fresco.

La planta consta de 3 líneas de proceso, las cuales se denominan línea 0, línea 1 y línea 2. El transporte y alimentación a equipos se realiza mediante correas transportadoras. Para la línea 0, la alimentación proviene del nivel Teniente 8, al interior de la mina, en donde pasa por chancador de mandíbula primario. El mineral se almacena en el buzón de gruesos. Esta línea tiene un tonelaje promedio de 1219 tph. La alimentación de la línea 1 tiene un tonelaje promedio de 938 tph y la línea 2 posee un tonelaje promedio es de 1039 tph.

2.3.2 Clasificación del mineral del buzón de gruesos.

Previo al chancado secundario, el mineral del buzón de gruesos se debe clasificar, para lo cual se utilizan harneros del tipo “banana” y doble parrilla. Los harneros vibratorios de la línea 1 y 2 poseen un tamaño de slot en el Deck superior de 50 mm y de 16 mm en el Deck inferior. El sobre tamaño de estos harneros secundarios se traspa a tolvas de alimentación que dispone cada chancador secundario.

El bajo tamaño de los harneros se puede juntar con el producto del chancado secundario y ser enviado a harneado terciario, o bien se pueden evacuar de la planta mediante un sistema de compuerta manual llamado desvío de finos, el cual consiste en hacer pasar directamente el mineral fino de la correa CV-105 a la correa CV-211 en cierta proporción, la cual llega finalmente a molienda convencional. Esto permite tener una mayor capacidad de tratamiento, pero trae como consecuencia la pérdida de finos naturales en la molienda unitaria (molino 13), disminuyendo el rendimiento del proceso y aumentando el % de producto retenido acumulado en ambas plantas. La línea 0 cuenta con 3 harneros vibratorios. El primero de ellos se le llama HDP-0, el cual tiene un slot superior de 50 mm e inferior de 30 mm. El sobre tamaño se procesa en el chancador secundario, y el bajo tamaño se vuelve a clasificar en el harnero HBST-0 con 11 mm de slot en su Deck inferior. El bajo tamaño obtenido del HDP-0 se vuelve a clasificar en el harnero HP-0. En este punto la correa CV-205-A junta el sobre tamaño de los harneros HBST-0 y HP-0 para transportarlo a la planta de chancado terciario. El bajo tamaño de la línea se transporta a molienda.

2.3.3 Chancado Secundario/Terciario

Todos los chancadores de la planta son de tipo cono, siendo la única diferencia entre los chancadores secundarios y terciarios la posición de las lánas (armadura/cóncavo) al interior de estos. En la Fig. 2.4 se muestra la disposición del chancado secundario para las líneas de proceso.

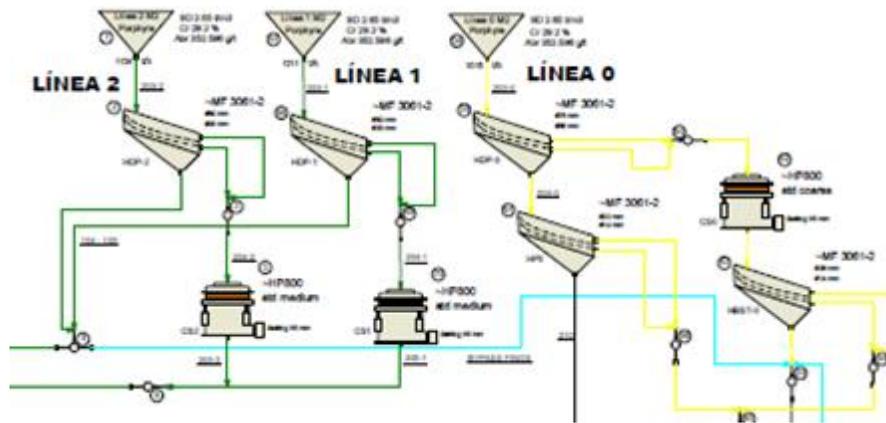


Figura 2.4: Chancado secundario Línea 1, Línea 2 y Línea 0

Para la etapa de chancado terciario, se considera el carro de alimentación 208, correa CV-208, buzón intermedio de 2200 toneladas, alimentadores de los chancadores terciarios, chancadores terciarios y correas transportadoras de descarga de los chancadores para entrega del producto. Todo esto se aprecia en la Fig. 2.5.

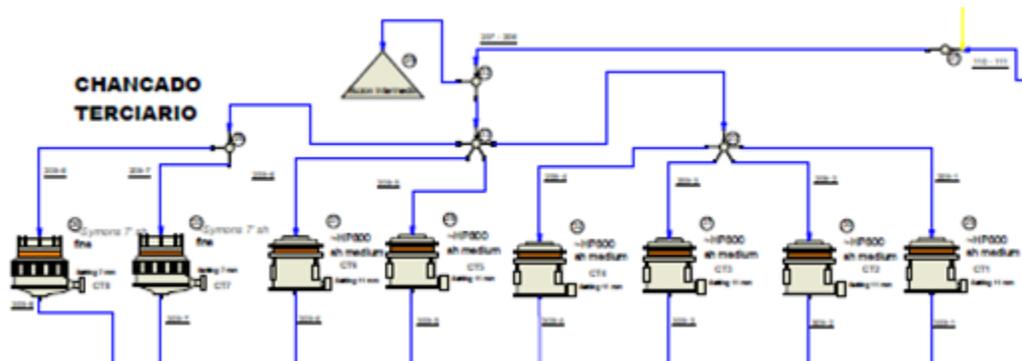


Figura 2.5: Chancado terciario

2.3.4 Planta de Harneado

El mineral procesado en los chancadores secundarios y terciarios se transporta mediante correas transportadoras a la planta de harneado. La correa CV-103 reparte mediante el carro 103 la carga del mineral que luego la distribuye en el buzón de harneado de 6000 toneladas de capacidad, el cual está compuesto por 8 buzones diferentes independientes.

El sobre tamaño de la planta de harneado se recircula a la planta de chancado terciario, mientras que el bajo tamaño (producto final) es derivado a la tolva 220-BN-05 (Distribución de finos). En la Fig. 2.6 se muestra la disposición de la planta de harneado.

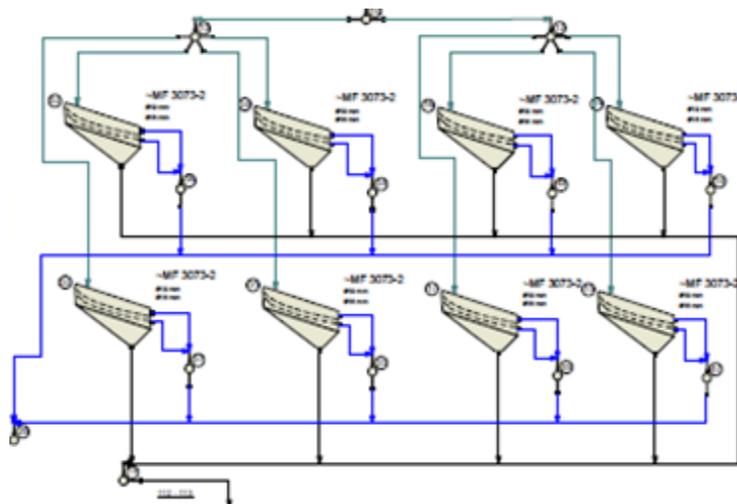


Figura 2.6: Planta de Harneado

CAPÍTULO III: MARCO TEÓRICO

3.1 CONMINUCIÓN DE MINERALES

3.1.1 Fundamentos de la Conminución

La mayoría de los minerales son materiales cristalinos en los cuales los átomos están dispuestos en formaciones tridimensionales. La configuración de los átomos está determinada por el tipo y tamaño de los enlaces químicos y físicos que los mantienen unidos. En la estructura cristalina de los minerales, estos enlaces inter átomos son efectivos sólo a distancias cortas, y se pueden romper si se les aplica un fuerza de tensión. Esta fuerza puede ser generada por cargas de tensión o compresión, como lo muestra la Fig. 3.1.

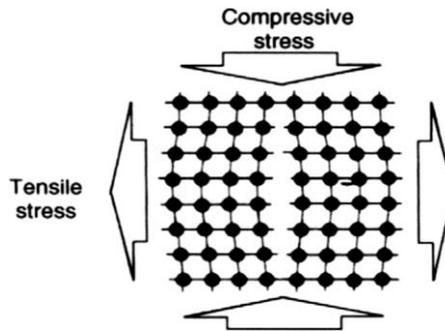


Figura 3.1: Tensión de una estructura cristalina.

La distribución de la fuerza depende de las propiedades mecánicas de los minerales, pero aún más importante, depende de la presencia de fisuras y grietas en la matriz del mineral, las cuales actúan como sitios de concentración de fuerzas. La Fig. 3.2 muestra la concentración de fuerza de estrés en una grieta.

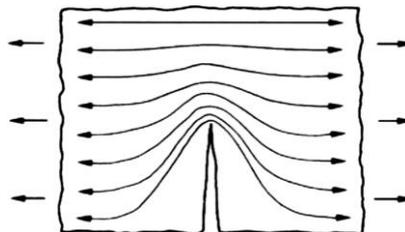


Figura 3.2: Concentración de fuerza de estrés en la punta de una grieta.

Por lo tanto, existe un valor crítico para el largo de la grieta para cualquier nivel particular de fuerza de estrés al cual la fuerza en la punta de la grieta es suficiente para romper los enlaces atómicos en ese punto. Dicha ruptura de enlace aumentará el largo de la grieta, aumentando así la concentración de la fuerza, causando una rápida propagación de la grieta a través de la matriz, causando la fractura. La propagación de la grieta puede verse inhibida por el encuentro con otras grietas o límites del cristal. La fracturación se logra por trituración, impactos y desgaste, en donde 3 modos de fractura (compresión, tensión y cizalla) se pueden discernir dependiendo de la mecánica de la roca y el tipo de carga. Cuando una partícula irregular se rompe por compresión o trituración, el producto cae en dos distintos rangos de tamaño: partículas gruesas resultantes de la falla inducida por tensión, y partículas finas de fallas compresivas cercanas al punto de carga de la fuerza. La cantidad de finos producidos se puede reducir minimizando el área de carga de la fuerza y esto se realiza generalmente en chancadores compresivos mediante el uso de superficies de chancado corrugadas.

3.1.2 Teoría de la Conminución

La teoría de la conminución concierne la relación entre la energía aplicada y el tamaño de partícula logrado desde un tamaño de alimentación dado. El gran problema radica en el hecho de que la mayoría de la energía aplicada a un chancador o molino es absorbida por el equipo en sí, y sólo una pequeña parte de la energía total es utilizada para la fracturación del material. Por lo que es lógico que exista una relación entre la energía necesaria para romper el material y la nueva superficie producida por el proceso, pero esta relación sólo se puede hacer manifiesta si la energía consumida en la creación de la nueva superficie puede ser medida independientemente. Otro factor importante es que el material plástico consumirá parte de la energía en cambiar su forma, la cual retendrá energía sin crear nuevas superficies. Todas las teorías de la conminución asumen que el material se fractura, por lo que no se absorbe energía en el proceso como estiramiento o contracción del material, energía que al final no es utilizada para la fracturación. La teoría más antigua es la del señor Von Rittinger (1867), la cual plantea que la energía consumida en la reducción de tamaño es proporcional al área de la nueva superficie producida.

La segunda teoría es la del señor Kick (1885). El planteó que el trabajo requerido es proporcional a la reducción volumétrica de las partículas en cuestión. Bond (1952) desarrollo una ecuación la cual está basada en la teoría de que el trabajo aplicado es proporcional al nuevo largo de la punta de la grieta producida en la fracturación de la partícula, y equivale al trabajo representado por el producto menos el trabajo representado por la alimentación. El largo de la grieta en una unidad de volumen es considerado proporcional a un lado de esa área y por lo tanto inversamente proporcional a la raíz cuadrada del diámetro. Para cálculos prácticos, el tamaño en micrones del cual el 80% pasa es seleccionado por un criterio de tamaño de partícula. El diámetro en micrones del cual pasa el 80% del total del producto que pasa se le designa con la letra P, el tamaño del cual el 80% de la alimentación pasa se le designa con la letra F, y el trabajo aplicado en kilowatt hora por tonelada corta se le denomina W. W_i es el índice de trabajo o Work Index y es el parámetro de conminución que representa la resistencia del material a ser triturado y molido; numéricamente son los kWh por tonelada corta requeridos para reducir el material alimentado de un tamaño teóricamente infinito hasta que el 80% pase el tamaño de 100 μm . La probabilidad de fractura en la conminución es alta para partículas grandes, y disminuye rápidamente para partículas finas.

3.1.3 Moliendabilidad

La moliendabilidad de un mineral hace referencia a la facilidad con la cual un material puede ser conminuido, y los datos obtenidos desde pruebas de moliendabilidad son utilizados para evaluar la eficiencia del chanchado y la molienda. Probablemente, el parámetro más conocido para medir la moliendabilidad de un mineral es el índice de trabajo de Bond o Work Index denominado con la sigla W_i . Si las características de fractura de un material se mantienen constantes en todos los rangos de tamaño, entonces el Work Index calculado debería permanecer constante debido a que este expresa la resistencia del material a ser fracturado. Sin embargo, para la mayoría de los minerales naturales puros, existen diferencias entre las características de fractura dependiendo del tamaño de partícula, el cual puede provocar variaciones en el Work Index.

Cuando el mineral se rompe con facilidad en los límites pero los granos individuales son duros, entonces la moliendabilidad aumenta con la fineza de la molienda. Como consecuencia, el Work Index se obtiene generalmente para un tamaño específico de molienda el cual caracteriza al proceso de conminución a ser evaluado. La moliendabilidad se basa en el rendimiento en un equipo cuidadosamente definido bajo un procedimiento estricto. La Tabla 3.1 muestra una lista de índices de trabajo de Bond para una variedad de materiales.

Tabla 3.1: Work Index para diversos materiales.

Material	Word Index
Baritina	4.73
Bauxita	8.78
Carbón	13.00
Dolomita	11.27
Esmeril	56.70
Ferro-silicón	10.01
Fluorita	8.91
Granito	15.13
Grafito	43.56
Caliza	12.74
Cuarcita	9.58
Cuarzo	13.57

3.1.4 Propiedades de los minerales

Como es sabido, los minerales poseen una gran cantidad de características tanto físicas como químicas, las cuales hacen a estos materiales variados y diferentes. Para este trabajo de memoria es necesario definir las propiedades de Chancabilidad, Abrasividad, Índice de Abrasión y Wi.

Como se mencionó en el punto 3.1.3, el índice de trabajo o Work Index hace referencia a la facilidad con la cual un material puede ser conminuido y se mide en unidades de kWh por tonelada de material. Este parámetro se relaciona directamente con la Chancabilidad de un mineral, característica que indica cuán fácil es romper el material, similar al W_i pero en unidades de %. En la Fig. 3.3 podemos apreciar la relación entre dichas variables, en donde se destaca en amarillo la relación entre los valores del mineral a tratar en este trabajo de memoria, valores que serán requeridos para el simulador Bruno. Este gráfico fue obtenido desde los fundamentos teóricos del simulador.

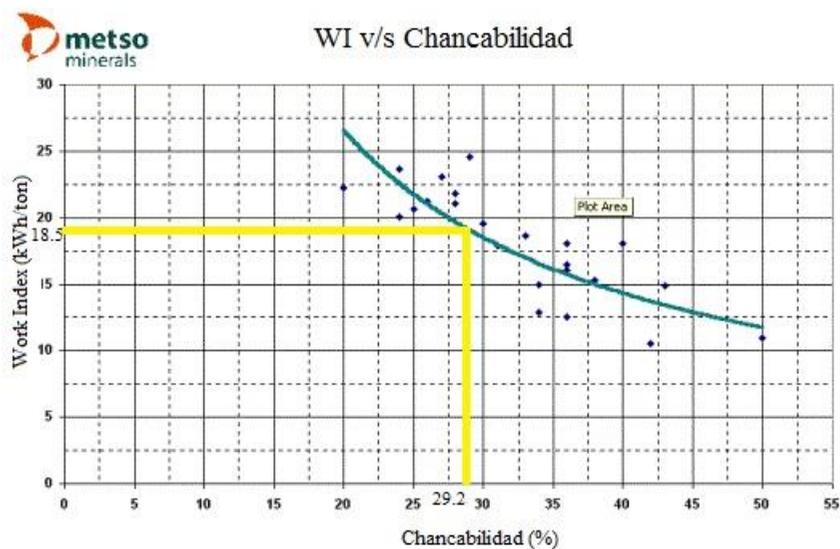


Figura 3.3: Relación W_i y Chancabilidad

La Abrasividad es la capacidad que tienen las rocas para desgastar la superficie de contacto de otro cuerpo más duro durante el proceso de rozamiento, situación fundamental en el proceso de chancado, en donde las rocas de mineral están en constante rozamiento con la cavidad interior de los equipos de chancado. La Abrasividad se relaciona directamente con el Índice de Abrasión, el cual también indica la Abrasividad el mineral y se utiliza para estimar la vida útil de partes interiores y recubrimientos de chancadores. Ambas variables se relacionan como se muestra en la Fig. 3.4, la cual también fue obtenida desde la teoría del simulador:

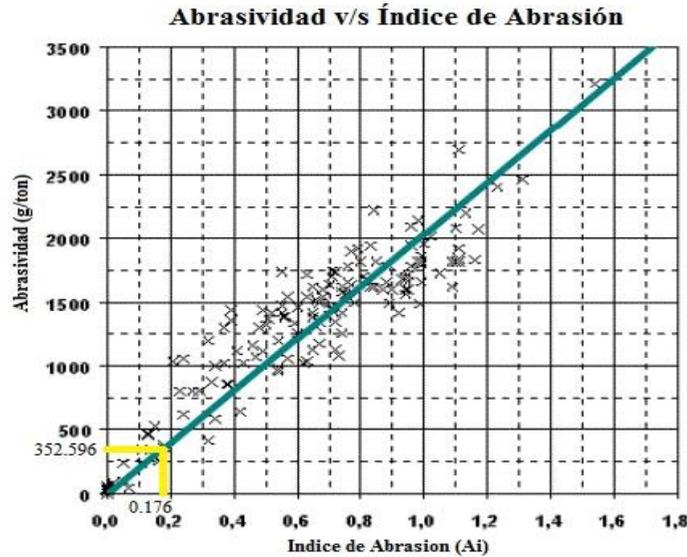


Figura 3.4: Relación Abrasividad e Índice de Abrasión

En la figura 3.4 se destaca en amarillo la relación entre el Índice de Abrasión y Abrasividad del mineral a tratar en este trabajo, valores que serán utilizados posteriormente para el simulador Bruno.

3.2 CHANCADO

La conminución en las plantas de procesamiento de mineral es una secuencia de procesos de chancado y molienda. El chancado reduce el tamaño de partícula del mineral ROM a tal punto que se pueda desarrollar la siguiente etapa de molienda, la cual se realiza hasta que el mineral y la ganga se encuentran sustancialmente separados. El proceso de chancado se realiza por la compresión del mineral contra una superficie rígida, o por el impacto contra superficies con un trazado de movimiento rígidamente limitado. El chancado es usualmente un proceso seco, y se realiza en varias etapas, en donde la razón de reducción, que se define como la relación entre el máximo tamaño de partícula entrante y el máximo tamaño de partícula que deja el chancador, va decreciendo en un rango de 3 a 6 en cada etapa. Todo proceso de conminución va acompañado de una etapa de clasificación de tamaño, que se define como una técnica para evaluar el rendimiento (eficiencia) de un proceso de conminución.

Para realizar la clasificación se debe recurrir a separadores, los que pueden ser harneros o clasificadores. Los harneros son apropiados para separar partículas de tamaño grueso, especialmente en el proceso de chancado, mientras que los clasificadores son apropiados para separar partículas de tamaño más fino, como las que se producen en molienda. El chancado es la primera etapa en el proceso de conminución en la cual el objetivo principal es la liberación del mineral valioso de la ganga. Se realiza en 2 o 3 etapas, en donde las rocas del mineral ROM pueden ser de un tamaño de 1.5 m de diámetro y son reducidas en el chancado primario a un tamaño cercano a los 10-20 cm en equipos de trabajo duro. Los chancadores primarios son diseñados comúnmente para operar el 75% del tiempo disponible, generalmente debido a interrupciones causadas por falta de alimentación o problemas mecánicos en el equipo. La etapa de chancado secundario incluye todas las operaciones desde el recibimiento del producto del chancado primario hasta la disposición del producto final del chancado secundario, el cual tiene un diámetro promedio entre 0.5 y 2 cm.

Por otra parte, se pueden usar más de dos etapas de reducción de tamaño en el chancado secundario si los minerales son muy duros, o en casos especiales, en donde es importante minimizar la producción de finos. En la Fig. 3.5 se muestra un diagrama básico de operación de una planta de chancado, incorporando dos etapas de chancado secundario, una etapa de lavado que es necesaria para limpiar mineral con arcilla.

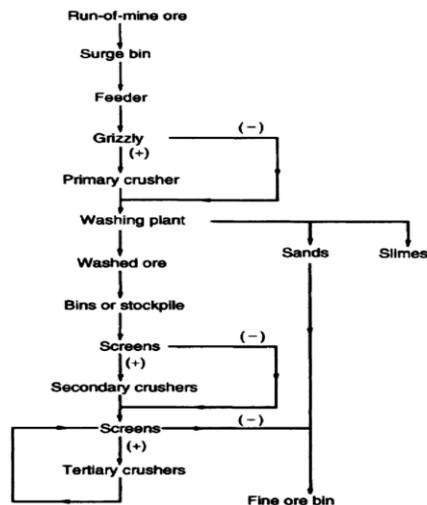


Figura 3.5: Diagrama básico de una planta de chancado.

En algunas ocasiones, se colocan harneros vibratorios delante de los chancadores secundarios, para remover el mineral con sobre tamaño. El material bajo tamaño tiende a llenar los espacios entre las partículas de gran tamaño en la cámara de chancado, y puede atollar al chancador, causándole daños. El circuito de chancado debe ser en abierto o cerrado dependiendo del tamaño del producto, como se muestra en la Fig. 3.6.

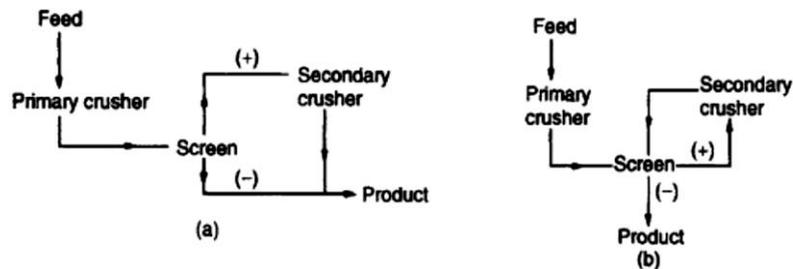


Figura 3.6: (a) Circuito de chancado abierto, (b) circuito de chancado cerrado.

En un circuito de chancado abierto, el mineral bajo tamaño del harneado se combina con el producto del chancador y luego se dirige a la siguiente etapa de operación. Este tipo de circuitos se aplica generalmente en etapas de chancado intermedias, o cuando la planta de chancado secundario está produciendo alimentación para el molino de barras.

Si el chancador está produciendo alimentación para un molino de bolas es mejor utilizar un circuito de chancado cerrado, en el cual el bajo tamaño del harnero es el producto final. El producto del chancador se retorna al harneado de manera que ningún material sobre tamaño sea recirculado. Una de las razones principales para cerrar el circuito es la gran flexibilidad entregada por la planta de chancado como un todo, ya que el chancador puede operar con parámetros más amplios si es necesario, alterando así la distribución de tamaño del producto y haciendo un corte selectivo en el harnero, haciendo que el producto final se pueda ajustar para entregar las especificaciones requeridas. La operación de los circuitos cerrados también permite compensación por desgaste que ocurre en los revestimientos, y generalmente entrega mayor libertad para adaptarse a los cambios en los requerimientos de la planta. El mineral siempre se almacena después de los chancadores para asegurar una alimentación suplementaria a la zona de molienda.

La planta de chancado generalmente no opera las 24 horas del día, teniendo en el caso de DET una operación de 18 horas diarias (75%).

Una de los aspectos más relevantes para evaluar el funcionamiento de un chancador es la denominada Razón de Reducción (RR) del equipo, la cual nos indica realmente como está funcionando el chancador y si se está obteniendo el producto con el tamaño de partícula deseado. La ecuación que describe dicho parámetro es la siguiente:

$$RR = F_{80} / P_{80} \quad (1)$$

F_{80} indica el punto de la curva granulométrica de alimentación en donde se encuentra el 80% y P_{80} indica lo mismo pero para la curva de producto, ambos parámetros en unidades de milímetros.

3.2.1 Chancadores secundarios.

Estos chancadores reciben el mineral chancado de una etapa primaria, por lo que el máximo tamaño de alimentación será generalmente menor a 15 cm de diámetro y, como la mayoría de los constituyentes perjudiciales para el proceso, como por ejemplo metal atrapado, madera, arcillas y barros, han sido retirados, es mucho más fácil de manejar el material.

Los chancadores secundarios operan con alimentación seca, y su propósito es reducir el mineral a un tamaño adecuado para la etapa de molienda. En el caso en donde se requiera una reducción de tamaño mayor, se puede agregar una etapa de chancado terciario. Los chancadores terciarios tienen un mismo diseño y propósito que los secundarios, exceptuando que ellos tienen un tamaño de abertura de salida menor.

El chancado secundario para minerales metalíferos se realiza por chancadores de cono principalmente. El chancador de cono es un chancador giratorio modificado. La diferencia esencial entre ambos equipos es que el eje más corto del chancador de cono no está suspendido como en el chancador giratorio, pero está apoyado en un soporte curvo universal por debajo de la cabeza giratoria o cono. El poder se transmite desde la fuente hacia el eje secundario a través de una correa en V o un conductor directo. Este tipo de chancador tritura por compresión entre el manto y el cóncavo con un movimiento circular excéntrico.

Las rocas que ingresan a la cámara de trituración, reciben varias compresiones para ser trituradas antes de salir del equipo. La Fig. 3.7 muestra un chancador SANDVIK H8800 con un corte transversal que permite visualizar sus componentes mecánicos ^[1]. En la Tabla 3.2 se muestran los subsistemas del equipo.

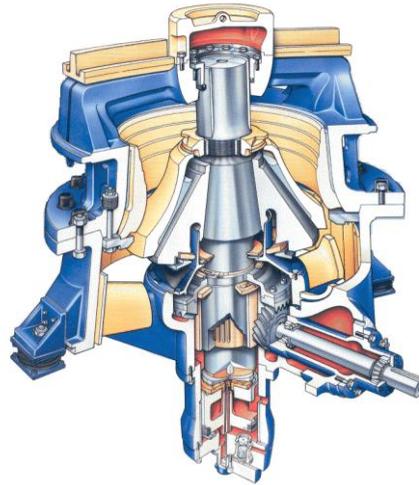


Figura 3.7: Sección transversal chancador Sandvik H8800

Tabla 3.2: Subsistemas y componentes de chancador de cono

Subsistema	Componentes
Sistema Motriz	Motor eléctrico y Acoples
Contraeje	Eje Piñón y Caja porta
Eje Principal	Poste, Cabeza, Placas de desgaste, Excéntrica, Corona y Bujes
Lubricación	Eje principal y Contraeje
Regulación de Abertura	HYDROSET
Bastidor	Superior, Inferior y Revestimiento

Los chancadores H8800 son máquinas de trituración secundaria o terciaria, ya que su función puede adaptarse mediante el cambio de corazas. Cada chancador está compuesto por variados elementos que cumplen diferentes funciones. En la Fig. 3.8 se muestran algunos componentes del triturador, con sus nombres asociados. En la misma figura se puede observar un chancador H8800 con dos alternativas de revestimiento exterior (cóncavo). En el lado derecho se observa el revestimiento exterior montado sobre un anillo intermedio. Dicha configuración permite al chancador trabajar en operaciones de chancado terciario. En cambio, en el lado izquierdo de la figura se observa el revestimiento exterior montado sin anillo intermedio, lo que lo habilita para trabajar como secundario.

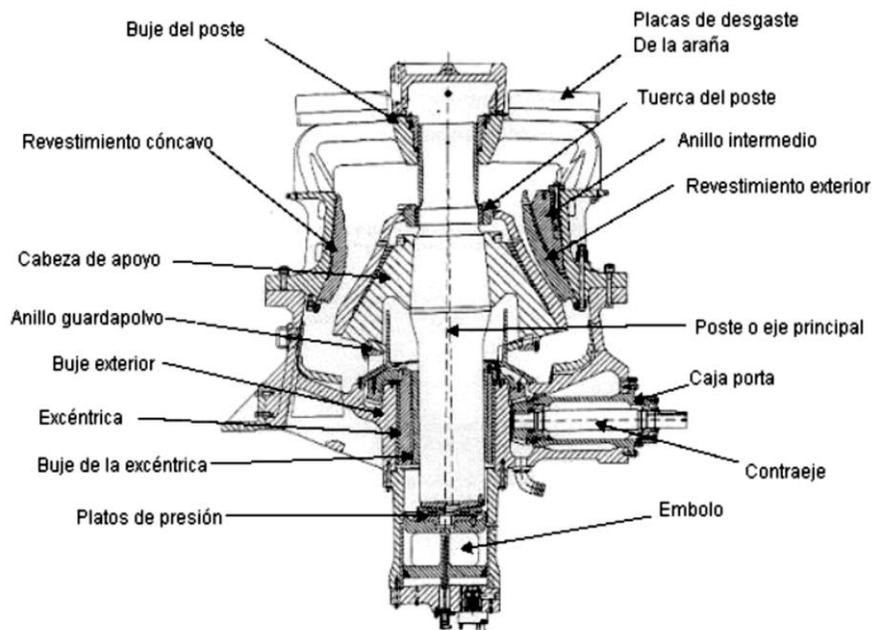


Figura 3.8: Componentes principales del chancador SANDVIK H8800

El poste o eje principal se aloja en la excéntrica y se apoya sobre los platos de presión, y su extremo superior trabaja contra un buje instalado en el centro de la araña. Al subir o bajar el poste, se modifica la abertura del chancador. Para el ajuste de la abertura (setting), la máquina está equipada con un sistema hidráulico que acciona el émbolo ubicado en la parte inferior del poste, denominado hydroset.

Este sistema trabaja con aceite, que para una disminución del CSS el aceite es bombeado desde el tanque hacia el cilindro hydroset, elevando el manto a la posición deseada. Para un aumento del CSS, el aceite es bombeado del cilindro hydroset devuelta al tanque, bajando el manto a la posición deseada.

El CSS de los chancadores se ajusta automáticamente de acuerdo a las exigencias del proceso, y de acuerdo a la presión (MPa) y potencia (kW). El ajuste de la abertura se realiza en forma remota o automática mediante el sistema ASR. Este sistema maximiza la potencia y la abertura relativa a la variación de alimentación que puede estar presente. El sistema va a automáticamente detectar condiciones de variación de la alimentación como la dureza, humedad, o un aumento instantáneo de finos y hace los ajustes sin la intervención del operador.

En el caso de DET, para el chancado secundario y terciario se utiliza el mismo tipo de chancador de cono, diferenciándose en el setting y coraza. En la Tabla 3.3 y 3.4 se muestra la descripción de cada uno de ellos ^[2].

Tabla 3.3: Descripción Chancadores Secundarios

Detalles	
Equipo	Chancador Tipo Hydrocono
Número TAG	220-CR-01, 02 y 03
Marca	SANDVIK Modelo H8800
Setting	28-32 mm
Cantidad	3 equipos
Potencia	805 HP cada uno
Función	Procesar el producto del chancado primario en circuito abierto con clasificación previa en harnero vibratorio tipo banana

Tabla 3.4: Descripción Chancadores Terciarios

Detalles	
Equipo	Chancador Tipo Hidrocono
Número TAG	220-CR-04, 05, 06, 07 y 08
Marca	SANDVIK Modelo H8800
Setting	8-12 mm
Cantidad	6 equipos
Potencia	805 HP cada uno
Función	Procesar el producto del chancado secundario en circuito cerrado inverso, en conjunto con harneros vibratorios tipo banana

3.3 HARNEADO

En general los procesos de clasificación son procesos probabilísticos, es decir, dependen de una conjugación de efectos de “n” variables para poder realizarse. En el caso del harneado, este se puede relacionar en términos de “j” variables, entre las que se pueden mencionar tamaño de la partícula, forma de la partícula, abertura disponible y el enfrentamiento con la superficie. El efecto de la forma de la partícula es muy importante en el "tamaño crítico" ya que este corresponde a un tamaño muy cercano al tamaño de las aberturas. La probabilidad de que estas partículas sean clasificadas como sobre tamaño o bajo tamaño dependerá principalmente de que la partícula se presente a la abertura en la orientación adecuada ^[3]. En la Fig. 3.9 se puede apreciar la importancia del tamaño crítico en la posibilidad de atrapamiento de las partículas.

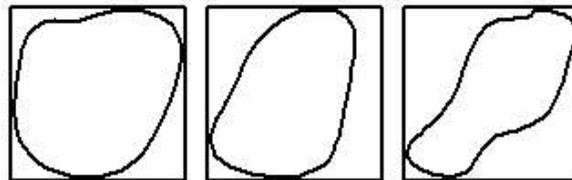


Figura 3.9: Atrapamiento de partículas de tamaño crítico en la abertura de un harnero.

3.3.1 Tipos de Harneros.

- a) Parrilla Estacionaria: Generalmente se ubican antes del chancador primario. Son de tipo convencional y probabilísticos.
- b) Parrilla de Rodillos: Se ubican antes del chancador primario.
- c) Superficie Curvada: Operan en el rango de tamaño de partícula entre 2000 μm y 45 μm . Aquí podemos encontrar los harneros de doble parrilla tipo banana.
- d) Giratorios - Tambor (Trommel): Operan entre 15 rpm – 20 rpm, además su operación puede ser húmeda o seca (seco: 6 cm-1 cm). - Centrífugos: Son de orientación vertical operando a 60 rpm – 80 rpm, también con operación húmeda o seca (seca: 1.2 cm - 0.04 cm).
- e) Vibratorios - Inclinado: Operan a 600 rpm – 7000 rpm con tamaño de partículas bajo los 25 mm, además son muy utilizados hasta un tamaño de partícula de 200 μm .
 - Horizontal: Son de superficie rectangular operando a 600 rpm – 3000 rpm. Tienen un movimiento con componente vertical y horizontal.
 - De Probabilidad: Serie planos inclinados de alto rendimiento, convencional. Tienen una mayor capacidad y eficiencia.

Los harneros vibratorios funcionan a mayor velocidad y tienen como objetivo levantar las partículas de la superficie del harnero. En sí, el proceso de harneado está en función de parámetros del mineral, harnero y estratificación.

- a) Mineral: En cada caso, los parámetros más importantes son densidad aparente, distribución de tamaños, diámetro y humedad.
- b) Harnero: Superficie (porcentaje del área abierta, tamaño de la abertura, forma de la abertura, espesor), vibración (amplitud, frecuencia, dirección), ángulo de inclinación y tipo de alimentación.

La estratificación consiste en la separación del material según tamaño. Sin la estratificación los gruesos tapan la superficie del harnero impidiendo que se clasifiquen los finos. La estratificación está en función del espesor del lecho debido a que a nivel industrial se pueden presentar lechos demasiados delgados (que tapan las aberturas, impidiendo el paso de las partículas finas) y lechos demasiados gruesos, que obstruyen la percolación de las partículas finas hacia las aberturas. Además de afectar la eficiencia de separación, los espesores de lechos definen la capacidad de producción del harnero, de modo que lechos demasiados delgados significan una baja capacidad de producción del harnero, mientras que lechos muy gruesos se traducen en una alta capacidad de tratamiento másico, pero una muy baja capacidad de separación efectiva.

De este modo se tiene que a nivel industrial se debe operar a un determinado espesor de lecho que maximice los conceptos de capacidad de producción y eficiencia de separación. Este espesor se llama “Espesor de lecho óptimo” y está dado por una profundidad del lecho que puede ser hasta cuatro veces el tamaño de la abertura en el extremo de la descarga para materiales de 100 lb/pie^3 de densidad o hasta tres veces para materiales de 50 lb/pie^3 de densidad. La Fig. 3.10 se muestra los diferentes tipos de lechos en harneros.

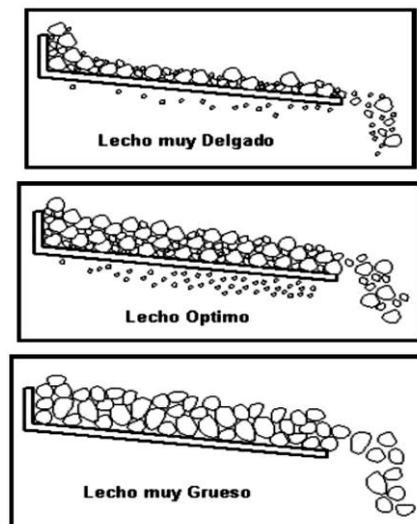


Figura 3.10: Tipos de lechos producidos en un harnero en operación.

3.3.2 Eficiencia de separación en un harnero.

La eficiencia de separación de un harnero puede calcularse a partir de un balance de masa de los flujos que muestra la Fig. 3.11. En este caso, se alimentan F tph de material, que se divide en C tph de mineral con sobre tamaño y U tph de mineral bajo tamaño.

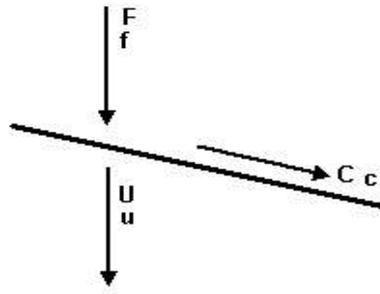


Figura 3.11: Flujos másicos en un harnero en operación.

Además, si consideramos como f a la fracción de material mayor que las aberturas en la alimentación, c a la fracción de material mayor que las aberturas en el sobre tamaño y u a la fracción del mismo material en el bajo tamaño. Con estas definiciones se cumple que el balance de masa global queda de la siguiente manera:

$$F = U + C \quad (2)$$

Además, el balance para el material con tamaño de partícula mayor que las aberturas del harnero (gruesos) se puede describir de la siguiente manera.

$$Ff = Uu + Cc \quad (3)$$

Y el balance para el material con tamaño menor a las aberturas del harnero (finos) se puede expresar de la siguiente manera.

$$F(1 - f) = U(1 - u) + C(1 - c) \quad (4)$$

Cuando el producto deseado del harnero es el bajo tamaño, el objetivo es recuperar en esta corriente la mayor cantidad posible de material fino que originalmente está presente en la alimentación.

En este caso, es común usar la "eficiencia de recuperación del bajo tamaño" representada por la sigla $\eta_{u/s}$ que se muestra en la siguiente ecuación.

$$\eta_{u/s} = \frac{\text{tph de finos en la corriente bajo tamaño}}{\text{tph de finos en la alimentación}} * 100 = \frac{U(1-u)}{F(1-f)} \quad (5)$$

Ahora si combinamos la ecuación 1 y 2, se obtiene la siguiente relación.

$$\frac{U}{F} = \frac{c-f}{c-u} \quad (6)$$

Reemplazando la ecuación 5 en la ecuación 4, obtengo la siguiente relación.

$$\eta_{u/s} = \frac{(c-f)(1-u)}{(c-u)(1-f)} = \frac{c-f}{c(1-f)} \quad (7)$$

Se puede considerar el valor de u como cero, teniendo en cuenta que la recuperación de gruesos en el sobre tamaño es del 100%.

Si el que interesa es el sobre tamaño, el objetivo entonces es que tenga la menor cantidad de finos posible, para lo cual se utiliza el índice de "eficiencia de eliminación del bajo tamaño".

$$\eta_{o/s} = \frac{\text{tph de gruesos en la alimentación}}{\text{tph que descargan como sobre tamaño}} * 100 = \frac{F*f}{c} \quad (8)$$

3.3.3 Factores que afectan la eficiencia de un Harnero

La capacidad de un harnero y una alta eficiencia de separación son requisitos generalmente opuestos y se debe llegar a algún punto de operación que maximice ambos aspectos. Para una capacidad determinada hay "n" factores que afectan la eficiencia de un harnero. Algunos de ellos son los siguientes:

- Velocidad de alimentación y profundidad del lecho.
- Tipo de movimiento del harnero y pendiente del harnero.
- 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 dividida por el área total del harneado.
- Tipo de material a tratar que corresponde a la dureza, forma de las partículas, peso específico, etc.
- Porcentaje de material fino y de tamaño crítico ($3/4$ a 1.5 veces la abertura) en la alimentación al harnero.
- La eficiencia del harnero es fuertemente afectada por la presencia de partículas de tamaño aproximado al de la abertura (éstas tienden a obstruir o cegar la abertura).

Este problema lo refleja la Tabla 3.5 siguiente, en la que se muestra que a medida que las partículas tienen un tamaño más aproximado a la abertura, tiene una significativa menor probabilidad de ser clasificada.

Tabla 3.5: Probabilidad de clasificación de las partículas según su tamaño.

Razón de tamaño de partícula a tamaño de abertura	Probabilidad	Número de aberturas necesarias
0	998	1
0,1	810	2
0,4	360	3
0,6	140	7
0,8	40	25
0,9	10	100
0,95	2	500
0,99	0,1	10000
0,999	0,001	1000000

Además, este problema también se puede apreciar en la Tabla 3.6.

Tabla 3.6: Probabilidad de paso de partícula esférica en una abertura cuadrada.

d0/DA	Probabilidad de Paso (%)			
	En 10 intentos		En 1000 intentos	
	Dw=DA	Dw=DA/4	Dw=DA	Dw=DA/4
0,10	97,50	100,00	100,00	100,00
0,40	83,90	98,80	100,00	100,00
0,80	20,80	43,00	100,00	100,00
0,90	6,30	14,50	99,80	100,00
0,95	1,80	4,10	84,30	98,50
0,99	0,10	0,20	7,20	16,50
1,00	0,00	0,00	0,00	0,00

En el caso de la planta de chancado en DET, se poseen harneros doble parrilla del tipo banana. Los harneros tipo banana toman su nombre de la forma de su perfil lateral “abanado”. Estos harneros, de inclinación múltiple, presentan mayor capacidad y eficiencia que los harneros horizontales; debido a la estratificación temprana del material a clasificar y a su menor espesor de lecho.

Cada harnero está formado por dos placas laterales, montadas sobre resortes. Entre las placas laterales existen vigas transversales y una estructura soporte de las parrillas. Dos unidades excitadoras se encuentran en la parte superior de la estructura, sobre una viga de soporte. Los excitadores son unidades mecánicas que producen vibración a partir de la rotación de volantes “desequilibrados”. Un motor eléctrico con transmisión mediante polea correa y un eje cardánico con juntas universales, forman parte del accionamiento. El harnero pesa aproximadamente 12 toneladas; tiene una amplitud de vibración de 9.7 mm a 940 rpm, y tiene una capacidad de alrededor de 460 tph. La parrilla está formada por un “Deck” de paneles modulares de poliuretano con aperturas variables. En Fig. 3.12 se muestran los componentes principales de estos tipos de harneros, mientras que en la Fig. 3.13 se muestra la imagen de este tipo de harnero.

En la Tabla 3.7 y 3.8 se describen los harneros. En el Anexo A.1.1 y A.1.2 se muestra la configuración de paneles y slots para los harneros secundarios y terciarios respectivamente.

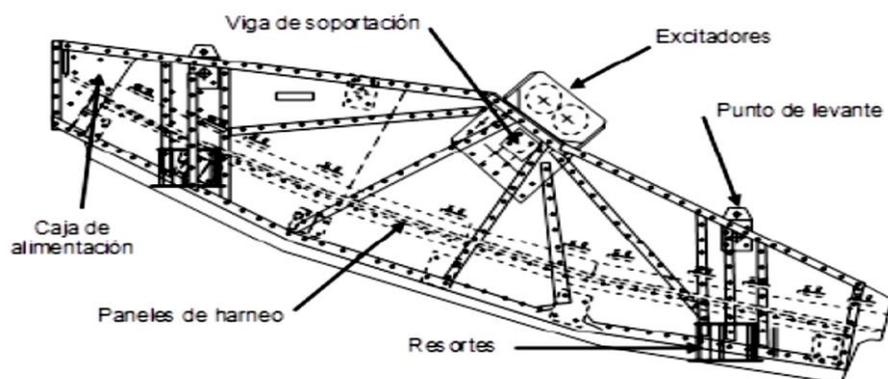


Figura 3.12: Componentes principales de un harnero doble parrilla tipo banana



Figura 3.13: Harnero doble parrilla tipo Banana

Tabla 3.7: Descripción Harneros Secundarios Doble Parrilla

Detalles	
Equipo	Harnero Vibratorio Tipo Banana
NúmeroTAG	220-SC-01, 02 y 03
Marca	Ludowici Mineral Processing
Dimensiones	10'x20'
Cantidad	3 equipos
Función	Clasificar el producto del Chancado Primario, separando el producto en dos flujos: el sobre tamaño es alimentado a los Chancadores Secundarios y el bajo tamaño es enviado al Buzón de Harneado para ser clasificado en los Harneros del circuito Terciario

Tabla 3.8: Descripción Harneros Terciarios

Detalles	
Equipo	Harnero Vibratorio Tipo Banana
Número TAG	220-SC-04@11
Marca	Ludowici Mineral Processing
Dimensiones	10'x24'
Cantidad	8 equipos
Función	Clasificar el producto alimentado desde el Buzón Intermedio, separando el producto en dos flujos: el sobre tamaño es alimentado a los Chancadores Terciarios y el bajo tamaño es enviado al Buzón de Finos, constituyéndose en el producto final de la Planta de Chancado

3.4 TRANSPORTE DE MINERAL

3.4.1 Correas Transportadoras

Las correas transportadoras tienen como una función mover el mineral desde una ubicación específica a otra ubicación determinada, aunque en algunos casos también funcionan como alimentadores a equipos como chancadores y harneros. Las correas constan de diversos elementos, que en conjunto, hacen de la operación de transporte de mineral segura y eficiente. En la Fig. 3.14 se muestran las partes básicas de una correa transportadora.

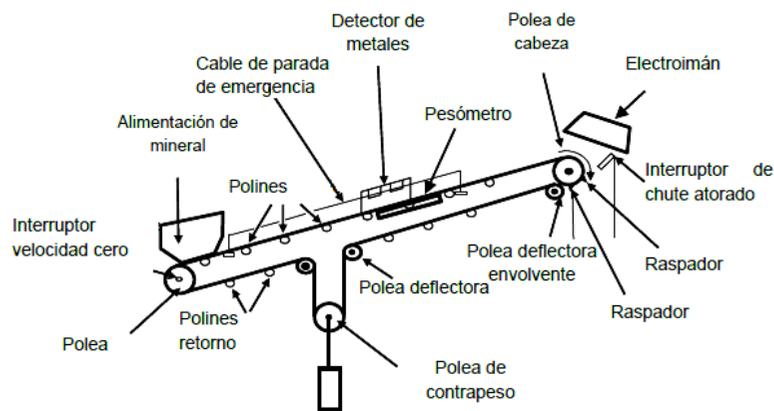


Figura 3.14: Diagrama correa transportadora

Dentro de sus partes fundamentales encontramos los polines y las poleas ubicadas en los extremos. Previo a iniciar el transporte del mineral, debemos tener en consideración que este puede contener ciertos elementos perjudiciales para el proceso de conminución, por lo cual debemos considerar este aspecto. Generalmente, el mineral ROM que entra al proceso de chancado contiene una pequeña porción de material que puede ser dañino para los equipos de conminución y el proceso en general. Algunas veces, grandes piezas de hierro o trozos de acero desde los equipos de la mina pueden atascar a los chancadores. La madera es el problema principal en muchas etapas de conminución. Esta es chancada y molida y forma una especie de pulpa fina que puede causar bloqueo de los harneros. También puede afectar a la flotación, consumiendo reactivos por adsorción y descomposición de los depresantes, lo que favorece a los minerales indeseados.

Las arcillas y lodos adheridos al mineral también pueden ser perjudiciales para el proceso, bloqueando las mallas de los harneros, afectando a la filtración y espesamiento, además de consumir reactivos de flotación. Todos estos elementos deben ser removidos lo antes posible. La clasificación manual del material de las correas transportadoras ha declinado su presencia en el último tiempo, gracias al desarrollo de técnicas mecánicas de tratamiento de grandes tonelajes, aunque aún se utiliza la manera manual en algunas plantas, como en DET, en donde se complementa la remoción automática de metales a través de un electroimán con la labor manual de operarios para remover objetos no metálicos como maderas u explosivos.

En el Anexo A.2 se muestran las características de las correas presentes en la planta de Chancado. Los chancadores y harneros se pueden proteger de grandes piezas de fierro y acero atrapados en la alimentación mediante el uso de grandes electro magnetos suspendidos sobre las correas transportadoras, como se muestra en la Fig. 3.15.



Figura 3.15: Electro imán correa alimentación Línea 1 en DET.

Estos poderosos electro imanes pueden atrapar grandes piezas de fierro o acero que viajan por la correa provenientes de la mina. Es muy importante operar con los mínimos movimientos de ascenso y horizontales de transporte de material. La filosofía básica que se debe aplicar es maximizar el uso de la gravedad y movimiento continuo en el trayecto más corto posible entre unidades de proceso. El mineral seco se puede mover a través de chutes provistos de una pendiente suficiente para permitir un deslizamiento fácil evitando las curvas pronunciadas. Las correas transportadoras son el método de manejo de mineral más utilizado.

Las correas actuales tienen capacidades cercanas a las 20000 tph y largos hasta los 15 km, con velocidades cercanas a los 10 m/s. La capacidad de carga de la correa aumenta pasando ésta por rodillos giratorios. Estos son rodillos de apoyo fijados por debajo de la correa transportadora e inclinados hacia el centro de la correa de manera que los extremos quedan elevados y entrega un mejor perfil para el transporte. Puede haber 3 o 5 rodillos en un set y estos están recubiertos con caucho, lo que reduce el desgaste y daño por el impacto en la carga. El espaciamiento a lo largo de la correa es el máximo intervalo que evita el hundimiento de esta. Para inducir el movimiento sin deslizamiento de la correa se requiere un buen contacto entre la correa y los polines. Esto puede no ser posible con un único giro de 180° por sobre un polín, para lo cual un arreglo con un polín de guía empujado o un arreglo con un guía del tipo repulsivo puede ser más afectivo. En la Fig. 3.16 se muestra estos tipos de arreglos de polines.

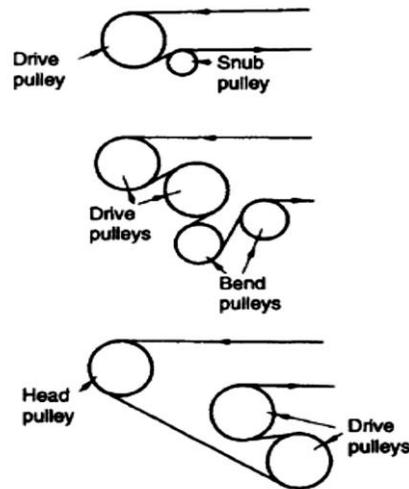


Figura 3.16: Arreglos de polines en una correa transportadora.

El sistema de la correa debe incorporar algún aparato que tensione la correa para prevenir el hundimiento entre las hileras o set de rodillos o un deslizamiento en los polines guía. Además, se utilizan métodos hidráulicos cuando se requiere una tensión más precisa. Para las puestas en marcha y detenciones de correas largas se utilizan equipos de tensión controlados eléctricamente. En la Fig. 3.17 podemos apreciar los sistemas de tensión de correas por ajuste de p Polea inicial y uso de contrapeso.

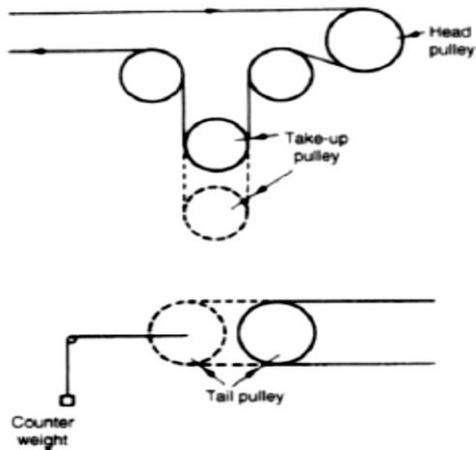


Figura 3.17: Sistemas de tensión de correas transportadoras.

La confiabilidad de los sistemas de correas ha sido mejorada con avances en la tecnología de control, haciendo posible un mayor grado de control de fallas automático. Una serie de correas debe incorporar un sistema interconectado que permita que al fallar una correa particular automáticamente se detengan las correas predecesoras. No es posible apagar un equipo en el sistema sin detener la alimentación a este al mismo tiempo, lo que es similar a que una falla de motor en una correa debe provocar una detención de todas las correas y equipos predecesores. Para disminuir los efectos de la carga a la correa se puede utilizar un arreglo como se muestra en la Fig. 3.18, en donde los finos se clasifican en la primera parte de la correa, formando una especie de colchón para las rocas más grandes.

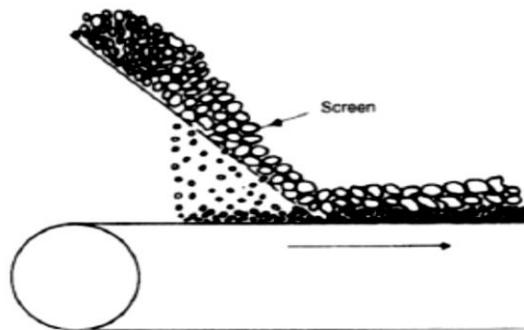


Figura 3.18: Sistema de carga de correas transportadoras.

Los chutes de alimentación deben ser diseñados para entregar el volumen de la alimentación en el centro de la correa y a una velocidad cercana a la de la correa. Idealmente, estas velocidades deben ser iguales, pero en la práctica es difícil obtener estas condiciones, especialmente al tratar arena mojada o materiales viscosos. Cuando las condiciones lo permiten, el ángulo del chute debe ser el mayor posible, permitiendo así colocar la alimentación gradualmente en un ángulo menor hasta que la velocidad del flujo del chute sea igual a la de la correa. El mineral, especialmente si es muy pesado, nunca debe golpear la correa verticalmente. La correa puede tener su punto de descarga en la polea ubicada en la cabeza, o la carga se puede remover antes de que se alcance dicha polea. El mejor método de lograr esto es mediante un tripper, el cual consiste en un arreglo de polines mediante los cuales la correa es alzada y doblada en dirección a un punto de descarga determinado.

3.4.2 Alimentadores

Los alimentadores son necesarios cuando se desea entregar un flujo uniforme de mineral seco o húmedo. Estos son esencialmente una operación de transporte en la cual la distancia recorrida es menor y en la cual se requiere una regulación exacta del grado de material pasante. Cuando la operación siguiente está operando a un grado similar, no es necesario interponer alimentadores. En donde las operaciones estén interrumpidas por una etapa de almacenamiento, es necesario colocar un alimentador. Un alimentador típico consiste en una pequeña tolva, la cual puede integrar una tolva más grande, con una puerta y una correa adecuada. Se han diseñado alimentadores de muchos tipos como por ejemplos los del tipo “apron”, de correa, de cadenas, de rodillos, giratorios, disco mezclador y alimentadores vibratorios.

La planta de Chancado Secundario/Terciario cuenta con alimentadores del tipo vibratorios y de correa. Los alimentadores apron son los más usados mundialmente para el manejo de mineral, especialmente para los chancadores de mandíbula. Tiene una construcción vigorosa que consiste de una serie de paneles de acero al carbón o al manganeso.

El grado de descarga se controla variando la velocidad o la altura del cacho del mineral, que significa ajustar la puerta de salida. Los alimentadores de correa son esencialmente correas transportadoras cortas usadas para controlar la descarga del material desde chutes inclinados.

Generalmente reemplazan a los alimentadores “apron” cuando se tiene minerales finos además de que su uso para manejar el mineral proveniente del chancado primario ha aumentado en el último tiempo. Estos alimentadores requieren un menor trabajo de instalación, además de tener costos mucho menores y se pueden operar a velocidades mucho mayores que la de los alimentadores “apron”.

CAPÍTULO IV: EVALUACIÓN PLANTA

Dentro de los objetivos específicos de la memoria se encuentra la evaluación de toda la planta de chancado secundario/terciario mediante un muestreo de diversas correas transportadoras, lo que permitirá obtener datos necesarios para la etapa de modelación, simulación y optimización, especialmente para el uso y funcionamiento del software encargado de dichas tareas. La tarea de muestrear las correas fue labor de la empresa WSdata3D, la cual presta servicios de empresa contratista al Instituto de Innovación en Minería y Metalurgia, IM2, el cual es filial de CODELCO. El diseño, programa y metodología de la evaluación se desarrolló en conjunto con dichas empresas. Antes de iniciar el muestreo en sí, se confeccionó un protocolo de pruebas metalúrgicas, para poder llevar a cabo de manera correcta el muestreo, y que las empresas contratistas tengan claridad de los objetivos y requerimientos del proyecto.

4.1 PROTOCOLO DE PRUEBAS METALÚRGICAS

4.1.1 Objetivos del Muestreo

El protocolo de muestreo para pruebas metalúrgicas contiene las directrices básicas bajo las cuales se debe realizar la evaluación de la planta de chancado (muestreo). Se entregan las bases bajo las cuales se evaluará la operación en general de la planta y el rendimiento metalúrgico de los equipos presentes en la planta, como por ejemplo chancadores y harneros. El objetivo principal de la evaluación es efectuar un diagnóstico de la operación actual de la planta de chancado secundario/terciario, para posteriormente proponer acciones que permitan mejorar la tasa de procesamiento. Con los resultados obtenidos se busca alcanzar los siguientes objetivos:

- Determinar performance de chancadores y harneros.
- Determinar calidad del producto final de la planta.
- Identificar puntos críticos limitantes presentes en la operación.
- Optimizar la operación de la planta.

4.1.2 Diseño general de la prueba

La evaluación constó de dos campañas de muestreo, en donde se realizó un diagnóstico completo de la planta. El muestreo se realizó en condiciones estables de operación según las condiciones requeridas para el muestreo. Este fue realizado por personal de WSdata3D supervisados por personal del IM2 y la SIP. El personal de la planta de chancado tuvo la responsabilidad de proporcionar toda la información necesaria para el procesamiento de los datos obtenidos, simulación y modelación, como por ejemplo estado de equipos, setting operacional, etc. Las dos campañas de muestreo se realizaron considerando la disponibilidad de la planta. Los muestreos se realizaron el día 1 y 2 de Septiembre, y los resultados fueron entregados por WSDData3D los días 28,29 y 30 del mismo mes.

En cada campaña de muestreo se evaluaron todas las líneas de operación de la planta en 4 etapas, las cuales son las siguientes:

- Planta de harneado terciario en conjunto con Línea 0.
- Línea 1.
- Línea 2.
- Chancador Terciario 7.

Cada etapa de muestreo requiere de condiciones operacionales específicas, las cuales se deben mantener constantes y ser reflejo de una operación estable de la planta, lo que permitirá tener una evaluación real de la operación de la planta. Antes de iniciar el muestreo en sí, se considera el tiempo que sea necesario para llegar a una operación en régimen de la planta. Las condiciones operacionales para cada etapa de muestreo se detallan a continuación:

- Planta de Harneado/Línea 0: Se requiere operar la línea 0 con 1100 tph, línea 1 y 2 con 1000 tph, lo que equivale a 66 ktpd. Los chancadores secundarios deben tener CSS igual a 35 mm y los chancadores terciarios un CSS igual a 11 mm. Sólo deben operar los 6 chancadores terciarios Sandvik.

- Línea 1: Se debe operar la línea 1 con 1000 tph, la línea 2 debe estar detenida y la línea 0 puede seguir operativa, ya que no interfiere con el muestreo de la línea 1. Los chancadores secundarios deben tener CSS igual a 35 mm.
- Línea 2: Se debe operar la línea 2 con 1000 tph, la línea 1 debe estar detenida y la línea 0 al igual que para la etapa anterior puede seguir operativa. Los chancadores secundarios de igual manera deben tener CSS igual a 35 mm.
- Chancador Terciario 7: En caso de ser necesaria su operación (considerando el nivel que llenado que posea el buzón intermedio), se debe operar la línea 1 y 2 con 1000 tph, y la línea 0 con 1100 tph. Los chancadores Sandvik del 1 al 6 deben estar detenidos y el chancador 8 también debe estar detenido. Sólo se debe operar el chancador a muestrear y las correas respectivas para lograr la estabilización.

Con el trabajo de muestreo y el análisis posterior se espera obtener el tonelaje y granulometría de todas las correas de la planta. Se debe considerar que el flujo de las correas que no fueron muestreadas será calculado mediante un balance de masa global de toda la planta, por lo que se entiende que las correas muestreadas fueron seleccionadas para poder lograr este balance. En la Tabla 4.2 se muestran las 17 correas a muestrear:

Tabla 4.1: Correas a evaluar por líneas/sección de la Planta

Línea 0	Línea 1	Línea 2	Planta Harneado	Chancador 7
203-0	203-1	203-2	101	209-7
204-0	105	105	111	101
206	106	106	113	
211			206	
212-A				

Además, se determinará la eficiencia de clasificación de los harneros secundarios y terciarios, rendimiento de los chancadores secundarios y terciarios, y finalmente la eficiencia global de la planta de chancado.

Aparte de la muestra para análisis granulométrico, se tomará una muestra aparte de aproximadamente 2 kg para determinación de la humedad, la cual se debe aislar de manera de evitar la pérdida de humedad en el traslado. Previo a cada muestreo, el personal encargado medirá las velocidades de las correas a muestrear. Cada una de las muestras será cuidadosamente individualizada, rotulada y cerrada para su posterior transporte al Laboratorio.

En el desarrollo de la prueba deberá registrarse la siguiente información:

- Tonelaje procesado.
- Potencia y CSS de los Chancadores.
- Potencia Harneros y velocidad de alimentadores.
- Velocidad de correas y largo efectivo (metros por correa) de muestreo.
- Cualquier anomalía o información relevante de operación y/o seguridad que se detecte.

4.1.3 Procedimiento de Muestreo

Como se mencionó en el punto anterior, la evaluación constó de 3 campañas de muestreo. En si cada campaña considera 1 día de muestreo efectivo, 2 días de análisis de resultados y 2 días extras en caso de algún imprevisto que pueda surgir. Cada muestreo consta de 33 tareas, divididas en 4 etapas mencionadas en el punto 4.1.2. En la Fig. 4.1 se puede apreciar el árbol de decisiones para la prueba de muestreo.

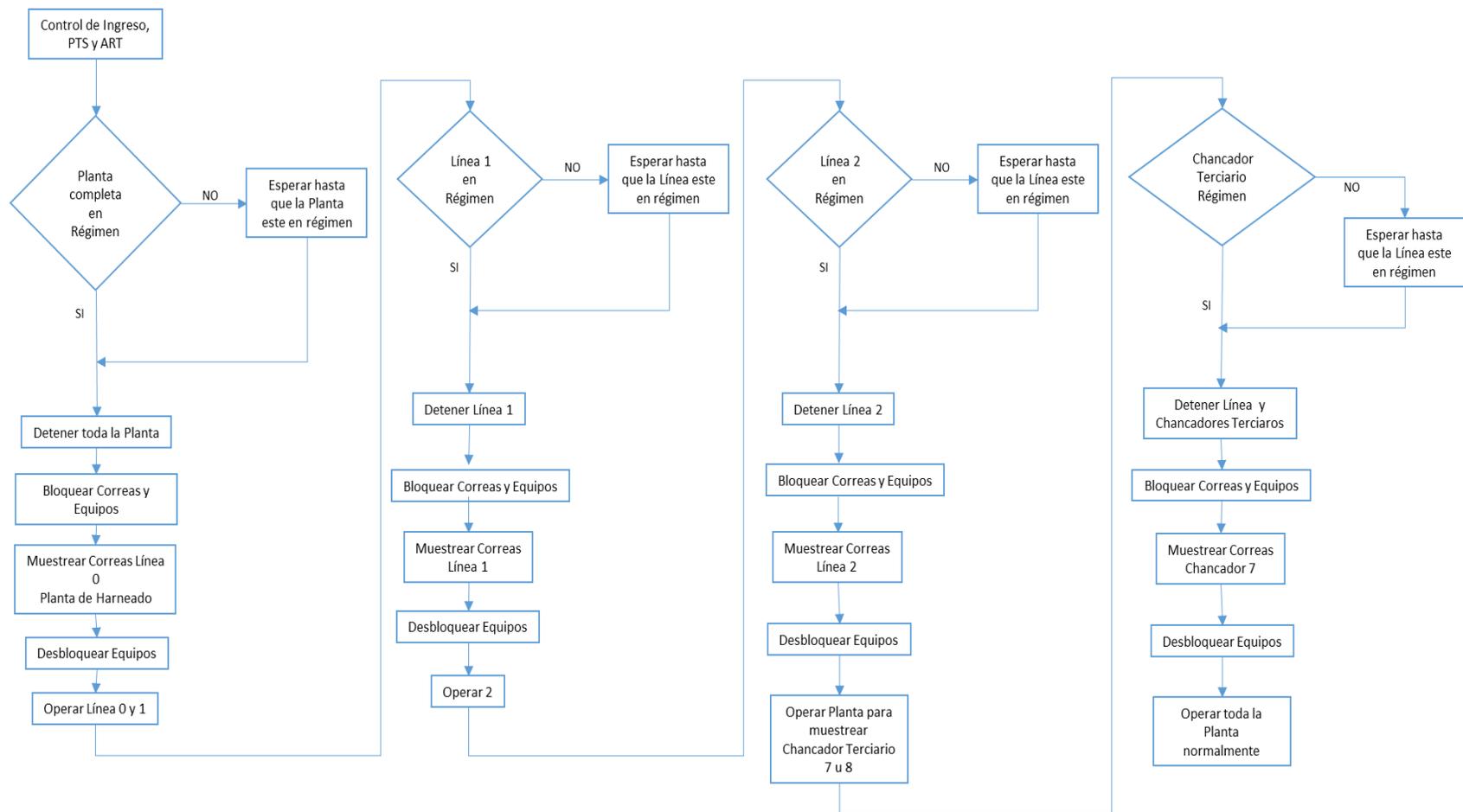


Figura 4.1: Árbol de decisiones muestreo Planta

A continuación se presenta la secuencia de muestreo para cada una de las etapas. En el Anexo B se muestra la secuencia de muestreo más detallada.

1) Planta de Harneado/Línea 0

Para esta etapa se requiere una operación con 1100 tph por la correa 203-0 y 1000 tph por las líneas 1 y 2 operando sin bypass de finos. Después de 1 hora de estabilización de la planta se debe detener toda la planta. Luego se realiza el bloqueo eléctrico correspondiente y a continuación se procederá a muestrear de manera simultánea las correas CV-203-0, CV-204-0, CV-206, CV-211, CV-212-A, CV-101, CV-111 y CV-113. Muestreadas las correas se procederán a desbloquear y entregar a operación. Se puede iniciar la operación de la Línea 0, Línea 1 y Planta de Harneado.

2) Línea 1

Para esta etapa se requieren 1000 tph por la correa 203-1, la Línea 2 debe estar detenida y la Línea 0 se puede mantener operativa para minimizar las pérdidas de producción.

Después de 20 minutos de estabilización de la línea se procederá a detener la Línea 1 y realizar el respectivo bloqueo eléctrico. Luego se muestrean de manera simultánea las correas CV-105, CV-106 y CV-203-1. Muestreada las correas, se procede a desbloquear y entregar a operación. Se inicia la operación de la Línea 0 y Línea 2 para la siguiente etapa.

3) Línea 2

Se requiere una operación de 1000 tph por la correa 203-2, la Línea 1 debe estar detenida y la Línea 0 y Línea 2 se mantienen operativas. Después de 20 minutos de operatividad se procederá a detener la Línea 2 y a realizar el respectivo bloqueo eléctrico. Se muestrean de manera simultánea las correas CV-105, CV-106 y CV-203-2. Muestreadas las correas se procede a desbloquear y entregar a operación. Se empiezan a operar todas las Líneas normalmente.

4) Chancador Terciario 7

Se requiere una operación de planta que permita el muestreo del Chancador Terciario 7, además los Chancadores Terciarios del 1 al 6 y 8 se deben encontrar detenidos. Después de 20 minutos de operatividad en las condiciones requeridas para el muestreo, se procederá a detener las líneas 0, 1 y 2 dependiendo del nivel del buzón intermedio, para posteriormente realizar el respectivo bloqueo eléctrico. Se procederá a muestrear de manera simultánea las correas CV-209-7 y CV-101. Muestreadas las correas se procederán a desbloquear y entregar a operación. Se inicia la operación normal de toda la planta.

4.2 BALANCE DE MASA

Al momento de diseñar la evaluación de la planta de Chancado, se tenía conocimiento de que las correas transportadoras a muestrear debían ser las mínimas posibles, de manera de reducir los costos asociados al muestreo por parte de la empresa contratista y además disminuir los tiempos asociados, lo que se traduce en reducir al mínimo el impacto ocasionado por las detenciones de líneas o de la planta. Además, se debe considerar que con las correas muestreadas se pueda obtener mediante cálculos matemáticos los flujos de toda la planta, es decir, de todas las correas transportadoras.

El balance de masa también considerará el balance para agua y granulometría. A continuación se muestra el detalle de los balances de masa global para cada etapa de la evaluación.

1) Planta de Harneado

Para esta sección de la planta se muestrearán las correas 111, 113 206 y 101. En la Fig. 4.2 se muestra el diagrama de la Planta de Harneado. Con los datos obtenidos de estas correas, se pueden obtener por balance de masa las demás correas de la planta de Harneado, como se muestra en las siguientes ecuaciones:

$$CV102 = CV103 \quad (9)$$

$$CV103 = CV110 + CV112 \quad (10)$$

$$CV112 = CV113 \quad (11)$$

$$CV110 = CV111 \quad (12)$$

$$CV207 = CV111 + CV206 \quad (13)$$

$$CV208(\text{Alim. Chancadores } 3^\circ) = CV207 \quad (14)$$

$$CV106 = CV102 - CV101 \quad (15)$$

$$CV101 = \text{Descarga Chancadores } 3^\circ \quad (16)$$

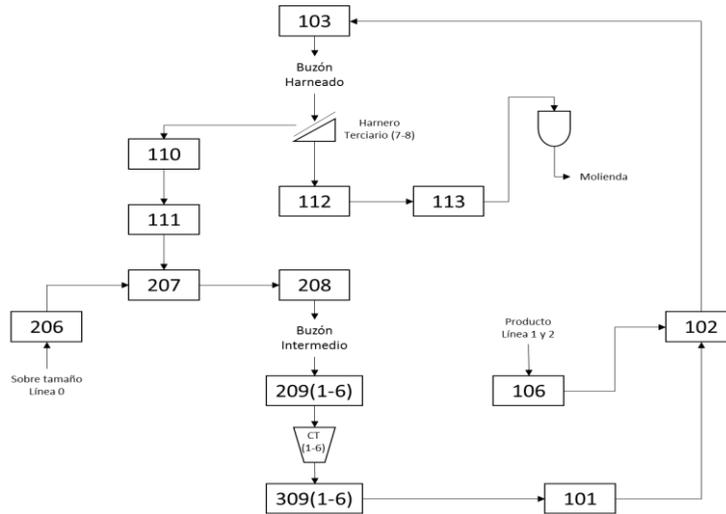


Figura 4.2: Diagrama de flujo Planta de Harneado

2) Línea 0

Para esta sección de la planta se muestrearán las correas 212-A, 211, 204 206 Y 203-0. En la Fig. 4.3 se muestra el diagrama de la Línea 0. Con los datos obtenidos de estas correas, se pueden obtener por balance de masa las demás correas de la Línea 0, como se muestra en las siguientes ecuaciones:

$$CV210 = (CV212 - A) - CV211 \quad (17)$$

$$CV205 - A = CV206 \quad (18)$$

$$\text{Alimentación Chancador} = (CV203 - 0) - (CV204 - 0) \quad (19)$$

$$\text{Sobre Tamaño HP0} = (CV204 - 0) - CV210 \quad (20)$$

$$\text{Sobre Tamaño HBST0} = CV206 - \text{Sobre Tamaño HP0} \quad (21)$$

$$\text{Descarga Chancador} = CV211 + \text{Sobre Tamaño HBST0} \quad (22)$$

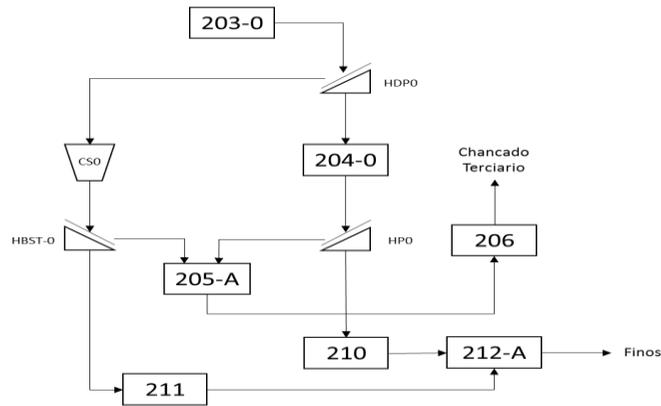


Figura 4.3: Diagrama de flujo Línea 0

3) Línea 1

Para esta sección de la planta se muestrearán las correas 105, 106 y 203-1. En la Fig. 4.4 se muestra el diagrama de la Línea 1. Con los datos obtenidos de estas correas, se pueden obtener por balance de masa las demás correas de la Línea 1, como se muestra en las siguientes ecuaciones:

$$CV_{104} = CV_{105} \tag{23}$$

$$CV_{204-1} = (CV_{203-1} - 1) - CV_{104} \tag{24}$$

$$CV_{205-1} = CV_{106} - CV_{105} \tag{25}$$

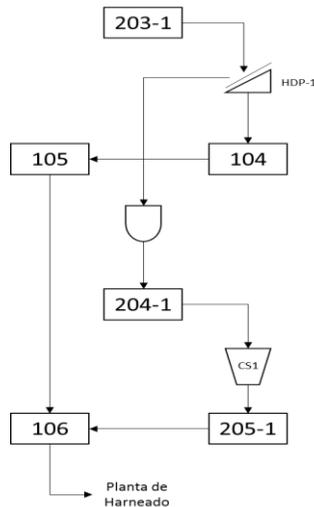


Figura 4.4: Diagrama de flujo Línea 1

4) Línea 2

Para esta sección de la planta se muestrearán las correas 105, 106 y 203-2. En la Fig. 4.5 se muestra el diagrama de la Línea 2. Con los datos obtenidos de estas correas, se pueden obtener por balance de masa las demás correas de la Línea 2, como se muestra en las siguientes ecuaciones:

$$CV104 = CV105 \quad (26)$$

$$CV204 - 2 = (CV203 - 2) - CV104 \quad (27)$$

$$CV205 - 2 = CV106 - CV105 \quad (28)$$

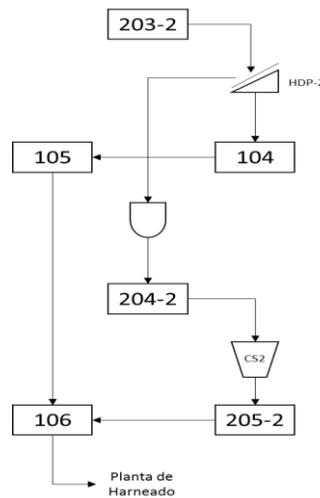


Figura 4.5: Diagrama de flujo Línea 2

5) Chancador Terciario 7

Para este equipo de la planta se muestrearán las correas 209-7 y la correa 101. El chancador terciario a muestrear se definirá según la disponibilidad del equipo al momento de realizar el muestreo. El fin de esta etapa del muestreo es poder analizar el efecto que tiene operar estos chancadores en circuito abierto, es decir, que su producto no pasa por etapa de harneado y va directo a producto final en finos, lo que es conocido en la planta como operar con circuito abierto. En la Fig. 4.6 se muestra el diagrama del chancador terciario a muestrear.

Con los datos obtenidos de estas correas, se puede determinar la eficiencia de estos chancadores y lo que implica operar con desvío de finos, como se muestra en las siguientes ecuaciones:

$$\text{Alimentación Chancador} = CV209 - 7 \quad (29)$$

$$\text{Descarga Chancador} = CV101 \quad (30)$$

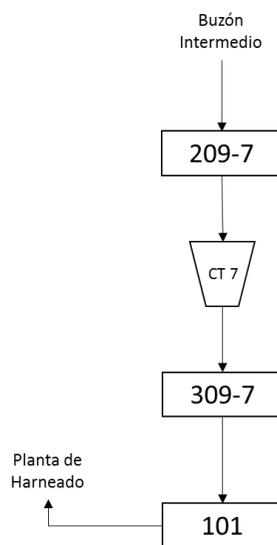


Figura 4.6: Diagrama de flujo Chancadores Terciarios 7

CAPÍTULO V: MODELACIÓN Y SIMULACIÓN

5.1 SOFTWARE BRUNO

5.1.1 Descripción General del software

Para la modelación y simulación de la planta de chancado, se utilizará el software Bruno de la empresa METSO, llamado así en honor al señor Bruno V. Nordberg, fundador de la empresa Nordberg Manufacturing Company. Este programa es una herramienta para la simulación de procesos de chancado, el cual tiene una base de datos con el rendimiento nominal de chancadores, harneros y alimentadores ^[4]. Bruno realiza básicamente el mismo trabajo que se realiza de manera manual pero de forma automática, con la diferencia que este considera el efecto sobre el rendimiento de un número mayor de parámetros. Para obtener un buen resultado de la simulación, los resultados son calibrados con resultados de pruebas experimentales, como en el caso de esta memoria es la evaluación de la planta mediante muestreo. Bruno no indica si el proceso es práctico o no, pero entrega indicaciones si es que el proceso presenta problemas graves de operaciones, frente a lo cual es labor del ingeniero dirimir que tan graves son las indicaciones presentadas por Bruno y buscar soluciones a los problemas. El principio base del programa es que el usuario especifica los equipos, parámetros y alimentación del proceso y se los entrega al programa. Luego, el programa calcula todos los flujos de material, cargas y descargas de los equipos y se los presenta al usuario. Bruno no estima si el proceso es imposible de llevar a cabo en la práctica, pero si entrega indicaciones si el proceso por ejemplo no es viable por la alimentación. Las indicaciones pueden ser por ejemplo baja capacidad del equipo o sobrecarga. Para esto, es importante que el usuario esté familiarizado con diagramas y plantas de chancado. Además de ser un programa de simulación, Bruno tiene dos opciones de dimensionamiento que se muestran a continuación:

- Cálculo del área necesaria para harneado.
- Máxima capacidad del proceso.

En el programa, el proceso se considera una colección de equipos individuales. Un equipo opera de manera individual sin considerar lo que ocurra con los demás equipos. Tampoco sabe nada sobre la estructura del diagrama. Esto significa que la base de datos y el funcionamiento de todos los equipos trabajan como si estuvieran en circuito abierto. El cálculo de todo el proceso toma en consideración la información de operación en circuito cerrado. Por ejemplo, el modelo de un chancador analiza la granulometría de alimentación y capacidad y calcula la granulometría de salida, carga del chancador, grado de chancado, etc. Si el chancador se encuentra en circuito cerrado, la información llega al modelo del chancador a través de la granulometría de entrada.

Las propiedades efectivas del mineral requeridas por el programa son las siguientes:

- Gravedad específica.
- Chancabilidad.
- Porcentaje de gravilla en el mineral.
- Humedad.

Estas variables tienen un efecto directo sobre el producto, capacidad y consumo energético del chancador. El porcentaje de gravilla tiene un efecto directo sobre el harneado. La precisión en la medida de las capacidades, granulometrías y cargas es bastante buena. En cambio, el consumo energético, vida útil de los equipos y el cálculo de costo por tonelada procesada sólo se deben considerar como resultados guías. El modelo de rendimiento de los equipos se estima en una escala de 4 puntos (bueno, moderado, adecuado, no válido) los cuales se describen a continuación:

- Bueno (+++): El modelo está basado en pruebas recientes realizadas por Mesto Minerales. Las pruebas de muestra son estadísticamente suficientes y las pruebas cubren la mayor parte del rango de los equipos operando.
- Moderado (++) : El modelo está basado en pruebas, pero el número de pruebas no es suficiente o las pruebas cubren solo una parte del rango operativo de los equipos.

Algunos detalles son buenos pero otro no lo son, por lo que algunos factores son cuestionables.

- Adecuado (+): El modelo está basado en otro modelo o en estimaciones usadas comúnmente. Se pueden haber utilizado algunas pocas pruebas, pero el modelo no se puede validar estadísticamente.
- No válido (-): Los resultados de los cálculos deben ser entregados por el usuario o no son válidos.

En la siguiente tabla se muestra la evaluación de cada uno de los equipos bajo los criterios mencionados anteriormente:

Tabla 5.1: Evaluación Equipos BRUNO

Equipos	Granulometría del Producto	Capacidad	Consumo energético	Vida útil	Observaciones
Chancador de Mandíbulas	++	++	++	+	
Primario Giratorio	+	+	+	+	
GP Secundario	++	++(+)	++	+	(+) Alimentación Seca
GP	+++	++(+)	++	+	(+) Alimentación Seca
HP	++	++	++	+	
MP	+	+	+	+	Basado en Bruno v2.0x
Symons	+	+	+	+	
Harneros	+	+	+	+	Basado en modelo VSMA

La curva producto en Bruno se considera como el promedio de varios términos (valor esperado en la Fig.5.1). Basado en el análisis de 800 muestras, se pueden definir intervalos predictivos de 95% en ambos lados del promedio.

Si alguna muestra de producto se encuentra entre los intervalos (líneas segmentadas), el promedio tendrá un valor esperado con un 95% de probabilidad. En la Fig. 5.1 se muestra lo mencionado anteriormente. En rojo se representa el valor esperado, en líneas segmentadas se indican los intervalos predictivos, y la línea punteada continua representa el intervalo de confianza.

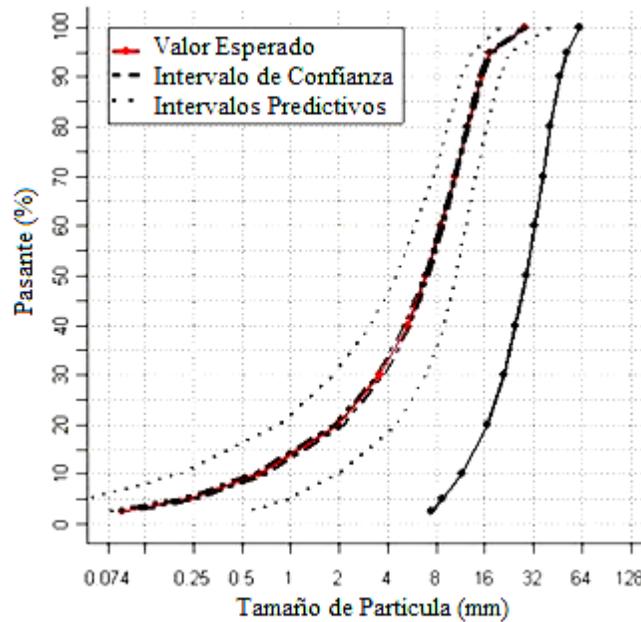


Figura 5.1: Ejemplo curva producto Bruno.

La interfaz del programa es bastante simple y gráfica, en donde se pueden ver 4 ventanas independientes: Flowsheet (diagrama del proceso), Fraction Curve (curva granulométrica), Results (resultados) y Warnings (advertencias). Además, como todo programa común, posee una barra de herramientas en donde podemos encontrar opciones de acceso rápido a diversas herramientas en Bruno como lo son abrir documento, guardar, copiar, cortar, imprimir, etc. Posee además una paleta de botones color amarillo que sirven para agregar equipos al diagrama, los cuales se conectan con la herramienta de conexión.

En la Fig. 5.2 se muestra la interfaz del programa en donde se muestra lo indicado anteriormente.

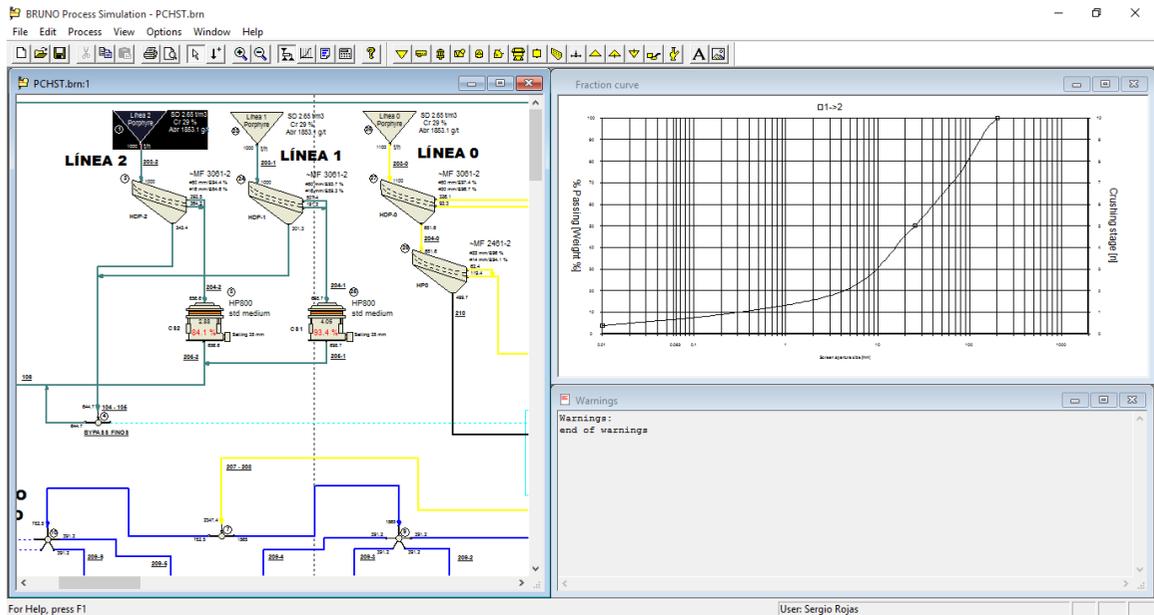


Figura 5.2: Interfaz Bruno

5.1.2 Descripción de equipos y herramientas a utilizar.

Como se mencionó en la sección anterior, Bruno cuenta con diversos equipos para la etapa de chancado, lo cual es ideal para la simulación requerida. Estos equipos requieren el ingreso de parámetros, los cuales serán en parte recolectados de información operacional actual de la planta y otros obtenidos mediante el muestreo de la planta. La descripción de los principales equipos utilizados en la simulación Bruno se realiza a continuación:

1. Alimentación.

Punto inicial de todo diagrama, en el cual se definen las condiciones de entrada al proceso. Estos datos se pueden dividir en 3 puntos:

- **Velocidad de alimentación:** Especifica el grado de alimentación en toneladas por hora. Si este valor se define como 0, Bruno buscará la máxima capacidad de tratamiento del proceso relacionado con dicha alimentación.

- Material: En este punto se definen características propias del material. Se puede seleccionar el tipo de material de una lista con datos teóricos o se puede definir un material propio seleccionado la opción “My Material”.
- Cada material tiene ciertas propiedades, las cuales se pueden manipular en la ventana de datos del material. Al hacer click en el botón “Material Data” se abre una nueva ventana, la cual nos permite modificar los datos del material elegido (Densidad de sólidos, Work Index, Chancabilidad, Abrasividad, Humedad y Porcentaje de Gravilla). Cabe mencionar que el valor del WI se calcula normalmente en relación al valor de Chancabilidad
- Granulometría: Se define la granulometría del material, la cual se puede seleccionar de una lista o puede ser personalizada. En el caso de la simulación de la planta de chancado, este dato será obtenido directamente del muestreo.

En la siguiente figura, se muestra la representación de la alimentación a la línea 2 en el diagrama del proceso Bruno:

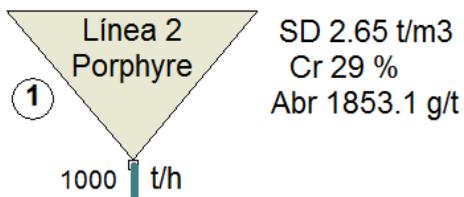


Figura 5.3: Símbolo de Alimentación Bruno

En la Fig. 5.4 se muestra la ventana del punto alimentación y la ventana emergente al hacer click en el botón “Material Data”:

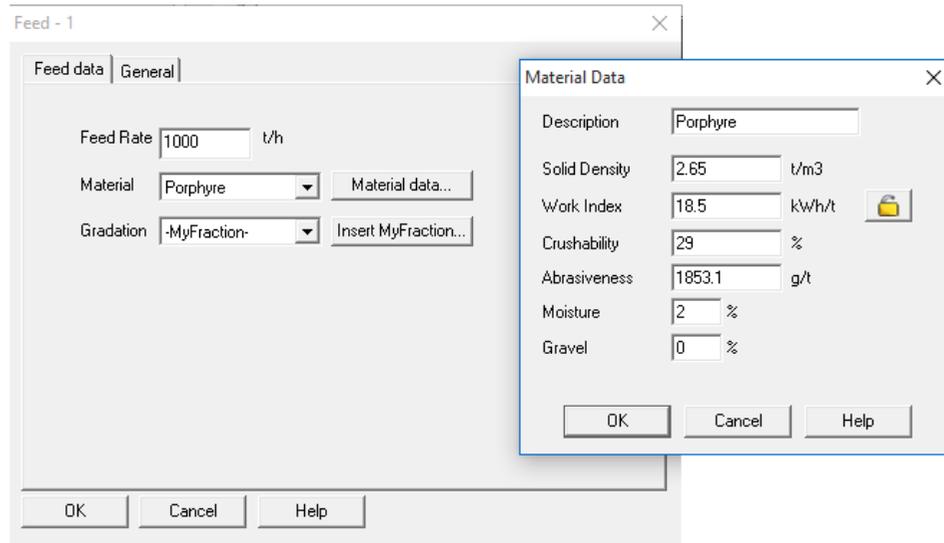


Figura 5.4: Ingreso datos Alimentación Bruno

2. Chancadores de Cono.

La planta de Chancado Secundario/Terciario de DET posee sólo chancadores tipo cono como los cuales se describieron en el punto 3.2.1. En el diagrama Bruno, los chancadores son representados como se muestra en la Fig. 5.5.

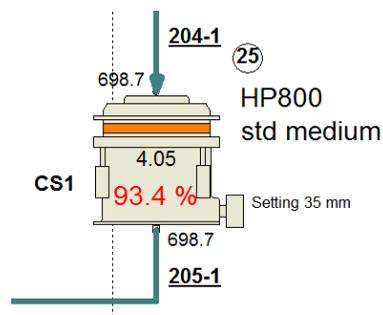


Figura 5.5: Símbolo de Chancador Bruno

Los datos requeridos por el chancador se agrupan en las siguientes 4 pestañas de la ventana de dialogo de ingreso de datos:

- General: ingreso de la información básica del equipo, en donde se deben seleccionar datos como el tipo de chancador (giratorio, cono, obsoleto, etc.), modelo de chancador disponible, tipo de cavidad (gruesa, media, fina, extra fina, etc.), y CSS. Al elegir un chancador que se encuentre dentro de los modelos disponibles de equipo, se entregará una lista de datos del chancador, donde podemos encontrar datos de setting máximo y mínimo, máxima potencia, rpm, entre otros. En el caso de que el chancador no se encuentre disponible en la lista de modelos disponibles, Bruno da la posibilidad de crear un chancador, para lo cual se requiere información adicional del equipo como la granulometría de descarga, capacidad, máxima potencia, entre otros.
- Load: en esta pestaña se ingresa información sobre la capacidad de carga del chancador, la cual para el caso de crear un chancador se debe ingresar la capacidad del equipo, pero en caso de utilizar un equipo conocido, solo se puede modificar el factor de capacidad. Además, permite ingresar la humedad del mineral.
- Gradation: granulometría de descarga del chancador. En caso de operar con un chancador conocido, solo se puede modificar el factor de granulometría, pero en caso de crear un chancador, se debe conocer si o si la granulometría del producto.
- Power: potencia del chancador al 100% de carga, para lo cual los chancadores conocidos tienen un valor definido, pero al momento de crear un chancador este factor se debe definir.

En la Fig. 5.6 se muestra la ventana de dialogo al momento de crear un chancador.

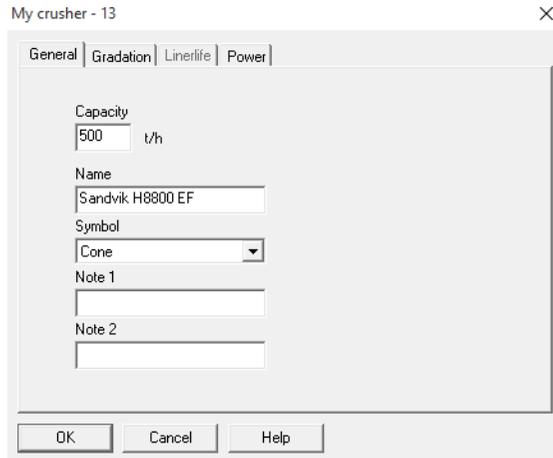


Figura 5.6: Ingreso datos Chancador Bruno

3. Harneros

En el caso de la Planta CHST de DET, todos los harneros son del tipo banana, punto a considerar al momento de ingresar la información del equipo a Bruno. En el diagrama del programa, los harneros se representan de la siguiente manera:

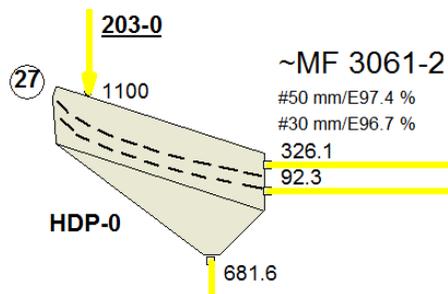


Figura 5.7: Símbolo de Harnero Bruno

Los datos requeridos por el programa se agrupan en dos pestañas, las cuales se describen a continuación:

- **General:** se ingresa la información general del harnero. Su interfaz y modo de ingreso de datos es bastante parecida a la interfaz de los chancadores. Es necesario ingresar el tipo y modelo del harnero, si es que opera en húmedo, la abertura o separación de los Deck del harnero y el número de harneros operando en paralelo para una misma alimentación.

En el caso de no encontrar un harnero similar al deseado, Bruno da la opción de crear un harnero, para lo cual pide datos extras a los mencionados como lo son velocidad, largo y ancho del harnero.

- Deck: en esta pestaña se debe ingresar el tipo de panel utilizado en el harnero, además de la forma de la apertura, relación del largo/ancho de los slots y área abierta disponible para el harneado en el equipo.

La operación del harnero puede ser de las siguientes maneras:

- Simulate: el equipo simula y calcula la eficiencia de clasificación, flujos de sobre y bajo tamaño, todo esto de acuerdo a la alimentación de entrada.
- Calculate área: el equipo determina el área necesaria de harneado, para lo cual el circuito debe estar completo.
- 100% Efficiency: esta opción no considera los cálculos del harnero y utiliza valores de corte nominales para el equipo.
- 90% Efficiency: fuerza al equipo a operar a un 90% de eficiencia, lo que significa que 10% del bajo tamaño abandona el equipo por la corriente de sobre tamaño.

En la Fig. 5.8 se muestra la ventana de dialogo para los harneros, destacando en el sector derecho los datos técnicos del equipo, punto a considerar al momento de buscar un harnero que se asemeje al deseado.

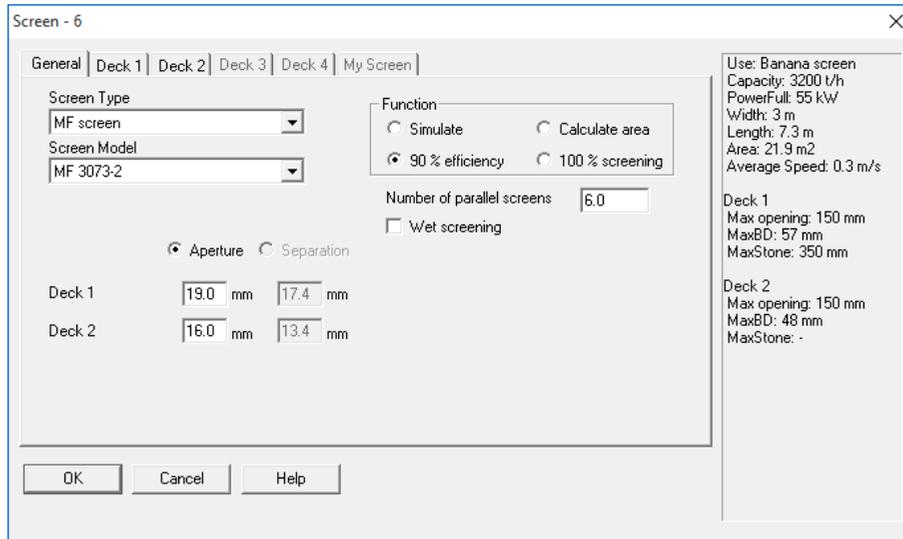


Figura 5.8: Ingreso datos Harnero Bruno

Con todo lo mencionado, es posible diseñar y realizar el diagrama completo de la planta CHST de DET y con los datos obtenidos del muestreo, sintonizar el programa para luego buscar alternativas operativas para mejorar la producción. Mayor información sobre teorías de cálculos de chancadores y harneros se pueden encontrar en el manual del programa Bruno sección “Calculation Theories”.

5.2 MODELACIÓN PLANTA CHST DET

Conociendo el diagrama completo de la planta DET, se debe traspasar dicha información al programa Bruno, agregando los equipos y conexiones que sean necesarias. El diagrama completo de la planta en Bruno se puede apreciar en el Anexo D.1. Lo importante de la elaboración del diagrama de flujo es que este represente fielmente la línea de proceso de la planta, para no tener problemas posteriores al momento de empezar a sintonizar el programa. La descripción de los datos específicos para cada equipo involucrado en el muestreo se muestra en los puntos 5.2.1, 5.2.2 y 5.2.3. Los aspectos generales que se deben considerar en el diagrama son los siguientes:

- 3 líneas de proceso (línea 0, 1 y 2), cada una con alimentación independiente.

- Para la línea 1 y 2 se debe considerar un harnero secundario doble parrilla (HDP-1 y HDP-2), en donde su sobre tamaño se dirige al chancador de cono secundario, para luego juntarse con el bajo tamaño de los harneros y dirigirse a la planta de harneado.
- Para la línea 0 se debe considerar un harnero secundario doble parrilla (HDP-0) del cual su sobre tamaño se dirige al chancador de cono secundario, mientras que su bajo tamaño pasa nuevamente por otro harnero (HP0), para luego juntarse con el producto del chancador previamente harneado por el harnero bajo estándar cero. El producto de la línea 0 se dirige directamente al buzón de finos.
- La planta de harneado consta de 8 harneros tipo banana doble Deck los cuales reciben como alimentación el producto del chancado terciario y el producto de las líneas 1 y 2. El sobre tamaño de la planta es recirculado al chancado terciario, mientras que el bajo tamaño se dirige a producto final al buzón de finos y molino unitario. Por cada harnero terciario en uso se requiere un chancador terciario. La operación normal es 6 harneros y 6 chancadores Sandvik.
- El chancado terciario consta de 6 chancadores Sandvik H8800 y 2 chancadores Symons de 7 pies.

5.2.1 Alimentación planta

Como se mencionó anteriormente, el equipo que entrega la alimentación al diagrama requiere ciertos parámetros, los cuales deben ser conocidos.

Cada línea de operación de la planta se ve alimentada con distinto tipo de mineral, esto debido a que cada línea es alimentada de forma independiente de distintas zonas de extracción de mineral desde la mina subterránea. Los datos requeridos para las alimentaciones del muestreo 2 se muestran en la Tabla 5.2:

Tabla 5.2: Datos alimentación Planta CHST DET

	Línea 0	Línea 1	Línea 2
Alimentación (ton/h)	1100	1000	1000
Material	Pórfido	Pórfido	Pórfido
Densidad de Sólido (ton/m ³)	2.65	2.65	2.65
Work Index (kWh/ton)	18.5	18.5	18.5
Chancabilidad (%)	29.2	29.2	29.2
Abrasividad (g/ton)	352.596	352.596	352.596
Humedad (%)	2	2	2
Gravilla (%)	0	0	0

En el Anexo D.2.1 y D.2.2 se muestran las granulometrías de entrada para la línea 0, 1 y 2, para ambos muestreos, las cuales son necesarias para el funcionamiento del programa y deben ser ingresadas.

5.2.2 Chancadores secundarios y terciarios

Para el caso de los chancadores, son mayores los datos requeridos por Bruno, para lo cual fue necesario contactar al distribuidor de Sandvik, quien brindo información técnica sobre su modelo H8800, el cual es utilizado en la planta. Para el caso de los chancadores Symons no fue necesario recopilar más información, esto debido a que Bruno considera dentro de su lista de modelos de chancadores este equipo, por lo que sólo es necesario indicar CSS y el tipo de cavidad utilizada en la planta. Los datos de los chancadores se pueden apreciar en la Tabla 5.3:

Tabla 5.3: Datos Chancadores Planta CHST DET

	CS0	CS1	CS2	CT 1 al 6	CT 7 y 8
Cavidad	C (Coarse)	MC (Medium Coarse)	MC (Medium Coarse)	EF (Extra Fine)	Fine (F)
Tipo Cabeza	Standard (Std)	Standard (Std)	Standard (Std)	Corta (Sh)	Corta (Sh)
Abertura Alimentación (mm)	340	250	250	50	-
Setting (mm)	35	35	35	11	8
Potencia (Kw)	600	600	600	600	-
HP	800	800	800	800	-
Rpm	990	990	990	990	-
Ángulo Cono	36	36	36	36	-
Diámetro máximo eje (mm)	560	560	560	560	-

Existen diversas situaciones al momento de parametrizar el chancador frente a las cuales se debe actuar de distinta manera, las cuales se presentan a continuación:

1. Chancador se encuentra en lista de modelos de Bruno: En este caso se debe seleccionar el tipo y modelo del chancador, de manera que el programa sólo requerirá ingresar datos del tipo de cavidad utilizada y CSS. Los factores de carga, granulometría y potencia no es necesario modificarlos. Los chancadores Symons se encuentran en la lista del programa
2. Chancador no se encuentra en la lista de modelos de Bruno: Para esta situación en particular existen dos posibles soluciones. La primera consta en buscar entre todos los modelos y tipos de chancadores disponibles en el programa el equipo que más se asemeje a los parámetros del chancador deseado. En nuestro caso, el equipo que más se asemeja a los chancadores Sandvik H8800 es el equipo del tipo HP Cone, modelo HP800 para los chancadores secundarios y terciarios del 1 al 6., variando en el tipo de cavidad.

La segunda opción consta en crear un chancador mediante la herramienta “My Crusher”, la cual nos solicita la capacidad (ton/h), granulometría del producto y potencial al 100% de carga del chancador. Esta última opción nos entrega una operación más cercana a la realidad, pero dificulta bastante la opción de modificar las variables CSS y cavidad, ya que no considera estas variables dentro de los parámetros a ingresar. Por lo que se debe determinar si la modificación del CSS y cavidad es una variable que se pueda modificar en los chancadores y si es relevante o no. Para el caso de todos los chancadores se trabajará con la primera opción, buscar el equipo disponible que más se asemeje, para luego modificar los factores de carga, granulometría y potencia para así obtener un equipo ajustado a los chancadores reales.

5.2.3 Harneros secundarios y terciarios

En el caso de los harneros, la situación es bastante similar a los chancadores, por lo que las situaciones al momento de parametrizar el equipo son exactamente las mismas. Se debe considerar eso sí que la opción de “My Screen” que proporciona Bruno pide un parámetro que es desconocido por la planta y no será obtenido por el muestreo que es la velocidad del harnero, por lo que para la parametrización de los harneros se buscará el equipo que más se asemeje al equipo deseado, variando el área específica de harneado hasta obtener el producto deseado. Los datos de los harneros secundarios y terciarios se pueden apreciar en la siguiente tabla:

Tabla 5.4: Datos Harneros Planta CHST DET

	HDP-0	HDP-1	HDP-2	HP0	HBST-0	HT 1 al 8
Ancho (m)	3	3	3	3	3	3
Largo (m)	6.1	6.1	6.1	6.1	6.1	7.3
Abertura Deck superior (mm)	50	50	50	22	28	19
Abertura Deck inferior (mm)	30	16	16	14	11	16
Razón Slot.	1	1	1	1	1	1
Área abierta (%)	40	40	40	40	40	40

Para el caso de los harneros HDP, HP0 y HBST-0 el modelo que más se asemeja es el harnero del tipo MF modelo MF 3061-2. Para los harneros terciarios el modelo que más se ajusta a los datos es el harnero de tipo MF modelo MF 3073-2. Se consideran slots cuadrados y la abertura del deck corresponde a la abertura de la última corrida de paneles antes de los paneles ciegos, lo que se muestra en el Anexo A, que es la zona donde se produce la clasificación del tamaño crítico. El buzón de finos y la pila de alimentación a la molienda unitaria no fueron mencionadas en la descripción debido a que no requieren el ingreso de parámetros ya que su única función es almacenar mineral. Con todos los aspectos mencionados, se obtiene el modelo ideal en Bruno de la planta considerando los parámetros mencionados y los resultados de ambos muestreos, aunque para obtener una simulación sintonizada, es necesario ajustar dichos datos, lo que nos permitirá ajustar los flujos máxicos de todas las correas, parámetros de los equipos, granulometrías y producto final obtenido.

5.3 AJUSTE MODELO

Ya con el diagrama completo de la planta creado en Bruno, este se debe ajustar para que los resultados obtenidos de la simulación sean idénticos a la realidad y el análisis y recomendaciones sean aplicables en la práctica.

Para dicho propósito, se crearon 2 planillas, una para cada muestreo, en la cual se utilizaron equipos disponibles ajustados. Se ajustaron los factores de Load, Gradation y Power para los chancadores; y el área libre de los harneros, para así obtener los resultados ajustados. En la Tabla 5.5 y 5.6 se muestran la comparación de flujos y D80 entre el muestreo y la simulación:

Tabla 5.5: Comparación flujos y D80 de Muestreo 1 v/s Simulación

Correa	M1		BRUNO			
Línea 1	TPH	D80	TPH	D80	% Δ TPH	% Δ D80
203-1	1313	113230	1313	112417	0,00	0,72
104-105	519	7914	521	7914	0,39	0,00
204-1	794	139935	791	138368	0,38	1,12
205-1	791	45147	791	45149	0,00	0,00
106	1310	35038	1313	38303	0,23	9,32
Línea 2	TPH	D80	TPH	D80	% Δ TPH	% Δ D80
203-2	1089	94475	1089	94150	0,00	0,34
104-105	338	11068	422	10831	24,85	2,14
204-2	750	118075	667	124106	11,07	5,11
205-2	736	31959	667	31952	9,38	0,02
106	1074	25579	1089	26808	1,40	4,80
Línea 0	TPH	D80	TPH	D80	% Δ TPH	% Δ D80
203-0	1206	42232	1206	42139	0,00	0,22
204-0	679	14212	871	14215	28,28	0,02
206	794	37705	570	33935	28,21	10,00
211	169	8590	61	8592	63,91	0,02
212-A	487	6974	636	6330	30,60	9,23
210	318	6028	575	6028	80,82	0,00
Alim. CS0	528	85836	335	118098	36,55	37,59
Prod. CS0	602	40493	335	40491	44,35	0,00
Gruesos HP0	361	18626	297	21432	17,73	15,06
Gruesos HBST0	433	45684	273	42831	36,95	6,25
Planta de Harneado	TPH	D80	TPH	D80	% Δ TPH	% Δ D80
111	1094	34273	1886	36517	72,39	6,55
113	2552	10301	2955	10301	15,79	0,00
103	3645	16104	4844	23156	32,89	43,79
101	1425	17213	2451	17125	72,00	0,51
208	1887	36028	2456	35923	30,15	0,29
Chancador 7	TPH	D80	TPH	D80	% Δ TPH	% Δ D80
209-7	482	35036	218	36326	54,77	3,68
101	218	14315	218	14315	0,00	0,00

Tabla 5.6: Comparación flujos y D80 de Muestreo 2 v/s Simulación

Correa	M2		BRUNO			
Línea 1	TPH	D80	TPH	D80	% Δ TPH	% Δ D80
203-1	1211	81891	1211	81726	0,00	0,20
104-105	487	7994	478	7994	1,85	0,00
204-1	724	117249	733	115488	1,24	1,50
205-1	675	46778	733	46783	8,59	0,01
106	1162	37712	1211	39552	4,22	4,88
Línea 2	TPH	D80	TPH	D80	% Δ TPH	% Δ D80
203-2	1124	129396	1124	127775	0,00	1,25
104-105	211	13074	213	12932	0,95	1,09
204-2	913	139499	911	137959	0,22	1,10
205-2	739	34420	911	34417	23,27	0,01
106	950	31060	1124	32191	18,32	3,64
Línea 0	TPH	D80	TPH	D80	% Δ TPH	% Δ D80
203-0	1015	120132	1015	119158	0,00	0,81
204-0	516	15169	491	15166	4,84	0,02
206	389	37697	588	34852	51,16	7,55
211	163	9383	122	9383	25,15	0,00
212-A	555	6425	427	6516	23,06	1,42
210	392	4876	305	4875	22,19	0,02
Alim. CS0	499	160771	524	157971	5,01	1,74
Prod. CS0	428	36135	524	36133	22,43	0,01
Gruesos HP0	124	24286	187	22092	50,81	9,03
Gruesos HBST0	265	42301	402	38980	51,70	7,85
Planta de Harneado	TPH	D80	TPH	D80	% Δ TPH	% Δ D80
111	892	30060	2017	37728	126,12	25,51
113	1483	10390	2910	10392	96,22	0,02
103	2375	18710	4931	24622	107,62	31,60
101	1253	16308	2602	16308	107,66	0,00
208	1281	33366	2605	36991	103,36	10,86
Chancador 7	TPH	D80	TPH	D80	% Δ TPH	% Δ D80
209-7	515	30407	188	36899	63,50	21,35
101	188	15035	188	15035	0,00	0,00

En las tablas, se puede apreciar que los errores de tonelaje son significativos para ambos muestreos, lo que se puede explicar debido al error presente en la medición de las velocidades de correas.

Estas fueron medidas varias veces por personal de WSDData3D y ratificadas por personal SIP, de manera de verificar los datos entregados y corregir las velocidades erróneas. Se debe considerar que siempre existe un error al momento de medir los metros de correa a muestrear, además de las permanentes perdidas de material en la planta de chancado, problema que es bastante común en la mayoría de las plantas de este tipo.

La mayor diferencia de tonelaje se presenta para la planta de harneado. Eso se debe al hecho de que para el muestreo, la planta de harneado estaba operando con 6 harneros y con 4 chancadores. El material que alimenta la planta de harneado proviene de la correa 106 (producto línea 1 y 2) y la correa 101 (producto de los chancadores terciarios). Entonces, al operar con 6 harneros voy a obtener corrientes de producto que no van a ser las ideales para la simulación, y parte de la alimentación a la planta de harneado se va a acumular en el buzón de harneado, efecto que no se puede apreciar para la simulación, ya que al simular a tiempo infinito, el buzón tendría a llenarse. Es por esta razón que para poder comparar las corrientes del muestreo con las de la simulación sería necesario sumar el tonelaje acumulado en el buzón intermedio para el muestreo, dato al cual no se tiene acceso. Misma situación ocurre para los chancadores, ya que en el muestreo se operó con 4 chancadores para el día 1 y 3 chancadores para el día dos, entonces independiente de que la correa de alimentación a los chancadores (carro 208), mantenga un valor constante, el producto de los chancadores en la línea 101 va a ser diferente por el hecho de que se está procesando menos material y se está acumulando en el buzón intermedio.

La situación ideal para obtener un ajuste balanceado entre el muestreo y la simulación sería incluir el análisis de mineral acumulado en planta mediante el nivel de los buzones de harneado e intermedio. A modo de prueba, se realizó una simulación incluyendo un stock pile a modo de buzón, simulación que mostro un mejor ajuste para los tonelajes, lo que nos permite afirmar la validez de la simulación. Es por esta razón, que para efectos de ajustar la simulación a la realidad se privilegió el ajuste de las granulometrías para todas las correas de la planta, lo cual se logró para la mayoría de las correas, siendo relevante que las curvas granulométricas cuadran en su totalidad para las correas más importantes, que son las de alimentación (203-0, 203-1 y 203-2) y producto (212-A y 113) de la planta.

Para las correas de alimentación es lógico que estas coincidan, debido a que el simulador requiere el ingreso de la granulometría de la alimentación al sistema, pero para las correas de producto el resultado depende únicamente del ajuste del simulador. En el anexo D.2.1, D.2.2, D.2.3 y D.2.4 se puede apreciar las granulometrías de dichas correas y la comparación entre las curvas del muestreo con las de la simulación. Con la simulación ajustada se procede a simular nuevos escenarios de optimización de la planta.

CAPÍTULO VI: RESULTADOS OBTENIDOS

6.1 RESULTADOS MUESTREO PLANTA

Luego de realizado las dos campañas de muestreo de planta, los resultados obtenidos nos permiten en primer lugar, calcular rendimientos operacionales de chancadores, harneros y planta completa. Con estos valores, es posible determinar que equipos no están funcionando como se espera. Además, los resultados permiten determinar la calidad del producto que hoy en día entrega la planta de chancado a la molienda convencional.

Todos estos aspectos enriquecen el análisis de la operación actual de la planta y permite plantear nuevos escenarios operacionales para mejorar tanto la calidad del producto como el tonelaje procesado por la planta. Los resultados y aspectos más relevantes para cada muestreo se muestran a continuación.

6.1.1 Granulometrías y Flujos

Para ambos muestreos se consideró un análisis granulométrico de todas las correas muestreadas, lo que nos permite definir en primer lugar, la alimentación entrante a la planta desde la mina y como esta es diferente para las tres líneas de proceso de la planta de chancado. Y en segundo lugar, nos permite determinar la calidad del producto que está siendo entregado a la molienda convencional tanto por la correa 212-A (producto línea 0), como por la correa 113 (producto planta de harneado).

Las granulometrías de las tres correas de alimentación y de las dos correas de producto antes mencionadas para el muestreo 1 y muestreo 2 se muestran en la Fig. 6.1 y Fig. 6.2 respectivamente:

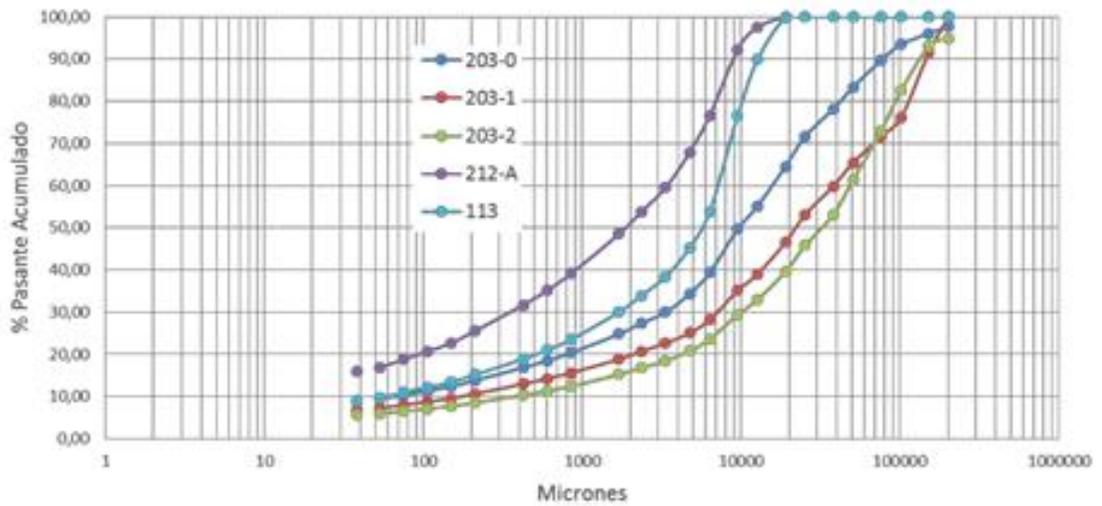


Figura 6.1: Curvas Granulométricas de Alimentación y Producto Muestreo 1

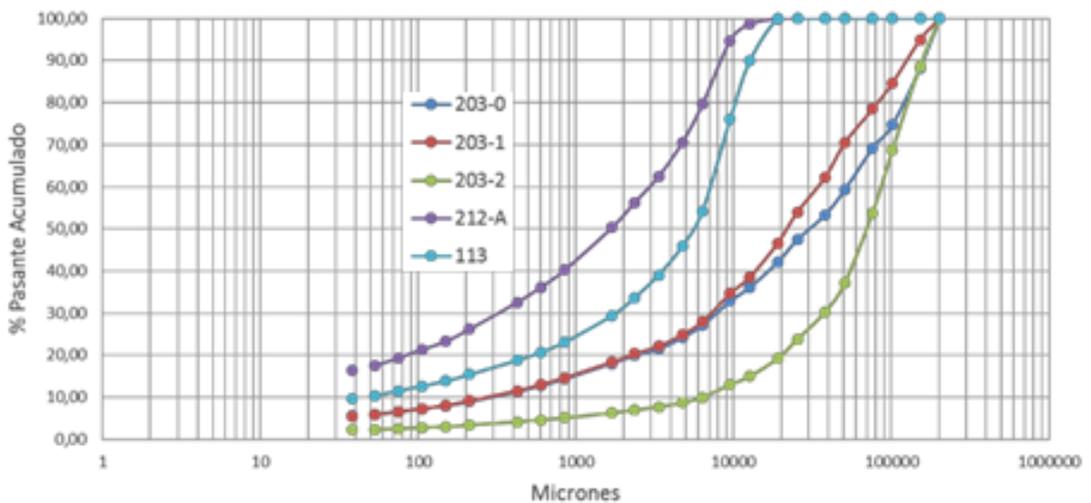


Figura 6.2: Curvas Granulométricas de Alimentación y Producto Muestreo 2

En la Tabla 6.1 se muestran los flujos por correa, carga circulante y TPD para ambos muestreos. Además se muestran los P80 de las correas de alimentación y producto para ambos muestreos. Para las correas producto se muestra además el % retenido acumulado sobre malla $\frac{1}{2}$ y 0,371 pulgadas.

Tabla 6.1: Resultados Generales Muestreo PCHST

Resultados Muestreo PCHST							
Muestreo 1				Muestreo 2			
Entrada (tph)		Salida (tph)		Entrada (tph)		Salida (tph)	
203-0	1206	212-A	487	203-0	1015	212-A	555
203-1	1313	113	2552	203-1	1211	113	1483
203-2	1089			203-2	1124		
Total	3607	Total	3038	Total	3351	Total	2038
CC		569 tph		CC		1313 tph	
(%)		15,78		(%)		39,18	
TPD		65221		TPD		60626	
Correa	P80 (µm)	% +1/2	% +0,371	Correa	P80 (µm)	% +1/2	% +0,371
203-0	42232			203-0	120132		
203-1	113230			203-1	81891		
203-2	94475			203-2	129396		
212-A	6974	2,45	8,15	212-A	6425	1,34	5,68
113	10301	10,11	24,12	113	10390	10,06	24,64

De la tabla podemos concluir lo siguiente:

- Alta variabilidad de la granulometría de alimentación para las tres correas: Frente a este escenario, y considerando los valores históricos de P80 para las tres líneas, se consideró el muestro 2 como más cercano a la realidad, ya que el P80 para la línea 0 en el muestreo 1 da un valor muy particular.
- Acumulación de carga circulante: Para ambos muestreos se tiene presencia de carga circulante o acumulación en el sistema, lo que se puede explicar por varias razones. La primera hace referencia al efecto de los buzones intermedio y de harneado, como se mencionó en la sección 5.3, ya que las condiciones de operación para el muestreo provocan que la planta vaya acumulando material, ya que el material entrante es mayor al material de salida permitido por los equipos en uso.

Y la segunda razón hace referencia al uso de chancadores para ambos muestreos. Para el primer día de muestreo, se operó con 4 chancadores terciarios, y para el segundo día se operó con 3 chancadores terciarios, lo que explica la diferencia de CC para ambos días. Si se hubiese operado con 6 chancadores terciarios, probablemente la carga circulante habría sido despreciable.

- **Baja calidad del producto:** Aunque la correa 212-A muestra buena calidad del producto, esto debido a la malla de corte de la línea 0, es la correa 113 que presenta una muy mala calidad del producto para ambos muestreos. Esto se debe a que la malla de corte para algunos harneros se ve afectada debido al desgaste de paneles y problemas operacionales, lo que se explicará con más detalle en el punto 6.1.2.

6.1.2 Eficiencia de clasificación de harneros y Razón de Reducción de Chancadores.

Uno de los objetivos más importantes de la evaluación es poder estimar el estado actual de los equipos, su rendimiento y opciones de mejora. Para eso, se calculó la eficiencia de clasificación para todos los harneros de la planta, resultados que se muestran en la Tabla 6.2:

Tabla 6.2: Eficiencia de Clasificación y Razón de Reducción

Muestreo 1				Muestreo 2			
Harnero	% η	Chancador	RR	Harnero	% η	Chancador	RR
HDP0	72,93	CS0	2,12	HDP0	97,04	CS0	4,45
HP0	58,62	CS1	3,10	HP0	98,72	CS1	2,51
HBST0	79,25	CS2	3,69	HBST0	64,64	CS2	4,05
HDP1	82,80	CT Sandvik	2,09	HDP1	84,01	CT Sandvik	2,05
HDP2	75,32	CT Metso	2,45	HDP2	77,68	CT Metso	2,02
HT	82,40			HT	75,48		

Al momento de realizar los cálculos de eficiencias de clasificación, se pudo apreciar que para el bajo tamaño de los harneros HBST0, HDP1, HDP2 y Harneros Terciarios, la malla de corte indicada por configuración de paneles no era la correcta, lo que se ve reflejado en que en estos flujos de bajo tamaño encontremos una fracción considerable de mineral sobre el tamaño.

Esto afecta el cálculo de eficiencia. En la Tabla 6.3 se muestra el cálculo de eficiencia para dichos harneros utilizando la malla de corte definida por configuración y la malla determinada por el análisis granulométrico:

Tabla 6.3: Efecto malla de corte sobre Eficiencia de Clasificación

Muestreo 1				Muestreo 2			
HBST0		HDP1		HBST0		HDP1	
Malla	% η	Malla	% η	Malla	% η	Malla	% η
11mm	128%	16mm	89,36	11mm	66,09	16mm	91,33
20mm	79,25	20mm	82,80	20mm	64,64	20mm	84,01
HDP2		Harneros		HDP2		Harneros	
Malla	% η	Malla	% η	Malla	% η	Malla	% η
16mm	77,93	16mm	89,06	16mm	96,38	16mm	84,50
20mm	75,32	20mm	82,40	26mm	77,68	20mm	75,48

La malla de corte real de cada harnero mencionado en la tabla se determinó analizando la curva granulométrica de cada flujo. Se sabe que al tener un harnero operando de manera correcta, no debería haber una cantidad significativa de sobre tamaño en el bajo tamaño, reflejado en que el porcentaje pasante por la malla de corte debería ser cercano al 100%. Este error en la malla de corte (como es el caso de los muestreos realizados) se puede explicar por tres razones: desgaste de paneles, caída de algún panel o error en la configuración de paneles en el harnero. La caída de paneles tendría un efecto mucho más notorio que el que se pudo apreciar en el muestreo. Por lo que la presencia de esta malla de corte errónea se debe al desgaste de paneles y/o configuración errónea de paneles.

Con los datos mencionados anteriormente, nos entrega 3 directrices para la búsqueda de nuevos escenarios de optimización, que son cambio de slots de paneles de los harneros, aumento de alimentación a los chancadores y disminución de CSS de los chancadores secundarios.

El cambio en la malla de corte del harnero tiene un efecto considerable en el cálculo de la eficiencia de clasificación, como se puede apreciar en la Tabla 6.3. Las granulometrías para los sobre tamaños de los harneros mencionados se puede apreciar en el Anexo D.6.

Para el caso de los chancadores, se calculó la razón de reducción para cada uno de ellos, lo cual se puede apreciar en la Tabla 6.3. La razón de reducción para un chancador secundario debería encontrarse entre valores de 3 y 4, lo cual se cumple en parte para ambos muestreo, debido a la variabilidad de la granulometría de alimentación a la línea, y en consecuencia, a los mismos chancadores. Para el caso de chancadores terciarios, un valor de razón de reducción aceptable se debe encontrar entre 2 y 3, por lo que para ambos muestreos los valores se encuentran en el límite, tanto para los chancadores Sandvik como para los chancadores Symons. La nula variación de la RR para los chancadores terciarios se debe a que independiente de la granulometría de alimentación a la planta, la planta de harneado mantiene una malla de corte constante, por lo que la razón F80/P80 para los chancadores se mantiene prácticamente idéntica para ambos muestreos. En la sección 6.2 se mostrarán datos extras recopilados de la simulación en conjunto con el muestreo como lo son potencia utilizada de los chancadores, alimentación a harneros y carga de alimentación a los chancadores.

6.2 RESULTADOS SIMULACIÓN

Con los resultados obtenidos del muestreo y el modelo de simulación ajustado a la operación actual de la planta, es posible realizar diversas simulaciones variando parámetros, que a la luz de los resultados del muestreo, son los idóneos para provocar cambios positivos en la operación de la planta, buscando incrementar la capacidad y mejorar la calidad del producto. Cabe mencionar que para cada escenario, se simuló la operación utilizando 6 harneros – 6 chancadores y 8 harneros – 8 chancadores y se utilizaron los datos presentados en las Tablas 5.3 y 5.4.

6.2.1 Máxima capacidad con parámetros actuales

Este escenario considero los parámetros actuales de operación variando únicamente los flujos de alimentación a cada línea, de manera de poder determinar el máximo tonelaje tanto para la operación con 6 y 8 equipos. Para 6 equipos, el tonelaje aumentó desde 60617 a 63440 Tpd (4,65%). La granulometría de producto se vio afectada como se muestra en la Tabla 6.4:

Tabla 6.4: Calidad Producto Simulación 1 (6 equipos)

	212-A		113	
	(i)	(f)	(i)	(f)
Tph	426,685	492,9	2910	3007
P80 (µm)	6516	6138	10395	10286
% +1/2	0,3017	0,2233	8,015	7,4433
% +0,371	7,1052	6,128	25,5025	24,9427

Se nota una leve mejoría en la calidad del producto, siendo más relevante el aumento de tonelaje. Para los chancadores se puede destacar el aumento de carga de los chancadores terciarios Sandvik, esto debido a que es en este punto donde encontramos el punto crítico de la planta de chancado, por lo que para todas las simulaciones se puso énfasis en utilizar estos equipos al 100% de carga. Además, se disminuyó la potencia utilizada en el chancador secundario 2 mediante la disminución de flujo de alimentación a la línea.1 Para los harneros, el aumento de la alimentación a la línea 0 provoca que la eficiencia de clasificación de los harneros de esta línea disminuya, pero aun así se logra una buena calidad de producto por la correa 212-A. Los datos de los equipos para la simulación se pueden apreciar en el Anexo E.1.1.

Para este mismo escenario, pero esta vez utilizando los 8 harneros y 8 chancadores, la capacidad de la planta llega a 74928 TPD (aumento del 23,6%). Esto produce una mejora en la calidad del producto de la corea 212-A pero un empeoramiento de la calidad por la correa 113, como se puede ver en la Tabla 6.7:

Tabla 6.7: Calidad del Producto Simulación 1 (8)

	212-A		113	
	(i)	(f)	(i)	(f)
Tph	426,685	573	2910	3573,58
P80 (µm)	6516	5782	10395	10700
% +1/2	0,3017	0,1676	8,015	9,2076
% +0,371	7,1052	5,2008	25,5025	27,3619

Para los chancadores terciarios Sandvik se alcanzó un 100% de carga, a diferencia de los Symons, para los cuales se alcanzó solo un 81%. Esto nos indica que se puede agregar más carga al sistema, pero la limitante son las potencias de los chancadores secundarios, los cuales se encuentran casi al límite. Finalmente, para los harneros disminuyó la eficiencia de clasificación en la mayoría, excepto en el HDP2 y los harneros terciarios, a los cuales se les disminuyó la carga de alimentación, debido a la disminución de flujo de la correa 203-2 y al aumento de harneros de la planta de harneado, lo que permite distribuir la carga. Estos datos se pueden apreciar en el Anexo E.1.2

6.2.2 Abertura de 16 mm en Deck Inferior de HDP1 y HDP2

La abertura de slot de los harneros doble parrilla de la línea 1 y 2 es por configuración 16 mm en el Deck inferior, pero como pudimos apreciar en los resultados del muestreo, estos harneros están realmente trabajando con una malla de corte de 20 mm, por lo que se ve necesario simular la operación si realmente estos harneros estuvieran operando con la malla de corte por configuración.

El tonelaje aumentó a 63264 Tpd (4,36%) y se puede apreciar una mejora cerca de 1 punto porcentual para la correa 212-A y 113, lo que se puede apreciar en la Tabla 6.8:

Tabla 6.8: Calidad Producto Simulación 2 (6)

	212-A		113	
	(i)	(f)	(i)	(f)
Tph	426,685	479,7	2910	3005,87
P80 (µm)	6516	6205	10395	10252
% +1/2	0,3017	0,2352	8,015	7,3435
% +0,371	7,1052	6,2957	25,5025	24,7766

Respecto a los chancadores, la potencia de los CS0 y CS1 se encuentra baja, lo que es una señal de poder modificar el CSS de estos equipos. Los chancadores terciarios alcanzan 100% de carga y su potencia llega a un valor esperado.

Para los harneros, la eficiencia de clasificación de los HDP1 y HDP1 se mantiene, pero el efecto de cambio de abertura produce que la razón de reducción de los chancadores secundario 1 y 2 disminuya, ya que el F80 disminuye. No es un escenario muy diferente al primero, pero entrega ciertos aspectos interesantes a ser considerados para la propuesta definitiva. Más detalles de los resultados se pueden apreciar en el Anexo E.1.3 Finalmente, el mismo escenario pero esta vez con 8 harneros y 8 chancadores muestra un tonelaje de 75840 Tpd (aumento de un 25%), pero es el producto de la correa 113 quien se ve afectado, ya que la calidad de este baja, aumentando en cerca de 1 punto porcentual, como se puede apreciar en la Tabla 6.9:

Tabla 6.9: Calidad Producto Simulación 2 (8)

	212-A		113	
	(i)	(f)	(i)	(f)
Tph	426,685	573,02	2910	3619,01
P80 (µm)	6516	5782	10395	10621
% +1/2	0,3017	0,1676	8,015	8,8605
% +0,371	7,1052	5,2008	25,5025	26,9313

Esto se debe al aumento de tonelaje de alimentación a los harneros HDP1 y HDPO, los cuales bajan su eficiencia de clasificación notoriamente, lo que nos indica que no se encuentran dentro de su alimentación ideal. La planta de Harneado aumenta su eficiencia en cerca de 1 punto porcentual, debido a que para las línea 1 y 2 el producto de estas líneas tiene un menor P80 debido al cambio de malla de corte de los harneros, enviando más carga a los chancadores secundario. Para los chancadores, se aumenta la potencia del CS0, y la potencia de los chancadores Sandvik se mantiene baja, lo que permite ajustar su CSS. Los chancadores Symons se encuentran a una capacidad de carga de un 81%, lo que permite agregar más carga al sistema, pero el problema radica en la alimentación a las correas, debido a que a la línea 2 no se puede alimentar más carga debido a que el chancador se encuentra operando a máxima potencia, la línea 0 ya se encuentra con una alta carga y la línea 1 no aguanta más de 1577 Tph (Ver Anexo A.2). Más detalles de los resultados se pueden apreciar en el Anexo E.1.4.

6.2.3 Abertura de 30 mm en Deck Inferior de HDP1 y HDP2

Este escenario surge por la necesidad de buscar una manera de evacuar más rápido el mineral de la línea 1 y 2, además de alivianarle el trabajo a los chancadores secundario 1 y 2. En este escenario para 6 equipos, el tonelaje se logró aumentar a 62352 Tpd (2,86%), cantidad que es menor a lo que se pudo apreciar en los escenarios anteriores. Esto se debe a que al tener un P80 mayor en la correa 106 (salida línea 1 y 2), la alimentación a la planta de harneado va a tener un mayor tamaño y eso se traduce en mayor tonelaje en el sobre tamaño del harneado, lo que aumenta el P80 y el tonelaje de alimentación a los chancadores terciarios. Los resultados del producto se pueden ver en la Tabla 6.10:

Tabla 6.10: Calidad Producto Simulación 3 (6)

	212-A		113	
	(i)	(f)	(i)	(f)
Tph	426,685	479,7	2910	2952,9
P80 (µm)	6516	6205	10395	10371
% +1/2	0,3017	0,2352	8,015	7,7502
% +0,371	7,1052	6,2957	25,5025	25,3995

La calidad del producto aún se mantiene en buen rango para la correa 212-A, esto debido al tamaño de corte que tiene la línea 0, mientras que para la correa 113 los indicadores aún se mantienen en valores no aceptables. Para el chancador secundario 1 y 2 el % de carga disminuyó, debido que al aumentar la malla de corte del harnero es mayor la cantidad de la alimentación que se va a ir por bajo tamaño, mientras que las potencias para los CS1 y CS0 se mantienen bajas, por lo que nuevamente indica un ajuste en el CSS. Como para todas las simulaciones, los chancadores Sandvik terciarios se encuentran al 100% de carga.

Para los harneros HDP1 y HDP2, la eficiencia aumento, esto debido al cambio de malla de corte, además el material grueso tiene una mayor facilidad de ser clasificado que el material fino, esto debido al peso particular que tiene cada una de estar partículas gruesas en comparación con las finas.

Para los harneros terciarios la eficiencia disminuyo en 1 punto porcentual debido al aumento en el tonelaje de alimentación a los harneros, esto provocado por un mayor tamaño de la carga circulante en la planta provocado por el cambio de slot en los harneros. Los datos obtenidos del escenario se muestran en el Anexo E.1.5.

Ahora para el mismo escenario pero con 8 harneros y 8 chancadores la capacidad de tratamiento de la planta aumenta a 75840 Tpd (25,11%), muy parecido al incremento del escenario anterior, pero con la diferencia de que la calidad del producto es peor, debido a la baja que se produce en la eficiencia de clasificación de la planta de harneado y el mayor P80 que entrega la correa 106, que tiene un efecto sobre toda la planta. En la Tabla 6.11 se pueden apreciar los resultados:

Tabla 6.11: Calidad Producto Simulación 3 (8)

	212-A		113	
	(i)	(f)	(i)	(f)
Tph	426,685	573,02	2910	3622,73
P80 (µm)	6516	5782	10395	10709
% +1/2	0,3017	0,1676	8,015	9,0623
% +0,371	7,1052	5,2008	25,5025	27,4644

La baja en la eficiencia de la planta de harneado se debe a que cada harnero recibe un mayor tonelaje de alimentación, lo que provoca efectos sobre el espesor de la cama en el harneado, que termina disminuyendo la eficiencia y aumentando el arrastre de finos por la corriente de sobre tamaño. Para todos los chancadores hay un aumento en la potencia utilizada, y cabe destacar que para este escenario, los chancadores terciarios Symons llegan al tope de su capacidad de carga, debido al aumento del sobre tamaño de la planta de harneado. Más detalles de este escenario y sus resultados se pueden apreciar en el Anexo E.1.6.

6.2.4 Abertura de 14 mm en Deck Inferior de Harneros Terciarios

Los escenarios anteriores se han focalizado sólo en buscar aumento del procesamiento de tonelaje, por lo que este escenario pretende encontrar el tamaño óptimo de abertura de slot para la planta de harneado y obtener la calidad de producto por la correa 113 mínima aceptable que recordemos es de un 8% para el tamaño ½ pulgada y un 16% para el tamaño 0,371 pulgadas. Cabe mencionar que previo a esta simulación, se realizó la simulación de este mismo escenario pero con 11 mm de abertura en la planta de harneado, con lo que se logra llevar ambos valores de tamaño a 0%, pero tiene un gran impacto sobre la capacidad de tratamiento de la planta, ya que prácticamente harían falta chancadores para poder operar con esa malla de corte. Por lo que al analizar dicho escenario previo, se encontró que a una abertura de slot de 14 mm es donde se obtenía la mejor relación entre capacidad y calidad del producto. En la Tabla 6.12 se presentan los resultados de la simulación para 6 harneros y 6 chancadores.

Tabla 6.12: Calidad Producto Simulación 4 (6)

	212-A		113	
	(i)	(f)	(i)	(f)
Tph	426,685	422	2910	2563,5
P80 (µm)	6516	6543	10395	8969
% +1/2	0,3017	0,3086	8,015	0,8572
% +0,371	7,1052	7,1806	25,5025	16,9772

El tonelaje disminuyó a 54240 Tpd (10,52%), lo que se explica por el aumento de tonelaje por la correa 111 que transporta el sobre tamaño de la planta de harneado debido al cambio de malla de corte de la planta de harneado. La potencia disminuyó en todos los chancadores y la carga también, excepto para los chancadores terciarios, que aunque bajo su potencia, aumentó el % de carga debido al efecto de la planta de harneado.

Para los harneros, la eficiencia de clasificación para los harneros secundario aumenta debido a una menor alimentación a cada harnero, pero para la planta de harneado esta eficiencia disminuye en 2 puntos porcentuales, a pesar de que baja la alimentación a cada harnero, el efecto de cambiar la malla de corte es preponderante. Más detalles de este escenario se pueden apreciar en el Anexo E.1.7. Estos aspectos son relevantes, debido a que entrega bases para la propuesta final, ya que plantea que con 14 mm de abertura se puede lograr una calidad del producto aceptable, pero esto provoca que los chancadores terciarios se llenen con carga, por lo que uno se debe preguntar cómo solucionar este problema. La opción viable para mantener la capacidad de planta aceptable es lograr que el material entrante a la planta de harneado por el buzón de harneado tenga un menor P80, lo que se puede lograr disminuyendo el CSS de los chancadores secundario y reduciendo la malla de corte de los harneros secundarios de la planta. Esto será visto con más detalles y con resultados de simulación en el punto 6.3.

Ahora, al operar con 8 chancadores y 8 harneros la situación es similar, aunque se logra aumentar la capacidad de tratamiento de la planta a 66134 Tpd (9,1%), que en comparación con los escenarios de simulación anteriores es bastante más bajo. Los resultados se pueden apreciar en la Tabla 6.13:

Tabla 6.13: Calidad Producto Simulación 4 (8)

	212-A		113	
	(i)	(f)	(i)	(f)
Tph	426,685	505,6	2910	3148
P80 (µm)	6516	6074	10395	9347
% +1/2	0,3017	0,2124	8,015	1,2147
% +0,371	7,1052	5,9604	25,5025	19,4687

Aunque la calidad del producto empeoró, se puede considerar que esto se compensa con el aumento en la capacidad. La potencia aumentó en la mayoría de los chancadores y los chancadores terciarios se encuentran todos al 100% de carga, aunque los chancadores CS1 y CS0 siguen disponiendo de potencia en caso de modificar el CSS.

La eficiencia de clasificación de todos los harneros disminuyó, en el caso de la planta de harneado fue por un menor tonelaje de alimentación. Más detalles de este escenario de simulación se pueden apreciar en el Anexo E.1.8.

6.3 PROPUESTA DE OPERACIÓN ÓPTIMA

Luego de analizar todos los escenarios mencionados en la sección anterior, se sacaron las conclusiones necesarias para encontrar los parámetros óptimos de operación de la planta considerando calidad del producto y capacidad de tratamiento de la planta. Al igual que para los escenarios ya presentados, se consideró la operación con 6 y 8 equipos.

6.3.1 Operación de planta óptima con 6 harneros – 6 chancadores.

Para este escenario, se consideraron los siguientes parámetros operacionales específicos:

- Cambio de malla de corte Deck inferior HDP1 y HDP2 de 20 mm a 16 mm.
- Disminución de CSS de 35 mm a 28 mm para el chancador secundario 0.
- Disminución de CSS de 35 mm a 22 mm para el chancador secundario 1.
- Cambio de malla de corte Deck superior HBST0 de 28 mm a 18 mm.
- Cambio de malla de corte Deck inferior Planta de Harneado de 16 mm a 14 mm.

Los cuatro primeros puntos van enfocados a disminuir el P80 entrante a la planta de harneado por la correa 103, para poder soportar el cambio de malla de corte de los harneros terciarios y así no sobrecargar los chancadores terciarios. Con esto, se logra tener una calidad de producto aceptable y aumentar la capacidad de la planta a 62126 Tpd (2,5%), a diferencia del escenario planteado en el punto 6.2.4. Los resultados se pueden apreciar en la Tabla 6.14.

Tabla 6.14: Calidad Producto Simulación 5

	212-A		113	
	(i)	(f)	(i)	(f)
Tph	426,685	583,7	2910	2835,08
P80 (µm)	6516	6860	10395	8627
% +1/2	0,3017	0,1864	8,015	0,6033
% +0,371	7,1052	7,0679	25,5025	14,8387

Con esto se logra además llevar al máximo la potencia y % de carga de los chancadores secundario, además de llenar los chancadores terciarios. En el caso de los harneros todas las eficiencias disminuyen, lo que deja abierta la posibilidad a mejorar la calidad del producto de la planta, ya que lo ideal es que todos los harneros tuvieran eficiencias de clasificación cercanas a un 90%. En el Anexo E.1.9 se pueden encontrar más detalles sobre este escenario.

6.3.2 Operación de planta óptima con 8 harneros – 8 chancadores.

Aunque para la realidad de la planta es muy difícil operar con 8 harneros y 8 chancadores debido a problemas mecánicos, eléctricos, actividades de mantenimiento, etc., se ha demostrado que la capacidad de tratamiento aumenta al utilizar todos los equipos de la planta. El punto crítico de la planta, que limita la capacidad de tratamiento, son los chancadores terciarios, ya que tienen una capacidad restringida, a diferencia de los harneros, que tienen una alta capacidad de tonelaje de alimentación, la cual tiene efecto sobre la eficiencia de clasificación, tema a tener en cuenta. Para esta simulación, la capacidad de tratamiento aumento a 70901 Tpd (17%) y los resultados se muestran en la Tabla 6.15:

Tabla 6.15: Calidad Producto Simulación 6

	212-A		113	
	(i)	(f)	(i)	(f)
Tph	426,685	606	2910	3310
P80 (µm)	6516	6348	10395	9116
% +1/2	0,3017	0,1478	8,015	1,0015
% +0,371	7,1052	5,9938	25,5025	17,9159

La calidad del producto se sigue manteniendo entre los valores aceptables para ambas correas de producto. La potencia de todos los chancadores secundarios se encuentra al máximo, y la de los chancadores terciarios Sandvik y Symons se encuentra baja. Frente a este escenario, se puede plantear la disminución del CSS de estos chancadores, pero el problema se encuentra en sistema de regulación automático que poseen los chancadores Sandvik, conocido como ASR, explicado en el punto 3.2.1. Este sistema en pocas palabras funciona de tal manera que al pasar una roca muy por sobre el tamaño del setting o una roca que no se puede chancar, el sistema abre el CSS del chancador, para que así puedan pasar dichas rocas.

Entonces, disminuir el CSS de los chancadores terciarios Sandvik provocaría fallas constantes en los chancadores, detenciones de equipos, mayor desgaste de los revestimientos lo que aumenta las horas de mantención del equipo; siendo esta la razón para mantener el CSS de estos chancadores en 11 mm. Aunque los chancadores Symons, al ser más antiguos, oponen mayor resistencia a los elementos que no se pueden chancar, su disponibilidad de funcionamiento y horas de mantención ya en la actualidad son elevadas, por lo que ajustar el setting no es una opción.

6.3.3 Máxima capacidad de tratamiento sin considerar calidad producto

La simulación de este escenario se basa en las necesidades futuras que va a tener la PCHST, la cual requerirá tratar cerca de las 78000 Tpd, esto debido a mantenciones que se realizarán en otros sectores de la división y aumento de tonelaje, frente a lo cual la planta de chancado deberá aumentar si o si su capacidad de tratamiento. Es por esta razón que se buscó mantener una calidad de producto del tamaño de partícula ½ pulgada entre un 8% y 9 %, sin importar el tamaño de partícula 0,371 pulgadas. Los resultados de este se presentan en la Tabla 6.16:

Tabla 6.16: Calidad Producto Simulación 7

	212-A		113	
	(i)	(f)	(i)	(f)
Tph	426,685	597	2910	3747
P80 (µm)	6516	5748	10395	10560
% +1/2	0,3017	0,1454	8,015	8,4394
% +0,371	7,1052	4,8716	25,5025	26,6298

La capacidad de tratamiento alcanzó las 78552 Tpd (30%) que es el valor requerido para la planta. Para llegar a dicho valor, se consideraron los siguientes parámetros operacionales:

- Malla de corte Deck inferior HDP1 y HDP2 de 20 mm.
- Disminución de CSS de 35 mm a 3 mm para el chancador secundario 0.
- Disminución de CSS de 35 mm a 25 mm para el chancador secundario 1.
- Uso de 6 chancadores terciarios Sandvik y 1 chancador terciario Symons.
- Uso de 8 harneros terciarios.

El último punto es muy importante, debido a que se deja un chancador disponible en caso de ser necesario realizar alguna mantención a algún otro chancador, con lo que podría mantener en cierto grado la capacidad de tratamiento. Tanto para los harneros como para los chancadores terciarios, en caso de ser necesaria la detención de uno o más de ellos, se deberá acumular mineral en el buzón respectivo, para luego esta carga ser usada en la ventana producto de la mina.

Con este escenario, las potencias de los chancadores secundario se encuentran en su límite (debido al cambio de CSS), y la eficiencia de los harneros baja, por lo que mejorando la eficiencia de clasificación, se puede lograr mejorar la calidad del producto, cosa de compensar en parte el gran aumento de tonelaje tratado.

CAPÍTULO VII: EVALUACIÓN ECONÓMICA

Al momento de presentar una propuesta de optimización o analizar dichos escenarios, no basta con solo considerar los aspectos metalúrgicos del proceso, sino que también se debe tener en cuenta el costo energético y económico que implica implementar dicha propuesta. Para los escenarios presentados, son tres los aspectos que se pueden considerar, que se muestran a continuación:

- Cambio de paneles de Harneros.
- Variación del consumo energético global de la planta.
- Variación del mineral tratado por la planta y su equivalente en toneladas métricas de cobre fino

Estos aspectos serán considerados al momento de realizar la evaluación económica de cada escenario planteado, de manera de poder determinar la factibilidad real de cada uno de ellos.

7.1 COSTOS ASOCIADOS

7.1.1 Cambio de paneles de Harneros

En gran parte de los escenarios presentados en el capítulo 6, se consideraba el cambio de paneles de de un harnero. Es por esta razón, que es necesario saber realmente el costo de cambiar todos los paneles de un deck para un harnero determinado. En la Tabla 7.1 se puede apreciar el costo de cada panel, mientras que en la Tabla 7.2 se muestran los costos de todos los paneles de cada deck para cada harnero presente en la planta, valores que se calcularon en base a una cotización de la empresa MULTOTEC para cambio completo de paneles del HDPO, la cual se puede ver con mas detallas en el Anexo F.1 ^[5].

Tabla 7.1: Costo unitario Paneles para Harneros

Tipo de Panel	CLP
Panel 2x1'	150760
Panel 1x1'	30276
Panel Ciego 2x1'	202176
Panel Ciego 1x1'	39312

Tabla 7.2: Costo Total

Costo en CLP			
	Deck Superior	Deck Inferior	Total
Harnero Terciario	19102080	19102080	38204160
HDP1	16086880	15272560	31359440
HDP2	16086880	15272560	31359440
HP0	15983280	15469120	31452400
HBST0	15469120	15469120	30938240
HDP0	11273024	4428396	15701420

Se debe considerar que estos valores son aproximados, basados en una cotización entregada el día 9 de Abril del año 2015. Además, la información sobre la cantidad y tipo de paneles por deck fue recopilada desde archivos con la configuración de los harneros.

Con estos valores, se puede determinar un aproximado del costo que implica cambiar todos los paneles de un harnero, pero hay que tener en cuenta que estos valores no incluyen el costo de mano de obra, el cual para el caso de la PCHST, los cambios y mantención de paneles lo realiza la empresa SALFA Mantenciones, quienes deben realizar dicho cambio según su contrato.

7.1.2 Consumo Energético

Uno de los temas principales a abordar por la gran minería de nuestro país es optimizar el uso de la energía eléctrica, por lo cual es un aspecto a analizar al momento de determinar si un escenario es válido o no.

Para dicho propósito, se consideró el consumo energético entregado por el simulador, el cual no considera el gasto por la operación de las correas transportadoras, lo cual no debería ser problema al momento de realizar el análisis debido a que las correas tienen un consumo energético promedio que no varía mucho, considerando además que la variación de tonelaje para cada correa no provoca un aumento significativo en el gasto energético.

Además, debemos considerar que los equipos presentes en el simulador no son los mismos que los que se encuentran en la planta, aunque los chancadores terciarios Sandvik y Metso se asemejan bastante a la realidad. Es por esta razón que el dato de consumo energético, más que considerar las cifras exactas, debemos enfocarnos en el aumento porcentual de consumo energético. El simulador entrega un cálculo de consumo energético para 1000 horas continuas de operación, sin considerar mantenciones, desgaste de revestimientos, imprevistos de alimentación de la mina, entre otros aspectos. Por lo que se debe ser criterioso al analizar los datos presentados en el punto 7.2.

Para la división, el consumo energético promedio de Enero a Agosto de este año es de 24,8 kWh/tms. Este dato fue obtenido desde el “Informe Mensual de Gestión Operacional”, que se puede apreciar en el Anexo F.2 ^[6].

7.1.3 Producción de Concentrados de Cobre y Molibdeno

Todos los escenarios propuestos incluyen variación en la capacidad de tratamiento de la planta. Debemos considerar que la situación actual de la división muestra falta de tonelaje de alimentación a la molienda convencional, sector alimentado por chancado secundario/terciario, por lo que todo aumento de tonelaje puede ser procesado por molienda convencional. Respecto a la producción de concentrado, es necesario conocer variables operacionales para poder calcular el concentrado producido, lo que se muestra en la siguiente fórmula:

$$C = \frac{A * \% Min * R}{10000} \quad (31)$$

La letra “C” representa las tph de concentrado producido, “A” son las tph de alimentación a la molienda convencional, “% Min” indica la ley de mineral en cuestión en porcentaje y “R” es la recuperación en porcentaje. Con esta fórmula se puede calcular el concentrado producido de cobre y molibdeno para la flotación convencional. Los datos operacionales para el mes de Octubre se muestran en la Tabla 7.3:

Tabla 7.3: Datos Operacionales Flotación Octubre

Datos Flotación Convencional		
	Cobre	Molibdeno
Ley de Cabeza (%)	1,0039	0,0206
Recuperación (%)	89,59	67,7

Estos datos fueron obtenidos desde la unidad de control de calidad de la división y corresponden al promedio del mes de Octubre descartando los valores que se encontraban fuera de rango, debido a una situación particular. Además, cada concentrado pasa por sucesivas etapas de limpieza con las cuales se logra obtener un concentrado libre de impurezas. Con los datos entregados, se puede calcular la producción de concentrado de cobre y molibdeno, el cual al multiplicarlo por el precio actual de concentrado, se pueden calcular los beneficios económicos al aumentar la capacidad de tratamiento. Para poder determinar el precio del concentrado de cobre, son varios los aspectos que hay que analizar, los cuales se muestran con mayor detalle en el documento del Anexo F.3 ^[7]. Para dicho documento, se actualizo la ley del concentrado de cobre al valor promedio de Enero a Octubre de este año igual a 26,81% de Cobre. Con dicho valor y considerando todos los aspectos involucrados en el cálculo, el concentrado de cobre de la división se vende a 5329 US\$/tmf. El precio del concentrado de Molibdeno que vende DET a la empresa MolyMet también se obtuvo del documento “Orientaciones Comerciales 2015”, teniendo el concentrado un costo de 17,96 US\$/kg Mo ^[8].

7.2 EVALUACIÓN DE CADA ESCENARIO

Para cada escenario simulado se calculara el consumo energético, producción de concentrado de cobre y costo de cambio de paneles. Luego, cada uno de estos aspectos será traducido a costo monetario, con lo cual se podrá tener una idea de los costos financieros para cada escenario de optimización. Cabe mencionar que en la operación existen una gran cantidad de costos asociados los cuales no fue posible recopilar, dentro de los cuales podemos encontrar costo de combustibles, agua , trabajadores, permisos, multas, tareas específicas, etc. La evaluación económica para cada escenario se presenta en la Tabla 7.4:

Tabla 7.4: Costos y Ganancias de Simulaciones

Escenario	Tpd		MWh Totales (por día)		Costo de Paneles (MCLP)		Concentrado Cu (Tpd)		Concentrado Mo (Tpd)	
	HT - CT		HT - CT		HT - CT		HT - CT		HT - CT	
	6-6	8-8	6-6	8-8	6-6	8-8	6-6	8-8	6-6	8-8
Actual	60126		1503		0		545		8	
Actual Mejorado	63440	74928	1573	1858	0	0	571	674	9	10
16 mm HDP1 y HDP2	63264	75840	1569	1881	31	31	569	682	9	11
30 mm HDP1 y HDP2	62352	75840	1546	1881	31	31	561	682	9	11
14 mm Planta Harneado	54240	66134	1345	1640	115	153	488	595	8	9
Recomendación Final	62126	70901	1541	1758	161	199	559	638	9	10
78000 Tpd (8-7)	78552		1948		0		706		11	

Cabe mencionar que el costo de cambio de paneles no es permanente en el tiempo. Con los resultados de la tabla anterior se calculó la variación porcentual del gasto energético y de la producción de cobre, como se puede apreciar en la Tabla 7.5 a continuación:

Tabla 7.5: Variación Parámetros Económicos

Escenario	6 Harneros - 6 Chancadores				8 Harneros - 8 Chancadores			
	Δ Tpd (%)	Δ Conc. Cu (MCLP)	Δ Conc. Mo (MCLP)	Δ MWh (MCLP)	Δ Tpd (%)	Δ Conc. Cu (MCLP)	Δ Conc. Mo (MCLP)	Δ MWh (MCLP)
Actual Mejorado	4,66	95,19	4,97	3,93	23,61	482,43	25,21	19,93
16 mm HDP1 y HDP2	4,37	89,26	4,66	3,69	25,12	513,17	26,82	21,20
30 mm HDP1 y HDP2	2,86	58,52	3,06	2,42	25,12	513,17	26,82	21,20
14 mm Planta Harneado	-10,52	-214,92	-11,23	-8,88	9,10	186,00	9,72	7,68
Recom. Final	2,49	50,90	2,66	2,10	16,97	346,69	18,12	14,32
78000 Tpd (8-7)	29,59	604,59	31,60	24,97				

Se puede ver claramente que para el escenario de cambio de paneles de la planta de harneado a 14 mm produce una disminución tanto de la producción de concentrado como del consumo de energía para 6 harneros y 6 chancadores. Para la otra situación, este mismo escenario produce beneficios, pero que son menores a los beneficios que producen los otros escenarios. Esto en parte explica el hecho de que cambiar los paneles de la planta de harneado, aunque produce una calidad de producto ideal, baja la capacidad de tonelaje procesado y reduce las ganancias, además se debe considerar el costo de cambiar los paneles del deck inferior de todos los harneros de la planta.

El mejorar la situación actual (actual mejorado) también produce beneficios económicos, considerando además que no se deben cambiar paneles para este escenario. Al igual que el escenario de 78 ktpd (8-7) también produce beneficios, se aumenta bastante el tonelaje procesado y sin la necesidad de cambiar paneles, pero tiene el mayor aumento de consumo energético sin considerar el resto de las variables.

Además, considerando que la calidad del producto para este escenario es deficiente, habría que considerar el efecto metalúrgico que tendría una mayor granulometría de alimentación a la molienda convencional.

Los resultados presentados en las tablas 7.4 y 7.5 son para tener una idea del impacto que puede generar cada uno de los escenarios propuestos, pero por ninguna razón se pueden considerar como verdades absolutas del efecto económico de dichos escenarios.

CAPÍTULO VIII: CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

Los resultados del muestreo y de las simulaciones permitieron visualizar aspectos negativos de la planta a considerar por la operación para mejorar su funcionamiento. Como primer punto, se apreció una alta variabilidad en la granulometría de alimentación a la planta por las 3 líneas (correas 203-0, 203-1 y 203-2). Esto es común en las plantas de chancado, debido a que el chancado primario que en DET se realiza al interior de la mina nunca va a entregar un producto parejo y estable. Además, debemos considerar que la alimentación a chancado secundario proviene de diversos sectores productivos de la mina, los cuales no poseen las mismas características mineralógicas y físicas. La variabilidad de alimentación cuando es muy brusca, como en el caso de la línea 0 para el muestreo, obliga a cambiar parámetros operacionales. Por lo que para esta situación, se recomienda instalar una cámara de análisis continuo de granulometría en las correas de alimentación, la cual entrega una idea del tamaño que está ingresando a la planta de chancado secundario.

El muestreo reflejó que existe un grave problema con los paneles en varios harneros (HBST0, HDP1, HDP2 y Planta de Harneado), ya que en su bajo tamaño se pudo apreciar la presencia de mineral grueso sobre tamaño. Esto se debe al desgaste que tienen los paneles de dichos harneros, por lo que es necesario realizar una investigación del real desgaste de los paneles, ya que el proveedor indica un tiempo promedio de cambio de paneles, pero con los resultados del muestreo quedó demostrado que para dichos harneros sus paneles se encontraban desgastados y/o con una configuración incorrecta, tema que también se debe regularizar.

Un aspecto que se tenía claro al momento de realizar simulaciones previas con datos antiguos de muestreo, es que la diferencia de malla de corte entre el deck superior e inferior de la planta de harneado (19mm y 16mm) era muy baja, lo que se traduce en que el sobre tamaño de la planta de harneado se recolecte gracias al deck superior, y que todo el material que cae al deck inferior prácticamente sea bajo tamaño de la planta, lo que indica que es necesario cambiar dichas aberturas, ya que 3 mm de diferencia es muy poco.

Respecto a la calidad del producto se puede concluir que la línea 0 entrega una buena calidad de producto (correa 212-A), esto debido a que la malla de corte de esta línea es de 14 mm, lo que nos hace intuir que también ése debería ser el tamaño de corte para la planta de harneado. En cambio, el producto entregado por la planta (correa 113) presenta una muy baja calidad, por lo que se debe cambiar si o si la malla de corte de la planta de harneado si es que se quiere obtener una calidad de producto aceptable. Se debe tener en cuenta el efecto que produce el cambio de mallas en la planta de harneado, ya que afecta directamente a los chancadores terciarios.

Finalmente, se pudo concluir que el punto crítico de la planta, el sector que limita la producción, vendrían siendo los chancadores terciarios, ya que el límite de su capacidad se refleja en la capacidad de tratamiento total de la planta, por lo que para este problema existen dos soluciones: aumentar la cantidad de chancadores terciarios disponibles de la planta o lograr que chancado terciario reciba menor tonelaje de alimentación. Esto último se puede lograr aumentando la eficiencia de clasificación de todos los harneros de la planta, o reduciendo el P_{80} de los chancadores secundario, con lo cual el material de alimentación a la planta de harneado (correa 103) será de menor tamaño y se reducirá la cantidad de mineral sobre tamaño recirculado a los chancadores terciarios por la correa 207.

El escenario “Recomendación Final” considera gran parte de estas conclusiones y les busca solución, aunque existen variables que no dependen exclusivamente de operaciones sino que del área de mantención, como lo son la reposición de paneles de harneros desgastados y el respeto por la configuración de diseño de los harneros, ya que se sabe que no siempre se disponen de los paneles de repuesto necesarios, tema que es necesario mejorar para lograr así entre todos que la Planta de Chancado Secundario/Terciario logre operar de la mejor manera posible y cumpla con todos los objetivos de capacidad tratamiento y calidad de producto definidos para el futuro.

CAPÍTULO X: BIBLIOGRAFÍA

[1] Información Operacional entregada por don José Guevara Toro, Aftermarket de la empresa Sandvik Chile S.A. Corre enviado el Lunes 24 de Agosto del 2015.

[2] Brochure Chancadores Sandvik “HYDROCONE®, EIGHTEENHUNDRED SERIES - H&S TYPE CONE CRUSHERS”

[3] Documento “CAPITULO 7: ELEMENTOS Y TECNICAS DE CLASIFICACION”, Jaime Tapia Quezada, Universidad Arturo Prat, Iquique, Chile.

[4] Manual de operación software de simulación de chancado “BRUNO”, METSO.

[5] Cotización MULTOTEC 09042015R1 “Paneles Modulares MULTOTEC para equipar Harnero 7x20 pies Allis Chamber DD Linea 0 - Colón”, 9 de Abril de 2015.

[6] Informe Mensual de Gestión Operacional Agosto 2015, División El Teniente, Gerencia Administración.

[7] Página 7, Documento “Orientaciones Comerciales 2015, Ventas de Cobre y Subproductos, período 2014 – 2018 y largo plazo, CODELCO-CHILE”, Noviembre 2014.

[8] Página 12, Documento “Orientaciones Comerciales 2015, Ventas de Cobre y Subproductos, período 2014 – 2018 y largo plazo, CODELCO-CHILE”, Noviembre 2014.

ANEXO A

A.1 SLOTS DE PANELES HARNEROS DET

A.1.1 Slots paneles harneros secundarios 1 y 2.

DECK SUPERIOR HDP 1 y 2									DECK INFERIOR HDP 1 y 2										
Fila	N°	1	2	3	4	5	Panel Por Fila	°	Fila	N°	1	2	3	4	5	Panel Por Fila	°		
		Slot	Slot	Slot	Slot	Slot					Slot	Slot	Slot	Slot	Slot				
1	A	1	75 x 100	5	28°	1	A	1	16 x 58	16 x 58	16 x 58	16 x 58	16 x 58	5	28°				
		2	75 x 100	5				2	16 x 58	16 x 58	16 x 58	16 x 58	16 x 58	5					
		3	75 x 100	5				3	16 x 58	16 x 58	16 x 58	16 x 58	16 x 58	5					
		4	75 x 100	5				4	16 x 58	16 x 58	16 x 58	16 x 58	16 x 58	5					
5	B	5	50 x 100	5	23°	5	A	5	16 x 58	16 x 58	16 x 58	16 x 58	16 x 58	5	23°				
		6	50 x 100	5				6	16 x 58	16 x 58	16 x 58	16 x 58	16 x 58	5					
		7	50 x 100	5				7	16 x 58	16 x 58	16 x 58	16 x 58	16 x 58	5					
		8	50 x 100	5				8	16 x 58	16 x 58	16 x 58	16 x 58	16 x 58	5					
9	B	9	50 x 100	5	18°	9	A	9	16 x 58	16 x 58	16 x 58	16 x 58	16 x 58	5	18°				
		10	50 x 100	5				10	16 x 58	16 x 58	16 x 58	16 x 58	16 x 58	5					
		11	50 x 100	5				11	16 x 58	16 x 58	16 x 58	16 x 58	16 x 58	5					
		12	50 x 100	5				12	16 x 58	16 x 58	16 x 58	16 x 58	16 x 58	5					
13	B	13	50 x 100	5	13°	13	A	13	16 x 58	16 x 58	16 x 58	16 x 58	16 x 58	5	13°				
		14	50 x 100	5				14	16 x 58	16 x 58	16 x 58	16 x 58	16 x 58	5					
		15	50 x 100	5				15	16 x 58	16 x 58	16 x 58	16 x 58	16 x 58	5					
		16	50 x 100	5				16	16 x 58	16 x 58	16 x 58	16 x 58	16 x 58	5					
17	C	17	50 x 50	5	8°	17	B	1	16 x 16	16 x 16	16 x 16	16 x 16	16 x 16	5	8°				
		18	50 x 50	5				2	16 x 16	16 x 16	16 x 16	16 x 16	16 x 16	5					
		19	50 x 50	5				3	16 x 16	16 x 16	16 x 16	16 x 16	16 x 16	5					
		20	50 x 50	5				4	16 x 16	16 x 16	16 x 16	16 x 16	16 x 16	5					

A.1.2 Slots paneles harneros terciarios del 1 al 8.

DECK SUPERIOR								DECK INFERIOR								
Fila	1	2	3	4	5	Cant. Por Fila	°	Fila	1	2	3	4	5	Cant. Por Fila	Cant. Panel por Sector	°
	Slot	Slot	Slot	Slot	Slot				Slot	Slot	Slot	Slot	Slot			
1	20 x 55	5	28 °	1	11x 58	5	25	28 °								
2	20 x 55	5		2	11x 58	5										
3	20 x 55	5		3	11x 58	5										
4	20 X 55	5	23 °	4	11x 58	5		23 °								
5	20 X 55	5		5	11x 58	5										
6	20 X 55	5		6	11x 58	5										
7	20 X 55	5		7	11x 58	5										
8	20 X 55	5	18 °	8	11x 58	5	70	18 °								
9	20 X 55	5		9	11x 58	5										
10	20 X 55	5		10	11x 58	5										
11	20 X 55	5	13 °	11	11x 58	5		13 °								
12	20 X 55	5		12	11x 58	5										
13	20 X 55	5		13	11x 58	5										
14	20 X 55	5		14	11x 58	5										
15	20 X 55	5	8 °	15	11x 58	5	25	8 °								
16	20 X 55	5		16	11x 58	5										
17	20 X 55	5		17	11x 58	5										
18	20 X 55	5		18	11x 58	5										
19	20 X 55	5		19	11x 58	5										
20	19 x 19	5	8 °	20	11 X 11	5	25	8 °								
21	19 x 19	5		21	11 X 11	5										
22	19 x 19	5		22	11 X 11	5										
23	19 x 19	5		23	11 X 11	5										
24	19 x 19	5		24	11 X 11	5										

A.2 CARACTERÍSTICAS CORREAS PLANTA CHANCADO 2°/3°

CARACTERÍSTICA DE LAS CORREAS								
TAG			CAPACIDAD DE DISEÑO	POTENCIA	VELOCIDAD	LONGITUD	ANCHO CINTA	
			(T/HR)	(KW)	(M/S)	(M)	(IN)	
220	CV	24	201-1	1656	75	2	88	54
220	CV	25	201-2	1656	75	2	88	54
220	CV	29		1577	110	2.7	96.8	48
220	CV	30	203-1	1577	110	2.7	88.3	48
220	CV	31	203-2	1656	110	2.8	81.5	48
220	CV	42		1100	11	1	9.3	54
220	CV	43	205-1	1100	11	1	9.3	54
220	CV	44	205-2	1100	11	1	9.3	54
220	CV	101	101	3950	110	2.4	60	72
220	CV	102	102	9060	500	3.3	54.9	84
220	CV	103	103	9060	1200	3.4	192.7	84
220	CV	104	104	1123	22	2.6	25	42
220	CV	105	105	1123	22	2.6	21.5	42
220	CV	106	106	4810	185	2.6	89.5	72
220	CV	110	110	4253	160	3.2	76	60
220	CV	111	111	4253	160	3.2	30.9	60
220	CV	112	112	4250	132	2.4	61.1	60
220	CV	113	113	4394	300	3.3	130	60
220	CV	114	114	1153	132	2.5	128.6	36
220	CV	115	115	4251	75	3.2	53.6	60
220	CV	116	309-1	657	7.5	0.5	9.1	54
220	CV	117	309-2	657	7.5	0.5	9.1	54
220	CV	118	309-3	657	7.5	0.5	9.1	54
220	CV	119	309-4	657	7.5	0.5	9.1	54
220	CV	120	309-5	657	7.5	0.5	9.1	54
220	CV	121	309-6	657	7.5	0.5	9.1	54
220	CV	122	Alim 16	1652	15	1.9	12.8	48
220	CV	123	Alim 15	1652	15	1.9	12.8	48
220	CV	124	Alim 14	1652	15	1.9	12.8	48
220	CV	125	Alim 13	1652	15	1.9	12.8	48
220	CV	126	309-7	657	7.5	0.5	9.1	54
220	CV	127	309-8	657	7.5	0.5	9.1	54

ANEXO B

B.1 SECUENCIA MUESTREO

Tarea	Hora	Descripción	Tiempo Estimado
Etapa 1			
1	6:15	Llegada de todos los involucrados en el muestreo (WSdata3D, IM2, SIP).	0:15
2	6:30	Estabilización de la planta para etapa 1, redacción de todos los ART y PTS, revisión del equipo, distribución de grupos y supervisores. Corroborar PTS. Grupos dirigirse a correa 203-0 mientras supervisor WSdata3D se registra en libro de bloqueo. Supervisor SIP informará la estabilidad de la planta para dar inicio al muestreo.	1:00
3	7:30	Supervisor 1 Líder Grupo 1 WSdata3D: Solicita bloqueo de correas: 203-0, HDPO, 204-0, HP0, 211 y 212-A (para muestreo correas 203-0, 204-0, 211, y 212-A) Supervisor 2 Líder Grupo 2 WSdata3D: Solicita bloqueo de correas: 111, 113, 101 y 206* (para muestreo correas 111, 206, 113 y 101). * Correa 206 se bloquea en “sala eléctrica antigua”	0:05
4	7:35	Supervisor 1 WSdata3D y operaciones se dirigen a correa 203-0. Se detiene toda la planta. Supervisor SIP informará la estabilidad de la planta para dar inicio al muestreo.	0:05
5	7:40	Bloqueo de equipos por parte de operaciones.	0:10
6	7:50	Bloqueo de equipos por parte de empresa contratista.	0:10
7	8:00	Se valida el PTS (previamente revisado) por el dueño del área.	0:10
8	8:10	Grupo 1, Grupo 2 y Supervisor 1 realizan muestreo correa 203-0	0:20
9	8:30	Supervisor 2 se dirige a sala eléctrica para bloqueo de correa 206 (utilizar caja extensora de bloqueo). Grupo 1 dirigirse y muestrear correas 204-0 □ 211 □ 212-A Grupo 2 dirigirse y muestrear correas 206 □ 111 □ 113 □ 101 Supervisores 1 y 2 WSdata3d y operadores retiran bloqueo a medida que muestrean cada correa.	0:45
10	9:15	Supervisores 1 y 2 WSdata3d se registran en libro de bloqueo para entregar correas a operaciones. Operaciones desbloquean correas.	0:15

Etapa 2

11	9:30	Operar y estabilizar línea 1 (manteniendo detenida línea 2) y operar la línea 0. Supervisor SIP informará la estabilidad de la planta para dar inicio al muestreo.	0:20
12	9:50	Supervisor 1 Líder Grupo 1 WSdata3D: Solicita bloqueo de correas: 203-1, HDP1 (para muestreo correas 203-1). Supervisor 2 Líder Grupo 2 WSdata3D: Solicita bloqueo de correas: 106 y 105 (para muestreo correas 106 y 105).	0:05
13	9:55	Supervisor y grupo 1 WSdata3D se dirigen a correa 203-1, mientras que supervisor y grupo 2 se dirigen a correa 106. Se detiene línea 1.	0:05
14	10:00	Bloqueo de equipos por parte de operaciones.	0:10
15	10:10	Bloqueo de equipos por parte de empresa contratista.	0:10
16	10:20	Se valida el PTS (previamente revisado) por el dueño del área.	0:05
17	10:25	Grupo 1 muestrear correa 203- 1. Grupo 2 muestrear correa 106.	0:20
18	10:45	Grupo 1 dirigirse a correa 203-2. Grupo 2 dirigirse y muestrear correa 105. Supervisores 1 y 2 WSdata3D y operadores retiran bloqueo a medida que muestrean cada correa.	0:10
19	10:55	Supervisores 1 y 2 WSdata3D se registran en libro de bloqueo para entregar correas a operaciones. Operaciones desbloquean correas.	0:10

Etapa 3

20	11:05	Operar y estabilizar línea 2 (manteniendo detenida línea 1) y continuar operación línea 0. Supervisor SIP informará la estabilidad de la planta para dar inicio al muestreo.	0:20
21	11:25	Supervisor 1 Líder Grupo 1 WSdata3D: Solicita bloqueo de correas: 203-2, HDP2 (para muestreo correas 203-2 y 105). Supervisor 2 Líder Grupo 2 WSdata3D: Solicita bloqueo de correas: 105 y 106 (para muestreo correas 105 y 106).	0:05
22	11:30	Se detiene línea 2.	0:05
23	11:35	Bloqueo de equipos por parte de operaciones.	0:10
24	11:45	Bloqueo de equipos por parte de empresa contratista.	0:10
25	11:55	Se valida PTS (previamente revisado) por dueño del área.	0:05
26	12:00	Grupo 1 muestrear correa 203-2. Grupo 2 muestrear correa 105.	0:10

27	12:10	Grupo 2 dirigirse y muestrear correa 106. Supervisores 1 y 2 WSdata3d y operadores retiran bloqueo a medida que muestrean cada correa.	0:20
28	12:30	Supervisores 1 y 2 WSdata3d se registran en libro de bloqueo para entregar correas a operaciones. Operaciones desbloquean correas. Grupo 1 dirigirse a correa 209-7 y Grupo 2 dirigirse a correa 101.	0:10

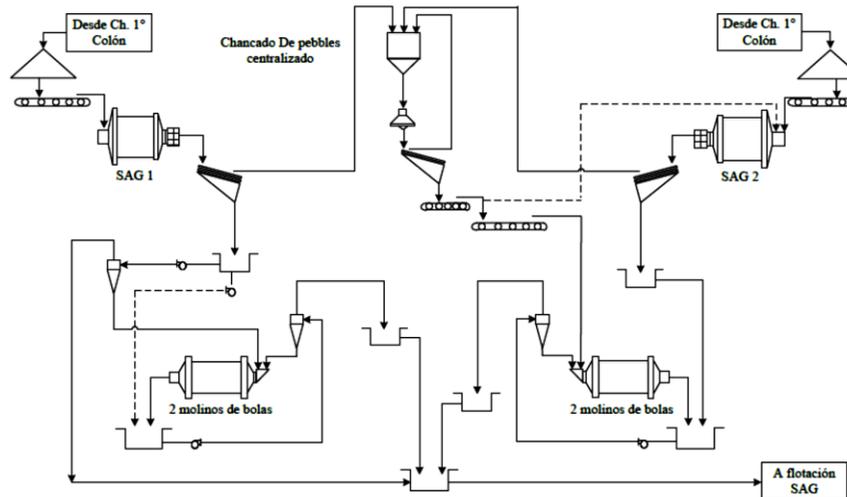
Etapa 4

29	12:40	Operar y estabilizar planta con chancador del 1 al 6 y 8 detenido (dependiendo del nivel de buzón intermedio y disponibilidad del chancador 7). Supervisor SIP informará la estabilidad de la planta para dar inicio al muestreo.	0:10
30	12:50	Supervisor 1 Líder Grupo 1 WSdata3D: Solicita bloqueo de correas: 209-7 y CT 7 (para muestreo correas 209-7). Supervisor 2 Líder Grupo 2 WSdata3D: Solicita bloqueo de correas: 101 (para muestreo correas 101).	0:05
31	12:55	Supervisor 1 y operaciones se dirigen a correa 209-7, mientras que Supervisor 2 y operaciones se dirigen a correa 101. Se detienen las líneas necesarias para realizar el muestreo.	0:05
32	13:00	Bloqueo de equipos por parte de operaciones.	0:05
33	13:05	Bloqueo de equipos por parte de empresa contratista.	0:05
34	13:10	Se valida PTS (previamente revisado) por dueño del área.	0:05
35	13:15	Grupo 1 muestrear correa 209-7. Grupo 2 muestrear correa 101. Supervisores 1 y 2 WSdata3d y operadores retiran bloqueo a medida que muestrean cada correa.	0:20
36	13:35	Supervisores 1 y 2 WSdata3d entregan se registran en libro de bloqueo para entregar correas a operaciones. Operaciones desbloquean correas.	0:05
37	13:40	Entregar a operación y volver a operación normal.	0:00

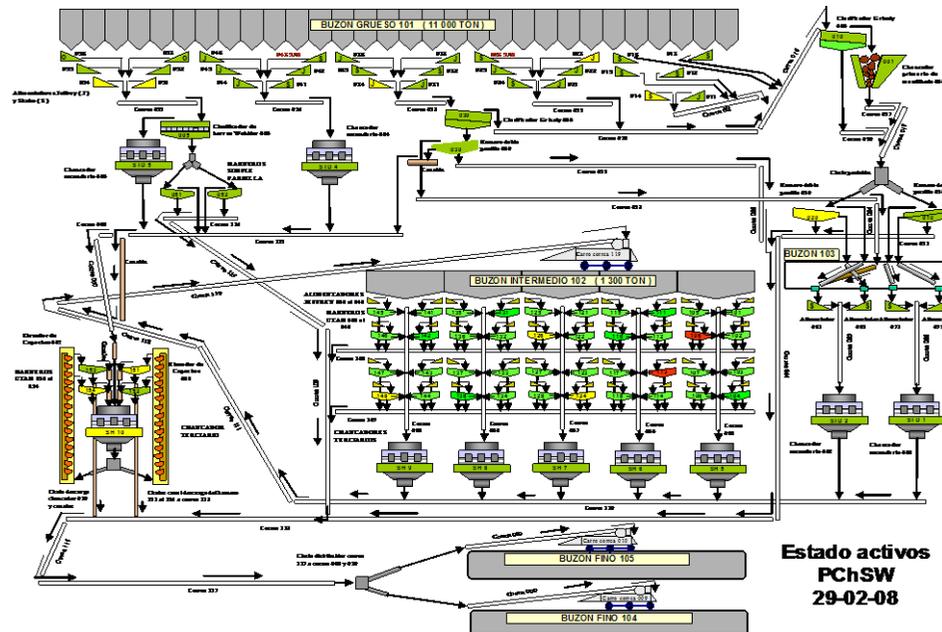
ANEXO C

C.1 DIAGRAMAS PLANTAS DET

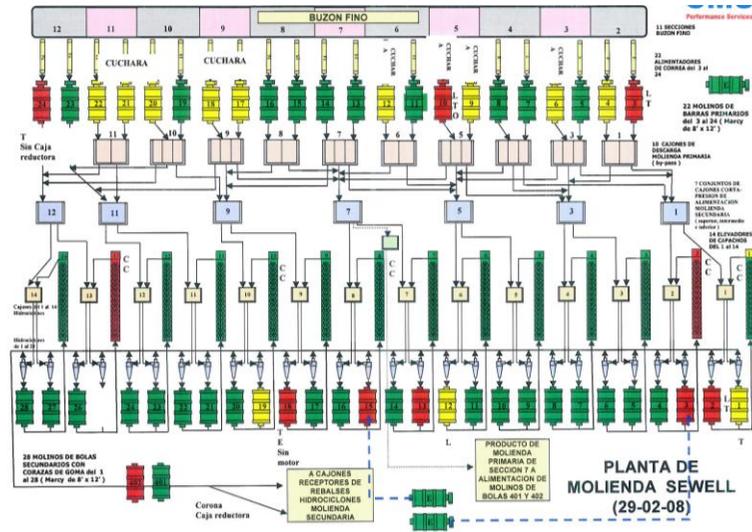
C.1.1 Diagrama Molienda SAG



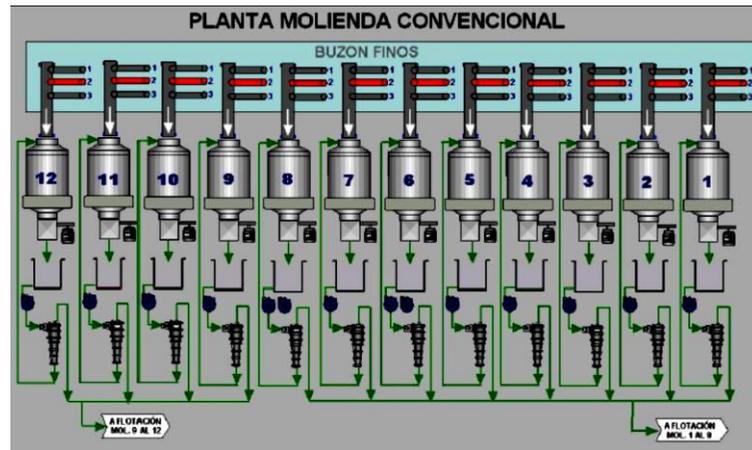
C.1.2 Diagrama Chancado Sewell



C.1.3 Diagrama Molienda Sewell



C.1.4 Diagrama Molienda Convencional



ANEXO D

D.1 DIAGRAMA PLANTA CHST DET EN BRUNO

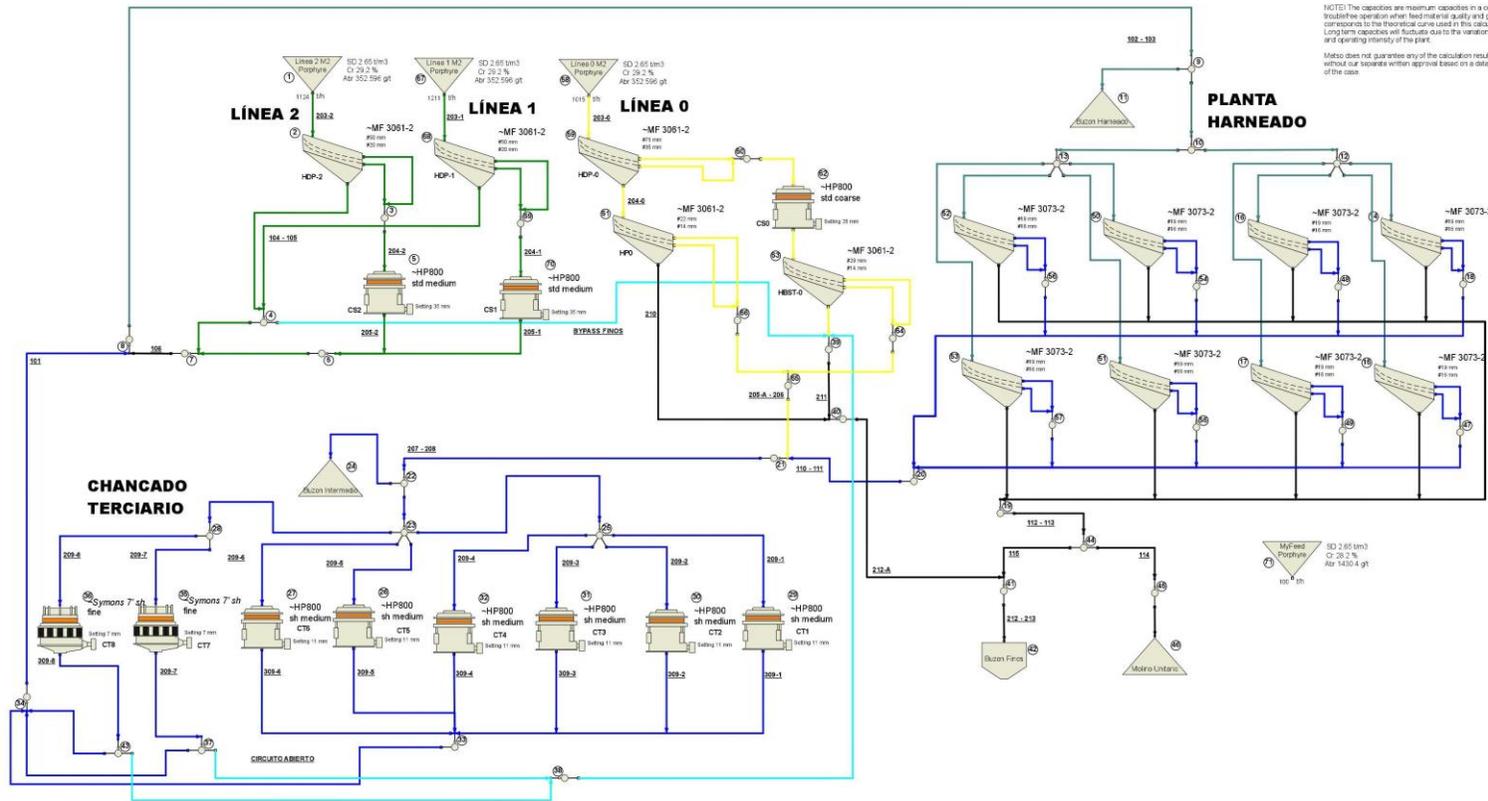


Sergio Rojas

BRUNO Process Simulation
 PLANT: Planta Chancado Secundario Torontino
 R.F.I.D.: Claudio E. Ferrero, COCELEC
 LICENSED USER: Sergio Rojas
 DATE: 2013-10-29 13:45:00
 FILE: MC Actual km
 Usuario: 3.7.13, rev: v3 TO 1.34, 26 v5 95, c1.00 v1.00 mm 211

NOTE! The capacities are maximum capacities in a continuous trouble-free operation when feed material quality and grading curve corresponds to the theoretical curve used in this calculation. Long term capacities will fluctuate due to the variations in the feed and operating intensity of the plant.

Metso does not guarantee any of the calculation results without our separate written approval based on a detailed study of the case.



D.2 GRANULOMETRÍAS DE CORREAS

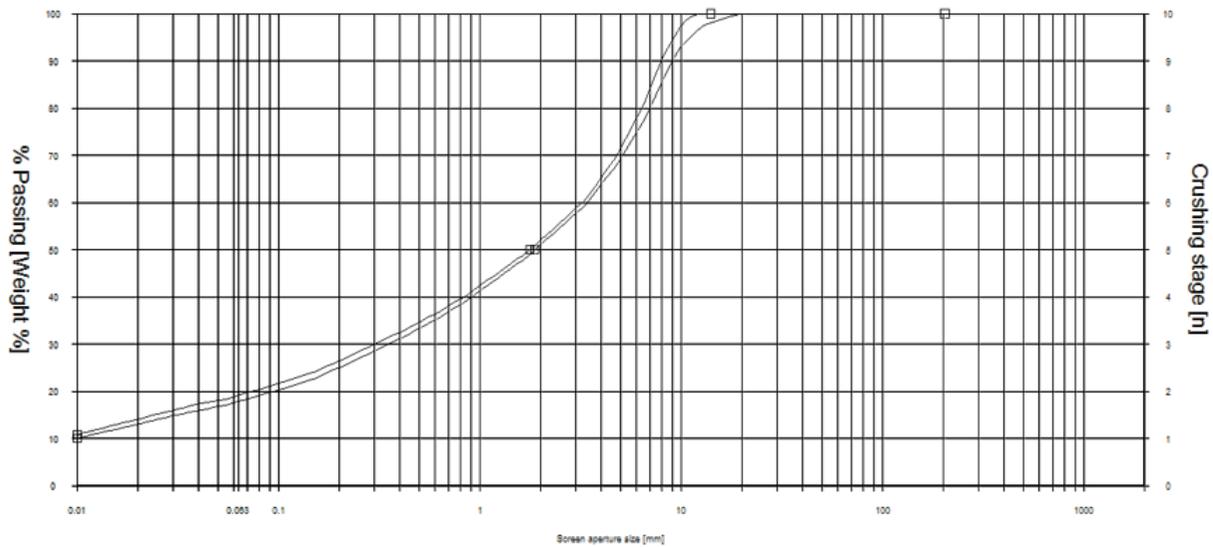
D.2.1 Granulometrías Alimentación – Producto Muestreo 1

		203-1	203-2	203-0	212-A	113
MALLA TYLER	ABERTURA MICRONES	% PASANT. ACUM.				
8"	203200	100,00	94,90	97,80	100,00	100,00
6"	152400	91,64	93,12	96,11	100,00	100,00
4"	101600	76,13	82,52	93,47	100,00	100,00
3"	76200	71,75	73,00	89,77	100,00	100,00
2"	50800	65,45	61,44	83,34	100,00	100,00
1 1/2"	38100	59,89	53,14	78,20	100,00	100,00
1"	25400	53,16	45,83	71,75	100,00	100,00
3/4"	19050	46,60	39,64	64,60	99,94	99,92
1/2"	12700	39,02	32,98	55,18	97,55	89,89
3/8"	9525	35,14	29,41	49,67	92,31	76,59
1/4"	6350	28,20	23,60	39,39	76,63	53,86
4#	4750	25,10	20,82	34,38	67,96	45,28
6#	3350	22,63	18,42	29,97	59,54	38,40
8#	2360	20,75	16,84	27,40	53,84	33,95
12#	1700	18,84	15,24	24,81	48,51	30,02
20#	850	15,63	12,41	20,37	39,14	23,50
30#	600	14,27	11,30	18,50	35,17	21,02
40#	425	12,99	10,33	16,87	31,73	18,90
70#	212	10,66	8,53	13,83	25,56	15,20
100#	150	9,58	7,70	12,37	22,71	13,45
150#	106	8,76	7,11	11,35	20,70	12,23
200#	75	7,98	6,52	10,36	18,80	10,97
270#	53	7,23	5,95	9,40	16,96	9,79
400#	38	6,83	5,62	8,84	15,89	9,08
-400#	-38	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00

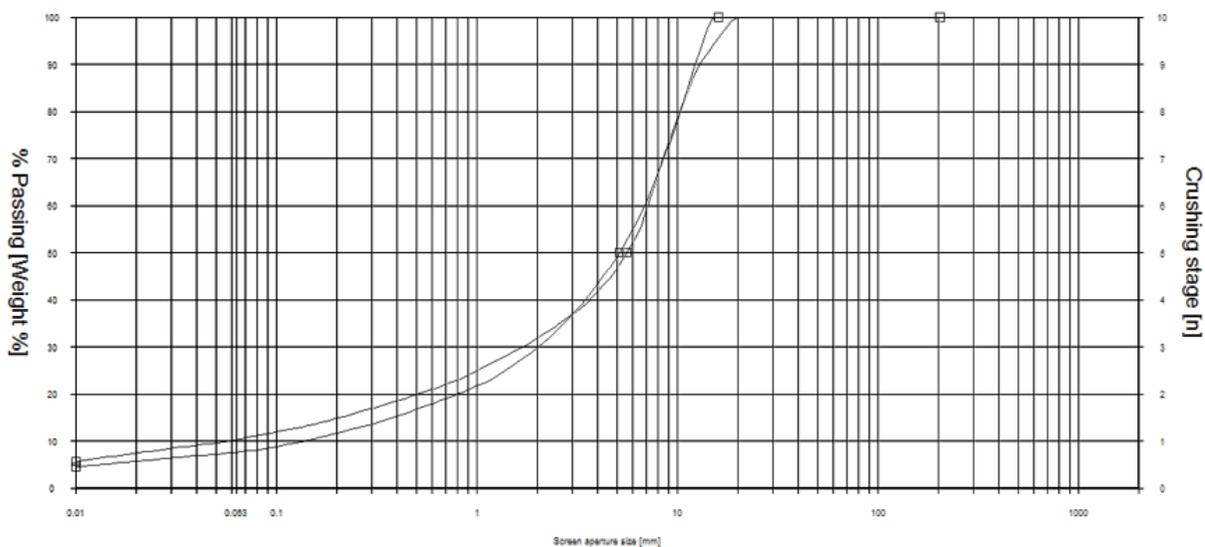
D.2.2 Granulometrías Alimentación – Producto Muestreo 2

		203-1	203-2	203-0	212-A	113
MALLA TYLER	ABERTURA MICRONES	% PASANT. ACUM.				
8"	203200	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00
6"	152400	94,92	88,73	88,21	100,00	100,00
4"	101600	84,65	68,65	74,68	100,00	100,00
3"	76200	78,50	53,85	69,18	100,00	100,00
2"	50800	70,47	37,21	59,31	100,00	100,00
1 1/2"	38100	62,26	30,25	53,35	100,00	100,00
1"	25400	53,98	23,78	47,43	100,00	100,00
3/4"	19050	46,61	19,21	42,09	99,93	99,95
1/2"	12700	38,56	14,99	36,11	98,66	89,94
3/8"	9525	34,66	12,99	32,83	94,75	76,04
1/4"	6350	27,97	9,99	27,09	79,60	54,23
4#	4750	24,91	8,72	24,16	70,60	45,94
6#	3350	22,16	7,71	21,43	62,44	39,08
8#	2360	20,32	6,98	19,86	56,25	33,66
12#	1700	18,41	6,28	18,06	50,37	29,44
20#	850	14,66	5,12	14,33	40,22	23,07
30#	600	13,03	4,63	12,72	36,14	20,73
40#	425	11,56	4,19	11,33	32,55	18,77
70#	212	9,19	3,39	8,95	26,18	15,39
100#	150	8,07	3,03	7,95	23,27	13,82
150#	106	7,31	2,78	7,27	21,35	12,67
200#	75	6,57	2,55	6,61	19,37	11,52
270#	53	5,83	2,32	5,96	17,51	10,40
400#	38	5,46	2,19	5,57	16,40	9,79
-400#	-38	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00

D.2.3 Comparación Curvas Granulométricas Correa 212-A y 113 Muestreo 1

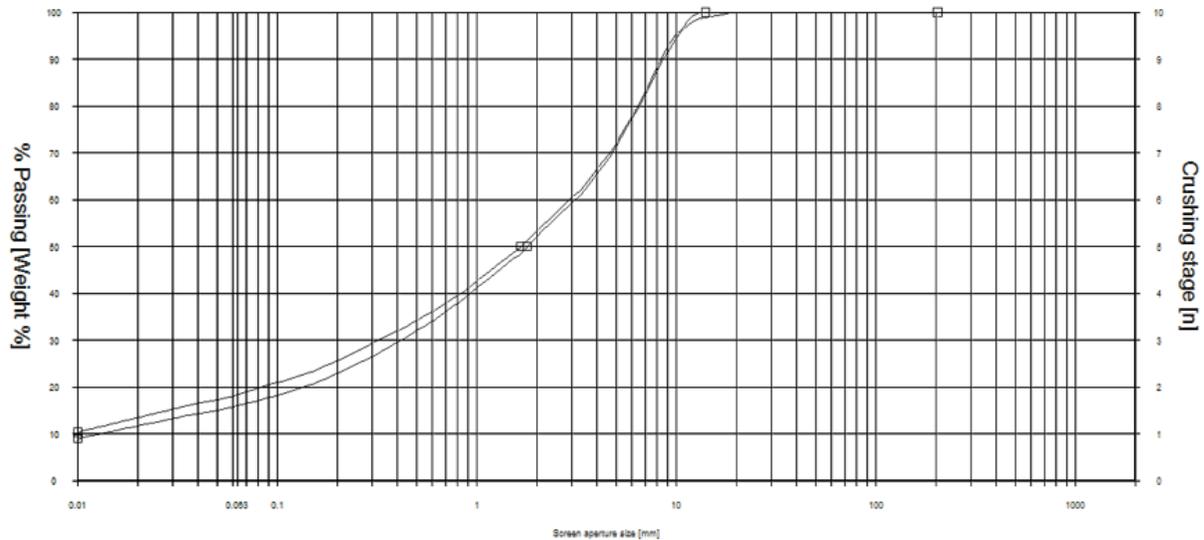


Correa 212-A

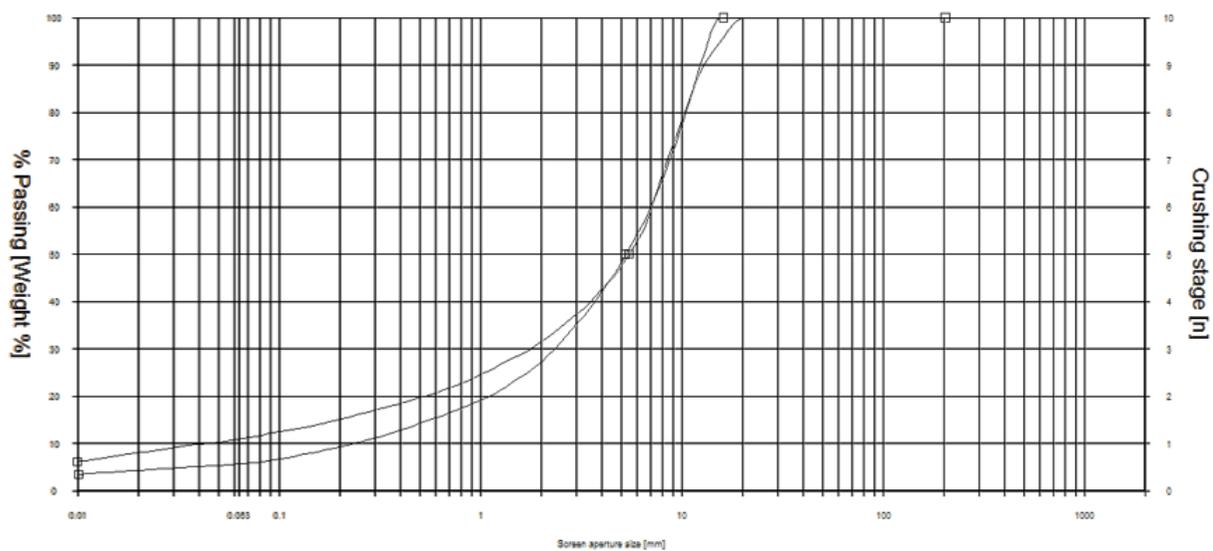


Correa 113

D.2.4 Comparación Curvas Granulométricas Correa 212-A y 113 Muestreo 2



Correa 212-A



Correa 113

D.2.5 Granulometrías Bajo Tamaño Harneros

Harnero								
	HBST0		HDP1		HDP2		Harneros Terciarios	
Micrones	% Pas. Ac. M1	% Pas. Ac. M2	% Pas. Ac. M1	% Pas. Ac. M2	% Pas. Ac. M1	% Pas. Ac. M2	% Pas. Ac. M1	% Pas. Ac. M2
203200	100	100	100	100	100	100	100	100
152400	100	100	100	100	100	100	100	100
101600	100	100	100	100	100	100	100	100
76200	100	100	100	100	100	100	100	100
50800	100	100	100	100	100	100	100	100
38100	100	100	100	100	100	100	100	100
25400	100	100	100	100	100	99,89	100	100
19050	99,84	99,68	99,76	99,83	98,13	97,08	99,92	99,95
12700	94,07	93,40	94,80	94,73	84,09	78,82	89,89	89,94
9525	84,96	80,95	87,64	87,54	75,77	69,60	76,59	76,04
6350	67,09	58,88	71,79	71,07	61,67	53,83	53,86	54,23
4750	58,26	49,80	63,51	62,79	53,69	46,76	45,28	45,94
3350	53,40	42,83	55,83	55,07	46,75	40,66	38,40	39,08
2360	47,02	37,28	50,83	49,83	42,71	38,24	33,95	33,66
1700	42,47	32,75	46,06	44,90	38,72	35,05	30,02	29,44
850	34,52	25,62	37,40	36,52	31,61	29,15	23,50	23,07
600	31,28	22,89	33,79	33,18	28,72	26,61	21,02	20,73
425	28,40	20,54	30,63	30,32	26,20	24,27	18,90	18,77
212	22,86	16,36	24,86	25,07	21,65	20,03	15,20	15,39
150	20,14	14,35	22,20	22,63	19,59	18,09	13,45	13,82
106	18,20	12,94	20,37	20,88	18,21	16,72	12,23	12,67
75	16,32	11,44	18,59	19,14	16,88	15,34	10,97	11,52
53	14,44	10,08	16,93	17,49	15,69	14,01	9,79	10,40
38	13,34	9,27	15,93	16,54	15,00	13,20	9,08	9,79
-38	0,00	0,00	0	0	0,00	0,00	0,00	0,00

ANEXO E

E.1 RESULTADOS ESCENARIOS DE OPTIMIZACIÓN

E.1.1 Máxima Capacidad con Parámetros Actuales (6)

Flujos por Correa												
	203-0		203-1		203-2		212-A		113			
	(i)	(f)	(i)	(f)	(i)	(f)	(i)	(f)	(i)	(f)		
Tph	1015	1250	1211	1211	1124	1050	426,685	492,9	2910	3007		
P80 (µm)	119158	119158	81726	81726	127775	127775	6516	6138	10395	10286		
% +1/2	63,84	63,84	61,34	61,34	84,96	84,96	0,30	0,22	8,02	7,44		
0,371%	67,35	67,35	65,55	65,55	87,09	87,09	7,11	6,13	25,50	24,94		
Datos chancadores												
	CS0		CS1		CS2		CT 1-6		CT 7-8			
	(i)	(f)	(i)	(f)	(i)	(f)	(i)	(f)	(i)	(f)		
F80/ P80	4,37	4,35	2,47	2,47	4,01	4,01	2,27	2,23	2,46	2,46		
Power (kW)	294,7	369,1	252,54	252,54	503,76	470,87	234,27	248,69	136,51	136,51		
% Carga	40,4	50,1	56,5	56,5	70,3	65,7	94,6	100	67,4	67,4		
Datos Harneros												
	HDP0		HP0		HBST0		HDP1		HDP2		HT	
	(i)	(f)	(i)	(f)	(i)	(f)	(i)	(f)	(i)	(f)	(i)	(f)
Slot Sup. (mm)	75	75	22	22	28	28	50	50	50	50	19	19
Slot Inf. (mm)	35	35	14	14	14	14	20	20	20	20	16	16
Eficiencia (%)	93,65	91,7	86,05	82,4	84,35	80,45	85	85	91,95	92,2	91,25	90,9
Alim. (Tph)	1015	1250	491,4	592,6	523,6	657,4	1211	1211	1124	1050	821,7	843,8

E.1.2 Máxima Capacidad con Parámetros Actuales

Flujos por Correa										
	203-0		203-1		203-2		212-A		113	
	(i)	(f)	(i)	(f)	(i)	(f)	(i)	(f)	(i)	(f)
Tph	1015	1600	1211	1450	1124	1100	426,685	573	2910	3573,58
P80 (µm)	119158	119158	81726	81726	127775	127775	6516	5782	10395	10700
% +1/2	63,84	63,84	61,34	61,34	84,96	84,96	0,30	0,17	8,02	9,21
0,371%	67,35	67,35	65,55	65,55	87,09	87,09	7,11	5,20	25,50	27,36

Datos chancadores										
	CS0		CS1		CS2		CT 1-6		CT 7-8	
	(i)	(f)	(i)	(f)	(i)	(f)	(i)	(f)	(i)	(f)
F80/ P80	4,37	4,32	2,47	2,45	4,01	4,01	2,27	2,26	2,46	2,45
Power (kW)	294,7	483,85	252,54	308,14	503,76	493,04	234,27	470,5	136,51	164,6
% Carga	40,4	64,8	56,5	69,3	70,3	68,8	94,6	99,6	67,4	81,4

Datos Harneros												
	HDP0		HP0		HBST0		HDP1		HDP2		HT	
	(i)	(f)	(i)	(f)	(i)	(f)	(i)	(f)	(i)	(f)	(i)	(f)
Slot Sup. (mm)	75	75	22	22	28	28	50	50	50	50	19	19
Slot Inf. (mm)	35	35	14	14	14	14	20	20	20	20	16	16
Eficiencia (%)	93,65	88,9	86,05	77,6	84,35	75,1	85	82,95	91,95	92,05	91,25	92,15
Alim. (Tph)	1015	1600	491,4	735,2	523,6	864,8	1211	1450	1124	1100	821,7	726,5

E.1.3 16 mm Deck Inferior HDP1 y HDP2 (6)

Flujos por Correa										
	203-0		203-1		203-2		212-A		113	
	(i)	(f)	(i)	(f)	(i)	(f)	(i)	(f)	(i)	(f)
Tph	1015	1200	1211	1200	1124	1100	426,685	479,7	2910	3005,87
P80 (µm)	119158	119158	81726	81726	127775	127775	6516	6205	10395	10252
% +1/2	63,84	63,84	61,34	61,34	84,96	84,96	0,30	0,24	8,02	7,34
0,371%	67,35	67,35	65,55	65,55	87,09	87,09	7,11	6,30	25,50	24,78

Datos chancadores										
	CS0		CS1		CS2		CT 1-6		CT 7-8	
	(i)	(f)	(i)	(f)	(i)	(f)	(i)	(f)	(i)	(f)
F80/ P80	4,37	4,35	2,47	2,4	4,01	3,97	2,27	2,26	2,46	2,46
Power (kW)	294,7	353,06	252,54	269,51	503,76	505,4	234,27	462,4	136,51	136,51
% Carga	40,4	48	56,5	61,5	70,3	69,6	94,6	100	67,4	67,4

Datos Harneros												
	HDP0		HP0		HBST0		HDP1		HDP2		HT	
	(i)	(f)	(i)	(f)	(i)	(f)	(i)	(f)	(i)	(f)	(i)	(f)
Slot Sup. (mm)	75	75	22	22	28	28	50	50	50	50	19	19
Slot Inf. (mm)	35	35	14	14	14	14	20	16	20	16	16	16
Eficiencia (%)	93,65	92,1	86,05	83,15	84,35	81,25	85	83,45	91,95	92,1	91,25	91,3
Alim. (Tph)	1015	1200	491,4	571,5	523,6	628,5	1211	1200	1124	1100	821,7	845,9

E.1.4 16 mm Deck Inferior HDP1 y HDP2 (8)

Flujos por Correa										
	203-0		203-1		203-2		212-A		113	
	(i)	(f)	(i)	(f)	(i)	(f)	(i)	(f)	(i)	(f)
Tph	1015	1600	1211	1500	1124	1100	426,685	573,02	2910	3619,01
P80 (µm)	119158	119158	81726	81726	127775	127775	6516	5782	10395	10621
% +1/2	63,84	63,84	61,34	61,34	84,96	84,96	0,30	0,17	8,02	8,86
0,371%	67,35	67,35	65,55	65,55	87,09	87,09	7,11	5,20	25,50	26,93
Datos chancadores										
	CS0		CS1		CS2		CT 1-6		CT 7-8	
	(i)	(f)	(i)	(f)	(i)	(f)	(i)	(f)	(i)	(f)
F80/ P80	4,37	4,32	2,47	2,37	4,01	3,97	2,27	2,29	2,46	2,48
Power (kW)	294,7	483,85	252,54	349,14	503,76	505,4	234,27	258,84	136,51	166
% Carga	40,4	64,8	56,5	79,8	70,3	79,8	94,6	100	67,4	81,3

Datos Harneros												
	HDP0		HP0		HBST0		HDP1		HDP2		HT	
	(i)	(f)	(i)	(f)	(i)	(f)	(i)	(f)	(i)	(f)	(i)	(f)
Slot Sup. (mm)	75	75	22	22	28	28	50	50	50	50	19	19
Slot Inf. (mm)	35	35	14	14	14	14	20	16	20	16	16	16
Eficiencia (%)	93,65	88,9	86,05	77,6	84,35	75,1	85	78,75	91,95	92,1	91,25	92,45
Alim. (Tph)	1015	1600	491,4	735,2	523,6	864,8	1211	1500	1124	1100	821,7	737,2

E.1.5 30 mm Deck Inferior HDP1 y HDP2 (6)

Flujos por Correa										
	203-0		203-1		203-2		212-A		113	
	(i)	(f)	(i)	(f)	(i)	(f)	(i)	(f)	(i)	(f)
Tph	1015	1200	1211	1125	1124	1125	426,685	479,7	2910	2952,9
P80 (µm)	119158	119158	81726	81726	127775	127775	6516	6205	10395	10371
% +1/2	63,84	63,84	61,34	61,34	84,96	84,96	0,30	0,24	8,02	7,75
0,371%	67,35	67,35	65,55	65,55	87,09	87,09	7,11	6,30	25,50	25,40

Datos chancadores										
	CS0		CS1		CS2		CT 1-6		CT 7-8	
	(i)	(f)	(i)	(f)	(i)	(f)	(i)	(f)	(i)	(f)
F80/ P80	4,37	4,35	2,47	2,72	4,01	4,1	2,27	2,11	2,46	2,46
Power (kW)	294,7	353,06	252,54	199,54	503,76	474,73	234,27	233,54	136,51	136,51
% Carga	40,4	48	56,5	44,9	70,3	68,5	94,6	100	67,4	67,4

Datos Harneros												
	HDP0		HP0		HBST0		HDP1		HDP2		HT	
	(i)	(f)	(i)	(f)	(i)	(f)	(i)	(f)	(i)	(f)	(i)	(f)
Slot Sup. (mm)	75	75	22	22	28	28	50	50	50	50	19	19
Slot Inf. (mm)	35	35	14	14	14	14	20	30	20	30	16	16
Eficiencia (%)	93,65	92,1	86,05	83,15	84,35	81,25	85	90,55	91,95	91	91,25	90,3
Alim. (Tph)	1015	1200	491,4	571,5	523,6	628,5	1211	1125	1124	1125	821,7	839,6

E.1.6 30 mm Deck Inferior HDP1 y HDP2 (8)

Flujos por Correa										
	203-0		203-1		203-2		212-A		113	
	(i)	(f)	(i)	(f)	(i)	(f)	(i)	(f)	(i)	(f)
Tph	1015	1600	1211	1500	1124	1100	426,685	573,02	2910	3622,73
P80 (µm)	119158	119158	81726	81726	127775	127775	6516	5782	10395	10709
% +1/2	63,84	63,84	61,34	61,34	84,96	84,96	0,30	0,17	8,02	9,06
0,371%	67,35	67,35	65,55	65,55	87,09	87,09	7,11	5,20	25,50	27,46
Datos chancadores										
	CS0		CS1		CS2		CT 1-6		CT 7-8	
	(i)	(f)	(i)	(f)	(i)	(f)	(i)	(f)	(i)	(f)
F80/ P80	4,37	4,32	2,47	2,68	4,01	4,1	2,27	2,16	2,46	2,34
Power (kW)	294,7	483,85	252,54	273,07	503,76	464,02	234,27	241,4	136,51	188,63
% Carga	40,4	64,8	56,5	60,9	70,3	67	94,6	100	67,4	97,3

Datos Harneros												
	HDP0		HP0		HBST0		HDP1		HDP2		HT	
	(i)	(f)	(i)	(f)	(i)	(f)	(i)	(f)	(i)	(f)	(i)	(f)
Slot Sup. (mm)	75	75	22	22	28	28	50	50	50	50	19	19
Slot Inf. (mm)	35	35	14	14	14	14	20	30	20	30	16	16
Eficiencia (%)	93,65	88,9	86,05	77,6	84,35	75,1	85	87,7	91,95	91,1	91,25	91,35
Alim. (Tph)	1015	1600	491,4	735,2	523,6	864,8	1211	1500	1124	1100	821,7	745,2

E.1.7 14 mm Deck Inferior Planta de Harneado (6)

Flujos por Correa										
	203-0		203-1		203-2		212-A		113	
	(i)	(f)	(i)	(f)	(i)	(f)	(i)	(f)	(i)	(f)
Tph	1015	1000	1211	1000	1124	1000	426,685	422	2910	2563,5
P80 (µm)	119158	119158	81726	81726	127775	127775	6516	6543	10395	8969
% +1/2	63,84	63,84	61,34	61,34	84,96	84,96	0,30	0,31	8,02	0,86
0,371%	67,35	67,35	65,55	65,55	87,09	87,09	7,11	7,18	25,50	16,98

Datos chancadores										
	CS0		CS1		CS2		CT 1-6		CT 7-8	
	(i)	(f)	(i)	(f)	(i)	(f)	(i)	(f)	(i)	(f)
F80/ P80	4,37	4,37	2,47	2,49	4,01	4,01	2,27	2,1	2,46	2,46
Power (kW)	294,7	290,06	252,54	204,88	503,76	448,67	234,27	229,76	136,51	136,51
% Carga	40,4	39,8	56,5	45,6	70,3	62,5	94,6	100	67,4	67,4

Datos Harneros												
	HDP0		HP0		HBST0		HDP1		HDP2		HT	
	(i)	(f)	(i)	(f)	(i)	(f)	(i)	(f)	(i)	(f)	(i)	(f)
Slot Sup. (mm)	75	75	22	22	28	28	50	50	50	50	19	19
Slot Inf. (mm)	35	35	14	14	14	14	20	20	20	20	16	14
Eficiencia (%)	93,65	93,8	86,05	86,25	84,35	84,55	85	88,25	91,95	92,5	91,25	89,15
Alim. (Tph)	1015	1000	491,4	484,7	523,6	515,3	1211	1000	1124	1000	821,7	794,5

E.1.8 14 mm Deck Inferior Planta de Harneado (8)

Flujos por Correa										
	203-0		203-1		203-2		212-A		113	
	(i)	(f)	(i)	(f)	(i)	(f)	(i)	(f)	(i)	(f)
Tph	1015	1300	1211	1260	1124	1100	426,685	505,6	2910	3148
P80 (µm)	119158	119158	81726	81726	127775	127775	6516	6074	10395	9347
% +1/2	63,84	63,84	61,34	61,34	84,96	84,96	0,30	0,21	8,02	1,21
0,371%	67,35	67,35	65,55	65,55	87,09	87,09	7,11	5,96	25,50	19,47

Datos chancadores										
	CS0		CS1		CS2		CT 1-6		CT 7-8	
	(i)	(f)	(i)	(f)	(i)	(f)	(i)	(f)	(i)	(f)
F80/ P80	4,37	4,34	2,47	2,46	4,01	4,01	2,27	2,12	2,46	2,3
Power (kW)	294,7	385,24	252,54	263,82	503,76	493,04	234,27	234,21	136,51	191,4
% Carga	40,4	52,1	56,5	59,1	70,3	68,8	94,6	100	67,4	100

Datos Harneros												
	HDP0		HP0		HBST0		HDP1		HDP2		HT	
	(i)	(f)	(i)	(f)	(i)	(f)	(i)	(f)	(i)	(f)	(i)	(f)
Slot Sup. (mm)	75	75	22	22	28	28	50	50	50	50	19	19
Slot Inf. (mm)	35	35	14	14	14	14	20	30	20	30	16	14
Eficiencia (%)	93,65	91,3	86,05	81,65	84,35	79,7	85	85,1	91,95	92,05	91,25	90,25
Alim. (Tph)	1015	1300	491,4	613,5	523,6	686,5	1211	1250	1124	1100	821,7	713,1

E.1.9 Propuesta final para operación con 6 Harneros y 6 Chancadores

Flujos por Correa										
	203-0		203-1		203-2		212-A		113	
	(i)	(f)	(i)	(f)	(i)	(f)	(i)	(f)	(i)	(f)
Tph	1015	1100	1211	1211	1124	1124	426,685	583,7	2910	2835,08
P80 (µm)	119158	119158	81726	81726	127775	127775	6516	6860	10395	8627
% +1/2	63,84	63,84	61,34	61,34	84,96	84,96	0,30	0,19	8,02	0,60
0,371%	67,35	67,35	65,55	65,55	87,09	87,09	7,11	7,07	25,50	14,84

Datos chancadores										
	CS0		CS1		CS2		CT 1-6		CT 7-8	
	(i)	(f)	(i)	(f)	(i)	(f)	(i)	(f)	(i)	(f)
F80/ P80	4,37	7,86	2,47	4,25	4,01	3,97	2,27	1,72	2,46	2,46
Power (kW)	294,7	532,21	252,54	528,23	503,76	516,42	234,27	181,1	136,51	136,51
% Carga	40,4	62,6	56,5	93,8	70,3	71,1	94,6	100	67,4	67,4

Datos Harneros												
	HDP0		HP0		HBST0		HDP1		HDP2		HT	
	(i)	(f)	(i)	(f)	(i)	(f)	(i)	(f)	(i)	(f)	(i)	(f)
Slot Sup. (mm)	75	75	22	22	28	18	50	50	50	50	19	19
Slot Inf. (mm)	35	35	14	14	14	14	20	16	20	16	16	14
Eficiencia (%)	93,65	92,85	86,05	84,7	84,35	81,2	85	83,3	91,95	91,95	91,25	88,2
Alim. (Tph)	1015	1100	491,4	528,7	523,6	571,3	1211	1211	1124	1124	821,7	860,2

E.1.10 Propuesta final para operación con 8 Harneros y 8 Chancadores

Flujos por Correa										
	203-0		203-1		203-2		212-A		113	
	(i)	(f)	(i)	(f)	(i)	(f)	(i)	(f)	(i)	(f)
Tph	1015	1400	1211	1400	1124	1124	426,685	606	2910	3310
P80 (µm)	119158	119158	81726	81726	127775	127775	6516	6348	10395	9116
% +1/2	63,84	63,84	61,34	61,34	84,96	84,96	0,30	0,15	8,02	1,00
0,371%	67,35	67,35	65,55	65,55	87,09	87,09	7,11	5,99	25,50	17,92

Datos chancadores										
	CS0		CS1		CS2		CT 1-6		CT 7-8	
	(i)	(f)	(i)	(f)	(i)	(f)	(i)	(f)	(i)	(f)
F80/ P80	4,37	5,63	2,47	3,69	4,01	3,97	2,27	1,8	2,46	1,95
Power (kW)	294,7	529,88	252,54	545,91	503,76	516,42	234,27	191,26	136,51	158,71
% Carga	40,4	66,4	56,5	100	70,3	71,1	94,6	100	67,4	100

Datos Harneros												
	HDP0		HP0		HBST0		HDP1		HDP2		HT	
	(i)	(f)	(i)	(f)	(i)	(f)	(i)	(f)	(i)	(f)	(i)	(f)
Slot Sup. (mm)	75	75	22	22	28	18	50	50	50	50	19	19
Slot Inf. (mm)	35	35	14	14	14	14	20	16	20	16	16	14
Eficiencia (%)	93,65	90,45	86,05	80,2	84,35	80,55	85	80,3	91,95	91,95	91,25	89,9
Alim. (Tph)	1015	1400	491,4	654,7	523,6	745,3	1211	1400	1124	1124	821,7	733,7

E.1.11 Propuesta para capacidad requerida por SIP (78 ktpd)

Flujos por Correa										
	203-0		203-1		203-2		212-A		113	
	(i)	(f)	(i)	(f)	(i)	(f)	(i)	(f)	(i)	(f)
Tph	1015	1650	1211	1500	1124	1200	426,685	597	2910	3747
P80 (µm)	119158	119158	81726	81726	127775	127775	6516	5748	10395	10560
% +1/2	63,84	63,84	61,34	61,34	84,96	84,96	0,30	0,15	8,02	8,44
0,371%	67,35	67,35	65,55	65,55	87,09	87,09	7,11	4,87	25,50	26,63

Datos chancadores										
	CS0		CS1		CS2		CT 1-6		CT 7-8	
	(i)	(f)	(i)	(f)	(i)	(f)	(i)	(f)	(i)	(f)
F80/ P80	4,37	4,56	2,47	3,31	4,01	4,01	2,27	2,01	2,46	2,17
Power (kW)	294,7	527,83	252,54	464,3	503,76	527	234,27	222,34	136,51	172,39
% Carga	40,4	71	56,5	87,6	70,3	75	94,6	100	67,4	96

Datos Harneros												
	HDP0		HP0		HBST0		HDP1		HDP2		HT	
	(i)	(f)	(i)	(f)	(i)	(f)	(i)	(f)	(i)	(f)	(i)	(f)
Slot Sup. (mm)	75	75	22	22	28	18	50	50	50	50	19	19
Slot Inf. (mm)	35	35	14	14	14	14	20	16	20	16	16	14
Eficiencia (%)	93,65	88,5	86,05	77	84,35	73,4	85	83,9	91,95	91,5	91,25	91,45
Alim. (Tph)	1015	1650	491,4	754,9	523,6	895,1	1211	1500	1124	1200	821,7	756,2

Planta		
	Tph	Tpd
Actual	3350	60616,8
Optimizado	4350	78552

ANEXO F

F.1 COTIZACIÓN CAMBIO DE PANELES HDPO

ITEM	DESCRIPCION	CANTIDAD	PRECIO UNITARIO c/\$	SUB TOTAL c/\$
PANEL T1	-Paneles Modulares de Goma -Dimensiones 610x305x80 Ciego. -Diseño Estándar Heavy Duty -Sistema de Fijación pin H -camisa	14	202.176	2.830.464
PANEL T2	-Paneles 2x1 de goma -Dimensiones 610x305x80mm -Abertura 75x100 mm -Diseño Extra Heavy Duty -Área Libre 45 % -Sistema de Fijación pin H -camisa	56	150.760	8.442.560
PANEL T3	-Paneles Modulares de PU Inyectado, ciego -Dimensiones 305x305x5mm -Diseño Heavy Duty -Sistema de Fijación pin-camisa redondos	21	39.312	825.552
PANEL T4	Paneles 1x1 de Poliuretano Inyectado -Dimensiones 305x305x50mm -Abertura 35x57 mm -Diseño Heavy Duty -Área Libre 45 % -Sistema de Fijación pin-camisa redondos	119	30.276	3.602.844
TOTAL VALORES NETO,			C/\$ 15.701.420	

CONDICIONES COMERCIALES

Validez de la Oferta: 30 días

Precio: Netos no incluye I.V.A.

Forma de Pago: 30 días fecha factura.

Plazo de Entrega: 15 días hábiles desde fecha de OC.

Lugar de Entrega: Bodega Sitrans – San Bernardo

F.2 INFORME MENSUAL DE GESTIÓN OPERACIONAL DET

CODELCO-CHILE																		
DIVISION EL TENIENTE																		
DATOS OPERACIONALES CONCENTRADORA																		
		2015												2015		2014		
		Enc	Feb	Mar	Abr	May	Jun	Jul	Ago	Sep	Oct	Nov	Dic	Real	PEPC		Desv.	Ac Ago
Resumen		Real	Real	Real	Real	Real	Real	Real	Real									
Procesamiento mineral	ktms	4.055	2.951	4.183	4.020	4.463	4.002	3.780	4.054						31.508	33.726	7%	32.507
Ley de alimentación mineral	(%)	1,01	1,08	1,06	1,06	1,05	1,06	1,11	1,02						1,05	0,96	10%	1,00
Recuperación mineral	(%)	89,3	91,5	90,1	89,4	88,7	89,5	89,9	89,1						89,7	88,9	1%	89,7
Cu fino contenido en CuCons (Mineral)	tnrf	36.451	29.350	39.865	37.939	41.976	37.995	37.641	36.635						297.853	289.203	3%	292.670
Procesamiento Escorias	ktms	65	130	141	75	88	17	29	80						625	542	15%	489
Ley de alimentación Escorias	(%)	1,39	1,52	1,39	1,37	1,31	1,16	1,27	1,26						1,38	1,00	38%	1,60
Recuperación Escorias	(%)	64,0	65,7	63,9	63,5	62,5	59,5	61,8	61,6						63,6	55,5	15%	66,1
Cu fino contenido en CuCons (Escorias)	tnrf	577	1.208	1.252	640	721	120	225	619						5.361	3.006	78%	4.880
Procesamiento Global	ktms	4.119	3.081	4.324	4.096	4.551	4.019	3.809	4.134						32.133	34.268	6%	32.996
Ley Cucons	(%)	28,0	28,8	28,4	29,4	29,5	29,0	30,7	29,5						29,1	26,8	9%	27,5
Ley Procesamiento Global	(%)	1,02	1,10	1,07	1,07	1,06	1,06	1,11	1,02						1,06	0,96	10%	1,01
Recuperación global	(%)	88,7	90,0	89,0	88,8	88,8	89,4	89,7	88,5						89,1	88,4	1%	89,1
Cu fino contenido en CuCons (Global)	tnrf	37.027	30.559	41.117	38.579	42.696	38.115	37.866	37.254						303.213	292.209	4%	271.919
Ley Moly	(%)	0,02	0,02	0,02	0,02	0,02	0,02	0,02	0,02						0,02	0,02	9%	0,02
Recuperación Moly (generada)	(%)	66,7	78,9	74,3	71,0	70,7	65,3	69,3	76,8						71,5	70,0	2%	74,6
Mo fino en conc.	tnrf	544	527	660	581	676	575	649	684						4.897	4.719	4%	4.888
Procesado Convencional (1-13)	ktms	1.459	346	1.348	1.472	1.555	1.561	1.612	1.614						10.967	12.953	15%	12.088
Procesado SAG	ktms	2.198	2.124	2.276	1.983	2.419	2.103	2.169	2.382						17.653	16.624	6%	17.322
Procesado Sewall	ktms	398	481	559	566	488	338	0	58						2.888	4.149	30%	3.098
Disponibilidad Mol Convenc (1-13)	%	79,7	61,4	81,6	91,4	88,3	88,3	94,1	91,5						84,8	96,1	12%	94,2
Utilización Oper Mol Conv (1-13)	%	89,9	66,7	92,8	87,3	88,7	86,2	81,2	89,9						86,1	85,2	1%	79,9
Disponibilidad Mol SAG	%	92,2	96,1	94,4	86,1	97,2	96,7	94,7	97,9						94,4	94,2	0%	93,1
Utilización Oper Mol SAG	%	96,6	98,5	98,5	98,0	99,3	93,5	96,1	98,0						97,3	96,0	1%	98,2
Consumo de energía eléctrica	kwh/tnms	24,2	26,9	25,2	24,6	24,6	24,8	24,1	24,2						24,8	24,8	0%	24,9
Consumo agua	m3/tnms	0,8	0,9	0,8	0,8	0,73	0,67	0,66	0,74						0,76	0,82	7%	0,78
Molienda																		
Utilización Efectiva SAG	(%)	89,1	94,6	93,0	84,4	96,5	90,4	91,0	96,0						91,9	90,5	2%	91,6
Utilización Efectiva Convencional	(%)	71,6	41,0	75,7	79,8	78,4	76,2	76,4	82,2						73,0	81,8	11%	75,8
Uso Energía Planta SAG	kwh/tnms	20,1	19,4	20,4	20,4	19,9	21,0	20,4	20,0						20,2	20,3	0%	20,4
Uso Energía Planta Convencional	kwh/tnms	17,5	26,4	19,9	18,6	18,5	18,8	17,8	18,5						18,7	18,2	3%	18,2
Consumo Acero	g/tnms	691	728	782	772	781	654	697	587						712	671	6%	664
P80 a Flotación	Microns	149,0	135,0	155,6	163,8	160,0	159,4	158,2	162,6						155	158	2%	155
Flotación																		
Uso Colectores	g/tnms	45,7	39,9	50,6	40,9	35,6	42,2	48,0	33,0						41,9	56,8	26%	46,2
Uso Espumantes	g/tnms	7,1	8,4	13,4	6,8	18,5	13,4	7,6	13,6						11,3	16,1	29%	15,1
Uso Cal	g/tnms	1.877	1.965	1.674	1.694	1.733	1.498	1.293	1.252						1.616	1.950	17%	2.226
Uso Energía	kwh/tnms	2,6	3,3	2,6	2,6	2,7	2,5	2,6	2,4						2,6	2,8	5%	2,8
Tratamiento Colas																		
Uso Floculante	g/tnms	5,6	2,6	5,3	4,6	2,4	2,7	4,4	1,9						3,7	3,0	24%	3,1
Uso Energía	kwh/tnms mineral	0,99	1,09	0,97	0,98	1,01	0,90	0,88	0,93						0,97	1,01	5%	1,0
Planta Filtros																		
Disponibilidad	(%)	85,1	87,3	80,5	81,1	85,8	90,3	85,9	91,9						85,9	87,0	1%	82,6
Utilización	(%)	57,7	54,1	54,1	60,9	65,4	63,9	56,1	56,1						58,8	70,2	16%	66,7
Uso Energía	kwh/tnms mineral	6,4	7,5	6,2	7,1	7,2	7,5	7,0	7,9						7,0	7,0	0%	7,3
Planta Molibdeno																		
Uso NASH	g/tnms	2.819	3.503	3.094	2.860	2.817	2.666	2.951	2.833						2.935	3.000	2%	2.927
Uso Ácido	g/tnms conc. prod.	2.801	2.758	3.095	3.556	3.595	3.146	2.460	2.460						3.134	2.500	25%	2.664
Uso Diesel	g/tnms mineral	23,0	23,7	19,1	21,7	21,6	20,6	19,4	22,9						21,4	18,3	17%	19,0

F.3 ORIENTACIONES COMERCIALES 2015

RENDIMIENTO VENTAS AL EXTERIOR

1.3.A. CONCENTRADO LIMPIO

TASA DE INTERÉS (real), asociada a la venta del producto							2,5%
VALORES DE REFERENCIA	(Para sensibilizaciones ver nota 1)	2014	2015	2016	2017	2018	Largo Plazo
Precio del Cobre	US\$/lb	317	300	289	291	307	301
	US\$/Tm	6.989	6.614	6.371	6.415	6.768	6.636
Plata	US\$/oz	19,9	19,3	20,2	19,4	19,6	20,5
Oro	US\$/oz	1.292	1.228	1.233	1.185	1.175	1.237
Flete CIF MJP (FIO)	US\$/Tmh	55,0	53,4	63,2	68,0	68,8	71,8
ANÁLISIS TÍPICO		Finos Contenidos		Deducción Metalúrgica			
• Cobre (Nota 2)	%/Tms	28,4%		3,40%			
• Plata	g/Tm	69		20,00			
• Oro	g/Tm	0,30		0,50			
Humedad	% Tmh	9%					
Arsénico	% Tms	0,30%					
DESCUENTOS US\$/lb (excepto donde se indica)		2014	2015	2016	2017	2018	Largo Plazo
T/C	US\$/Tms	(93,00)	(110,00)	(115,00)	(122,00)	(127,00)	(131,00)
R/C		(9,3)	(11,0)	(11,5)	(12,2)	(12,7)	(13,1)
Descuento Combinado		-23,83	-28,18	-29,46	-31,26	-32,54	-33,56
Deducción Metalúrgica		-11,16	-10,56	-10,18	-10,25	-10,81	-10,23
Crédito plata		5,00	4,85	5,07	4,87	4,92	5,15
Crédito Oro		0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
Penalidad As		-0,40	-0,40	-0,40	-0,40	-0,40	-0,40
SUB - TOTAL BASE FUNDICIÓN / REFINERÍAS EXTERNAS		-30,39	-34,30	-34,97	-37,03	-38,82	-39,05
Flete y Seguro Paridad MJP		-9,68	-9,40	-11,11	-11,96	-12,10	-12,62
Comisiones de Ventas		-0,09	-0,09	-0,09	-0,09	-0,09	-0,09
Muestreo, Análisis		-0,19	-0,19	-0,19	-0,19	-0,19	-0,19
Costo financiero (30 días)		-0,60	-0,55	-0,53	-0,53	-0,56	-0,55
DESCUENTO TOTAL BASE FOB US\$/lb		(40,9)	(44,5)	(46,9)	(49,8)	(51,8)	(52,5)
DESCUENTO TOTAL BASE FOB US\$/Tmf		(902,7)	(981,7)	(1.033,8)	(1.097,9)	(1.141,2)	(1.157,4)
PARAMETROS FIJOS							
• Penalidad As. % máximo sin penalidad. (Nota 4)	0,20%	sobre este valor, hasta 0,5%, se aplica			2,5	US\$/Tms cada	0,10%
• Muestreo/Análisis/Det. Humedad						US\$/Tms	1,22
• Costo financiero						Días B/L	30
• Prima de Seguro a aplicar al 110% del valor comercial							0,00780%
• Comisiones de venta						US\$/Tmfp	2,0
Transporte desde Patio de Planta a FOB Pto. Embarque US\$/Tmh		2014	2015	2016	2017	2018	Largo Plazo
Chuquicamata - FOB puerto de Antofagasta		52,4	51,4	51,3	51,3	51,4	51,4
Chuquicamata- FOT Salvador		64,8	62,4	62,1	62,2	62,5	62,4
Ministro Hales- FOT Chuquicamata		7,2	6,9	6,9	6,9	6,9	6,9
Ministro Hales- FOT Salvador		60,9	58,6	58,3	58,4	58,7	58,6
Salvador -FOB puerto Barquito		25,3	24,9	24,8	24,9	24,9	24,9
Saladillo - FOB puerto Ventanas (Nota 5)		15,9	15,5	15,4	15,4	15,5	15,5
Saladillo - FOT Chuquicamata		86,8	86,8	86,8	86,8	86,8	87
Saladillo - FOT Salvador		62,0	62,0	62,0	62,0	62,0	62
Saladillo - FOT Ventanas		12,3	12,3	12,3	12,3	12,3	12
Saladillo - FOT Caletones		20,0	20,0	20,0	20,0	20,0	20,0
Teniente - FOT Ventanas		21,7	21,7	21,7	21,7	21,7	21,7
Teniente - FOB Ventanas		31,8	31,8	31,8	31,8	31,8	32
Teniente - FOT Salvador		75,6	75,6	75,6	75,6	75,6	76
Planta Tratamiento Relaves Huechún a FOT Caletones		17,3	16,6	16,6	16,6	16,7	16,6
Penalidad As							
>0,5% y <= 1,0% As	US\$/tms/0,1%						7,50
>1% As	US\$/tms/0,1%						15,00
Penalidad Sb > 0,05%	US\$/tms/0,05%						4,00
Penalidades Pb > 1%	US\$/tms/1%						1,50
Penalidades Zn > 4%	US\$/tms/1%						1,00
Penalidades Humedad > 10%	US\$/tms/1%						2,00
NOTAS							
1. Para efectos de sensibilización se debe considerar la siguiente banda de precios:							
Banda de Precios del cobre		2014	2015	2016	2017	2018	Largo Plazo
Nivel Superior	US\$/lb	322	319	327	348	364	357
Nivel Inferior	US\$/lb	312	281	253	238	254	249
2. La deducción mínima es un punto porcentual de la ley de cobre para leyes inferiores a 29,5%. Para leyes superiores a 29,5% se aplica un descuento de 3,4%. Esta situación está recogida en la fórmula de cálculo.							
3. Considera transporte de 740.000 TMH/año de Cucons para el tramo Saladillo-Puerto Ventanas y embarque de 660.000 TMH/año por PVSA.							
4. Para penalidades As sobre 0,5% utilizar tabla superior.							