

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



PROYECTO PARA OPTAR AL TÍTULO DE  
INGENIERO CIVIL EN METALURGICA EXTRACTIVA

**ESTUDIO DE PUESTA EN MARCHA PARA  
MOLINO DE BOLAS Y PLANTA DE  
FLOTACIÓN EN MINERA CERRO NEGRO**

**Nicolas Quintana Silva**

Profesor guía:  
David Guzmán Hernández

**2015**

## Agradecimientos

---

*A la Escuela de Ingeniería Química PUCV, por haberme acogido y entregado las herramientas necesarias del conocimiento, tecnología y la capacidad de discernimiento para formarnos como verdaderos profesionales.*

*A Don David Guzmán por su ayuda, tanto como profesor y tutor. Por sus conocimientos y acotaciones entregadas.*

*A Don Gilder Lanas por su constante apoyo y asesoramiento en el transcurso de la memoria. Por el tiempo brindado a pesar que el tiempo escaseaba.*

*A Doña Beatriz Núñez y Don Ulises Prado por permitirme trabajar y avanzar en la memoria en un ambiente grato y confortable.*

*A mis amigos de universidad que nos acompañamos en tantas comilonas y horas de estudio juntos.*

*A mi padre Juan Carlos, le agradezco profundamente por todo el apoyo que me ha brindado toda mi vida, te quiero papa.*

## Resumen

---

Esta memoria se desarrolla en la planta concentradora perteneciente a la Compañía Minera Cerro Negro, la cual surge debido a que las operaciones están lejos de su óptimo funcionamiento. Para ello se realiza la compra de un molino de bolas y 6 bi celdas de flotación provenientes de China.

Para cubrir la dificultad detectada se desarrolló un catastro de las capacidades de los equipos anteriores en la línea productiva como son los diferentes equipos de chancado. Luego, se detectaron falencias mayores en la operación que afecta directamente a la producción de concentrado de cobre. Todo fue respaldado por un registro de dichas falencias.

La planta concentradora tiene una sobre exigencia operacional de tonelajes de mineral en todos los equipos excepto el espesador y el filtro, estos son capaces de soportar con suficiente flexibilidad operacional el aumento de toneladas tratadas gracias al nuevo molino. La compra busca aprovechar esta capacidad desperdiciada persiguiendo como objetivo principal aumentar el tonelaje tratado por hora y como objetivo secundario modernizar el circuito de la planta concentradora. La expansión es de suma importancia debido a que aumenta la disponibilidad de concentrado en las canchas y por ende mayores ganancias para la compañía.

De acuerdo con los análisis obtenidos se concluye que el molino de bolas y las celdas de flotación logran mejorar la operación de la planta concentradora. La molienda y flotación actual no están en condiciones mecánicas ni de diseño para continuar operando con el tonelaje habitual, esto es debido a la falta de una mantención profunda en los equipos, esto provoca fugas constantes en la operación, y por ende, pérdidas operacionales.

Con la instalación de un molino con mayor capacidad y celdas de flotación que soporten dicha capacidad, la molienda y flotación son mejoradas, provocando una mayor producción de concentrado de cobre y teniendo mayor control sobre la operación.

Para ello se debe realizar un estudio técnico, un registro de los datos operacionales y finalmente un análisis económico para determinar la factibilidad económica de la expansión frente a la variación de diferentes parámetros.

En el estudio técnico se procede al diseño, balance de masa, análisis y evaluación de los equipos presentes.

En el registro de datos se obtienen los datos llenados por los operadores que fueron contratados para la operación de esta planta. Entre los datos registrados está el porcentaje de sólidos, mallas rápido en diferentes puntos de interés. Finalmente se registró el peso de la correa en el transcurso de tiempo designado como puesta en marcha.

Adicionalmente como memorista participe como supervisor en la puesta en marcha y en el control de las variables. Se instruyó a los operadores nuevos sobre los puntos de adición de reactivos, dosificación de estos, las formas y los procedimientos para las pruebas de control en la operación, logrando finalmente que los operadores fuesen capaces de conocer, informar y registrar las variables que eran de interés.

Finalmente, se realiza el correspondiente estudio económico a la expansión del proyecto, junto con su análisis de sensibilidad. De acuerdo a los resultados obtenidos el proyecto es rentable con un TIR de 84,42% (con un TMAR de 20%) y un VAN de \$US 15.967.449 en un periodo de 10 años. Sin embargo se debe tomar en cuenta las amenazas detectadas que influyen profundamente en el proyecto: la ley de cobre total y el precio del cobre. Ambos fueron tomados en cuenta en el análisis de sensibilidad para dejar en claro que son amenazas a tomar en cuenta en el transcurso del tiempo.

# Índice

---

Agradecimientos .....	ii
Resumen.....	iii
Índice.....	v
Índice de Figuras .....	x
Indice de graficos .....	x
Indice de imágenes .....	xi
Indice de tablas .....	xi
Nomenclatura .....	xii
Capítulo 1: Antecedentes generales .....	1
<b>1.1. Introducción</b> .....	1
<b>1.2. Descripción y Justificación planta nueva</b> .....	2
<b>1.3. Objetivos</b> .....	3
<b>1.3.1. Objetivos generales</b> .....	3
<b>1.3.2. Objetivos específicos</b> .....	3
<b>1.4. Metodología</b> .....	4
<b>1.5. Alcances</b> .....	5
Capítulo 2: Descripción empresa .....	6
<b>2.1. Introducción</b> .....	6
<b>2.2. Reseña histórica</b> .....	6
<b>2.3. Ubicación geográfica</b> .....	7
<b>2.4. Descripción de la compañía</b> .....	8
<b>2.5. Descripción planta chancado</b> .....	9
<b>2.5.1. Chancado primario</b> .....	10
<b>2.5.2. Chancado secundario</b> .....	11
<b>2.5.3. Chancado fino</b> .....	12
• <b>Circuito sulfuros</b> .....	12
• <b>Circuito óxidos</b> .....	13
<b>2.5.4. Sistema supresor de polvo de la planta de chancado</b> .....	14

2.6.	<b>Descripción planta concentradora</b> .....	15
2.6.1.	<b>Molienda</b> .....	15
2.6.2.	<b>Flotación</b> .....	16
2.6.3.	<b>Espesamiento y filtración.</b> .....	18
Capítulo 3: Descripción Planta Nueva .....		19
3.1.	<b>Introducción</b> .....	19
3.2.	<b>Descripción de la problemática</b> .....	20
3.3.	<b>Descripción del proceso</b> .....	21
3.3.1.	<b>Descripción circuito molino G</b> .....	21
3.3.2.	<b>Descripción circuito flotación</b> .....	24
3.4.	<b>Equipos auxiliares</b> .....	27
3.4.1.	<b>Compresor</b> .....	27
3.4.2.	<b>Soplador</b> .....	28
3.4.3.	<b>Bombas de alta y de baja</b> .....	29
3.4.4.	<b>Sistema lubricación piñón-corona</b> .....	30
3.4.5.	<b>Excitatriz</b> .....	31
3.4.6.	<b>Partidor suave</b> .....	32
3.4.7.	<b>Sala media tensión</b> .....	33
3.4.8.	<b>Sala de control</b> .....	34
Capítulo 4: Puesta en marcha .....		35
4.1.	<b>Introducción</b> .....	35
4.2.	<b>Análisis estadístico</b> .....	36
4.3.	<b>Control operacional</b> .....	37
4.3.1.	<b>Operadores</b> .....	37
	• <b>Operador sala control</b> .....	37
	• <b>Operador molienda</b> .....	39
	• <b>Operador flotación</b> .....	39
4.3.2.	<b>Alarmas de control</b> .....	40
	• <b>Fallas que desconectan embrague, no detienen motor ni sistema de lubricación</b> .....	40
	• <b>Fallas que desconectan embrague, detienen motor y el sistema de lubricación.</b> .....	41

•	Fallas de carácter general.....	41
4.3.2.	Puesta en marcha circuito .....	42
4.4.	Dificultades puesta en marcha .....	44
4.4.1.	Calidad de la energía .....	44
4.4.2.	Dardo en compuertas de salida .....	44
4.4.3.	Revestimiento celdas flotación .....	44
4.4.4.	Partida de motor .....	45
4.4.5.	Falla de compresor .....	45
4.4.6.	Embancamiento cajones y bombas.....	45
4.4.7.	Capacidad soplador .....	46
Capítulo 5: Control Operacional.....		47
5.1.	Introducción. ....	47
5.2.	Parámetros de diseño molino G .....	48
5.2.1.	Porcentaje llenado de bolas .....	48
5.2.2.	Tamaño partícula entrada y salida.....	48
5.2.3.	Velocidad Crítica.....	48
5.2.4.	Índice de Trabajo Operacional .....	48
5.2.5.	Capacidad del molino .....	49
5.2.6.	Energía específica.....	49
5.2.7.	Potencia .....	49
5.2.8.	Tamaño de bola óptimo .....	49
5.2.9.	Condiciones hidrociclón.....	50
5.3.	Parámetros de diseño flotación .....	51
5.3.1.	Tiempo residencia .....	51
5.3.2.	Dosificación reactivos.....	55
5.4.	Datos operacionales.....	57
5.4.1.	Porcentaje sólidos.....	57
	Mallaje rápido .....	59
5.4.2.	Peso correa.....	61
5.4.3.	Recuperaciones.....	62
5.5.	Balance de masa .....	63

Capítulo 6: Estudio económico .....	64
<b>6.1. Introducción</b> .....	64
<b>6.2. Ingresos planta nueva</b> .....	65
<b>6.3. Capital total de la inversión</b> .....	65
<b>6.3.1. Capital fijo directo</b> .....	65
<b>6.3.2. Capital fijo indirecto</b> .....	66
<b>6.3.3. Total gastos</b> .....	66
<b>6.4. Costo total producto</b> .....	66
<b>6.5. Flujo de caja</b> .....	68
<b>6.6. Análisis de sensibilidad</b> .....	71
<b>6.6.1. Efecto de la variación de la ley Cu T</b> .....	71
<b>6.6.2. Efecto de la variación del precio del cobre</b> .....	72
<b>6.6.3. Efecto de la variación del costo de mantenimiento</b> .....	73
 Capítulo 7: Conclusiones .....	 74
 Capítulo 8: Referencias bibliográficas .....	 75
 Anexo A: Flowsheets planta actual y nueva.....	 76
A-1 Flowsheet planta actual.....	76
A-2 Flowsheet planta nueva.....	77
Anexo B: Memoria de cálculo .....	78
B-1 Dimensionamiento de equipos.....	78
B-2 Ecuaciones para análisis económico.....	88
Anexo C: Reports análisis estadístico.....	92
C-1 Report operaciones molino G.....	92
C-2 Report detenciones molino G.....	93
C-3 Report detenciones chancador primario.....	94
C-4 Report detenciones chancador secundario.....	95
C-5 Report detenciones chancador terciario.....	96
C-6 Report detenciones molino.....	97

C-7 Report detenciones flotación .....	98
C-8 Report detenciones filtro y espesador. ....	99
Anexo D: Base datos operacionales .....	100
D-1 Datos operacionales molienda .....	100
D-2 Datos operacionales flotación .....	106
Anexo E: Balance masa circuito .....	112
E-1 Balance molienda.....	112
E-2 Balance flotación.....	113
E-3 Balance espesador y filtro.....	114
E-4 Balance relaves .....	115
Anexo F: Detalle gastos proyecto.....	116
F-1 Gastos equipos principales .....	116
F-2 Gastos equipos secundarios.....	117
F-3 Gastos obras civiles y montaje .....	118
F-4 Gastos adicional eléctrico .....	118
F-5 Gastos adicional montaje.....	119
F-6 Gastos estructuración galpón de mantención .....	119
F-7 Gastos otros .....	119
F-8 Gastos ingeniería.....	120
F-9 Gastos imprevistos.....	120
Anexo G: Descripción de los equipos.....	121
G-1 Descripción equipos chancado primario .....	121
G-2 Descripción equipos chancado secundario .....	121
G-3 Descripción equipos chancado fino circuito sulfuro .....	121
G-4 Descripción equipos chancado fino circuito oxido.....	121
G-5 Descripción equipos molienda .....	122
G-6 Descripción equipos flotación, espesador y filtro .....	123

## Índice de Figuras

---

Figura 2.1: Mapa ubicación de la empresa CMCN .....	7
Figura 2.2: Layout etapa chancado primario CMCN .....	10
Figura 2.3: Layout chancado secundario CMCN.....	11
Figura 2.4: Layout chancado fino circuito sulfuro CMCN. ....	12
Figura 2.5: Layout chancado fino circuito óxidos CMCN.....	13
Figura 2.6: Layout circuito molienda CMCN. ....	15
Figura 2.7: Layout circuito de flotación CMCN.....	17
Figura 2.8: Layout espesador y filtro CMCN. ....	18
Figura 3.1: Layout circuito molienda planta nueva CMCN.....	22
Figura 3.2: Layout circuito flotación planta nueva CMCN. ....	26
Figura 4.1: Pantalla ordenador. ....	37
Figura 4.2: Ventana emergente bombas relave. ....	38
Figura 4.4: Ventana emergente del control de dardos.....	40
Figura 4.5: Control del molino G.....	43
Figura 5.1: Puntos muestreo % solidos circuito molienda.....	57
Figura 5.2: Puntos muestreo % solidos circuito flotación.....	58
Figura 5.3: Puntos muestreo mallaje rápido circuito molienda.....	59
Figura 5.4: Puntos muestreo mallaje rápido circuito flotación. ....	60

## Índice de graficos

---

Gráfico 6.1: Sensibilidad %TIR versus ley de cobre total [%]. ....	71
Gráfico 6.2: Sensibilidad %TIR versus precio del cobre [US\$/Lb].....	72
Gráfico 6.3: Sensibilidad %TIR versus costo mantención [US\$/Beneficio Mineral [t]] .....	73

## Indice de imágenes

---

Imagen 3.1: Fotografía molino G CMCN. ....	21
Imagen 3.2: Fotografía banco ciclones .....	22
Imagen 3.3: Fotografía planta flotación CMCN. ....	24
Imagen 3.4: Fotografía bombas relave CMCN. ....	25
Imagen 3.5 Fotografía bombas re circulación CMCN .....	25
Imagen 3.6: Fotografía compresor Ingersoll .....	27
Imagen 3.7: Fotografía soplador .....	28
Imagen 3.8: Banco de bombas .....	29
Imagen 3.9: Control local de bombas .....	29
Imagen 3.10: Estación de control del sistema de lubricación piñón-corona. ....	30
Imagen 3.11: Fotografía excitatriz. ....	31
Imagen 3.12: Fotografía partididor suave .....	32
Imagen 3.13: Fotografía sala media tensión .....	33
Imagen 3.14: Fotografía sala de control.....	34

## Indice de tablas

---

Tabla 2.1: Antecedentes del titular y representante legal de la compañía .....	8
Tabla 5.1: Tiempos de residencia flotación. ....	53
Tabla 5.2: Tiempos totales de residencia flotación. ....	54
Tabla 5.3: Dosificación reactivos.....	56
Tabla 6.1: Flujo de caja.....	69
Tabla 6.2: Resultados TIR y VAN.....	70

## Nomenclatura

---

CMCN: Compañía Minera Cerro Negro

$C_T$ : Correa transportadora

t: Tonelada

tph: tonelada por hora

$X_G$ : Sub indice "G" hace referencia al molino G

$D_G$ : Diametro interno molino G

$D_{Re}$ : Diametro interno molinos re molienda

$L_G$ : Largo interno molino G

$L_{Re}$ : Largo interno molinos re molienda

$V_C$ : Velocidad critica

$V_a$ : Velocidad angular

rpm: Revoluciones por minuto

$W_T$ : Indice de Bond [KWh/t corta]

$W_D$ : Indice de Bond para molinos mayores [KWh/t corta]

$W_i$ : Indice de Bond con factores de corrección [KWh/t corta]

K: Factor de corrección

$K_1$ : Factor de conversión a circuito abierto

$K_2$ : Factor de conversión a molienda seca

$K_3$ : Factor de corrección por sobre tamaño en la alimentación

$K_4$ : Factor de corrección por fineza de molienda

$K_5$ : Factor de reducción por razón de reducción

Q: Capacidad molino [tph]

$\rho_B$ : Densidad bolas [t/m<sup>3</sup>]

$\rho_M$  Densidad mineral [t/m<sup>3</sup>]

$\rho_R$ : Densidad relave [t/m<sup>3</sup>]

$\rho_C$ : Densidad concentrado [t/m<sup>3</sup>]

A: Factor de corrección molienda húmeda

J: Fracción llenado de bolas [%]

$\varphi$ : Fracción velocidad crítica [%]

$\tau$ : Porcentaje de sólidos en el molino [%]

$\omega$ : Procentaje sólidos overflow molino G [%]

F<sub>80</sub>: Tamaño de la malla en milímetros que contiene el 80% del material alimentado al molino

P<sub>80</sub>: Tamaño de la malla en milímetros que contiene el 80% del material descargado del molino

Z: Factor capacidad molino

E: Energía específica [KWh/t]

Beneficio Mineral : Toneladas de mineral alimentado al molino

P: Potencia [KWh]

$C_c$ : Carga circulante [%]

N: Número de celdas

V<sub>K</sub>: Capacidad nominal celda [m<sup>3</sup>]

K: Razón volumen pulpa

V<sub>C</sub>: Flujo pulpa [m<sup>3</sup>/día]

V<sub>Nominal</sub>: Volumen nominal celda

Ley Cu T: Ley cobre total [%]

Recuperación Cu: Recuperación de cobre obtenida en la flotación [%]

# Capítulo 1: Antecedentes generales

---

## 1.1. Introducción

La industria minera es de gran importancia para Chile, siendo esta un sustento para muchas personas de poblados grandes y pequeños. Esta industria ha sufrido grandes cambios en los últimos años, tanto en tecnología como en condiciones operacionales, siempre apuntando a una mayor recuperación con reducción de costos, sin dejar de lado la seguridad de los operadores.

Estas mejoras pueden llevar a la implementación de plantas nuevas, en donde estos proyectos buscan un escalamiento positivo en algún proceso particular.

En este capítulo inicial se dará a conocer la problemática existente, el plan para enfrentar dicho problema y la descripción de este, con el fin de contrarrestar la falencia detectada en la producción. Dicha optimización busca aumentar el tratamiento de mineral por la empresa.

## **1.2. Descripción y Justificación planta nueva**

La empresa Compañía Minera Cerro Negro (CMCN) en su afán de mejorar su proceso, constantemente busca la optimización de variables y parámetros. En el seguimiento de este afán se implementó una planta nueva que permitirá una mayor tasa de tratamiento de mineral de cobre por medio de un molino de bolas y 6 bi-celdas de flotación. En donde 3 serán Rougher, 1 Scavenger y 2 Cleaner.

Este aumento de tratamiento se ve justificado por un estudio de sondaje que se realizó el año 2014 el cual proyecta mineral por 10 años más.

Es por ello que es beneficioso la expansión de la planta concentradora, con la cual, se pretende tener mayor tasa de tratamiento y un aumento en las recuperaciones de minerales.

## **1.3. Objetivos**

### **1.3.1. Objetivos generales**

Obtener los parámetros de operación necesarios para el funcionamiento del molino, registrar y controlar los datos operacionales en la puesta en marcha y realizar un análisis económico que represente si la expansión es rentable.

### **1.3.2. Objetivos específicos**

- Conocer el proceso de la línea de sulfuros de la planta actual y la planta nueva.
- Realizar catastro de equipos presentes en la planta de chancado y concentradora.
- Realizar balance de masa de la planta nueva con los parámetros de importancia.
- Realizar un registro de datos de operación puesta en marcha.
- Registrar fallas y soluciones posibles en puesta en marcha.
- Analizar técnica y económicamente el proyecto para evaluar su rentabilidad.

## **1.4. Metodología**

Se comenzó por tener un conocimiento del proceso productivo de la planta de sulfuros y la planta concentradora, una vez realizado dicho análisis, se hizo un balance de masa de la planta nueva con los parámetros que son de importancia para la empresa.

Se llevó registro de los problemas que ocurrieron en el transcurso de la puesta en marcha hasta su operación normal.

Adicionalmente se registraron los datos operacionales y se ayudó a ajustar a los valores deseados por la empresa.

Finalmente se realizó un análisis económico y un análisis de sensibilidad.

## **1.5. Alcances**

Los alcances definidos para esta memoria son referentes a la planta concentradora, en específico a la nueva planta instalada, la cual consta de un molino de bolas y 6 bi celdas de flotación.

Se consideró también la puesta en marcha de esta planta y los problemas involucrados en este proceso.

## Capítulo 2: Descripción empresa

---

### 2.1. Introducción

Este capítulo se presenta una breve descripción de la empresa CMCN, su ubicación y su rama productiva.

### 2.2. Reseña histórica

Compañía Minera Cerro Negro debe su nombre al color que adquiere el Cerro El Peñón, cuando se tiñe por las sombras de las nubes que se posan sobre él. El primer yacimiento explotado de Cerro Negro fue Piriquitas, conocido desde 1860 y cuyas exploraciones y excavaciones datan de 1920.

La gestación de la sociedad de Cerro Negro comenzó en 1942 con la participación de la Corporación de Fomento de la Producción (CORFO) y la Compañía Minera Punitaqui S.A.

En el año 1955 la compañía se convirtió en una sociedad anónima con la participación de CORFO, la Caja de Crédito y Fomento Minero, Compañía Minera Punitaqui y los aportadores de minas particulares. Posteriormente, y hasta 1975 la Empresa Nacional de Minería (ENAMI) instaló y mantuvo su planta regional en conjunto con un poder de compra de minerales, lo que significó una gran reactivación de la minería en la zona.

En 1976 la propiedad fue adquirida por la Sociedad Minera Trinidad y vendida en 1981

La empresa debido a la gran recesión económica permaneció cerrada desde noviembre del año 1981 hasta agosto de 1983, cuando bajo la administración de Don Andrónico Luksic Abaroa se reabre, elevando los niveles de producción de sulfuros 25.000 toneladas a 49.000 toneladas mes.

Después de 13 años de explotación, los niveles de producción dejan de cumplir las expectativas de Antofagasta Holding, perteneciente al Grupo Luksic, quienes en Noviembre del año 1996, toman la decisión de cerrar el yacimiento. Frente a este panorama, la administración de ese entonces le plantea a don Andrónico Luksic la compra de la compañía. Desde ese entonces hasta hoy, esta empresa se ha mantenido operando.

En el año 1997 se iniciaron las operaciones de la Planta de Lixiviación cuyo producto era precipitado de cobre y operó hasta el año 2012.

En el año 1999 se construye la planta de Extracción por Solventes (SX).

A comienzos del año 2001 se construye la Planta Electrowinning con capacidad de producción de 60 t/mes de cátodos de cobre. Actualmente esta planta produce 5.500 toneladas de cátodos al año.

### 2.3. Ubicación geográfica

La Faena Cerro Negro se localiza a unos 210 km al noreste de Santiago, sector Hacienda Pítipumeo de la Comuna de Cabildo, Provincia de Petorca, Quinta Región de Valparaíso.

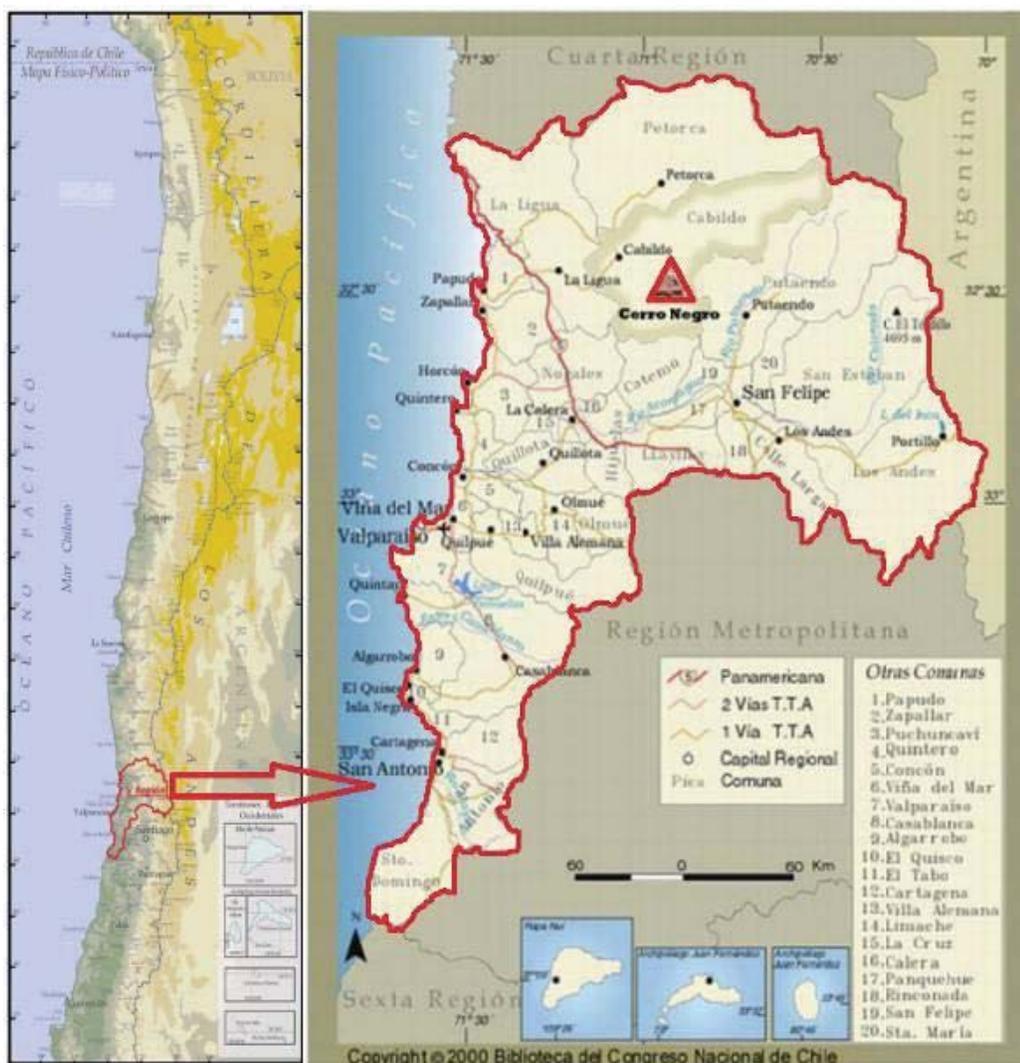


Figura 2.1: Mapa ubicación de la empresa CMCN.

## 2.4. Descripción de la compañía.

Actualmente en Compañía Minera Cerro Negro laboran 516 personas, entre personal directo de la compañía, contratistas de operación, contratistas de servicios y personal mina.

La compañía se puede dividir en 3 grandes áreas:

- Minero
- Óxidos
- Sulfuros

En el área minera, se extrae el mineral de la mina por medio de camiones de 20 t y se depositan en canchas designadas según las características del mineral, además del mineral extraído en la mina, CMCN compra a pequeños productores de mineral de la zona, el cual también es depositado en las canchas mencionadas anteriormente.

En el área óxidos se trata el mineral de cobre oxidado mediante un proceso de aglomeración, lixiviación, extracción por solventes y electro obtención para finalmente obtener cátodos de cobre.

Por otro lado, en el área sulfuros se tratan minerales de cobre sulfurados mediante el uso de molinos, se reduce el tamaño del mineral, para luego ser tratado por un circuito de flotación, espesado y filtro, para obtener finalmente concentrado de cobre.

Se presenta a continuación los antecedentes del Titular y Representante Legal de la Compañía.

<b>Nombre o razón social</b>	Compañía Minera Cerro Negro S.A.
<b>RUT</b>	91.614.000-2
<b>Domicilio</b>	Hacienda Los Ángeles s/n Pitipeumo – Cabildo
<b>Fono:</b>	033 -2713900
<b>Fax</b>	033 -2713900
<b>Representante Legal</b>	Luis Alberto Grogg Grogg
<b>RUT</b>	7.433.171-8
<b>E-mail</b>	Luis.grogg@cerronegro.cl
<b>Profesión</b>	Ingeniero Civil en Minas

Tabla 2.1: Antecedentes del titular y representante legal de la compañía

## 2.5. Descripción planta chancado

El chancado es un proceso que tiene el objetivo de triturar el material de gran diámetro proveniente de las canchas. En esta minera, se tiene un chancador primario, un chancador secundario y dos chancadores finos. Adicionalmente se tienen dos harneros antes de los chancadores fino, cuya función es de separar el material fino del grueso.

En este circuito se hacen campañas de 500 [t] de óxidos y sulfuros, alternando el tipo de mineral una vez acabada la campaña. Al finalizar cada campaña se realiza un vaciado de los equipos para evitar la mezcla de mineral.

Todas las plantas chancadoras poseen sistema de trituración, solo se diferencian en el tipo de circuito, dependiendo de la capacidad de chancado que se desea y el tamaño granulométrico que se desea como producto final del chancado.

La planta de chancado actual divide 3 áreas de chancado:

- Chancado primario.
- Chancado secundario.
- Chancado fino.

Las cuales se verá con mayor detalle a continuación:

## 2.5.1. Chancado primario

La función del área de chancado primario es reducir las colpas de mineral desde un tamaño máximo de 35" a un tamaño de 4" a 4,5", regulando el setting de salida del chancador. En esta etapa se cuenta con un chancador de mandíbulas Dragón MP-125 de 36" x 48", con una capacidad de 250 [tph].

El mineral ingresa por medio de camiones de 20 [t] y es depositado a una tolva de alimentación, que con la ayuda de un brazo hidráulico, el mineral es empujado a la boca del chancador, una vez chancado el mineral este cae en un Aprom Feeder que a su vez lleva el mineral a la correa transportadora (Ct) fija, la Ct auxiliar 1, luego a la Ct móvil para finalmente ser depositado en una tolva de capacidad 60 [t].

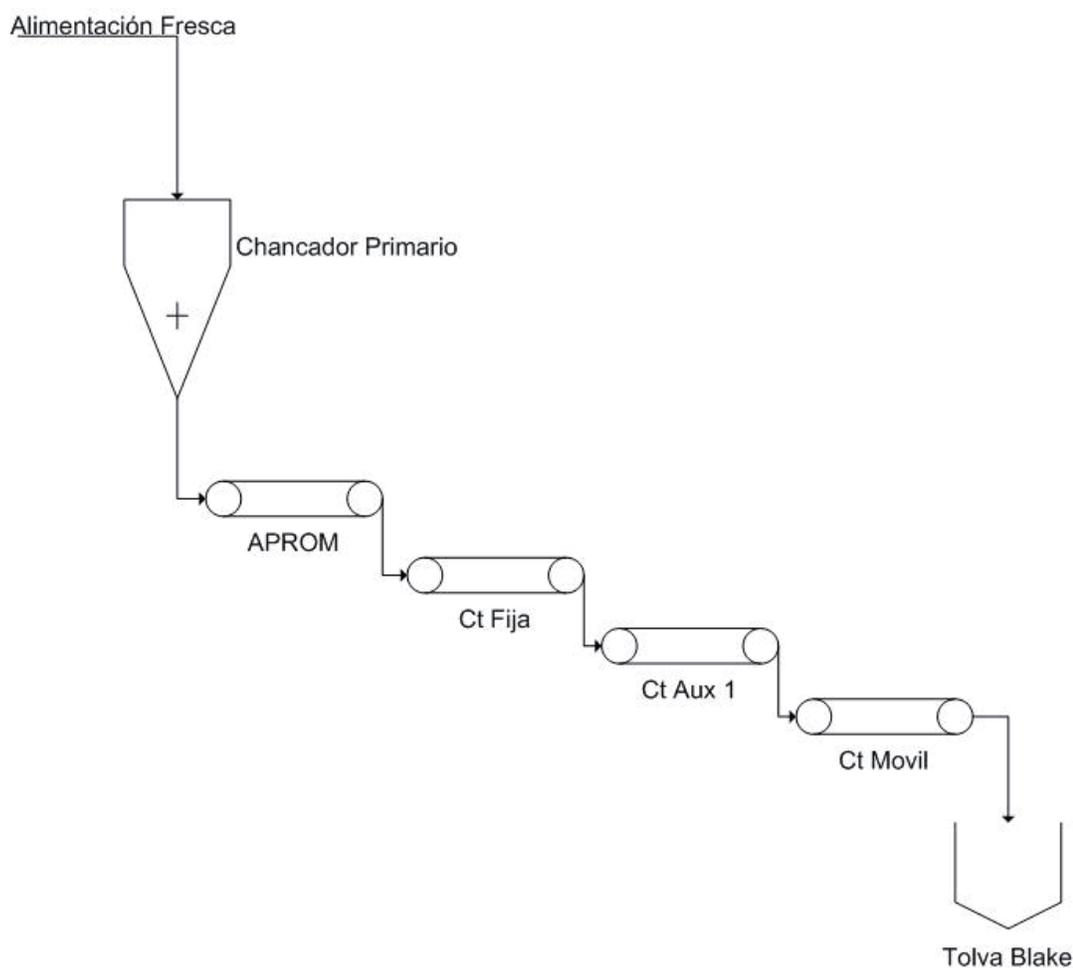


Figura 2.2: Layout etapa chancado primario CMCN

## 2.5.2. Chancado secundario

El mineral proveniente del chancado primario es transportado a través de la Ct auxiliar 2, al chancador de cono Allis Chalmers Hidrocono 10" x 60" y desde éste se envía el mineral por medio de la Ct 4, a un silo de 450 [tph].

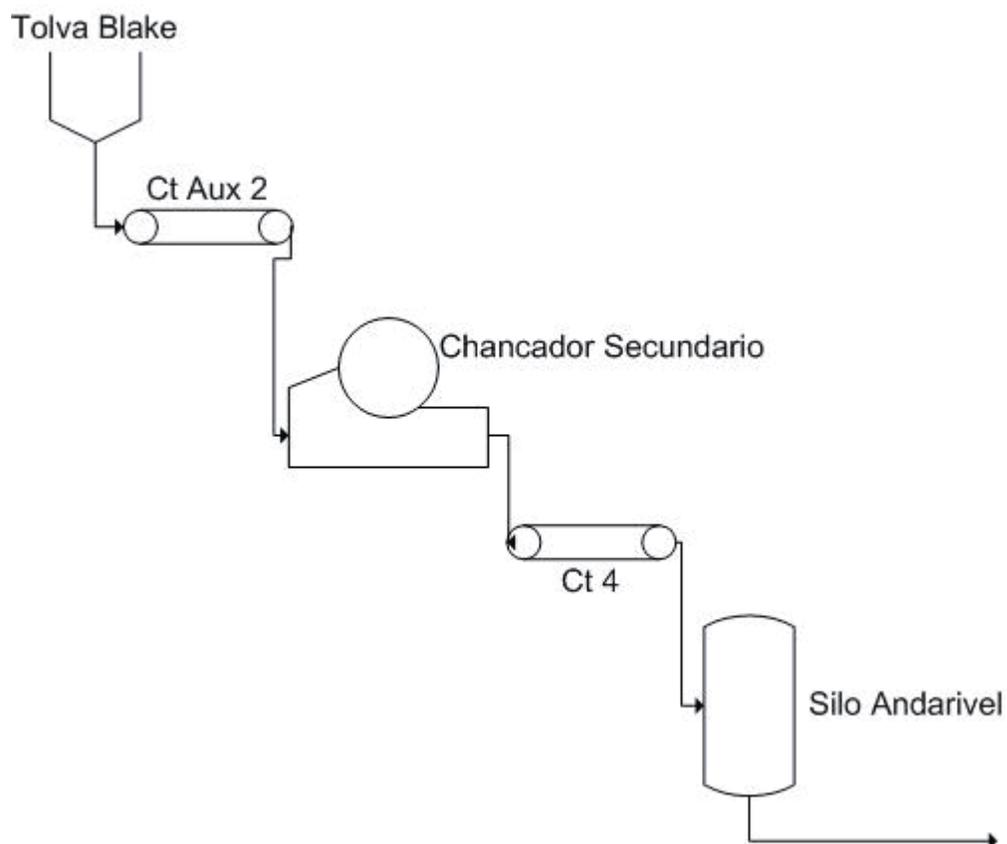


Figura 2.3: Layout chancado secundario CMCN.

### 2.5.3. Chancado fino

Esta línea de chancado cuenta con dos circuitos, un circuito de chancado de sulfuros y un segundo circuito de chancado de óxidos. Ambos circuitos operan utilizando las mismas correas transportadoras de alimentación a dos harneros vibratorios de doble bandeja (Harnero N° 1 de 220 [tph] y Harnero N° 2 de 150 [tph]), alimentando dos chancadores Sandvick H-4000 con una capacidad de 80 [tph] en circuito cerrado y 180 [tph] en circuito abierto

- **Circuito sulfuros**

Este circuito el mineral es alimentado por medio del silo andarivel a la Ct 6, que a su vez alimenta un chute pantalón que separa el flujo de mineral, llevándolo a los harneros 1 y 2 y a los dos chancadores terciarios, el producto chancado es recirculado en las Ct 2,7 y 8 y vuelve al chute pantalón, donde los harneros clasifican el bajo tamaño para enviarlo a la Ct 9 y está a las Ct 11, 15 y 16, las cuales alimentan 3 silos de almacenamiento (Silo N° 2 al N° 4) con capacidades de 400 [t] cada uno. El llenado de un silo u otro depende de las condiciones y necesidades operacionales del día.

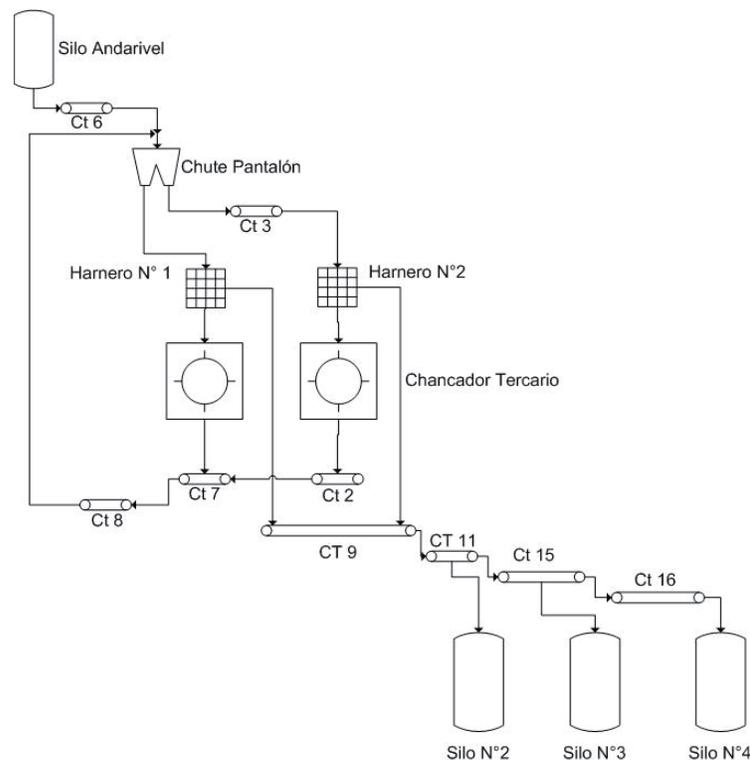


Figura 2.4: Layout chancado fino circuito sulfuro CMCN.

- **Circuito óxidos**

En este circuito el mineral es alimentado a través del silo andarivel y este alimenta a la Ct 6, en donde esta dirige el mineral hacia el harnero N°1 donde el mineral es clasificado y el sobre tamaño pasa al chancador terciario. El mineral chancado es transportado por la Ct 7 y 8 para llegar al chute pantalón, el cual, tiene uno de sus extremos cerrados y el flujo es dirigido a la Ct 3, al harnero 2 y al chancador cuaternario. El producto chancado de este mineral se lleva por la Ct 2 y está alimenta a la Ct 7. El producto bajo tamaño del harnero 1 y harnero 2 es llevado por la Ct 9 y 10 a un stock pile con capacidad para 2.000 [t].

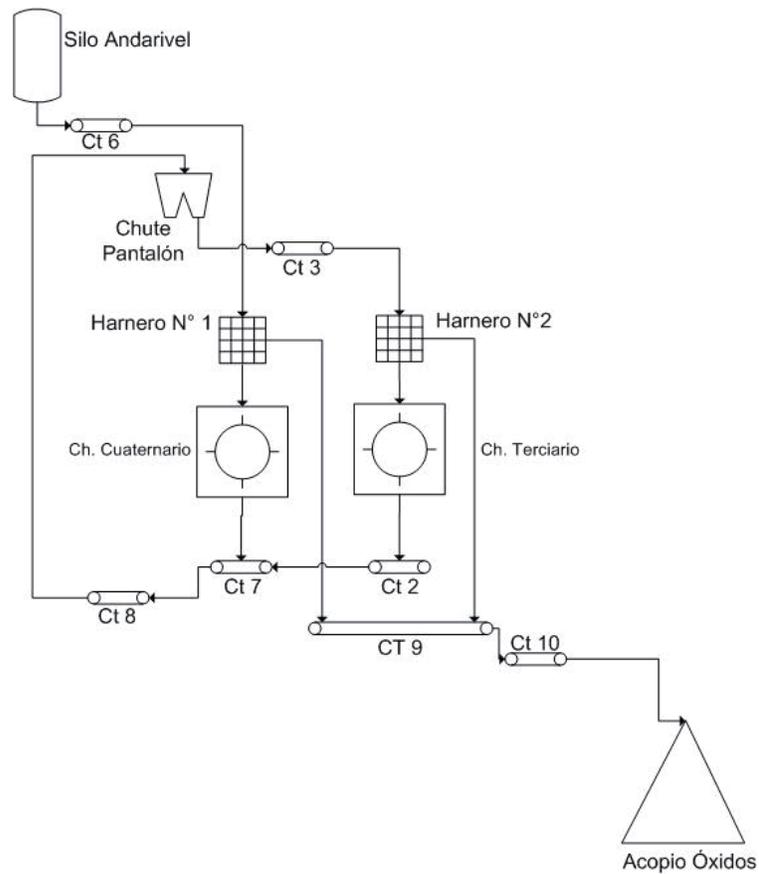


Figura 2.5: Layout chancado fino circuito óxidos CMCN.

#### **2.5.4. Sistema supresor de polvo de la planta de chancado**

La operación del chancado primario, cuenta con un sistema de supresión de polvo, el cual está compuesto de las siguientes partes: un sistema de humectación presurizado con una Bomba centrífuga Pedrollo, modelo EPM-190, caudal 140 [l/min]; 9 aspersores marca Tee yet, modelo TP8010 de 3 [bar] y 3,95 [l/min].

La ubicación de los aspersores es la siguiente: cuatro en la tolva de alimentación 1, dos en el alimentador oruga, y uno en cada una de las siguientes correas: CT Fija, CT Auxiliar 1 y CT Móvil.

La operación de chancado secundario y terciario, también cuenta con un sistema de supresión de polvo, el cual está compuesto de las siguientes partes: un sistema de humectación presurizado con Bomba centrífuga Durco 3x21/2", caudal 1500 [l/min], presión 50 [psi]; 7 aspersores marca Tee yet, modelo TP8010 de 3 [bar] y 3,95 [l/min].

Los aspersores del chancado secundario se ubican en las correas CT Auxiliar 2 y CT 4, mientras que en el chancado terciario, los aspersores se ubican en las siguientes correas del área: CT 2, CT 6, CT 7. CT 9; CT 10.

## 2.6. Descripción planta concentradora

### 2.6.1. Molienda

Es necesaria la etapa molienda para exponer mayor área superficial del mineral de interés, teniendo como objetivo la liberación de este.

El mineral sulfurado proveniente de la etapa anterior, almacenado en silos, se procesa mediante molienda húmeda utilizando 4 molinos de bolas. La etapa de molienda entrega una pulpa con 38% de sólidos y con una granulometría de 60% bajo 200 mallas Tyler, la cual se envía a la etapa de flotación. En los 4 molinos se utilizan bolas de acero de 2,5" de diámetro.

La etapa de molienda está compuesta por cuatro unidades de molienda que son los molinos C, D, E, F, los cuales tienen una capacidad de tratamiento de 7 [t], 7[t], 22 [t], 22 [t] respectivamente, sumando una capacidad operacional de la planta actual de 58 [t].

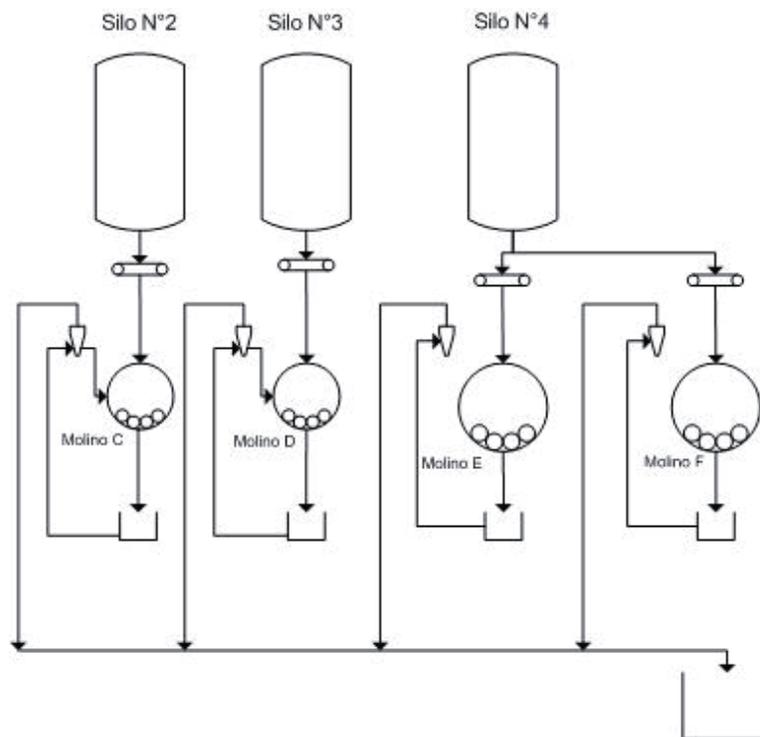


Figura 2.6: Layout circuito molienda CMCN.

## 2.6.2. Flotación

La flotación tiene por objetivo la separación de especies minerales mediante la adhesión selectiva de partículas minerales a burbujas de aire.

La pulpa mineral, proveniente de la etapa de molienda, se acondiciona con reactivos y posteriormente tratada en celdas Wenco de 100, 500 [pie<sup>3</sup>] y un molino de re molienda con un tamaño de bolas de 1 pulgada, obteniendo un concentrado final de 18-25% de cobre total.

El circuito de flotación consta de un acondicionador que es donde todos los flujos provenientes de la etapa de molienda se juntan, en este acondicionador se la adiciona reactivos para mejorar la flotabilidad del mineral. El mineral pasa por una etapa “Pre rougher” en donde es tratado por dos celdas de flotación de 500 [pie<sup>3</sup>], el relave de este proceso pasa a la etapa Rougher, la cual consta de 15 celdas de flotación, cuya función es de flotar la mayor cantidad del pulpa, sin tener como objetivo principal la recuperación. El relave de estas celdas a su vez pasa a la etapa Scavenger, cuyo objetivo es recuperar lo que no pudieron flotar las etapas Pre rougher y Rougher. El relave de la etapa Scavenger es el relave final. Los concentrados de estas tres etapas son dirigidos al estanque de descarga molino de re molienda, por medio de un estanque intermedio y luego es impulsado por una bomba de pulpa. Gracias a la adición de agua al estanque de descarga del molino de remolienda se logra adecuar la presión para que el hidrociclón cumpla su función clasificadora. El underflow de este ciclón vuelve al molino, mientras que el overflow pasa a la primera etapa Cleaner que consta de 16 celdas, donde prima la recuperación de concentrado de cobre, con la adición de más reactivos. El concentrado de dicha etapa pasa a la segunda Cleaner, en donde se obtiene finalmente el concentrado final, esta etapa tiene 8 celdas. El relave de la segunda Cleaner se recircula a la primera Cleaner para su retratamiento, y el relave de la primera cleaner se recircula al comienzo de la etapa de flotación.

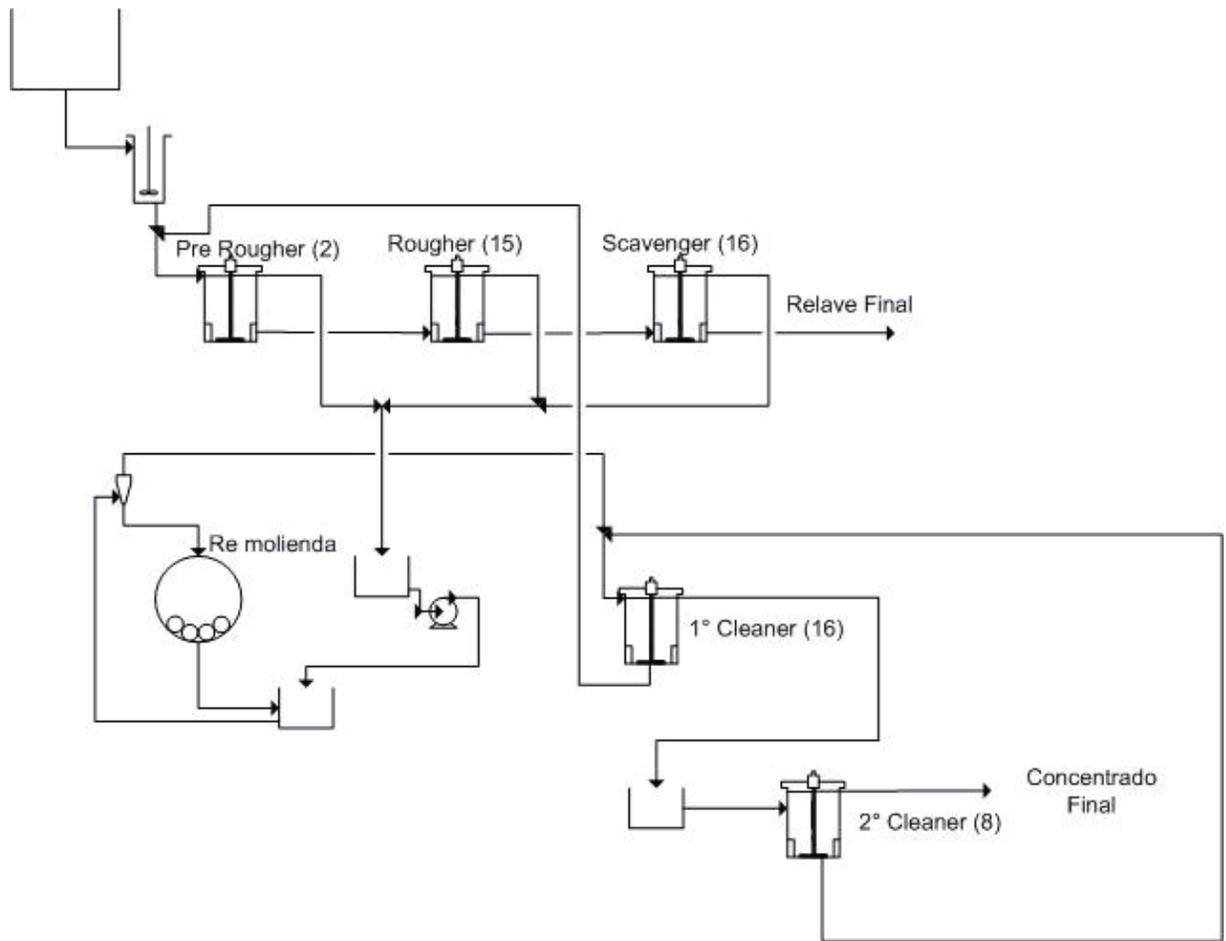


Figura 2.7: Layout circuito de flotación CMCN.

### 2.6.3. Espesamiento y filtración.

El concentrado obtenido en el circuito de flotación se envía al espesador, cuya función es disminuir el porcentaje de agua que tiene este concentrado, esta función se lleva a cabo por medio un una aspa en movimiento, además de la adición de floculante para acelerar el proceso. La capacidad de tratamiento es de 200 [t]. El porcentaje de sólidos al salir del espesador es del orden de 70%. Esta corriente es enviada a un filtro de prensa placa vertical marcha Inco de 26 placas de dimensiones 1,2 [m] x 1,2 [m].

Por medio de la inyección de aire, el concentrado se seca hasta alcanzar 10% de humedad. Una vez acabado el filtrado, se deposita el concentrado de cobre a través de unas compuertas a las canchas de concentrado final para esperar su carga y posterior venta.

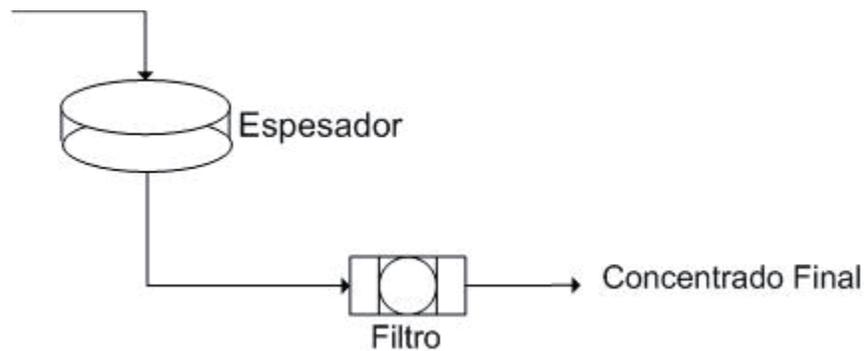


Figura 2.8: Layout espesador y filtro CMCN.

### 2.6.4. Tranque de relaves

El tranque de relave cumple la función de contener los relaves producidos por el circuito de flotación, en donde la fracción gruesa del relave es clasificada por una batería de hidrociclones y se deposita como el muro contenedor de la fracción fina.

## Capítulo 3: Descripción Planta Nueva

---

### 3.1. Introducción

La nueva planta consta de un molino de bolas con una máxima capacidad de tratamiento de 67 [tph] y 6 bi celdas de flotación las cuales están divididas en 3 celdas rougher, 1 celda scavenger y 2 celdas cleaner.

Esta expansión a la planta concentradora se encuentra en puesta en marcha hasta alcanzar las condiciones operacionales deseadas.

Este capítulo trata de una descripción de esta planta nueva, los equipos que la conforman.

## **3.2. Descripción de la problemática**

En la actualidad CMCN produce entre 650 [t] y 1000 [t] de concentrado de cobre al mes, esta cantidad se ve directamente relacionada con la capacidad de tratamiento que tiene la planta actual.

Es por esta razón se decidió por la implementación de una nueva planta que aumenta la capacidad de producción de 58 [tph] hasta 67 [tph], reduciendo la cantidad de equipos en funcionamiento, y modernizando el circuito de concentración.

### 3.3. Descripción del proceso

El proceso consta de un molino con una capacidad máxima de tratamiento de 67 [t], este molino de ahora en adelante será llamado molino G. Además se cuenta con 6 bi celdas de flotación, 3 rougher, de las cuales 2 son de 30 [ $m^3$ ] y una de 15 [ $m^3$ ]. 1 scanveger de capacidad 30 [ $m^3$ ], y 2 cleaner, ambas con capacidad de 15 [ $m^3$ ].

A continuación se presentan detalles de cada uno de los equipos.

#### 3.3.1. Descripción circuito molino G



Imagen 3.1: Fotografía molino G CMCN.

El molino G se ve alimentado por medio del silo 3, el cual alimenta a la Ct de alimentación de molino G, a la Ct 21 y la Ct 22. Luego el material cae en un chute de alimentación tipo tubo.

En el chute de alimentación cae la carga fresca, la recirculación proveniente del underflow de la batería de ciclones y agua. El agua en la alimentación del molino se utiliza para regular el porcentaje de sólidos en la descarga, regular la temperatura en el interior del molino y ayudar a que la molienda sea más eficiente.

A la descarga del molino, es adicionada más agua para cumplir las condiciones de clasificación del hidrociclón y la pulpa es impulsada a una batería de 6 hidrociclones, donde 3 hidrociclones están stand by.

Los hidrociclones tienen un diámetro de 10", tienen ápex de 2" y vortex de 3,75". El diámetro inlet es 90,6 [mm] y su altura es 610,83 [mm].



Imagen 3.2: Fotografía banco ciclones.

El mineral que está sobre tamaño vuelve al molino G, mientras que el mineral que está bajo tamaño es impulsado al acondicionador.

A continuación se muestra un layout del circuito del molino G.

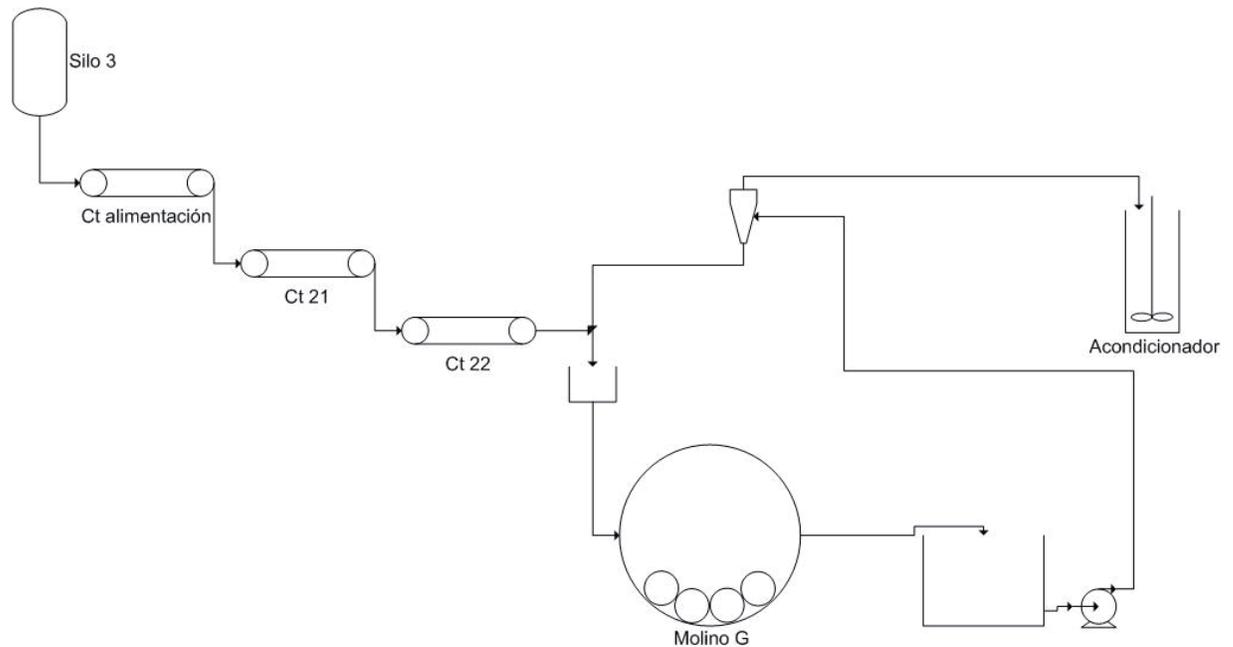


Figura 3.1: Layout circuito molienda planta nueva CMCN.

Las dimensiones del molino G son las siguientes.

- Diámetro externo: 11,48 [pies]
- Diámetro interno: 10,24 [pies]
- Largo externo: 18,04 [pies]
- Largo interno: 16,80 [pies]

### 3.3.2. Descripción circuito flotación



Imagen 3.3: Fotografía planta flotación CMCN.

El circuito de flotación consta de 6 bi celdas de flotación, 3 celdas rougher (lado izquierdo de la imagen 3.3), 1 celda scavenger (primera celda lado derecho imagen 3.3) y 2 celdas cleaner (últimas dos celdas lado derecho imagen 3.3)

El circuito de flotación es alimentado por medio de un acondicionador de dimensiones 9 [m] de alto y 3,5 [m] de diámetro. El acondicionador tiene la función de homogenizar el mineral con los reactivos colector **3477**, xantato y espumante **1012**.

Una vez completado el tiempo de residencia del acondicionador, el mineral entra al circuito Rougher, el cual consiste de dos bi celdas de 30 [ $m^3$ ] y una celda de 15 [ $m^3$ ]. En este circuito le son adicionados los reactivos colector 3477, **NaSH** y espumante **1012**. El concentrado de este circuito es dirigido al cajón de concentrado primario, y gracias a una pendiente el concentrado cae a la descarga del molino de remolienda.

En el molino de re molienda, el concentrado es impulsado por una bomba centrífuga al hidrociclón, el que selecciona el material, el bajo tamaño es impulsado por una bomba centrífuga de remolienda que tiene una capacidad de 33 [ $m^3/h$ ] a la primera celda cleaner.

En el circuito cleaner, el concentrado de la primera celda, pasa a la segunda celda cleaner. El concentrado de la segunda celda cleaner se considera concentrado final, y es enviado por pendiente al espesador.

Los relaves de las celdas rougher son enviados al cajón de relave, donde es impulsado por medio de una bomba centrífuga de capacidad 290  $[m^3/h]$  a los relaves.



Imagen 3.4: Fotografía bombas relave CMCN.

Por otro lado los relaves de las celdas cleaner, caen al cajón de recirculación, el cual es impulsado por medio por una bomba centrífuga de capacidad 33  $[m^3/h]$  a la celda scavenger. En esta celda es adicionado **3477**, Xantato y **1012**. El concentrado de esta celda cae a la primera celda cleaner y el relave de esta cae al cajón de relave, donde se combina con los relaves de las otras celdas.



Imagen 3.5 Fotografía bombas de recirculación CMCN.

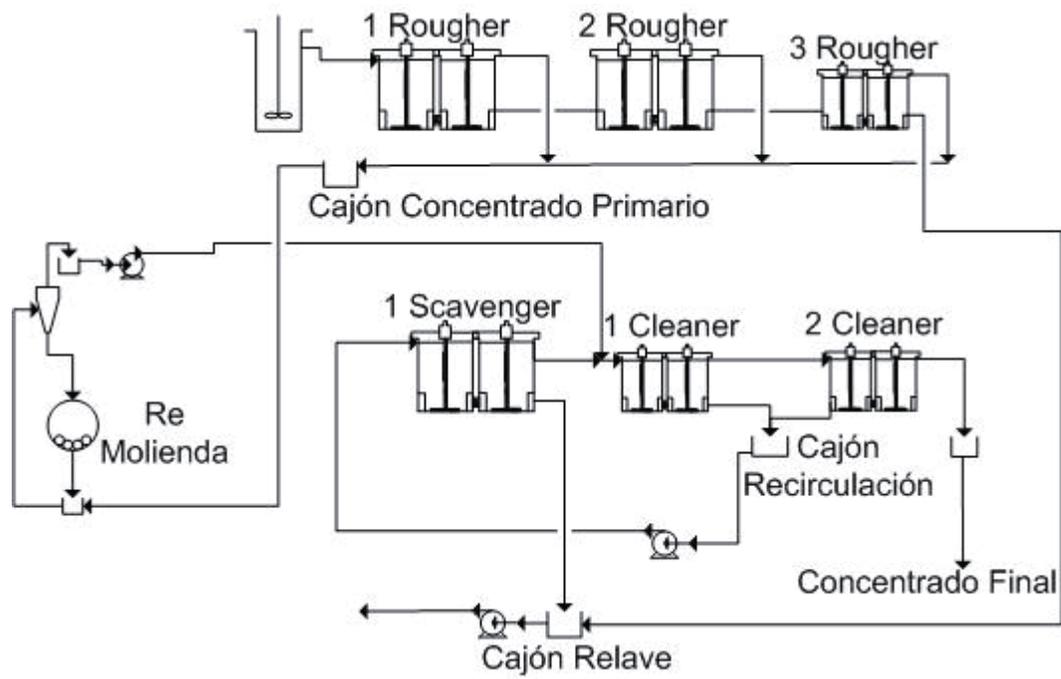


Figura 3.2: Layout circuito flotación planta nueva CMCN.

## 3.4. Equipos auxiliares

Los equipos auxiliares son necesarios para el correcto funcionamiento de una planta concentradora. Se detallan a continuación los equipos auxiliares que posee esta planta y la función que cumplen.

### 3.4.1. Compresor

Se cuenta con un compresor Ingersoll Rand de capacidad 40 [ $pie^3/min$ ].

La función del compresor es entregar la presión necesaria a las bombas de alta y de baja de ambos descansos para que funcionen correctamente. Para la bomba de alta es necesario que la presión este en el rango 600-3700 [psi] y para la bomba de baja el rango debe ser 60-80 [psi].

Además el compresor tiene la función de alimentar la bomba del sistema de lubricación piñón-corona.



Imagen 3.6: Fotografía compresor Ingersoll

### 3.4.2. Soplador

El rol que cumple el soplador es entregar el aire necesario para generar las burbujas en la flotación. En la planta existen dos sopladores, uno stand by. Los sopladores están conectados a una misma red que alimenta todo el circuito de flotación. Ambos sopladores tienen  $114 [m^3/min]$ .



Imagen 3.7: Fotografía soplador.

### 3.4.3. Bombas de alta y de baja

Las bombas de alta y de baja cumplen la función de lubricar los descansos del molino.

Las bombas de alta son utilizadas para vencer la inercia que está sujeta el molino, esto se logra mediante la inyección de un lubricante entre el cilindro y el descanso. En cambio las bombas de baja su función es de lubricar los descansos del molino durante la operación. El lubricante que utilizan estas bombas es OMALA 150.

En la planta está habilitado un control local al lado del banco de las bombas, además existe el control remoto ubicado en la sala de control.



Imagen 3.8: Banco de bombas.



Imagen 3.9: Control local de bombas.

### 3.4.4. Sistema lubricación piñón-corona

El sistema de lubricación piñón-corona cumple con la función de lubricar la corona del molino. Esto lo logra rociando por 30 [s] un spray cada 7 [min]. El lubricante que utiliza este sistema es OMALA 680.



Imagen 3.10: Estación de control del sistema de lubricación piñón-corona.

### 3.4.5. Excitatriz

La función de la excitatriz es de suministrar la tensión y corriente continua para alimentar el motor síncrono y convertir a este en un electro imán con capacidad de regular la intensidad del campo magnético.

En la sala de control se encuentra el control de la excitatriz, en donde se puede ver el voltaje y el amperaje de la excitatriz, además del amperaje del stator.



Imagen 3.11: Fotografía excitatriz.

### 3.4.6. Partidor suave

El partidor suave cumple la función de “partir suave”, esta función es utilizada cuando es necesario probar algún componente del molino de manera suave o se desea girar el molino para que quede en alguna posición especial, como por ejemplo, colocar la ventana del molino en una posición para la entrada de algún operador al interior del molino.

Cuando ya no es necesario el uso del partidor suave, se desconecta el embriague del molino y se separa el partidor suave del molino, una vez hecho esto, es posible lograr una partida normal.



Imagen 3.12: Fotografía partidor suave.

### 3.4.7. Sala media tensión

En la sala de media tensión se encuentran todas las conexiones eléctricas de todos los equipos antes mencionados, además se encuentran los 4 PLC que controlan la secuencia lógica de los equipos, sus funciones están divididas en:

- Bombas, cintas, soplador y compresor.
- Agitadores celdas 30 [ $m^3$ ].
- Agitadores celdas 14 [ $m^3$ ].
- Molino y componentes.



Imagen 3.13: Fotografía sala media tensión.

### 3.4.8. Sala de control

En la sala de control se encuentra el HMI que es el computador que tiene la programación de los equipos que participan en la planta nueva. En este computador se puede controlar la velocidad [rpm] de las diferentes bombas que están involucradas en el proceso. Adicionalmente se controla la partida y detención de todos los equipos.



Imagen 3.14: Fotografía sala de control.

## Capítulo 4: Puesta en marcha

---

### 4.1. Introducción

En este capítulo se dará a conocer el manual operacional confeccionado en el transcurso de la memoria para el correcto funcionamiento de la planta nueva.

También se dará a conocer las funciones de los operadores que participan en esta planta.

Adicionalmente se expondrá los reports creados en el transcurso de la memoria para el control del tiempo de detenciones de los equipos principales de la minera, área sulfuros.

Finalmente se mencionan las fallas que ocurrieron en el transcurso antes de la puesta en marcha que dificultaron u obstruyeron la correcta operación. Adicionalmente se registran las soluciones temporales y permanentes que se le dieron a dichas fallas.

## **4.2. Análisis estadístico**

En el transcurso de la memoria se desarrolló con el departamento de gestión de datos la creación de reports (Anexo C, página 92) que tienen como finalidad ayudar a mejorar el control de la operación de la planta sulfuros.

En cada report el operador principal de cada equipo debe anotar las horas de operación de su equipo, y si ocurre alguna falla, la duración de que tuvo la falla en la lista que tiene en su report. Si la falla no está dentro de la lista que tiene el report, el operador debe anotar 'en otros' la duración de la falla y en observaciones debe registrar de qué tipo fue.

La implementación se llevó a cabo en un periodo de dos meses en donde fue necesario capacitar a los diferentes operadores sobre el llenado de los reports.

## 4.3. Control operacional

### 4.3.1. Operadores

El control operacional se lleva a cabo por 3 operadores, los cuales tiene los siguientes cargos:

- Operador de sala control.
- Operador de molienda.
- Operador de flotación.

#### • Operador sala control

El operador de sala de control tiene la función de tener una visión general del proceso, esto lo puede lograr gracias la mayoría de los equipos de la nueva planta están conectados por medio de 4 PLC que a través de una red Ethernet transfieren la información al ordenador de la sala de control a tiempo real.

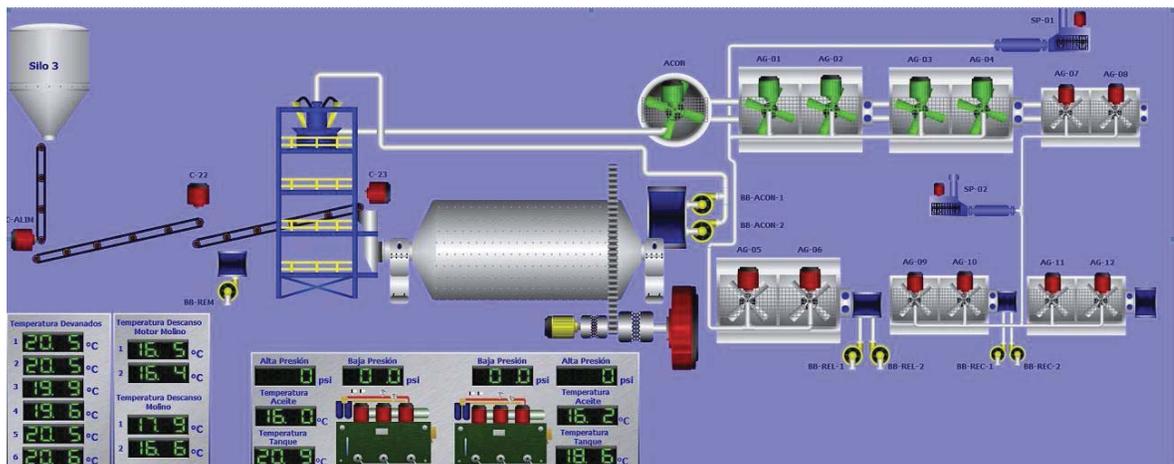


Figura 4.1: Pantalla ordenador

Gracias a esta pantalla, el operador de sala control tiene control sobre los diferentes equipos que están en el proceso.

Existen tres tipos de formas de poner en funcionamiento un equipo. Esta el control remoto, el control local y el control en la sala de media tensión. Para seleccionar cualquier tipo de control se debe hacer en la sala de media tensión con un selector que esta por equipo. El tipo de control que esta normalmente para la operación es el control remoto, es decir, el control que realiza el operador en la sala de control.

Entre las variables a controlar se encuentra las revoluciones por minuto de las bombas, pudiendo ser un parámetro controlado gracias a que las bombas involucradas en el proceso tienen un variador de frecuencia. La Figura N°4.2 muestra la ventana emergente de la bomba de relave junto con su variador de velocidad y los botones funcionamiento de dicha bomba. El formato de dicha ventana es similar para todos los equipos involucrados en el proceso.

El operador adicionalmente puede ver las temperaturas de los devanados del motor, las temperaturas del descanso del motor, las temperaturas del descanso del molino, las temperaturas de los aceites de lubricación y las temperaturas del tanque que tienen las bombas de alta y baja para ambos descansos del molino. (Figura N°4.1)



Figura 4.2: Ventana emergente bombas relave.

También el operador sala de control puede activar o desactivar cualquier equipo que se muestra en pantalla, es decir, tiene control sobre las correas transportadoras, las bombas, el acondicionador, los sopladores, el compresor, el molino y los agitadores de las diferentes celdas de flotación.

Además el operador de sala de control puede controlar la velocidad de alimentación de la carga que entra al molino mediante a un variador de frecuencia que se encuentra instalado en la Ct de alimentación, es decir, la primera correa transportadora de este proceso.

Otra función de este operador es comunicarse con los operadores en terreno para que ellos informen sobre los resultados de las diferentes muestras que han realizado y registrar los datos en el *report* operacional de la planta nueva.

Adicionalmente debe llevar registro de las horas de funcionamiento del molino y las posibles detenciones definidas en el *report* de detenciones de la planta nueva (Anexo C, página 93).

Finalmente este operador tiene la función de coordinarse con el operador de molienda y el operador de flotación, para una correcta operación del proceso.

- **Operador molienda**

El operador molienda tiene la función de informar y controlar las variables que involucra el proceso de molienda.

Él debe medir el porcentaje de sólidos en la descarga del molino, en el underflow y overflow del ciclón del circuito del molino G, adicionalmente debe realizar las mismas pruebas en la descarga de los molinos de re molienda. Finalmente debe realizar pruebas de mallaje rápido en el overflow y descarga del molino G y en la descarga de los molinos de re molienda.

Una vez con los resultados obtenidos de las pruebas anteriores, el operador de molienda debe controlar el flujo de agua que se encuentran a la entrada del molino G para obtener un rango de sólidos en la descarga entre 75 y 85% y controlar el flujo de agua en la descarga para diluir el contenido y que los hidrociclones funcionen correctamente.

- **Operador flotación**

El operador de flotación tiene la función de controlar e informar las variables de la flotación al operador sala de control. Este operador está encargado de controlar el nivel de la pulpa en cada celda, esto lo logra mediante la acción de dardos, que puede ser remoto, donde el operador de flotación le da el comando al operador de sala de control de ajustar la abertura del dardo dependiendo de las necesidades operacionales, o puede ser local donde el operador de flotación puede controlar los dardos de manera manual informando el cambio realizado al operador de la sala de control.

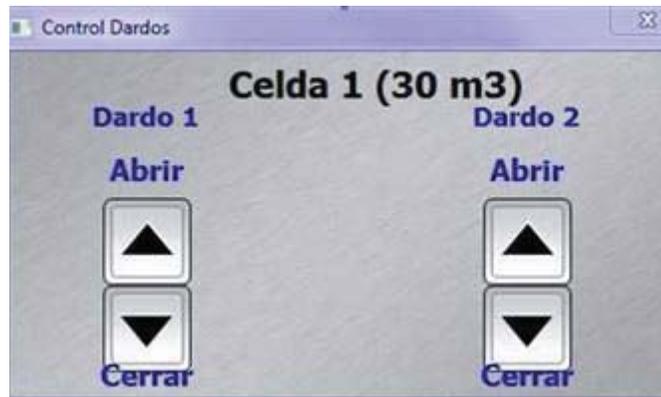


Figura 4.4: Ventana emergente del control de dardos.

Este operador tiene además la función de controlar la dosificación de reactivos en diferentes puntos del proceso. Los reactivos que adiciona son los siguientes.

- **Colector 3894**
- **Espumante 1012**
- Dicromato de Na
- Sulfato de Zn
- Silicato de Na

### 4.3.2. Alarmas de control.

Como se puede ver en la figura N° 4.1, la pantalla muestra 3 diferentes tipos de colores, la función de cada color se detalla a continuación.

- Color Verde indica que el equipo está en funcionamiento.
- Color Rojo indica que el equipo no está en funcionamiento.
- Color Amarillo parpadeando indica que el equipo presenta alguna falla.

Cuando un equipo está en correcto funcionamiento y pasa a color amarillo, aparece una ventana emergente en la pantalla del ordenador de la sala de control que indica que tipo de falla ocurrió. Las fallas pueden ser de diferente índole, estas puede desconectar el embriague y parar o no el motor, o solo pueden detener el equipo en donde ocurrió la falla. A continuación se detallan estos tipos de fallas y las posibles soluciones para cada tipo.

- **Fallas que desconectan embrague, no detienen motor ni sistema de lubricación**

- Cuando la temperatura de los descansos del molino G supera los 60 °C.
  - Si la presión baja en la línea de aceite del sistema de lubricación de 600 para la bomba de presión alta y 60 para la bomba de presión baja.
  - Pérdida de presión de aire en el sistema de lubricación piñón-corona o bien falla en Central.
  - Pérdida de aire en embrague.
  - Falla en sistemas de lubricación de bombas de alta o de baja.
  - Falla en el sistema de lubricación piñon corona.
- **Fallas que desconectan embrague, detienen motor y el sistema de lubricación.**
    - Si la temperatura de los descansos del motor del molino G supera los 55 °C.
    - Si la temperatura de los devanados del motor del molino G supera los 120 °C.
    - Falla en la excitatriz.
    - Falla en la celda de media tensión.
- **Fallas de carácter general**
    - Falla térmica en CT.
    - Falla térmica en el soplador.
    - Falla térmica en los agitadores.
    - Falla térmica en el acondicionador.
    - Falla térmica en bombas.
    - Detención de bombas por bajo nivel en los cajones de descarga molino, recirculación y relave.
    - Alarma de sobre nivel en celdas de flotación (no detiene el funcionamiento de algún equipo).

Dependiendo de qué tipo de falla haya ocurrido, en los siguientes puntos se muestran los lineamientos a seguir

- Si la falla detuvo el motor una vez revisado el sistema y normalizada la falla hay que resetear desde la pantalla del computador e iniciar el funcionamiento normalmente.
- Si la falla solo desconectó el embrague, una vez revisada y normalizada la falla hay que resetear desde la pantalla del computador y colocar en servicio las bombas de alta presión en

ambos sistemas de lubricación, posterior a esto a los 120 segundos se conectará automáticamente el embrague. Una vez acoplado, el operador debe detener las bombas de alta presión no más allá de 60 segundos.

#### **Puesta en servicio después de una falla en flotación**

- En el caso de alguna falla térmica, luego de que el eléctrico de turno haya revisado y normalizado el sistema, el operador debe iniciar el funcionamiento normalmente verificando que el control esté en modo remoto.
- Si se detuvieron las bombas por bajo nivel, debe verificarse visualmente que el nivel llegue hasta un 50% dentro del cajón y poner en funcionamiento normal desde la sala de control.
- En el caso de sobre nivel de las celdas de flotación, deben regularse los flujos de entrada y salida mediante el movimiento de los dardos y mediante la frecuencia de las bombas relacionadas.

#### **4.3.2. Puesta en marcha circuito**

Para el correcto funcionamiento del molino G se deben cumplir una serie de condiciones, las cuales las deben cumplir los operadores mencionados anteriormente con la autorización del jefe de turno o el coordinador de turno.

- Verificar que el sistema de lubricación de bombas de alta y baja presión que los descansos se encuentran energizados, con selector remoto y habilitados en la pantalla del computador.
- Verificar que el sistema lubricación piñon-corona está energizado en terreno.
- Verificar que la línea de aire está con presión y que está habilitado en modo automático en el panel de lubricación piñon-corona (terreno).
- Verificar que el sistema de lubricación piñon-corona en la pantalla del computador.
- Verificar que la excitatriz se encuentra energizada, el selector indica Modo RUN y el control está habilitado en la pantalla del computador.
- Verificar que la Celda de Media Tensión se encuentra habilitada en la pantalla del computador, de no ser así, avisar al coordinador y/o jefe de turno.

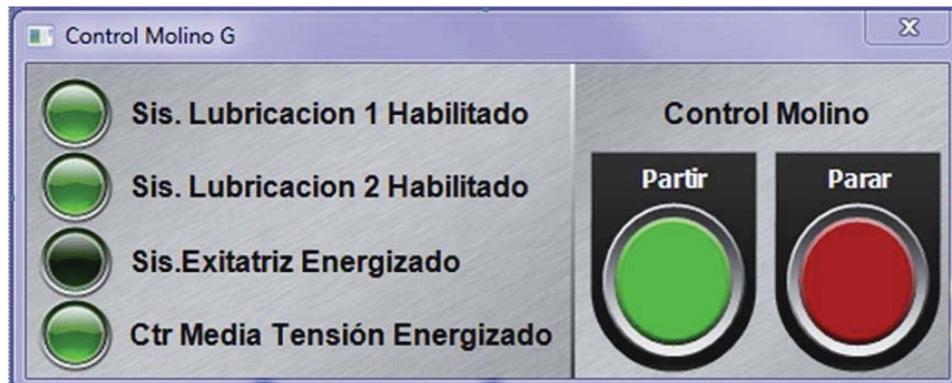


Figura. 4.5: Control del molino G.

- Una vez realizadas las actividades anteriormente descritas, se debe informar al coordinador y/o jefe de turno que se pondrá en funcionamiento el molino.
- Acoplar manualmente en terreno el motor del molino.
- Poner en funcionamiento giro lento del motor desde la sala de Celda de Media Tensión.
- Una vez que el coordinador y/o jefe de turno indique que se puede poner en servicio el molino, detener el giro lento y desacoplar manualmente en terreno.
- Seleccionar el botón PARTIR (verde).
- A continuación aparecerá en la pantalla un temporizador de 90 segundos, tiempo que demora en partir el motor del molino.
- Una vez finalizado los 90 segundos y funcionando el motor, aparecerá otro temporizador de 120 segundos, luego del cual se conecta el embrague y se acopla el molino.
- Abrir válvulas de agua de alimentación y descarga molino.
- Poner en funcionamiento CT N°23, CT N°22 y CT alimentación silo tres desde la sala de control.
- La frecuencia de la CT de alimentación silo tres debe ser especificada por parte del coordinador y/o jefe de turno. Sólo puede variarse la frecuencia desde la pantalla del computador.
- Poner en funcionamiento las bombas de reactivos de acuerdo a la dosificación estipulada por Operaciones Planta.
- Poner en funcionamiento el soplador N°1. El soplador N°2 se encuentra en stand by.

- Ajustar el nivel de las celdas de flotación mediante la acción de los dardos.

## **4.4. Dificultades puesta en marcha**

La puesta en marcha tuvo varias dificultades que se fueron solucionando conforme aparecieron, a continuación se muestran estas dificultades y las soluciones que se dieron en su momento.

### **4.4.1. Calidad de la energía**

La energía que tiene CMCN que proporciona Chilquinta S.A está en el final de la red de esta última, redundando en inestabilidad del servicio. Como medida para dar solución, fue necesaria la instalación de transformadores para la estabilización de la corriente.

Actualmente se tiene una potencia instalada de 5 MW, sin embargo solo se utilizaba 4,8MW. La partida del molino alcanza un pick de 3,65 KW y el embrague alcanza 3,6 KW.

### **4.4.2. Dardo en compuertas de salida**

Los dardos correspondientes a las compuertas de salida de las celdas de flotación permiten regular el nivel de pulpa al interior de la celda. Los dardos instalados inicialmente funcionaban por medio de un sistema hidráulico, un controlador, un PLC y finalmente el operador de la sala de control el cual acciona la apertura o cierre de ellos, sin embargo, el movimiento de los dardos no era constante, afectando gravemente las condiciones operacionales. Como primera medida de remediación se decidió que el operador de flotación controlara los dardos accionando de manera mecánica el controlador, a pesar de esta acción, la apertura seguía siendo imprecisa.

Como medida final se decidió eliminar el sistema controlado por el PLC, e instalar dardos con válvulas de paso, logrando así, tener una apertura deseada para una correcta operación.

### **4.4.3. Revestimiento celdas flotación**

En la etapa de instalación de los equipos, las celdas de flotación, provenientes de China, venían con un recubrimiento de poliurea. El recubrimiento actúa como un medio de protección entre la estructura de la celda de flotación y la pulpa. Sin embargo, el recubrimientos de las celdas rougher, se inflo por filtraciones provocada por la pulpa cuando se estaban realizando pruebas de iniciales de flujo se cree que esta falla pudo haber sido por una mala aplicación inicial.

Como medida se decidió volver a recubrirlas celdas de flotación afectadas, este trabajo fue realizado por la empresa Ingeap. El nuevo material que se utilizó para el recubrimiento fue goma líquida y fue comprada a la empresa Imestre.

#### **4.4.4. Partida de motor**

Al accionar la partida del motor este alcanza un pick de 6000 A, creando un golpe eléctrico que detiene gran cantidad de equipos y tiene el riesgo potencial de quemar equipos de alto consumo.

Como acción a este problema se decidió que cada vez que parta el motor del molino G, se coordina con el eléctrico de turno para bajar la intensidad de corriente de nave de electrowinning de 10000-9000 [A] a 1000 [A], logrando así evitar el golpe eléctrico a los equipos. Una vez que el molino entra en operación continua, es posible volver a subir el amperaje de electrowinning a 10000-9000 A.

#### **4.4.5. Falla de compresor**

En el comienzo solo se contaba con un compresor el cual tenía como función principal entregar presión para los sistemas de lubricación de los molinos en la planta actual.

Junto con la instalación del molino G se decidió utilizar el mismo compresor para darle presión a las bombas de alta y de baja presión, para el sistema de lubricación piñon-corona y además de entregar la presión necesaria para los dardos de las celdas de flotación. Sin embargo, este compresor, por razones varias, se detenía cuando el molino estaba en funcionamiento, dejando sin acción las bombas de baja presión, y por enclavamiento de emergencia la detención del molino.

La solución a este problema fue la compra de un compresor nuevo, asegurando el correcto funcionamiento de la operación.

#### **4.4.6. Embancamiento cajones y bombas**

Junto con los componentes que conforman este circuito están los cajones de descarga, cajón de relave, cajón de recirculación y cajón de re molienda. Debido a diferentes razones, los primeros meses de operación no pudo ser continuo, provocando que los cajones mencionados anteriormente quedaran con pulpa por varias horas sin movimiento alguno, provocando un embancamiento.

Como solución antes de iniciar la operación, los operadores de turno desembancan las bombas accionando intermitentemente mientras liberan la entrada de la bomba con alguna herramienta de largo alcance.

#### **4.4.7. Capacidad soplador**

La potencia de los sopladores instalados en planta excede por mucho a la requerida para tener una correcta flotación.

Es por eso que se decidió colocar una válvula de despiche en la salida del soplador N°1, y abriendo esta válvula en un 80%, se logró tener un mejor control sobre la operación.

## Capítulo 5: Control Operacional.

---

### 5.1. Introducción.

En el presente capítulo se dan a conocer los parámetros preliminares para el molino y para las celdas de flotación.

Adicionalmente se expone los valores deseados en operación y se expone el control y el registro operacional que tuvo la operación en el transcurso de 30 días que fueron considerados marcha blanca durante la memoria.

Los datos operacionales de molienda y flotación (Anexo D, página 100) se registraron mediante un Report creado en el transcurso de la memoria (Anexo C, página 92).

Durante este periodo, se aumentó el tonelaje de alimentación en forma paulatina y se controlaron los parámetros de molienda y flotación con la ayuda de los operadores de la planta actual.

Es de tomar en consideración que los datos registrados no son de la primera vez que el molino entro en operación. Anteriormente entro en operación en repetidas ocasiones en el pasado, sin embargo, se tuvo que detener por las razones explicadas en el capítulo 4. El periodo considerado marcha blanca se tomó cuando el circuito a pesar de tener dificultades, pudo operar en forma continua.

Cabe destacar que el molino en el periodo de puesta en marcha estuvo sin operación por aproximadamente 24 horas los primeros días de diciembre debido a un embancamiento en la línea de relave final de la planta antigua. Una vez solucionado este problema se re instauró la operación del circuito.

## **5.2. Parámetros de diseño molino G**

El cálculo de las variables que se enumeran a continuación se encuentran en mayor detalle en el área de los anexos (Anexo B, página 78).

### **5.2.1. Porcentaje llenado de bolas**

El porcentaje de llenado de bolas se supuso como un parámetro operacional, siendo este 44 %.

### **5.2.2. Tamaño partícula entrada y salida.**

El F80 y el P80 es el tamaño de abertura de la malla que contiene el 80% del tamaño de alimentación y descarga del molino.

Debido a cambios realizados en el chancador terciario y al cambio de los módulos de los harneros vibratorios se aumentó el F80 de 8000 [ $\mu\text{m}$ ] a 12000 [ $\mu\text{m}$ ]. Por otro lado, debido a que la flotación da buenos resultados y buenas recuperaciones con un P80 igual a 150 [ $\mu\text{m}$ ], se consideró ese valor para la operación del molino C, es decir, los valores de F80 y P80 son:

F80: 12000 [ $\mu\text{m}$ ].

P80: 150 [ $\mu\text{m}$ ].

### **5.2.3. Velocidad Crítica**

Se define como velocidad crítica a la velocidad mínima en que las bolas en el interior del molino se adhieren al revestimiento.

El cálculo de la velocidad crítica está sujeto al diámetro del molino.

La velocidad crítica de 23,95 [Rpm].

Operacionalmente se está trabajando el molino con un 72% de la velocidad crítica calculada, es decir, la velocidad angular del molino es 17,24 [rpm].

### **5.2.4. Índice de Trabajo Operacional**

Para el cálculo de la potencia se utilizó los parámetros y formular de bond.

Inicialmente se utilizó el escalamiento a molinos mayores y luego se corrigió el índice de bond con los factores de corrección.

El índice de bond para molinos mayores es igual a:

$$W_{iD} = 19,99 \left[ \frac{KWh}{t \text{ corta}} \right]$$

Con este parámetro fue posible calcular el índice de bond con los factores de corrección, el cual da:

$$W_i = 28 \left[ \frac{KWh}{t \text{ corta}} \right]$$

### **5.2.5. Capacidad del molino**

Se realizó el dimensionamiento del molino G en función a los parámetros descritos anteriormente.

La capacidad de molino es de 67,23[t].

### **5.2.6. Energía específica**

La energía específica es un parámetro que relaciona la energía consumida para una razón de reducción determinada, es decir, para reducir el tamaño de mineral del F80 al P80 descrito anteriormente.

$$E = 20,27 \left[ \frac{KWh}{t} \right]$$

### **5.2.7. Potencia**

La potencia es la energía necesaria para reducir la capacidad operacional del molino en función a la razón de reducción de tamaño.

$$m_p = 1363[KWh]$$

### **5.2.8. Tamaño de bola óptimo**

Se utiliza para determinar el tamaño de bola óptimo en función de reducción de tamaño, diámetro del molino, la densidad del mineral y el índice de bond con los factores de corrección.

Seleccionar el tamaño de bola adecuado permite mejorar la molienda y obtener los resultados proyectados.

$$\text{Tamaño bola} = 4,1[pulg]$$

Por ende se utilizaron bolas de 4[pulg] de diámetro para la operación.

### 5.2.9. Condiciones hidrociclón

Las condiciones de los hidrociclones se calcularon para las condiciones finales de operación, es decir, con el tonelaje máximo de operación. Adicionalmente se consideró una recirculación provocada por el sobre tamaño del 250%. A continuación se muestran los resultados del tonelaje, el flujo y la presión por ciclón.

$$\frac{Ton}{h} \text{ por ciclón} = 78$$

$$\frac{m^3}{h} \text{ por ciclón} = 59$$

$$Presion = 17,00 [psi]$$

## **5.3. Parámetros de diseño flotación**

Para un control de la operación fue necesario tener control sobre la dosificación de reactivos que se utilizaran, además fue necesario realizar muestreos en diferentes puntos de la planta para establecer las recuperaciones del proceso y las leyes de los diferentes puntos mencionados. Adicionalmente se calculó el tiempo de residencia del circuito total.

### **5.3.1. Tiempo residencia**

El tiempo de residencia para la flotación es un parámetro de gran interés, este demuestra el tiempo que debe estar el mineral en cada celda para tener una flotación óptima.

Se consideraron una serie de suposiciones operacionales para estimar el tiempo de residencia completa. Se considera que el flujo de entrada de la segunda celda Rougher es el 95% de la primera celda Rougher, el flujo de entrada de la tercera celda Rougher es el 95% del flujo de entrada de la segunda celda Rougher. Por otro lado el flujo de entrada de la primera celda Cleaner se consideró una suma de fracciones de flujo de diferentes celdas, se consideró un 10% de todos los flujos de entrada de todas las celdas Rougher, adicionalmente, se consideró un 20% de la celda Scavenger. El flujo de entrada de la segunda celda Cleaner se consideró un 50% del flujo de la primera celda Rougher y finalmente el flujo de alimentación de la celda Scavenger se consideró un 95% del flujo del flujo de entrada de la última celda Rougher. Esta última suposición se toma sin tener relación con el sistema de flotación, siendo una suposición aceptada por la compañía. Los cálculos asociados se encuentran en el Anexo B página 78

A continuación se muestra los tiempos de residencia de las celdas involucradas en el proceso:

Bases de calculo	Menor	Medio	Normal
Beneficio	40,0	50,0	60,0
$\rho_s$ [t/m <sup>3</sup> ]	2,8	2,8	2,8
Caudal Solido [m <sup>3</sup> /h]	14,3	17,9	21,4
% Solidos	38	38	38
Pulpa [tph]	105,3	131,6	157,9
Agua [tph]	65,3	81,6	97,9
Pulpa [m <sup>3</sup> /h]	79,5	99,4	119,3
<b>Primera Rougher</b>			
N	2	2	2
Vc (m <sup>3</sup> /día)	1909,2	2386,5	2863,8
Vk (m <sup>3</sup> )	18,0	18,0	18,0
Vnom %	60	60	60
k	0,75	0,75	0,75
t [Min]	20,4	16,3	13,6
<b>Segunda Celda Rougher</b>			
N	2	2	2
Vc (m <sup>3</sup> /día)	1813,7	2267,1	2720,6
Vk (m <sup>3</sup> )	18,0	18,0	18,0
Vnom %	60	60	60
k	0,75	0,75	0,75
t [Min]	21,4	17,1	14,3
<b>Tercera Celda Rougher</b>			
N	2	2	2
Vc (m <sup>3</sup> /día)	1723,0	2153,8	2584,5
Vk (m <sup>3</sup> )	9,0	9,0	9,0
Vnom %	60	60	60
k	0,75	0,75	0,75
t [Min]	11,3	9,0	7,5

	<b>Menor</b>	<b>Medio</b>	<b>Normal</b>
Beneficio	40,0	50,0	60,0
<b>Primera Celda Cleaner</b>			
N	2	2	2
Vc (m3/día)	872,0	1090,0	1308,0
Vk (m3)	9,0	9,0	9,0
Vnom %	60	60	60
k	0,65	0,65	0,65
t [Min]	19,3	15,5	12,9
<b>Segunda Celda Cleaner</b>			
N	2	2	2
Vc (m3/día)	436,0	545,0	654,0
Vk (m3)	9,0	9,0	9,0
Vnom %	60	60	60
k	0,65	0,65	0,65
t [Min]	38,6	30,9	25,8
<b>Primera Celda Scavenger</b>			
N	2	2	2
Vc (m3/día)	1636,9	2046,1	2455,3
Vk (m3)	18,0	18,0	18,0
Vnom %	60	60	60
k	0,65	0,65	0,65
t [Min]	20,6	16,5	13,7

Tabla 5.1: Tiempos de residencia flotación.

Como se puede ver en las tablas, el tiempo de residencia del circuito completo queda expresado en función del beneficio alimentado al circuito.

En la siguiente tabla se muestra el tiempo de residencia final.

	<b>Menor</b>	<b>Medio</b>	<b>Normal</b>
Beneficio	40,0	50,0	60,0
t Total [min]	131,6	105,3	87,8
t Total [Hr]	2,2	1,8	1,5

Tabla 5.2: Tiempos totales de residencia flotación.

### 5.3.2. Dosificación reactivos

Para la dosificación de reactivos se extrajo la tabla entregada por la empresa PROQUIMIN, la cual entrega las dosificaciones y las densidades respectivas para cada reactivo.

Bases de calculo	Menor	Medio	Normal
Beneficio	40,0	50,0	60,0
Xantato			
Dosificacion [g/t]	60	60	60
$\rho_s$ [g/cc]	1,08	1,08	1,08
Total [Kg]	2,4	3,0	3,6
Total [Lt]	2,6	3,2	3,9
3894			
Dosificacion [g/t]	20	20	20
$\rho_s$ [g/cc]	0,98	0,98	0,98
Total [Kg]	0,8	1,0	1,2
Total [Lt]	0,8	1,0	1,2
3477			
Dosificacion [g/t]	40	40	40
$\rho_s$ [g/cc]	1,1	1,1	1,1
Total [Kg]	1,6	2,0	2,4
Total [Lt]	1,8	2,2	2,6
404			
Dosificacion [g/t]	20	20	20
$\rho_s$ [g/cc]	1,15	1,15	1,15
Total [Kg]	0,8	1,0	1,2
Total [Lt]	0,9	1,2	1,4
1012			
Dosificacion [g/t]	220	220	220
$\rho_s$ [g/cc]	1,02	1,02	1,02
Total [Kg]	8,8	11,0	13,2
Total [Lt]	9,0	11,2	13,5

Bases de calculo	Menor	Medio	Normal
Beneficio	40,0	50,0	60,0
Nash 30%			
Dosificacion [g/t]	80	80	80
$\rho_s$ [g/cc]	1,25	1,25	1,25
Total [Kg]	3,2	4,0	4,8
Total [Lt]	4,0	5,0	6,0
ZnSO4 20%			
Dosificacion [g/t]	20	20	20
$\rho_s$ [g/cc]	3,54	3,54	3,54
Total [Kg]	0,8	1,0	1,2
Total [Lt]	2,8	3,5	4,2
Dicromato de sodio 20%			
Dosificacion [g/t]	20	20	20
$\rho_s$ [g/cc]	2,52	2,52	2,52
Total [Kg]	0,8	1,0	1,2
Total [Lt]	2,0	2,5	3,0
Silicato de Sodio			
Dosificacion [g/t]	150	150	150
$\rho_s$ [g/cc]	2,4	2,4	2,4
Total [Kg]	6,0	7,5	9,0
Total [Lt]	14,4	18,0	21,6

Tabla 5.3: Dosificación reactivos.

## 5.4. Datos operacionales

Los datos operacionales descritos a continuación se encuentran con mayor detalle en la sección anexos. (Anexo D, página 100)

### 5.4.1. Porcentaje sólidos

El porcentaje de sólidos es un parámetro que sirve para el cálculo de agua que está ingresando al sistema, además este parámetro sirve para comprobar una correcta clasificación en los ciclones. CMCN tiene valores establecidos para diferentes puntos en la operación.

Estos valores son:

- % de sólidos en la descarga de molienda: 80%
- % de sólidos en el underflow de los ciclones de molienda: 80%
- % de sólidos en el overflow de los ciclones de molienda: 38%
- % de sólidos en la descarga de re molienda: 80%

Los puntos que son necesarios que el operador tome las muestras de porcentaje sólidos se muestran en los siguientes diagramas.

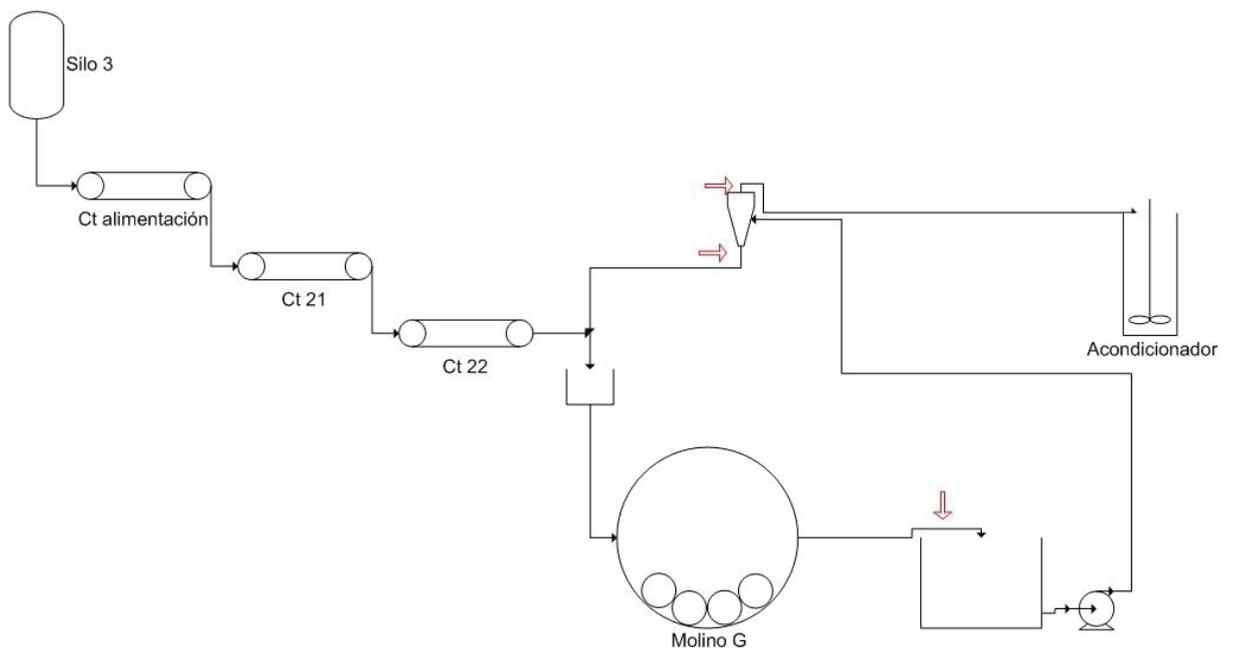


Figura 5.1: Puntos muestreo % sólidos circuito molienda.

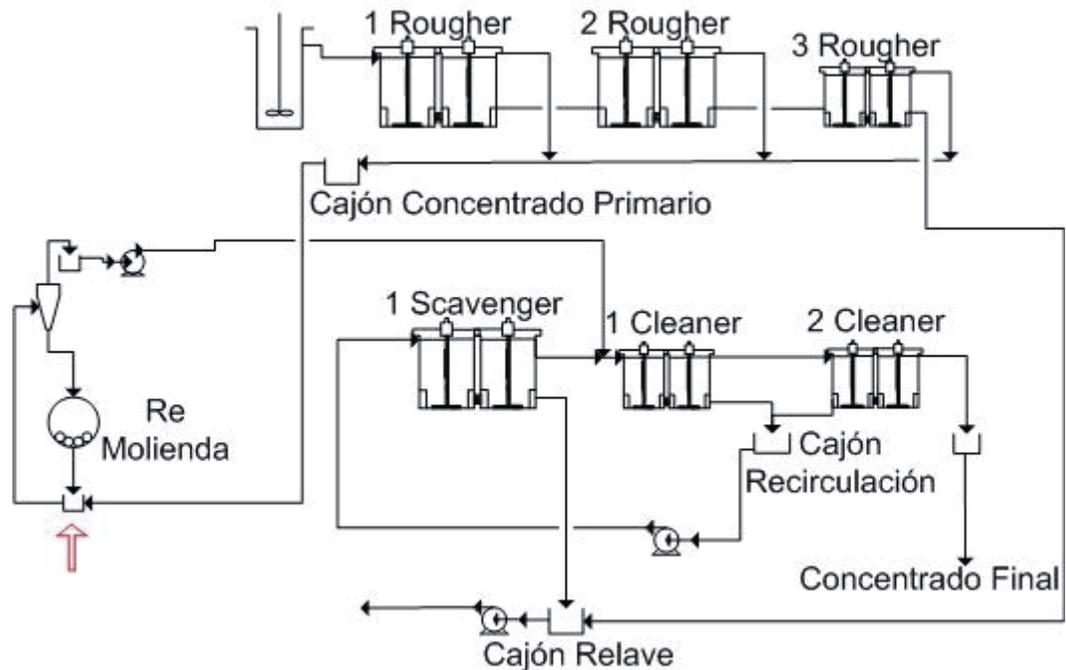


Figura 5.2: Puntos muestreo % solidos circuito flotación.

Como se puede ver en el Anexo D, los valores del porcentaje de sólidos en los diferentes puntos se llegó rápidamente a lo deseado, esto fue gracias a la ayuda de los operadores de la planta antigua y a una correcta supervisión. El primer día de operación se operó con mucha agua y resultó en un porcentaje de solidos bajo, lo cual se corrigió para el segundo día. Como se puede ver se controló oportunamente el porcentaje de solidos conforme fue aumentando el tonelaje de alimentación.

Inicialmente se operó solo con dos ciclones ya que la presión de entrada al ciclón era muy baja si se operaba con 3 ciclones, es decir, se tendría una mala clasificación. Como se muestra en este capítulo, al pasar las 55 t/h, la presión es adecuada para operar con 3 ciclones, esto se ve representado el día 21 de diciembre, turno A. operacionalmente se logró tener control de este parámetro entre los valores 36 y 41% para el overflow de los ciclones del molienda de re molienda, para el underflow el rango fue de 73% a 80% y para la descarga de los molinos fue de 76% a 80%.

## Mallaje rápido

El mallaje rápido se utiliza para establecer si el molino está moliendo al tamaño deseado. En el caso de molienda se utiliza la malla #200 y para los molinos de re molienda se utiliza la malla #325.

Al igual que el porcentaje de sólidos, existen valores estándares para el control de este parámetro y este varía según el punto que se esté tomando la muestra, se muestran estos valores a continuación:

- Mallaje rápido en el overflow de molienda: 90%.
- Mallaje rápido en la descarga de molienda: 60%.
- Mallaje rápido en el overflow de re molienda: 60%.

Los puntos que son necesarios que el operador tome muestra y registre los valores obtenidos después de realizar dicha prueba se muestran en la siguiente figura.

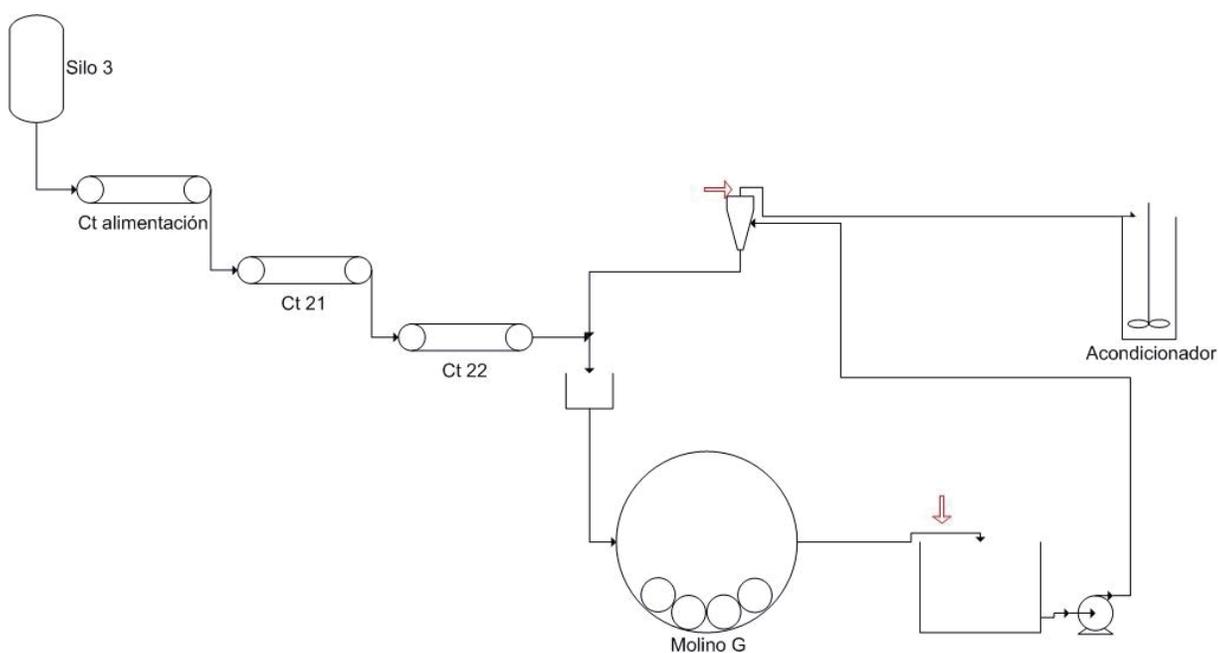


Figura 5.3: Puntos muestreo mallaje rápido circuito molienda.

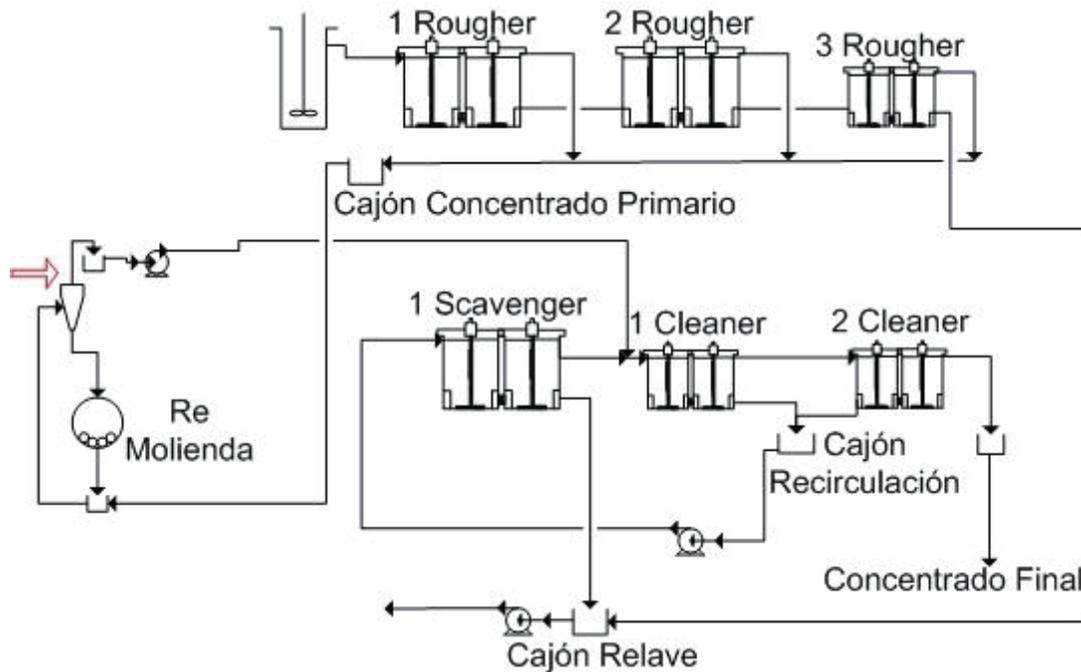


Figura 5.4: Puntos muestreo mallaje rápido circuito flotación.

Al igual que el porcentaje de sólidos, se llegó rápidamente a lo deseado, esto se logró aumentando el diámetro de bola de 3,5 a 4 pulgadas debido a que se provocó un aumento en el tamaño de alimentación por un cambio realizado en el chancador terciario en el comienzo de la marcha blanca. Esto significó que el F80 para molienda pasó a ser de 6800  $[\mu m]$  a 12000  $[\mu m]$ .

Como se puede ver en el Anexo D, a pesar que los valores varían cada día se controlaron entre los valores 85% y 93% para el overflow de molienda, 57% y 62% para la descarga de los molinos de molienda y re molienda.

### 5.4.2. Peso correa

Para saber cuánta carga se le está adicionando al molino, es posible calcular un factor de conversión en función a la velocidad de la correa para luego este sea multiplicado por el peso de la muestra de un cortador de muestras.

El cortador de muestras es de medio metro y en base de este cortador se realizan los cálculos para el factor.

Para el cálculo del factor primero es necesario medir y marcar 10 metros de correa. Luego se le dio la orden al operador de la sala de control que accione la correa transportadora. Se registró el tiempo que demora en pasar las dos marcas (la de inicio y término de los 10 metros)

Luego se realizaron una serie de conversiones para que el peso del cortador de medio metro al ser multiplicado por el factor quede en [t/h], estas conversiones se muestran a continuación.

$$\frac{10[m]}{X [s]} * \frac{3600 [s]}{1[h]} * \frac{1[t]}{1000[Kg]} * \frac{Y[Kg]}{1/2 [m]} = 72 * \frac{Y[Kg]}{X[s]}$$

En donde Y es el peso del cortador de muestras y X es el tiempo transcurrido en pasar ambas marcas en la correa.

El factor utilizado que se calculó y se utilizó para toda la marcha blanca fue de  $12,7 * \frac{[tph]}{[Kg]}$ .

Como se puede en el anexo D se aumentó el tonelaje de alimentación en forma paulatina, llegando de  $40 \left[ \frac{t}{Hr} \right]$  a  $67 \left[ \frac{t}{Hr} \right]$  en el transcurso de 30 días.

### 5.4.3. Recuperaciones

Se registraron las leyes de cobre total, cobre insoluble, cobre soluble y plata para los puntos cabeza, concentrado y relave de la planta de flotación.

En base de las leyes se calcularon las recuperaciones utilizando la misma ecuación para todas las especies.

$$Rec[\%] = \frac{Ley\ Concentrado * (Ley\ Cabeza - Ley\ Relave)}{Ley\ Cabeza * (Ley\ concentrado - Ley\ Relave)}$$

Como se puede ver en el anexo D, los rangos de recuperaciones de las especies son los siguientes:

- Recuperación cobre total: 77% - 81%
- Recuperación cobre insoluble: 84% - 94%
- Recuperación cobre soluble: 18%-22%
- Recuperación plata: 88% - 92%

## 5.5. Balance de masa

El balance de masa (Anexo E, página 112) y permitió estimar la cantidad de agua que consume el circuito.

Como se puede ver en dicho Anexo, los cálculos fueron realizados para 67 [tph] de mineral. El agua necesaria para el cajón de alimentación para obtener un porcentaje de sólidos en la descarga del molino fue de 15,4 [ $m^3/h$ ] y el agua alimentada en la descarga del molino fue de 97,71 [ $m^3/h$ ]. El agua total utilizada por el circuito de molienda fue de 113,09 [ $m^3/h$ ] y el índice de agua por tonelada procesada es de 1,69 [ $m^3/t$ ]

Por otro lado la flotación consume 4,77 [ $m^3/h$ ] en donde está incluido el agua de las canaletas y el agua que utilizan los molinos de re molienda. El índice de agua por tonelada procesada es de 0,07 [ $m^3/t$ ].

En el espesador se recuperan 2,39 [ $m^3/h$ ] obteniendo así un concentrado espesado con un porcentaje de sólidos del orden del 70%. En el filtro se obtienen 0,80 [ $m^3/h$ ] para obtener un concentrado final con una humedad del 10%.

Finalmente el agua recuperada en el tranque de relaves se considera que es un 45% de la masa de agua que contiene el overflow de los ciclones. Esta agua asciende a 45,09 [ $m^3/h$ ].

## Capítulo 6: Estudio económico

---

### 6.1. Introducción

El presente proyecto no constó con una etapa de pre factibilidad, ingeniería básica o ingeniería conceptual, es por ello que es necesaria realizar un análisis económico para ver la posible factibilidad económica del proyecto. Esta proyección está sujeta a los informes que presenta el departamento de minas para determinar en cuanto a la cantidad de mineral extraído.

El análisis económico es realizado para 10 años de operación, esto es en base a la vida útil proyectada por el departamento de minas.

Adicionalmente se realizó un análisis de sensibilidad a la producción de concentrado, a los costos operacionales y al precio del cobre, estableciendo cual tiene mayor influencia sobre la tasa de retorno de la inversión.

## **6.2. Ingresos planta nueva**

El beneficio de mineral será considerado el mineral procesado por el molino en función del tiempo.

Para el cálculo del beneficio de mineral se consideró el beneficio operacional del molino que es de 67 [tph]. La disponibilidad del molino se consideró de un 95% con una utilización del 90%, entregando una capacidad de beneficio anual de 494.942 [t].

Según la proyección para el año se considera una ley de 0,98% de Cu total (Cu T), adicionalmente se considera una recuperación de cobre promedio de 80% y una ley de concentrado de 22%.

Para el cálculo de los ingresos generados por la venta de concentrado se consideró un precio del cobre de 2,874 [US\$/Lb].

Con los supuestos entregados anteriormente se proyecta una producción de concentrado de 17.638 [t/año] el cual es calculado en función del beneficio de mineral sobre la razón de concentración. La razón de concentración es una razón que relaciona la ley de concentrado con la recuperación y la ley de cobre total.

Los ingresos entregados anualmente por la venta de concentrado se calculan en función de las libras pagables de concentrado de cobre que es el cobre contenido en el concentrado y el precio del cobre. Se considera una pérdida de 0,25% de concentrado de cobre. Los ingresos anuales ascienden a US\$ 24.524.750. Los cálculos asociados se encuentran en el Anexo B, página 88.

## **6.3. Capital total de la inversión**

El capital total de la inversión está detallado por el departamento de proyectos (Anexo F, página 116), a continuación se muestra la información obtenida.

### **6.3.1. Capital fijo directo**

- Equipos Principales: US\$ 1.555.836.
- Equipos Secundarios: US\$ 811.517.
- Obras civiles y montaje: US\$ 1.902.604.
- Adicional Eléctrico: US\$ 216.887.
- Adicional Montaje: US\$ 188.542.
- Estructura galpón de mantención: US\$ 54.382.
- Otros: US\$ 297.750.

La suma del capital fijo directo asciende a US\$ 5.028.518.

### 6.3.2. Capital fijo indirecto

- Ingeniería: US\$ 411.407.
- Imprevistos: US\$ 217.697.

La suma del capital fijo indirecto asciende a US\$ 629.104.

### 6.3.3. Total gastos

El total de gastos se considera la suma del capital fijo directo y el capital fijo indirecto.

El total de gastos para este proyecto fue de US\$ 5.657.52

## 6.4. Costo total producto

El costo total del producto se refiere a todos los gastos existentes desde el punto de inicio de producción hasta su colocación en el mercado. Este involucra los costos directos de producción y los costos indirectos de producción. Los costos directos de producción son aquellos que tienen relación directa con el proceso de explotación y tratamiento del mineral hasta llegar al concentrado de cobre, por otro lado los costos indirectos de producción son todos aquellos gastos relacionados al control del producto que involucra el proceso productivo.

Los costos directos unitarios de producción se detallan a continuación:

$$\text{Costo mina} = 17,55 \left( \frac{\$US}{\text{Beneficio Mineral [t]}} \right)$$

$$\text{Costo chancado} = 3,5 \left( \frac{\$US}{\text{Beneficio Mineral [t]}} \right)$$

$$\text{Costo planta concentradora} = 10 \left( \frac{\$US}{\text{Beneficio Mineral [t]}} \right)$$

Los costos indirectos unitarios de producción se muestran a continuación:

$$\text{Costo control calidad} = 0,8 \left( \frac{\$US}{\text{Beneficio Mineral [t]}} \right)$$

$$\text{Costo manteción} = 4,8 \left( \frac{\$US}{\text{Beneficio Mineral [t]}} \right)$$

$$\text{Costo maquila ENAMI} = 6,33 \left( \frac{\$US}{\text{Producción Concentrado [t]}} \right)$$

$$\text{Costo administración} = 4,65 \left( \frac{\$US}{\text{Producción Concentrado [t]}} \right)$$

$$\text{Costo transporte} = 11 \left( \frac{\$US}{\text{Producción Concentrado [t]}} \right)$$

Detalle costos directos de producción:

- Costo mina [\$US] = 8.686.239.
- Costo chancado [\$US] = 1.732.298.
- Costo planta concentradora [\$US] = 4.949.424.

Detalle costos indirectos producción:

- Costo control calidad [\$US] = 395.954.
- Costo manteción [\$US] = 2.375.724.
- Costo maquila ENAMI [\$US] = 111.648.
- Costo administración [\$US] = 82.016.
- Costo transporte [\$US] = 194.017.

El costo total del producto asciende a US\$ 18.527.321.

## 6.5. Flujo de caja

Se refiere al resultado neto de todos los ingresos y gastos que ocurren en un periodo de tiempo determinado, en base al flujo de caja es posible estudiar la factibilidad económica de un proyecto en particular.

La inflación utilizada fue de 5% por un periodo de 10 años.

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

*TMAR = Tasa de inflación + premio al riesgo*

En este caso se utilizara un TMAR de 15% tomando en cuenta la tasa de inflación y el premio al riesgo. Dicho valor fue aceptado por la empresa.

Flujo de caja		0	1	2	3	4	5
Ingresos por ventas	+		\$ 24.524.750	\$ 24.524.750	\$ 24.524.750	\$ 24.524.750	\$ 24.524.750
Costos del producto	-		\$ 18.527.321	\$ 18.527.321	\$ 18.527.321	\$ 18.527.321	\$ 18.527.321
Utilidad Operacional	=		\$ 5.997.429	\$ 5.997.429	\$ 5.997.429	\$ 5.997.429	\$ 5.997.429
Depreciación	-	5%	\$ 299.871	\$ 299.871	\$ 299.871	\$ 299.871	\$ 299.871
Interés	-		\$ -	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -
Venta Activo	+		\$ -	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -
Perdida del ejercicio anterior	-		\$ -	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -
Utilidad antes del impuesto	=		\$ 5.697.557	\$ 5.697.557	\$ 5.697.557	\$ 5.697.557	\$ 5.697.557
Impuesto a empresas	-	20%	\$ 1.139.511	\$ 1.139.511	\$ 1.139.511	\$ 1.139.511	\$ 1.139.511
Utilidad despues del Impuesto	=		\$ 4.558.046	\$ 4.558.046	\$ 4.558.046	\$ 4.558.046	\$ 4.558.046
Depreciación	+	5%	\$ 227.902	\$ 227.902	\$ 227.902	\$ 227.902	\$ 227.902
Valor de salvamento	+		\$ -	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -
Perdida del ejercicio anterior	+		\$ -	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -
Amortización	-		\$ -	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -
Inversión	-	\$ 5.657.000	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -
Prestamo	+		\$ -	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -
Flujo de caja neto	=	-\$ 5.657.000	\$ 4.785.948	\$ 4.785.948	\$ 4.785.948	\$ 4.785.948	\$ 4.785.948

Flujo de caja		6	7	8	9	10
Ingresos por ventas	+	\$ 24.524.750	\$ 24.524.750	\$ 24.524.750	\$ 24.524.750	\$ 24.524.750
Costos del producto	-	\$ 18.527.321	\$ 18.527.321	\$ 18.527.321	\$ 18.527.321	\$ 18.527.321
Utilidad Operacional	=	\$ 5.997.429	\$ 5.997.429	\$ 5.997.429	\$ 5.997.429	\$ 5.997.429
Depreciación	-	\$ 299.871	\$ 299.871	\$ 299.871	\$ 299.871	\$ 299.871
Interés	-	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -
Venta Activo	+	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -
Perdida del ejercicio anterior	-	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -
Utilidad antes del impuesto	=	\$ 5.697.557	\$ 5.697.557	\$ 5.697.557	\$ 5.697.557	\$ 5.697.557
Impuesto a empresas	-	\$ 1.139.511	\$ 1.139.511	\$ 1.139.511	\$ 1.139.511	\$ 1.139.511
Utilidad despues del Impuesto	=	\$ 4.558.046	\$ 4.558.046	\$ 4.558.046	\$ 4.558.046	\$ 4.558.046
Depreciación	+	\$ 227.902	\$ 227.902	\$ 227.902	\$ 227.902	\$ 227.902
Valor de salvamento	+	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -
Perdida del ejercicio anterior	+	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -
Amortización	-	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -
Inversión	-	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -
Prestamo	+	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -
Flujo de caja neto	=	\$ 4.785.948	\$ 4.785.948	\$ 4.785.948	\$ 4.785.948	\$ 4.785.948

Tabla 6.1: Flujo de caja

Considerando un TMAR de 15% se calculan los parámetros de TIR Y VAN del proyecto:

TIR	84,42%
VAN	US\$ 15.967.449

Tabla 6.2: Resultados TIR y VAN.

Por tanto:

$TIR > TMAR$

El proyecto resulta con un TIR de 84,42% y un VAN de US\$ 15.967.449 lo que se considera un proyecto económicamente rentable.

## 6.6. Análisis de sensibilidad

En la evaluación de la rentabilidad de un proyecto, se observa que existen una serie de parámetros y factores que son susceptibles de sufrir variaciones y por ende cambiar la condición de rentabilidad del proyecto.

Para estos casos se utiliza en análisis de sensibilidad el cual estudia tres variables de interés.

### 6.6.1. Efecto de la variación de la ley Cu T

Se estudia dicha variación debido al inevitable hecho que las leyes de cobre bajan conforme se explota un yacimiento, se consideró como valor máximo la ley actual de cobre total que es de 0,98%.

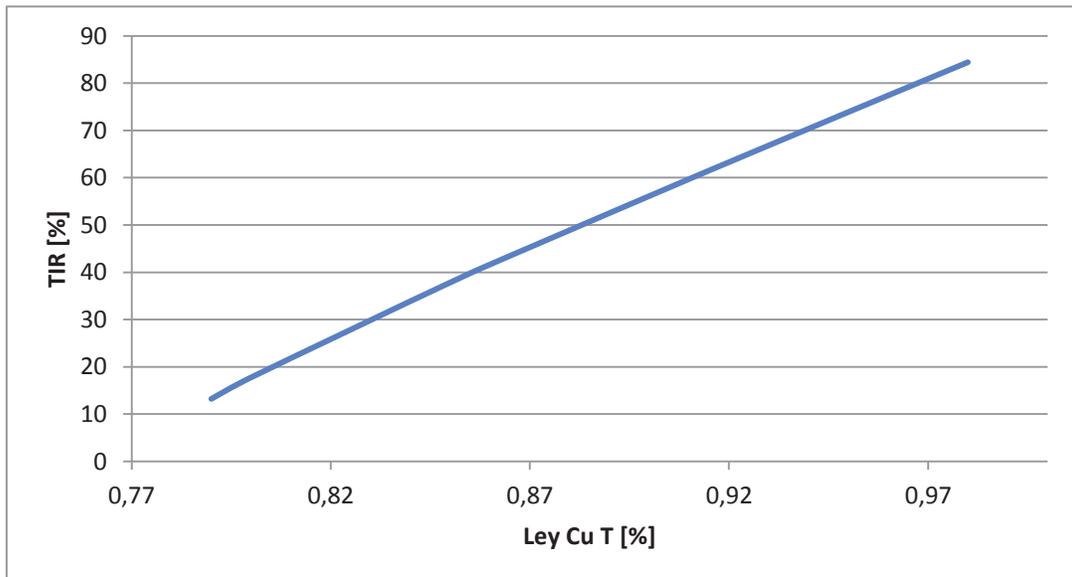


Gráfico 6.1: Sensibilidad %TIR versus ley de cobre total [%].

Como se puede ver la ley de cobre total influye directamente sobre la rentabilidad del proyecto, conforme disminuye la ley de cobre total el valor TIR disminuye.

Con una ley de cobre inferior a 0,81[%] el proyecto deja de ser rentable de acuerdo al TMAR establecido previamente.

## 6.6.2. Efecto de la variación del precio del cobre

Se estudia la variación del precio del cobre para determinar la rentabilidad del proyecto, se considera un parámetro de gran interés debido a que el mercado del cobre está sufriendo un periodo de baja. Se considera el valor máximo de precio del cobre como 2,874 [US\$/Lb].

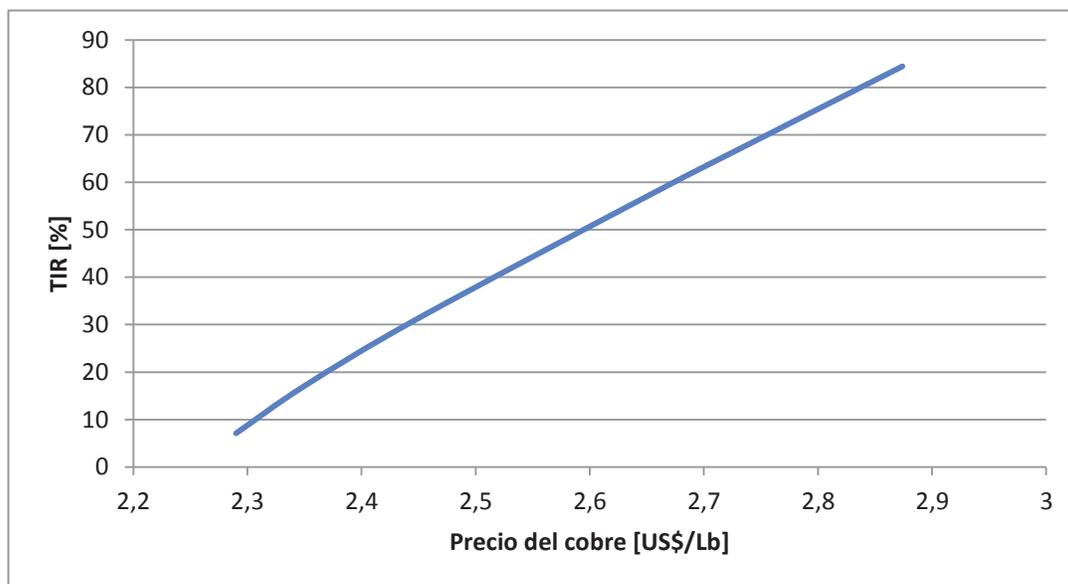


Gráfico 6.2: Sensibilidad %TIR versus precio del cobre [US\$/Lb].

Se puede apreciar que el precio del cobre es fundamental para la rentabilidad del proyecto, en donde conforme disminuye el precio del cobre, disminuye el TIR. El valor mínimo aceptable para cumplir con las condiciones de rentabilidad es 2,32 [US\$/Lb].

### 6.6.3. Efecto de la variación del costo de mantención

Se evalúa el costo de mantención como un parámetro de interés. Se considera como un valor mínimo el actual 4,8 [US\$/ Beneficio Mineral [t]]

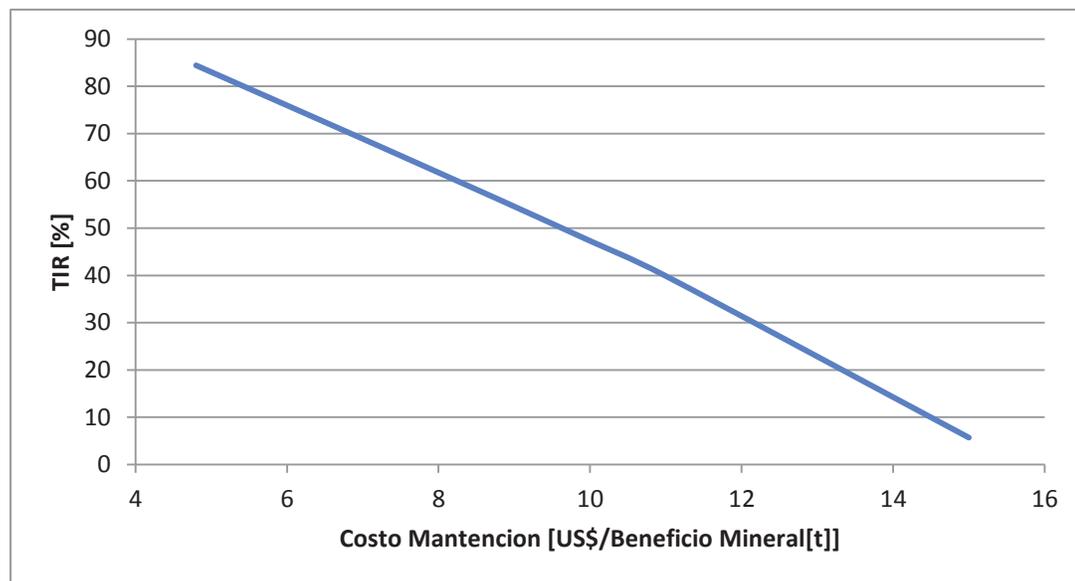


Gráfico 6.3: Sensibilidad %TIR versus costo mantención [US\$/Beneficio mineral [t]]

Como se puede ver en el gráfico el costo de mantención y en general todos los costos involucrados en la operación tienen una directa incidencia en la rentabilidad del proyecto. Se puede ver en el gráfico que el valor máximo que debe tener el costo de mantención es de 14 [US\$/Beneficio mineral[t]].

## Capítulo 7: Conclusiones

---

La expansión realizada por la planta concentradora representa mejoras en la parte técnica y económica. En lo técnico, los equipos funcionan utilizando de mejor forma su capacidad. Y en lo económico, la expansión representa VAN cercano a MUS\$ 16 en los próximos 10 años con un TIR superior al 84%.

La expansión de la planta concentradora, aparte de aumentar el tonelaje de mineral beneficiado logra que el espesador y el filtro operen con parámetros más cercanos a los de diseño. Esta planta tiene la capacidad de tratamiento de mineral de 67 [t/h], aumentando en 9 [t/h] el beneficio de la planta concentradora.

La planta presenta la incorporación de molino de bolas y 6 bi-celdas de flotación, ambos tipos de equipos fueron dimensionados en el análisis técnico presentando una real mejora a la planta actual.

Como se puede ver en el capítulo ‘puesta en marcha’, se concluye que las dificultades que ocurrieron se les otorgo una solución oportuna conforme fueron apareciendo. La compra de equipos adicionales como fue el compresor se consideró dentro de los gastos imprevistos y presento estabilidad en la operación.

Los datos operacionales deseados por la compañía se lograron conseguir. Las recuperaciones presentadas en la flotación demuestran que el molino liberaba la partícula lo suficiente como para tener un contacto efectivo con el colector adicionado.

Adicionalmente se trabajó con el departamento de gestión de datos para la implementación de reports de detención de los equipos principales, los cuales se presentan en el anexo C para tener mayor control de la operación y de las razones de las detenciones de los equipos, estos reports fueron implementados en la compañía por un periodo de tiempo hasta que causas mayores los dejaron fuera de circulación.

La ‘Planta Nueva’ presenta rentabilidad en la operación en las condiciones que fueron calculadas, y se debe tener en especial cuenta el precio del cobre en las operaciones futuras

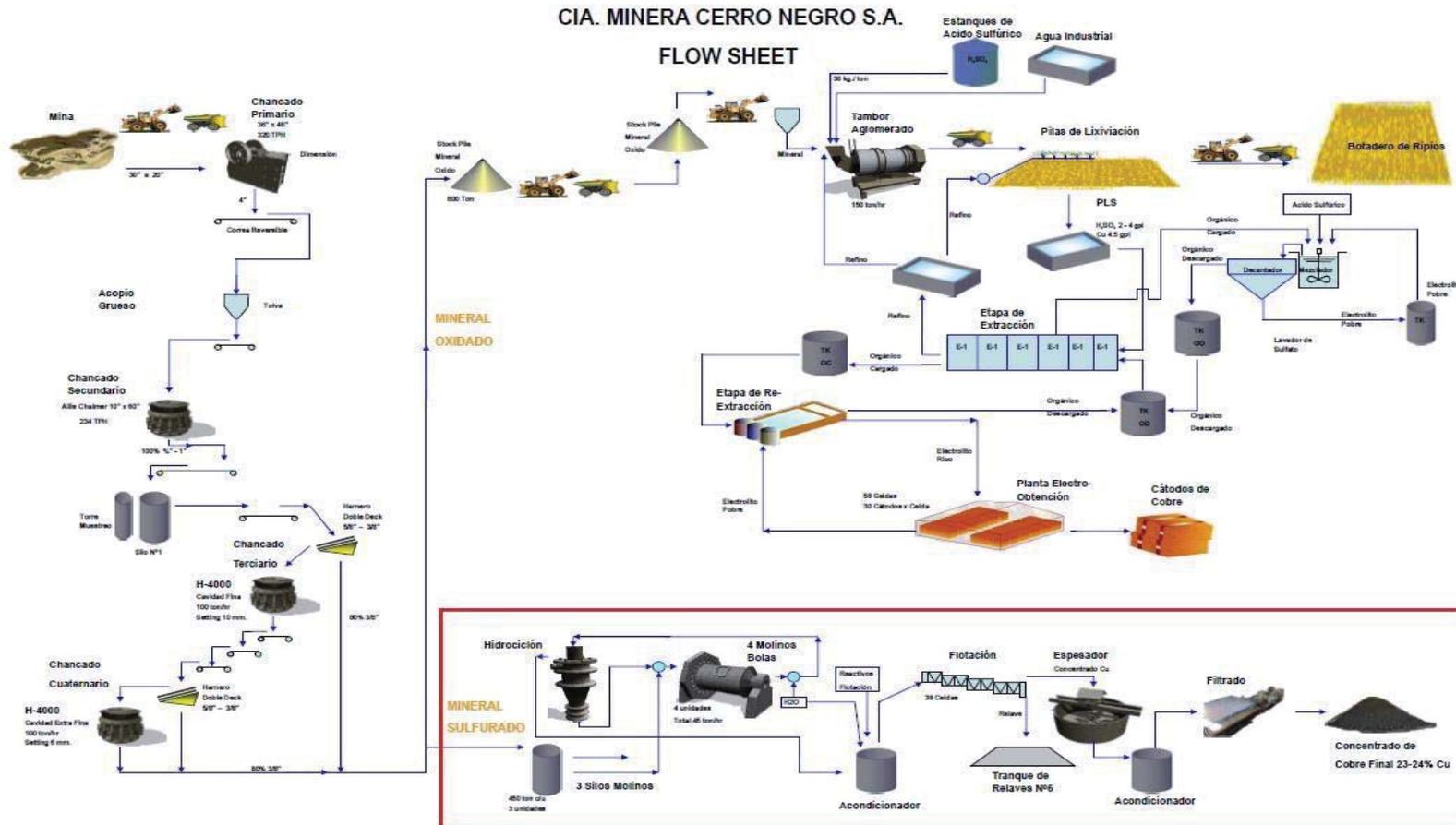
## Capítulo 8: Referencias bibliográficas

---

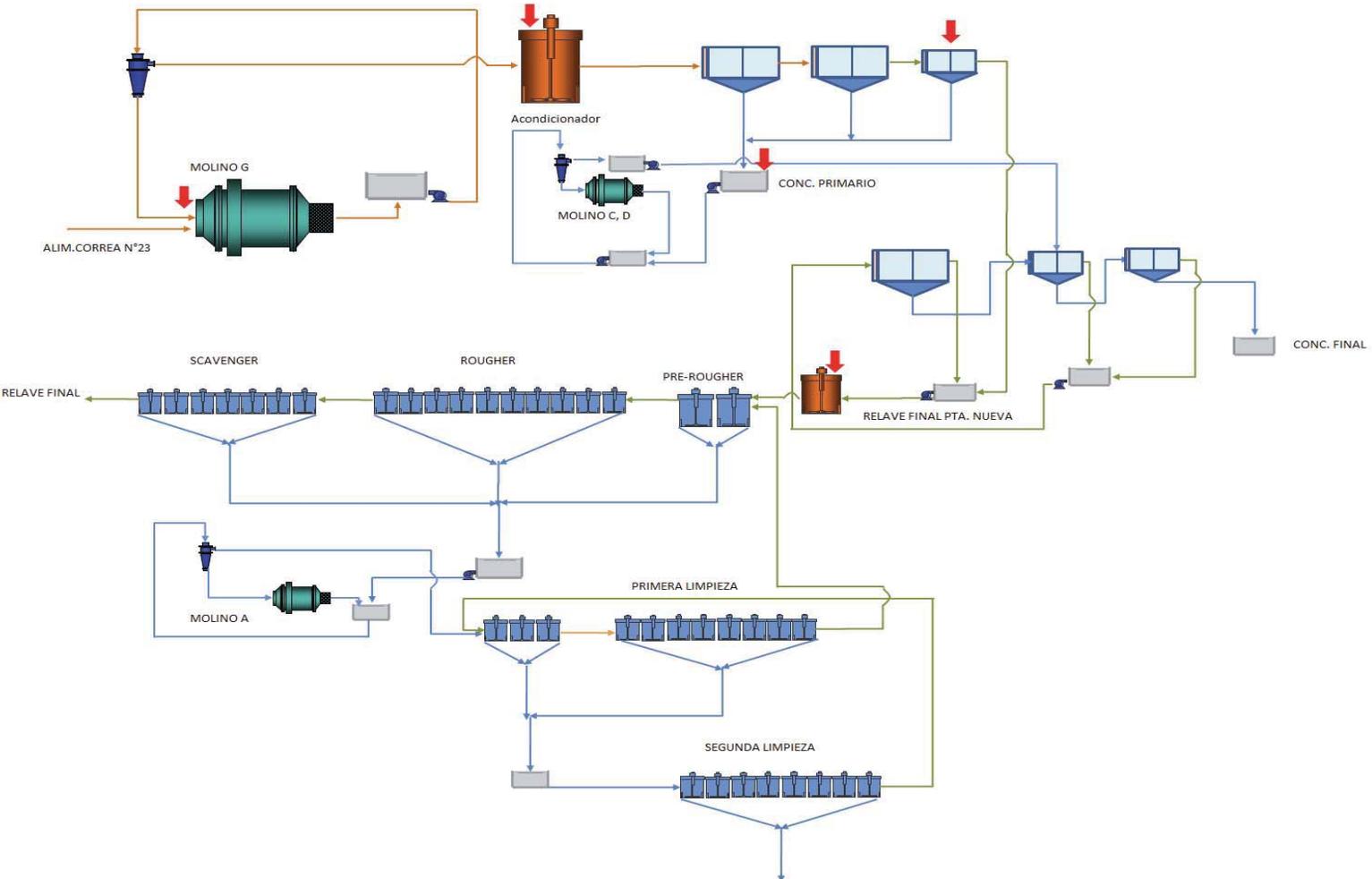
- Cerro Negro. Manual operación y mantención de equipos de molienda y flotación. Noviembre 2011
- Leonard G. Austin. Diseño y simulación de circuitos de molienda y clasificación. Capítulo 3.
- Hugo Cárcamo. Operaciones mecánicas. Facultad de ingeniería y ciencias geológicas. Universidad Católica del Norte. 2003.
- Cerro Negro. Estudio de impacto ambiental. Proyecto faena Minera Cerro Negro. Diciembre 2013
- Leonel Guitierrez R. Dimensionamiento y optimización de plantas concentradoras mediante técnicas de modelación matemática. 1986.
- Cerro Negro. Control de proceso área molienda. 2013.

# Anexo A: Flowsheets planta actual y nueva

## A-1 Flowsheet planta actual



# A-2 Flowsheet planta nueva



## Anexo B: Memoria de cálculo

---

### B-1 Dimensionamiento de equipos

- Ecuaciones para dimensionamiento de molino G

- Velocidad crítica

$$V_{cG} = \frac{76,63}{\sqrt{D_G}}$$

$$V_{cG} = \frac{76,63}{\sqrt{10,24[\text{pie}]}}$$

$$V_{cG} = 23,95 \text{ [Rpm]}$$

- Velocidad angular

$$V_{aG} = \varphi * V_{cG}$$

$$V_{aG} = 72\% * 23,95 \text{ [rpm]}$$

$$V_{aG} = 17,24 \text{ [rpm]}$$

- Índice de trabajo operacional

$$W_{DG} = \left(\frac{2,44}{D_G}\right)^{0,2} * W_T; \text{ si } D_G \leq 3,81 \text{ [m]}$$

$$W_{DG} = 0,914 * W_T; \text{ si } D_G > 3,81 \text{ [m]}$$

$$W_{DG} = \left(\frac{2,44}{10,24[\text{pie}] * 0,3048 \text{ [m/pie]}}\right)^{0,2} * 21 \left[\frac{\text{KWh}}{\text{t corta}}\right]; \text{ si } 3,12 \text{ [m]} \leq 3,81 \text{ [m]}$$

$$W_{DG} = 19,99 \left[\frac{\text{KWh}}{\text{t corta}}\right]$$

A continuación se calculó los parámetros de corrección para otras condiciones operacionales.

$$K_G = K_{1G} * K_{2G} * K_{3G} * K_{4G} * K_{5G}$$

$$W_{iG} = K_G * W_{DG}$$

$K_1 = 1$  (Por circuito cerrado)

$K_2 = 1$  (Por molienda humeda)

$K_2 = 1,3$  (Por molienda seca)

$$K_3 = 1 + \frac{\left(\frac{W_{iT}}{1,1} - 7\right) * \left(\frac{F_{80}}{4000 * \sqrt{1,1 * \left(\frac{13}{W_{iT}}\right)}} - 1\right)}{\frac{F_{80}}{P_{80}}}; \text{ si } F_{80} > 4000 * \sqrt{1,1 * \left(\frac{13}{W_{iT}}\right)}$$

$$K_4 = \frac{P_{80} + 10,3}{1,145 * P_{80}}; \text{ si } P_{80} < 75 \text{ se cumple}$$

$$K_5 = 1 + \frac{0,13}{\frac{F_{80}}{P_{80}} - 1,35}; \text{ si } \frac{F_{80}}{P_{80}} < 6 \text{ se cumple}$$

$K_{1G} = 1$  (Por circuito cerrado)

$K_{2G} = 1$  (Por molienda humeda)

$$K_{3G} = 1 + \frac{\left(\frac{21}{1,1} - 7\right) * \left(\frac{6800}{4000 * \sqrt{1,1 * \left(\frac{13}{21}\right)}} - 1\right)}{\frac{12000}{150}}; \text{ si } 12000 > 3300,794$$

$K_{3G} = 1,34$

$$K_{4G} = \frac{75 + 10,3}{1,145 * 75}; \text{ si } 150 < 75 \text{ se cumple}$$

$K_{4G} = \text{No se cumple}$

$$K_{5G} = 1 + \frac{0,13}{\frac{150}{75} - 1,35}; \text{ si } 80 < 6 \text{ se cumple}$$

$K_{5G} = \text{No se cumple}$

$$W_{iG} = 1,34 * 19,99 \left[ \frac{\text{KWh}}{\text{t corta}} \right]$$

$$W_{iG} = 28 \left[ \frac{\text{KWh}}{\text{t corta}} \right]$$

○ **Calculo capacidad molino G**

$$Q_G = 6,13 * Z_G * D_G^{3,5}; \text{ si } D_G[\text{m}] \leq 3,81[\text{m}]$$

$$Q_G = 8,01 * Z_G * D_G^{3,3}; \text{ si } D_G[\text{m}] > 3,81 [\text{m}]$$

$$Z_G = \frac{A * \rho_{bG} * \left( \frac{L_G}{D_G} \right) * (J - 0,937 * J^2) * \left( \varphi_C - \frac{0,1 * \varphi_C}{2^{9-10*\varphi_C}} \right)}{K_G * W_T * \left( \frac{10}{\sqrt{P_{80G}}} - \frac{10}{\sqrt{F_{80G}}} \right)}$$

$$Z_G = \frac{1 * 15,35 \left[ \frac{\text{t}}{\text{m}^3} \right] * \left( \frac{16,04 [\text{pie}]}{10,24[\text{pie}]} \right) * (0,44 - 0,937 * 0,44^2) * \left( 0,72 - \frac{0,1 * 0,72}{2^{9-10*0,72}} \right)}{1,4 * 21 \left[ \frac{\text{Kwh}}{\text{t corta}} \right] * \left( \frac{10}{\sqrt{150}} - \frac{10}{\sqrt{12000}} \right)}$$

$$Z_G = 0,20$$

$$Q_G = 6,13 * 0,20 * (10,24[\text{pie}] * 0,3048 \left[ \frac{\text{m}}{\text{pie}} \right])^{3,5}; \text{ si } 3,12[\text{m}] \leq 3,81[\text{m}]$$

$$Q_G = 67,23 [\text{t}]$$

○ **Calculo de energía específica**

$$E_G = W_{iG} * \left[ \frac{10}{\sqrt{P_{80G}}} - \frac{10}{\sqrt{F_{80G}}} \right]$$

$$E_G = 28 \left[ \frac{\text{KWh}}{\text{t}} \right] * \left[ \frac{10}{\sqrt{150}} - \frac{10}{\sqrt{12000}} \right]$$

$$E_G = 20,27 \left[ \frac{\text{KWh}}{\text{t}} \right]$$

○ **Calculo potencia**

$$P_G = Q_G * E_G$$

$$P_G = 67,23[t] * 20,27 \left[ \frac{KWh}{t} \right]$$

$$P_G = 1363[KWh]$$

○ **Tamaño de bolas óptimo**

$$\text{Tamaño bola} = \left( \frac{F_{80G}}{330} \right)^{0,5} * \left( \rho_M * \left( \frac{W_{iG}}{1,10229} \right) * \frac{1}{\varphi * D_G^{0,5}} \right)^{0,333333}$$

$$\text{Tamaño bola} = \left( \frac{12000}{330} \right)^{0,5} * \left( 2,8 \left[ \frac{t}{m^3} \right] * \left( \frac{28 [KWh/t]}{1,10229} \right) * \frac{1}{72[\%] * 10,24[pie]^{0,5}} \right)^{0,333333}$$

$$\text{Tamaño bola} = 4,1[\text{pulg}]$$

○ **Condiciones hidrociclón**

$$\text{tph por ciclón} = \left( \frac{Q_G}{N^\circ \text{Molinos} * N^\circ \text{Ciclones}} \right) * (1 + C_c)$$

$$\text{tph por ciclón} = \left( \frac{67,23[t]}{1 * 3} \right) * (1 + 250[\%])$$

$$\text{tph por ciclón} = 78$$

$$\frac{m^3}{h} \text{ por ciclón} = \left( \frac{\text{tph por ciclón}}{\rho_M} + \frac{\text{tph por ciclón}}{\tau} * 100 - \text{tph por ciclón} \right)$$

$$\frac{m^3}{h} \text{ por ciclón} = \left( \frac{78[tph]}{2,8[t/m^3]} + \frac{78[tph]}{72[\%]} * 100 - 78[tph] \right)$$

$$\frac{m^3}{h} \text{ por ciclón} = 59$$

$$\text{Presión} = \left( \frac{\frac{\text{m}^3}{\text{h}} \text{ por ciclón}}{0,1367 * D_{\text{Interno Ciclón}}^{0,247}} \right)^{2,105}$$

$$\text{Presión} = \left( \frac{59}{0,1367 * 10^{0,247}} \right)^{2,105} \text{ [psi]}$$

$$\text{Presión} = 17,00[\text{psi}]$$

- **Flotación**

- **Tiempos de residencia**

$$t(\text{min}) = \frac{N * 1440 \left[ \frac{\text{min}}{\text{día}} \right] * V_K [\text{m}^3] * K}{V_c \left[ \frac{\text{m}^3}{\text{día}} \right]}$$

$$\text{Caudal sólido} \left[ \frac{\text{m}^3}{\text{h}} \right] = \frac{\text{Beneficio mineral} [\text{tph}]}{\rho_M \left[ \frac{\text{t}}{\text{m}^3} \right]}$$

$$\text{Masa pulpa} [\text{tph}] = \text{Beneficio mineral} [\text{tph}] * \frac{1}{\omega}$$

$$\text{Masa Agua} [\text{tph}] = \text{Masa pulpa} [\text{tph}] - \text{Masa pulpa} [\text{tph}] * \omega$$

$$\text{Masa agua} [\text{tph}] = \text{Flujo agua} \left[ \frac{\text{m}^3}{\text{h}} \right]$$

$$\text{Flujo pulpa} \left[ \frac{\text{m}^3}{\text{h}} \right] = \text{Flujo agua} \left[ \frac{\text{m}^3}{\text{h}} \right] + \text{Caudal sólido} \left[ \frac{\text{m}^3}{\text{h}} \right]$$

$$V_c \left[ \frac{\text{m}^3}{\text{día}} \right] = 24 * \text{Pulpa} \left[ \frac{\text{m}^3}{\text{h}} \right]$$

$$V_K [\text{m}^3] = \text{Volumen celda} [\text{m}^3] * \frac{V_{\text{nominal}} [\%]}{100}$$

- **Primera celda rougher**

$$\rho_M \left[ \frac{\text{t}}{\text{m}^3} \right] = 2,8$$

$$\omega = 38\%$$

$$\text{Beneficio mineral} = 60 [\text{tph}]$$

$$\text{Caudal solido} = \frac{60}{2,8}$$

$$\text{Caudal solido} = 21,4 \left[ \frac{\text{m}^3}{\text{h}} \right]$$

$$\text{Masa pulpa} = 60 * \frac{38}{100}$$

$$\text{Masa pulpa} = 157,9 \left[ \frac{\text{t}}{\text{h}} \right]$$

$$\text{Masa agua} = 157,9 \left[ \frac{\text{t}}{\text{h}} \right] - 157,9 \left[ \frac{\text{t}}{\text{h}} \right] * \frac{38}{100}$$

$$\text{Masa agua} = 97,9 \left[ \frac{\text{t}}{\text{h}} \right]$$

$$\text{Masa agua} \left[ \frac{\text{t}}{\text{h}} \right] = \text{Flujo agua} \left[ \frac{\text{m}^3}{\text{h}} \right]$$

$$\text{Flujo pulpa} = 97,9 \left[ \frac{\text{m}^3}{\text{h}} \right] + 21,4 \left[ \frac{\text{m}^3}{\text{h}} \right]$$

$$\text{Flujo pulpa} = 119,3 \left[ \frac{\text{m}^3}{\text{h}} \right]$$

$$V_c \text{ Primera celda rougher} = 24 * 119,3 \left[ \frac{\text{m}^3}{\text{h}} \right]$$

$$V_c \text{ Primera celda rougher} = 2863,8 \left[ \frac{\text{m}^3}{\text{día}} \right]$$

$$V_K = 30 \left[ \text{m}^3 \right] * \frac{60}{100}$$

$$V_K = 18 \left[ \text{m}^3 \right]$$

$$t \text{ Primera celda rougher} = \frac{2 * 1440 \left[ \frac{\text{min}}{\text{día}} \right] * 18 \left[ \text{m}^3 \right] * 0,75}{2863,8 \left[ \frac{\text{m}^3}{\text{día}} \right]}$$

$$t \text{ Primera celda rougher} = 13,6 \left[ \text{Min} \right]$$

○ **Segunda celda rougher**

$$V_c \text{ Segunda celda rougher} = 0,95 * V_c \text{ Primera celda rougher} \left[ \frac{\text{m}^3}{\text{día}} \right]$$

$$V_c \text{ Segunda celda rougher} = 0,95 * 2863,8 \left[ \frac{\text{m}^3}{\text{día}} \right]$$

$$V_c \text{ Segunda celda rougher} = 2720,6 \left[ \frac{\text{m}^3}{\text{día}} \right]$$

$$V_K = 30 [\text{m}^3] * \frac{60}{100}$$

$$V_K = 18[\text{m}^3]$$

$$t \text{ Segunda celda rougher} = \frac{2 * 1440 \left[ \frac{\text{min}}{\text{día}} \right] * 18[\text{m}^3] * 0,75}{2720,6 \left[ \frac{\text{m}^3}{\text{día}} \right]}$$

$$t \text{ Segunda celda rougher} = 14,3 [\text{min}]$$

○ **Tercera celda rougher**

$$V_c \text{ Tercera celda rougher} = 0,95 * V_c \text{ Segunda celda rougher} \left[ \frac{\text{m}^3}{\text{día}} \right]$$

$$V_c \text{ Tercera celda rougher} = 0,95 * 2720,6 \left[ \frac{\text{m}^3}{\text{día}} \right]$$

$$V_c \text{ Tercera celda rougher} = 2584,5 \left[ \frac{\text{m}^3}{\text{día}} \right]$$

$$V_K[\text{m}^3] = 15 [\text{m}^3] * \frac{60}{100}$$

$$V_K = 9 [\text{m}^3]$$

$$t \text{ Tercera celda rougher} = \frac{2 * 1440 \left[ \frac{\text{min}}{\text{día}} \right] * 9[\text{m}^3] * 0,75}{2584,5 \left[ \frac{\text{m}^3}{\text{día}} \right]}$$

$$t \text{ Tercera celda rougher} = 7,5 [\text{min}]$$

### ○ **Primera celda cleaner**

$V_c$  Primera celda cleaner

$$\begin{aligned} &= 0,10 * V_c \text{ Primera celda rougher} \left[ \frac{\text{m}^3}{\text{día}} \right] + 0,10 * V_c \text{ Segunda celda rougher} \left[ \frac{\text{m}^3}{\text{día}} \right] \\ &+ 0,10 * V_c \text{ Tercera celda rougher} \left[ \frac{\text{m}^3}{\text{día}} \right] + 0,20 * V_c \text{ Primera celda scavenger} \left[ \frac{\text{m}^3}{\text{día}} \right] \end{aligned}$$

$V_c$  Primera celda cleaner

$$\begin{aligned} &= 0,10 * 2863,8 \left[ \frac{\text{m}^3}{\text{día}} \right] + 0,10 * 2720,6 \left[ \frac{\text{m}^3}{\text{día}} \right] + 0,10 * 2584,5 \left[ \frac{\text{m}^3}{\text{día}} \right] + 0,20 \\ &* 2455,3 \left[ \frac{\text{m}^3}{\text{día}} \right] \end{aligned}$$

$$V_c \text{ Primera celda cleaner} = 1308,0 \left[ \frac{\text{m}^3}{\text{día}} \right]$$

$$V_K = 15 [\text{m}^3] * \frac{60}{100}$$

$$V_K = 9 [\text{m}^3]$$

$$t \text{ Primera celda cleaner} = \frac{2 * 1440 \left[ \frac{\text{min}}{\text{día}} \right] * 9[\text{m}^3] * 0,75}{1308,0 \left[ \frac{\text{m}^3}{\text{día}} \right]}$$

$$t \text{ Primera celda cleaner} = 12,9[\text{Min}]$$

○ **Segunda celda cleaner**

$$V_c \text{ Segunda celda cleaner} = 0,50 * V_c \text{ Primera celda cleaner} \left[ \frac{\text{m}^3}{\text{día}} \right]$$

$$V_c \text{ Segunda celda cleaner} = 0,50 * 1308,0 \left[ \frac{\text{m}^3}{\text{h}} \right]$$

$$V_c \text{ Segunda Celda rougher} = 654,0 \left[ \frac{\text{m}^3}{\text{día}} \right]$$

$$V_K = 15 [\text{m}^3] * \frac{60}{100}$$

$$V_K = 9[\text{m}^3]$$

$$t \text{ Segunda celda cleaner} = \frac{2 * 1440 \left[ \frac{\text{min}}{\text{día}} \right] * 9[\text{m}^3] * 0,75}{194,9 \left[ \frac{\text{m}^3}{\text{día}} \right]}$$

$$t \text{ Segunda celda cleaner} = 25,8 [\text{min}]$$

○ **Primera celda scavenger**

$$V_c \text{ Primera celda scavenger} = 0,50 * V_c \text{ Tercera celda rougher} \left[ \frac{\text{m}^3}{\text{día}} \right]$$

$$V_c \text{ Primera celda scavenger} = 0,50 * 2584,5 \left[ \frac{\text{m}^3}{\text{día}} \right]$$

$$V_c \text{ Primera celda scavenger} = 2455,3 \left[ \frac{\text{m}^3}{\text{día}} \right]$$

$$V_K = 30 * \frac{60}{100}$$

$$V_K = 18[\text{m}^3]$$

$$t \text{ Primera celda scavenger} = \frac{2 * 1440 \left[ \frac{\text{min}}{\text{día}} \right] * 18[\text{m}^3] * 0,75}{2455,3 \left[ \frac{\text{m}^3}{\text{día}} \right]}$$

$$t \text{ Primera celda scavenger} = 13,7[\text{min}]$$

## **B-2 Ecuaciones para análisis económico**

- **Ecuaciones para ganancia mineral**

$$\text{Beneficio Mineral} \left[ \frac{\text{t}}{\text{año}} \right] = \text{Mineral tratado por el molino} * \text{Disponibilidad} * \text{Utilización.}$$

$$\text{Ley Cu T} [\%] = \text{Ley cobre total.}$$

$$\text{Recuperación Cu} = \text{Recuperación de cobre proyectada.}$$

$$\text{Ley concentrado} [\%] = \text{Ley de concentrado proyectada} [\%].$$

$$\text{Razón de concentración} = \left( \frac{1}{\text{Recuperación Cu}} \right) * \left( \frac{\text{Ley Concentrado}}{\text{Ley Cu T}} \right).$$

$$\text{Producción de concentrado}[\text{t}] = \frac{\text{Beneficio Mineral}}{\text{Razón de concentración}}.$$

$$\text{Lbs pagables} = \frac{\text{Ley concentrado}}{100} * \text{Producción de concentrado} * 0,9975 * 2204,6223.$$

$$\text{Beneficios generados por cobre} [\text{US\$}] = \text{Lbs pagable} * \text{Precio Cu.}$$

$$\text{Beneficio Mineral} \left[ \frac{\text{t}}{\text{año}} \right] = 65[\text{tph}] * 8.640 \left[ \frac{\text{año}}{\text{h}} \right] * 0,95 * 0,9.$$

$$\text{Beneficio Mineral} \left[ \frac{\text{t}}{\text{año}} \right] = 480.168.$$

$$\text{Ley Cu T} [\%] = 0,98.$$

$$\text{Recuperación Cu} = 0,8.$$

$$\text{Ley concentrado} [\%] = 22 [\%].$$

$$\text{Razón de concentración Rx} = \left( \frac{1}{0,8} \right) * \left( \frac{22}{0,98} \right).$$

$$\text{Razón de concentración} = 28.$$

$$\text{Producción de concentrado}[\text{t}] = \frac{480.168}{28}.$$

$$\text{Producción de concentrado}[\text{tms}] = 1.7111.$$

$$\text{Lbs pagables} = \frac{22}{100} * 17.111 * 0,9975 * 2204,6223.$$

$$\text{Lbs pagables} = 8.533.316.$$

$$\text{Beneficios generados por cobre} [\text{US\$}] = 8.533.316 * 2,874.$$

$$\text{Beneficios generados por cobre} [\text{US\$}] = 24.524.750.$$

- **Ecuaciones para el cálculo del costo total de Inversión**

Total gastos = Capital fijo directo + Capital fijo indirecto.

Total gastos[\$US] = 5.028.518 + 629.104.

Total gastos[\$US] = 5.657.522.

- **Ecuaciones para el cálculo de costos total del producto**

- Costo mina [\$US] = Costo mina  $\left(\frac{\$US}{\text{Beneficio mineral [t]}}\right) * \text{Beneficio mineral [t]}$ .
- Costo chancado [\$US] = Costo chancado  $\left(\frac{\$US}{\text{Beneficio mineral [t]}}\right) * \text{Beneficio mineral [t]}$ .
- Costo planta concentradora [\$US] = Costo planta concentrado  $\left(\frac{\$US}{\text{Beneficio mineral [t]}}\right) * \text{Beneficio mineral [t]}$ .
- Costo control calidad [\$US] = Costo control calidad  $\left(\frac{\$US}{\text{Beneficio mineral [t]}}\right) * \text{Beneficio mineral [t]}$ .
- Costo mantención [\$US] = Costo mantención  $\left(\frac{\$US}{\text{Beneficio mineral [t]}}\right) * \text{Beneficio mineral [t]}$ .
- *Costo maquila ENAMI* [\$US] = *Costo maquila ENAMI*  $\left[\frac{\$US}{\text{Producción concentrado [t]}}\right] * \text{Producción concentrado [t]}$ .
- Costo administración [\$US] = Costo administración  $\left(\frac{\$US}{\text{Producción concentrado [t]}}\right) * \text{Producción concentrado [t]}$ .
- Costo transporte [\$US] = Costo transporte  $\left(\frac{\$US}{\text{Producción concentrado [t]}}\right) * \text{Producción concentrado [t]}$ .

Costo mina [\$US] = 17,55  $\left(\frac{\$US}{\text{Beneficio mineral [t]}}\right) * 480.168 [t]$ .

Costo mina [\$US] = 8.426.948.

Costo chancado [\$US] = 3,5  $\left(\frac{\$US}{\text{Beneficio mineral [t]}}\right) * 480.168 [t]$ .

Costo chancado [\$US] = 1.680.588.

$$\text{Costo planta concentradora [\$US]} = 10 \left( \frac{\text{\$US}}{\text{Beneficio mineral [t]}} \right) * 480.168 \text{ [t]}.$$

$$\text{Costo planta concentradora [\$US]} = 4.801.680.$$

$$\text{Costo control Calidad [\$US]} = 0,8 \left( \frac{\text{\$US}}{\text{Beneficio mineral [t]}} \right) * 480.168 \text{ [t]}.$$

$$\text{Costo control calidad [\$US]} = 384.134.$$

$$\text{Costo manteción [\$US]} = 4,8 \left( \frac{\text{\$US}}{\text{Beneficio mineral [t]}} \right) * 480.168 \text{ [t]}.$$

$$\text{Costo manteción [\$US]} = 2.304.806.$$

$$\text{Costo maquila ENAMI [\$US]} = 6,33 \left( \frac{\text{\$US}}{\text{Producción concentrado [t]}} \right) * 17.111 \text{ [t]}.$$

$$\text{Costo maquila ENAMI [\$US]} = 108.315.$$

$$\text{Costo administración [\$US]} = 4,65 \left( \frac{\text{\$US}}{\text{Producción concentrado [t]}} \right) * 17.111 \text{ [t]}.$$

$$\text{Costo administración [\$US]} = 79.568.$$

$$\text{Costo transporte [\$US]} = 11 \left( \frac{\text{\$US}}{\text{Producción concentrado}} \right) * 17.111 \text{ [t]}.$$

$$\text{Costo transporte [\$US]} = 188.226.$$

## Anexo C: Reports análisis estadístico.

### C-1 Report operaciones molino G.



Fecha	
Turno	

Cia Minera Cerro Negro S.A Departamento Planta Sulfuro
---

Report Operaciones Molino G
-----------------------------

Nombre Operador	
Nombre Coordinador	

	Hora	8:30/20:30	9:30/21:30	10:30/22:30	11:30/23:30	12:30/00:30	13:30/1:30	14:30/2:30	15:30/3:30	16:30/4:30	17:30/5:30	18:30/6:30	19:30/7:30	
% Solidos	Mol G Over 1													
	Mol G Over 2													
	Mol G Over 3													
	Mol G Under 1													
	Mol G Under 2													
	Mol G Under 3													
	Descarga Molino													
	Descarga Mol C													
	Descarga Mol D													
	Mol G Over 1													
Mallaje Rapido	Mol G Over 2													
	Mol G Over 3													
	Mol G Descarga													
	Mol C Over													
	Mol D Over													
Peso	Factor													
	Kg 1/2 Metro Correa													
	Ton hora													
Motor Molino	Kg Bolas													
	V Exitatis													
	A Exitatis													
	A Stator													
Potencia [kW/h]														
Temperaturas	Temperatura devandados													
	Descanso motor Molino													
	Descanso Motor													
	Acete 1													
	Tanque 1													
	Acete 2													
Tanque 2														
3894														
404														
Silicato														
3477														
1012														
NASH														
Xantato														
Sulfato de Zinc														
Dicromato de sodio														
Cal														

# C-2 Report detenciones molino G.



Cia Minera Cerro Negro S.A  
Departamento Planta Sulfuro

Report Detenciones Molino G

Fecha \_\_\_\_\_  
Turno \_\_\_\_\_

Nombre Operador \_\_\_\_\_  
Nombre Coordinador \_\_\_\_\_

N°	Operación	1		2		3		4		5		6		
		Inicio	Termino	Inicio	Termino	Inicio	Termino	Inicio	Termino	Inicio	Termino	Inicio	Termino	
Molino G	1	Molino + Mineral												
	Detenciones													
	2	Motor												
	3	Hidroción												
	4	Correa alim												
	5	Fuga perno lifter												
	6	Atollo ducto Alim												
	7	Sobre carga												
	8	Mantención												
9	Otros													
Operación														
Flotacion	10	Flotacion + Mineral												
	Detenciones													
	11	Celda												
	12	Acondionador												
	13	Soplador												
	14	Compresor												
	15	Embancamiento												
	16	Bomba descarga												
	17	Bomba relave												
	18	Bomba recirculación												
	19	Bomba remolienda												
	20	Mantención												
	21	Otros												
	22	Falta carga												
	23	Corte de energia												
24	Colación													

Favor Anotar las Horas de Inicio y Termino de los Puntos Mencionados

Observaciones

### C-3 Report detenciones chancador primario.



Cia Minera Cerro Negro S.A  
Departamento Planta Sulfuro

Report Detenciones Chancador Dragon

Fecha \_\_\_\_\_  
Turno \_\_\_\_\_

Nombre Operador \_\_\_\_\_  
Nombre Coordinador \_\_\_\_\_

N°	Operación	1		2		3		4		5		6	
		Inicio	Termino	Inicio	Termino	Inicio	Termino	Inicio	Termino	Inicio	Termino	Inicio	Termino
1	Cancha												
1	Óxidos												
1	Ton Mineral por romana												
2	Cancha												
2	Sulfuros												
2	Ton Mineral por romana												
<b>Detenciones</b>													
3	Hora inicio operación	8:00/20:00											
4	Cambio mineral												
5	Atollamiento por ventana												
6	Atollamiento Ch primario												
7	Atollamiento Ch secundario												
8	Falta carga												
9	Silo lleno												
10	Corte de energía												
11	Colación												
12	Mantención												
13	Detención por Ch primario												
14	Detención por Ch secundario												
15	Detención por correa												
16	Otros												
17	Hora retiro operador		20:00/8:00										

Favor Anotar las Horas de Inicio y Termino de los Puntos Mencionados

Óxido			
Horometro	Dragón	APROM	B. Hidráulico
Salida			
Entrada			

Sulfuro			
Horometro	Dragón	APROM	B. Hidráulico
Salida			
Entrada			

Observaciones	
12	
13-14	
15	
16	

## C-4 Report detenciones chancador secundario.



Cia Minera Cerro Negro S.A  
Departamento Planta Sulfuro

Report Detenciones Chancador 10 x 60

Fecha		Nombre Operador	
Turno		Nombre Coordinador	

Nº	Operación	1		2		3		4		5		6	
		Inicio	Termino	Inicio	Termino	Inicio	Termino	Inicio	Termino	Inicio	Termino	Inicio	Termino
1	Oxidos												
2	Sulfuros												
<b>Detenciones</b>													
3	Hora inicio operación	8:00/20:00											
4	Cambio mineral												
5	Atollamiento Ch primario												
6	Atollamiento Ch secundario												
7	Falta carga												
8	Silo lleno												
9	Corte de energía												
10	Colación												
11	Mantenimiento												
12	Detención por Ch primario												
13	Detención por Ch secundario												
14	Detención por correa												
15	Otros												
16	Hora retiro operador		20:00/8:00										

Favor Anotar las Horas de Inicio y Termino de los Puntos Mencionados

Óxido			
Horometro	10 X 60	Ct Aux 2	Ct 4
Salida			
Entrada			

Sulfuro			
Horometro	10 X 60	Ct Aux 2	Ct 4
Salida			
Entrada			

Observaciones	
11	
12-13	
14	
15	

Obs Favor Anotar detalles de los puntos en Observaciones

## C-5 Report detenciones chancador terciario.



Cia Minera Cerro Negro S.A  
Departamento Planta Sulfuro

### Report Detenciones Chancadores H-4000

Fecha \_\_\_\_\_  
Turno \_\_\_\_\_

Nombre Operador \_\_\_\_\_  
Nombre Coordinador \_\_\_\_\_

Nº	Operación	1		2		3		4		5		6	
		Inicio	Termino	Inicio	Termino	Inicio	Termino	Inicio	Termino	Inicio	Termino	Inicio	Termino
1	Óxidos												
2	Sulfuros												
<b>Detenciones</b>													
3	Hora inicio operación	8:00/20:00											
4	Cambio mineral												
5	Atoamiento Ch-01												
6	Atoamiento Ch-02												
7	Cambio modulos harnero 1												
8	Cambio modulos harnero 2												
9	Falta carga												
10	Silos llenos (2,3,4)												
11	Limpieza lman												
12	Corte de energía												
13	Colección												
14	Mantenión												
15	Detención por Ch												
16	Detención por harnero												
17	Detención por correa												
18	Otros												
19	Hora retiro operador		20:00/8:00										

Favor Anotar las Horas de Inicio y Termino de los Puntos Mencionados

Óxido				
Horometro	Ch-1	Ch-2	Ct 3	Ct 6
Salida				
Entrada				

Sulfuro				
Horometro	Ch-1	Ch-2	Ct 3	Ct 6
Salida				
Entrada				

Observaciones	
14	
15	
16	
17	
18	

Obs Favor Anotar detalles de los puntos en Observaciones



# C-7 Report detenciones flotación.



Fecha	
Turno	

Cia Minera Cerro Negro S.A Departamento Planta Sulfuro
---

Report Detenciones Flotación
------------------------------

Nombre Operador	
Nombre Coordinador	

	Nº	Operación	1		2		3		4		5		6		
			Inicio	Termino											
Flotación	1	Celdas + Mineral													
	Detenciones														
	2	Falta carga													
	3	Falta Agua													
	4	Fallo Bba Arenera													
	5	Fallo Bba cleaner													
	6	Fallo Bba traspaso													
	7	Fallo Bba relave final													
	8	Fallo Bba conc cleaner													
	9	Por Celda Rougher													
	10	Por Celda Cleaner													
	11	Por Celda Arenera													
	12	Mantenión													
13	Otros														
Remolienda	Detenciones														
	14	Falta carga													
	15	Hidrocición													
	16	Bomba													
	17	Bomba pulpa													
	18	Motor													
	19	Fuga perno lifter													
	20	Atollo ducto Alim													
	21	Sobre carga													
	22	Mantenión													
	23	Otros													
24	Corte de energia														

Favor Anotar las Horas de Inicio y Termino de los Puntos Mencionados

Horometros	Flotación	Remolienda
Salida		
Entrada		

Observaciones

# C-8 Report detenciones filtro y espesador.



Cia Minera Cerro Negro S.A  
Departamento Planta Sulfuro

Report Detenciones Filtro y Espesador

Fecha \_\_\_\_\_  
Turno \_\_\_\_\_

Nombre Operador \_\_\_\_\_

Nombre Coordinador \_\_\_\_\_

N°	Operación	1		2		3		4		5		6		7	
		Inicio	Termino	Inicio	Termino	Inicio	Termino	Inicio	Termino	Inicio	Termino	Inicio	Termino	Inicio	Termino
1	Filtro														
2	Filtro														
Filtro															
3	Falta carga														
4	Cambio lona														
5	Detención Bba. 1														
6	Detención Bba. 2														
7	Cambio Placa														
8	Aseo														
9	Valvula														
10	Otros														
Espesador															
11	Otros														
12	Corte energia														
13	Mantenición														
14	Colación														
15	Hora inicio Op	8:00/20:00													
16	Retiro operador		20:00/8:00												

Favor Anotar las Horas de Inicio y Termino de los Puntos Mencionados

Horometro	Filtro
Salida	
Entrada	

Observaciones


## Anexo D: Base datos operacionales

### D-1 Datos operacionales molienda

		26-nov		27-nov		28-nov		29-nov		30-nov	
		A	C	A	C	A	C	A	C	A	C
% Solidos	Mol G Over 1	25	26	37	37	39	40	36	38	42	40
	Mol G Over 2	25	25	37	41	41	40	40	35	37	35
	Mol G Over 3										
	Mol G Under 1	75	74	80	79	78	78	76	77	81	76
	Mol G Under 2	78	75	80	78	76	81	80	79	79	75
	Mol G Under 3										
	Descarga Molino										
	Descarga Mol C	76	75	76	76	73	73	76	82	82	80
	Descarga Mol D	74	75	76	75	77	73	77	76	77	79
Mallaje Rápido	Mol G Over 1	83	84	75	74	72	71	70	70	72	75
	Mol G Over 2	83	83	71	73	74	72	69	75	75	71
	Mol G Over 3										
	Mol G Descarga										
	Mol C Over	62	64	58	58	60	60	59	60	59	61
	Mol D Over	64	65	60	62	62	60	59	58	57	61
Peso	Factor	12,7	12,7	12,7	12,7	12,7	12,7	12,7	12,7	12,7	12,7
	Kg 1/2 Metro Correa	3,0	3,0	3,1	3,1	3,0	3,1	3,2	3,1	3,2	3,3
	Ton hora	38,1	38,1	39,4	39,4	38,1	39,4	40,6	39,4	40,6	41,9
	Kg Bolas	24	24	24	24	24	24	24	24	24	24

		01-dic		02-dic		03-dic		04-dic		05-dic	
		A	C	A	C	A	C	A	C	A	C
% Solidos	Mol G Over 1	38	39	38		42		42	40	41	40
	Mol G Over 2	42	36	42		41		39	40	42	39
	Mol G Over 3										
	Mol G Under 1	75	79	75		77		82	82	80	79
	Mol G Under 2	77	78	77		81		78	79	79	80
	Mol G Under 3										
	Descarga Molino							77	76	76	79
	Descarga Mol C	80	80	77		76		77	77	78	77
	Descarga Mol D	76	76	78		78		80	78	79	76
Mallaje Rápido	Mol G Over 1	85	89	89		88		87	86	90	91
	Mol G Over 2	89	90	93		90		91	86	85	89
	Mol G Over 3										
	Mol G Descarga							61	59	60	62
	Mol C Over	58	57	61		57		60	59	62	59
	Mol D Over	57	59	58		62		57	62	57	61
Peso	Factor	12,7	12,7	12,7		12,7		12,7	12,7	12,7	12,7
	Kg 1/2 Metro Correa	3,3	3,3	3,4		3,5		3,4	3,5	3,4	3,4
	Ton hora	41,9	41,9	43,2		44,5		43,2	44,5	43,2	43,2
	Kg Bolas	25	25	26		28		26	28	26	26

		06-dic		07-dic		08-dic		09-dic		10-dic	
		A	C	A	C	A	C	A	C	A	C
% Solidos	Mol G Over 1	38	39	39	38	37	36	40	38	41	39
	Mol G Over 2	41	40	35	38	38	35	41	37	40	41
	Mol G Over 3										
	Mol G Under 1	73	73	78	78	78	73	73	76	74	76
	Mol G Under 2	73	78	73	76	73	76	80	79	76	78
	Mol G Under 3										
	Descarga Molino	78	77	76	76	78	80	78	76	80	80
	Descarga Mol C	78	78	78	77	80	80	79	78	78	76
	Descarga Mol D	77	80	79	78	80	77	76	80	79	76
Mallaje Rápido	Mol G Over 1	93	92	89	86	86	86	90	88	93	90
	Mol G Over 2	89	92	88	89	92	93	89	85	91	90
	Mol G Over 3										
	Mol G Descarga	62	62	58	58	58	58	62	57	62	62
	Mol C Over	62	58	59	60	61	62	61	58	58	62
	Mol D Over	62	59	60	62	58	59	60	62	62	57
Peso	Factor	12,7	12,7	12,7	12,7	12,7	12,7	12,7	12,7	12,7	12,7
	Kg 1/2 Metro Correa	3,4	3,5	3,5	3,4	3,6	3,6	3,6	3,5	3,6	3,7
	Ton hora	43,2	44,5	44,5	43,2	45,7	45,7	45,7	44,5	45,7	47,0
	Kg Bolas	26	28	28	26	28	28	28	28	28	28

		11-dic		12-dic		13-dic		14-dic		15-dic	
		A	C	A	C	A	C	A	C	A	C
% Solidos	Mol G Over 1	40	33	39	38	35	37	36	40	39	36
	Mol G Over 2	36	34	41	41	35	38	38	37	35	40
	Mol G Over 3										
	Mol G Under 1	75	73	80	79	80	73	74	79	78	73
	Mol G Under 2	75	75	80	78	78	77	77	73	77	78
	Mol G Under 3										
	Descarga Molino	77	76	77	76	77	76	77	78	79	77
	Descarga Mol C	76	76	77	77	80	76	80	78	80	78
	Descarga Mol D	76	78	79	79	78	80	77	76	79	77
Mallaje Rápido	Mol G Over 1	85	89	85	92	93	93	89	87	86	91
	Mol G Over 2	90	89	89	86	93	90	90	87	92	92
	Mol G Over 3										
	Mol G Descarga	57	62	61	60	62	59	61	58	62	58
	Mol C Over	61	61	58	60	57	59	58	59	59	62
	Mol D Over	60	60	57	57	59	58	60	61	57	59
Peso	Factor	12,7	12,7	12,7	12,7	12,7	12,7	12,7	12,7	12,7	12,7
	Kg 1/2 Metro Correa	3,7	3,8	4,0	4,1	4,1	4,1	4,0	4,1	4,2	4,4
	Ton hora	47,0	48,3	50,8	52,1	52,1	52,1	50,8	52,1	53,3	55,9
	Kg Bolas	28	29	31	32	32	32	31	32	32	34

		16-dic		17-dic		18-dic		19-dic		20-dic	
		A	C	A	C	A	C	A	C	A	C
% Solidos	Mol G Over 1	36	36	38	37	34	36	36	38	35	37
	Mol G Over 2	36	36	38	34	36	36	34	37	36	34
	Mol G Over 3	37	34	38	35	34	34	36	36	36	36
	Mol G Under 1	77	77	74	75	73	73	74	74	74	73
	Mol G Under 2	73	76	76	73	74	75	74	76	74	73
	Mol G Under 3	77	76	75	75	73	77	73	75	77	73
	Descarga Molino	79	79	80	78	76	77	76	78	78	76
	Descarga Mol C	76	76	80	78	80	77	78	76	77	78
	Descarga Mol D	79	78	78	80	79	79	80	76	76	76
Mallaje Rápido	Mol G Over 1	88	85	85	90	86	92	90	88	91	85
	Mol G Over 2	92	86	88	90	87	87	87	90	93	90
	Mol G Over 3	91	90	90	91	91	90	88	89	88	92
	Mol G Descarga	62	57	58	60	61	58	58	60	62	61
	Mol C Over	57	58	58	61	62	59	61	62	57	57
	Mol D Over	60	59	60	61	60	60	61	58	58	60
Peso	Factor	12,7	12,7	12,7	12,7	12,7	12,7	12,7	12,7	12,7	12,7
	Kg 1/2 Metro Correa	4,4	4,6	4,6	4,7	4,6	4,5	4,6	4,7	5,0	5,1
	Ton hora	55,9	58,4	58,4	59,7	58,4	57,2	58,4	59,7	63,5	64,8
	Kg Bolas	34	36	36	37	36	35	36	37	39	40

		21-dic		22-dic		23-dic		24-dic		25-dic		26-dic	
		A	C	A	C	A	C	A	C	A	C	A	C
% Solidos	Mol G Over 1	39	36	38	41	40	39	38	38	41	39	37	38
	Mol G Over 2	37	41	38	39	40	39	41	39	40	39	37	40
	Mol G Over 3	36	39	37	41	39	38	36	36	35	38	36	40
	Mol G Under 1	80	77	75	77	73	78	78	77	76	77	80	75
	Mol G Under 2	76	78	77	76	76	74	78	73	78	77	77	73
	Mol G Under 3	76	76	76	75	74	80	77	78	78	79	75	78
	Descarga Molino	76	80	80	77	76	79	78	77	79	79	77	80
	Descarga Mol C	76	78	77	80	78	76	77	78	79	79	79	77
	Descarga Mol D	78	77	79	76	78	79	80	78	79	78	80	80
Mallaje Rápido	Mol G Over 1	88	89	91	85	85	88	85	88	85	91	86	86
	Mol G Over 2	93	86	93	92	87	86	88	89	93	87	85	87
	Mol G Over 3	87	88	87	93	85	86	85	87	85	88	85	91
	Mol G Descarga	60	58	59	60	58	60	57	60	59	61	58	60
	Mol C Over	57	58	60	61	62	60	62	57	59	57	62	59
	Mol D Over	60	58	60	58	59	60	62	57	62	61	62	60
Peso	Factor	12,7	12,7	12,7	12,7	12,7	12,7	12,7	12,7	12,7	12,7	12,7	12,7
	Kg 1/2 Metro Correa	4,7	4,7	5,1	5,2	5,3	5,3	5,2	5,3	5,2	5,3	5,3	5,2
	Ton hora	59,7	59,7	65,2	65,8	67,5	67,3	66,5	67,2	66,1	65,5	67,5	66,5
	Kg Bolas	37	37	37	40	39	39	39	37	32	39	39	39

## D-2 Datos operacionales flotación

		26-nov		27-nov		28-nov		29-nov		30-nov	
		A	C	A	C	A	C	A	C	A	C
Cabeza	Cu Tot	1,05	0,98	1,02	1,01	0,98	1,01	1,03	1,03	1,02	1,05
	Cu Ins	0,85	0,82	0,85	0,83	0,80	0,84	0,87	0,85	0,86	0,87
	Cu Sol	0,20	0,16	0,17	0,18	0,18	0,17	0,18	0,16	0,16	0,18
	Ag	62	61	62	63	62	61	60	62	59	59
Concentrado	Cu Tot	18,75	17,89	21,6	21,5	21,2	22,1	22,0	23,0	22,2	21,2
	Cu Ins	17,15	16,46	19,92	19,88	19,63	20,45	20,38	21,35	20,52	19,58
	Cu Sol	1,60	1,43	1,63	1,62	1,61	1,62	1,62	1,61	1,64	1,61
	Ag	500	485	531	531	527	540	520	527	524	528
Relave	Cu Tot	0,31	0,32	0,21	0,22	0,27	0,27	0,27	0,25	0,26	0,27
	Cu Ins	0,12	0,23	0,06	0,07	0,12	0,13	0,12	0,13	0,13	0,14
	Cu Sol	0,19	0,15	0,15	0,15	0,15	0,14	0,15	0,13	0,13	0,15
	Ag	7	5	6	6	5	7	5	5	6	6
Recuperaciones	Cu Tot	71,66	68,57	80,19	79,03	73,38	74,17	74,70	76,56	75,39	75,24
	Cu Ins	86,49	72,97	93,22	91,89	85,52	85,06	86,72	85,22	85,42	84,51
	Cu Sol	5,67	6,98	12,96	18,37	18,38	19,32	18,37	20,40	20,36	18,38
	Ag	89,97	92,76	91,35	91,51	92,82	89,69	92,56	92,82	90,87	90,86

		01-dic		02-dic		03-dic		04-dic		05-dic	
		A	C	A	C	A	C	A	C	A	C
Cabeza	Cu Tot	1,05	0,98	1,03		1,02	1,02	1,04	1,01	0,98	
	Cu Ins	0,85	0,82	0,83		0,86	0,82	0,84	0,80	0,79	
	Cu Sol	0,16	0,16	0,17		0,20	0,20	0,15	0,17	0,19	
	Ag	62	61	61		62	61	59	61	59	
Concentrado	Cu Tot	22,97	21,05	22,0		22,4	21,6	21,2	22,9	22,7	
	Cu Ins	21,23	19,45	20,34		20,72	19,90	19,46	21,19	20,94	
	Cu Sol	1,60	1,70	1,57		1,64	1,74	1,70	1,71	1,73	
	Ag	538	520	520		538	524	528	537	524	
Relave	Cu Tot	0,20	0,28	0,26		0,25	0,22	0,22	0,27	0,28	
	Cu Ins	0,08	0,13	0,13		0,09	0,05	0,08	0,12	0,12	
	Cu Sol	0,13	0,12	0,14		0,16	0,17	0,12	0,13	0,16	
	Ag	7	5	8		8	6	5	5	6	
Recuperaciones	Cu Tot	81,66	72,39	75,65		76,34	79,24	79,67	74,14	72,32	
	Cu Ins	90,93	84,71	84,88		89,93	94,14	90,85	85,48	85,30	
	Cu Sol	20,41	26,90	19,37		22,16	16,62	21,52	25,47	17,40	
	Ag	89,88	92,69	88,24		88,41	91,21	92,40	92,67	90,87	

		06-dic		07-dic		08-dic		09-dic		10-dic	
		A	C	A	C	A	C	A	C	A	C
Cabeza	Cu Tot	1,05	0,98	0,98	1,03	0,98	1,04	1,02	0,99	1,00	1,04
	Cu Ins	0,91	0,82	0,81	0,87	0,82	0,84	0,86	0,82	0,79	0,83
	Cu Sol	0,14	0,16	0,17	0,18	0,16	0,18	0,16	0,17	0,18	0,19
	Ag	62	61	61	61	61	61	59	59	61	62
Concentrado	Cu Tot	22,97	21,05	22,5	21,2	21,7	22,4	21,3	22,1	21,1	22,4
	Cu Ins	21,29	19,45	20,79	19,56	20,07	20,78	19,70	20,42	19,41	20,70
	Cu Sol	1,68	1,60	1,68	1,62	1,66	1,63	1,63	1,67	1,65	1,65
	Ag	538	520	537	537	527	535	536	527	538	534
Relave	Cu Tot	0,20	0,28	0,22	0,20	0,20	0,24	0,28	0,26	0,23	0,26
	Cu Ins	0,09	0,15	0,08	0,04	0,04	0,12	0,16	0,09	0,11	0,11
	Cu Sol	0,11	0,13	0,14	0,15	0,12	0,15	0,12	0,14	0,14	0,15
	Ag	7	5	6	8	7	5	8	8	7	6
Recuperaciones	Cu Tot	81,66	72,39	78,32	81,35	80,33	77,76	73,51	74,62	77,85	75,88
	Cu Ins	90,49	82,34	90,47	95,60	95,31	86,21	82,06	89,42	86,57	87,21
	Cu Sol	22,93	20,41	19,25	18,37	26,95	18,36	26,99	19,26	24,28	23,16
	Ag	89,88	92,69	91,18	88,20	89,72	92,67	87,75	87,77	89,69	91,35

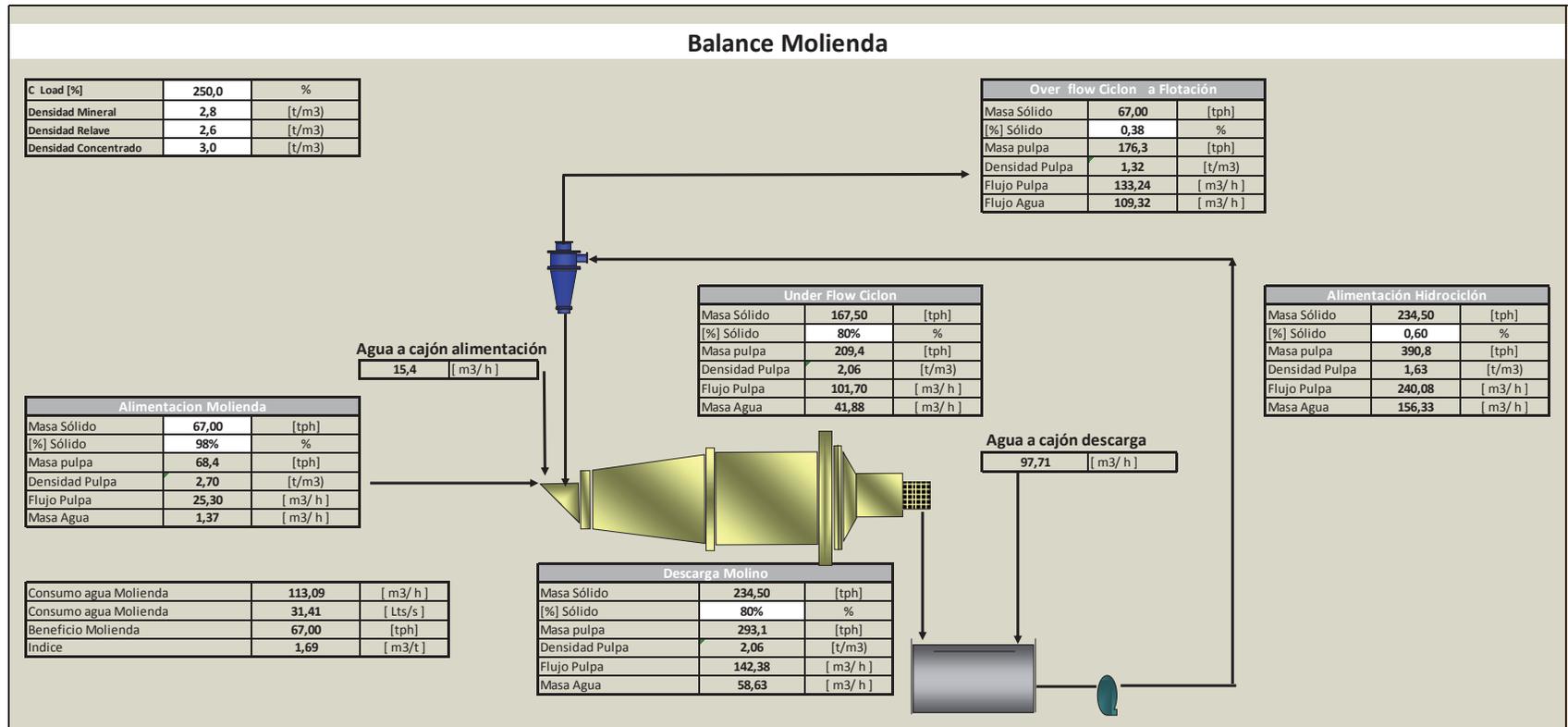
		11-dic		12-dic		13-dic		14-dic		15-dic	
		A	C	A	C	A	C	A	C	A	C
Cabeza	Cu Tot	1,05	0,98	0,99	1,03	1,00	1,00	1,02	1,00	1,01	0,98
	Cu Ins	0,85	0,82	0,78	0,86	0,84	0,80	0,81	0,82	0,84	0,77
	Cu Sol	0,15	0,17	0,19	0,16	0,16	0,18	0,21	0,18	0,17	0,20
	Ag	62	61	59	61	62	61	62	63	60	63
Concentrado	Cu Tot	22,97	21,05	21,3	21,4	21,8	22,8	21,3	21,9	21,5	23,0
	Cu Ins	21,23	19,45	19,65	19,71	20,20	21,12	19,57	20,16	19,84	21,37
	Cu Sol	1,74	1,60	1,66	1,66	1,60	1,72	1,71	1,70	1,69	1,66
	Ag	538	520	533	526	528	525	525	526	535	521
Relave	Cu Tot	0,20	0,28	0,27	0,26	0,22	0,25	0,27	0,23	0,25	0,25
	Cu Ins	0,08	0,13	0,15	0,13	0,05	0,08	0,13	0,07	0,08	0,12
	Cu Sol	0,12	0,14	0,15	0,13	0,13	0,15	0,17	0,15	0,14	0,16
	Ag	7	5	6	5	7	6	8	6	5	6
Recuperaciones	Cu Tot	81,66	72,39	73,66	75,68	78,80	75,83	74,47	77,82	76,13	75,31
	Cu Ins	90,93	84,71	81,39	85,45	94,28	90,34	84,51	91,78	90,84	84,89
	Cu Sol	21,48	19,34	23,14	20,34	20,41	18,26	21,15	18,28	19,24	22,13
	Ag	89,88	92,69	90,85	92,68	89,90	91,21	88,44	91,52	92,53	91,53

		16-dic		17-dic		18-dic		19-dic		20-dic	
		A	C	A	C	A	C	A	C	A	C
Cabeza	Cu Tot	1,05	0,98	0,99	1,00	1,00	1,01	1,03	0,99	0,99	1,00
	Cu Ins	0,85	0,82	0,80	0,83	0,84	0,80	0,85	0,79	0,80	0,83
	Cu Sol	0,19	0,16	0,18	0,17	0,16	0,18	0,17	0,19	0,19	0,17
	Ag	62	61	62	59	59	63	61	62	60	61
Concentrado	Cu Tot	22,97	21,05	21,4	21,8	22,3	22,8	21,5	22,6	22,7	22,5
	Cu Ins	21,23	19,45	19,69	20,09	20,60	21,16	19,81	20,88	21,00	20,81
	Cu Sol	1,74	1,60	1,67	1,71	1,74	1,61	1,65	1,74	1,70	1,66
	Ag	538	520	529	524	526	537	527	536	526	535
Relave	Cu Tot	0,20	0,28	0,22	0,23	0,25	0,28	0,27	0,21	0,26	0,27
	Cu Ins	0,08	0,13	0,09	0,11	0,13	0,12	0,14	0,04	0,12	0,10
	Cu Sol	0,15	0,13	0,15	0,14	0,13	0,15	0,14	0,15	0,15	0,14
	Ag	7	5	5	8	6	5	6	8	8	7
Recuperaciones	Cu Tot	81,66	72,39	78,59	77,82	75,85	73,18	74,73	79,53	74,59	73,89
	Cu Ins	90,93	84,71	89,16	87,22	85,06	85,48	84,12	95,12	85,49	88,38
	Cu Sol	23,04	20,41	18,31	19,22	20,26	18,38	19,28	23,04	23,09	19,27
	Ag	89,88	92,69	92,81	87,78	90,87	92,93	91,20	88,42	88,01	89,70

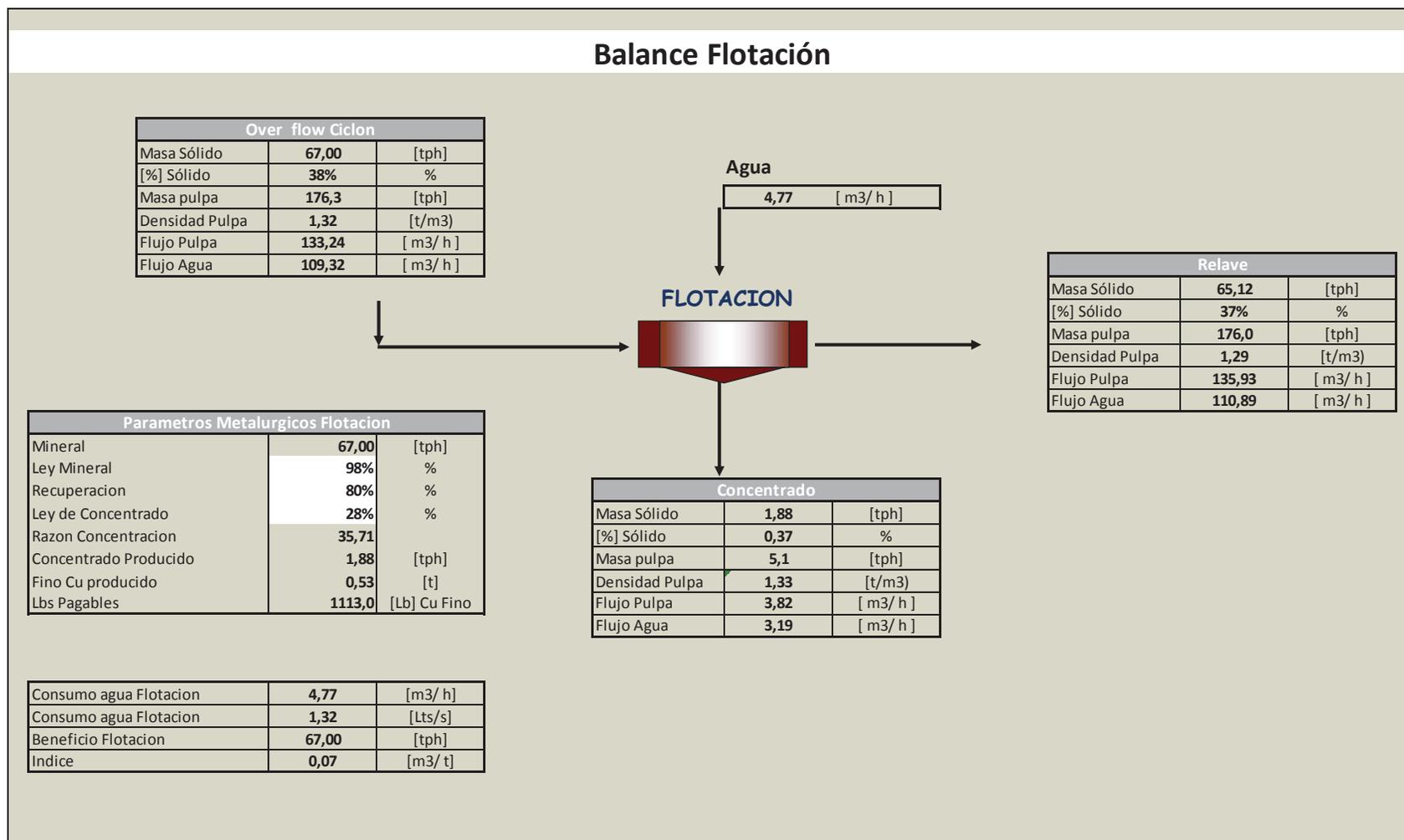
		21-dic		22-dic		23-dic		24-dic		25-dic		26-dic	
		A	C	A	C	A	C	A	C	A	C	A	C
Cabeza	Cu Tot	1,05	0,98	1,05	1,04	1,00	0,99	1,03	1,02	1,01	0,99	1,02	1,02
	Cu Ins	0,85	0,82	0,87	0,87	0,79	0,80	0,83	0,83	0,84	0,80	0,83	0,82
	Cu Sol	0,17	0,16	0,18	0,17	0,18	0,19	0,20	0,19	0,17	0,19	0,19	0,18
	Ag	62	61	60	63	60	63	63	61	62	60	59,0	63,0
Concentrado	Cu Tot	22,97	21,05	21,5	22,6	22,6	22,4	21,2	22,6	22,7	21,4	22,8	21,9
	Cu Ins	21,23	19,45	19,72	20,85	20,96	20,69	19,54	20,96	21,07	19,77	21,11	20,21
	Cu Sol	1,74	1,60	1,74	1,73	1,62	1,66	1,70	1,63	1,61	1,62	1,65	1,67
	Ag	538	520	521	526	524	531	521	539	540	537	535,0	530,0
Relave	Cu Tot	0,20	0,28	0,22	0,28	0,21	0,21	0,22	0,26	0,24	0,24	0,26	0,23
	Cu Ins	0,08	0,13	0,10	0,11	0,05	0,05	0,06	0,11	0,09	0,10	0,13	0,08
	Cu Sol	0,14	0,13	0,14	0,13	0,14	0,16	0,16	0,15	0,14	0,15	0,15	0,15
	Ag	7	5	6	7	7	5	8	6	8	5	5,0	7,0
Recuperaciones	Cu Tot	81,66	72,39	79,87	73,99	79,74	79,54	79,46	75,38	77,05	76,62	75,37	78,27
	Cu Ins	90,93	84,71	88,96	87,82	93,89	93,98	93,06	87,20	89,67	87,94	84,86	90,60
	Cu Sol	19,19	20,41	24,17	25,44	24,32	17,47	22,08	23,19	19,33	23,20	23,16	18,31
	Ag	89,88	92,69	91,05	90,09	89,53	92,94	88,66	91,18	88,41	92,53	92,39	90,08

## Anexo E: Balance masa circuito

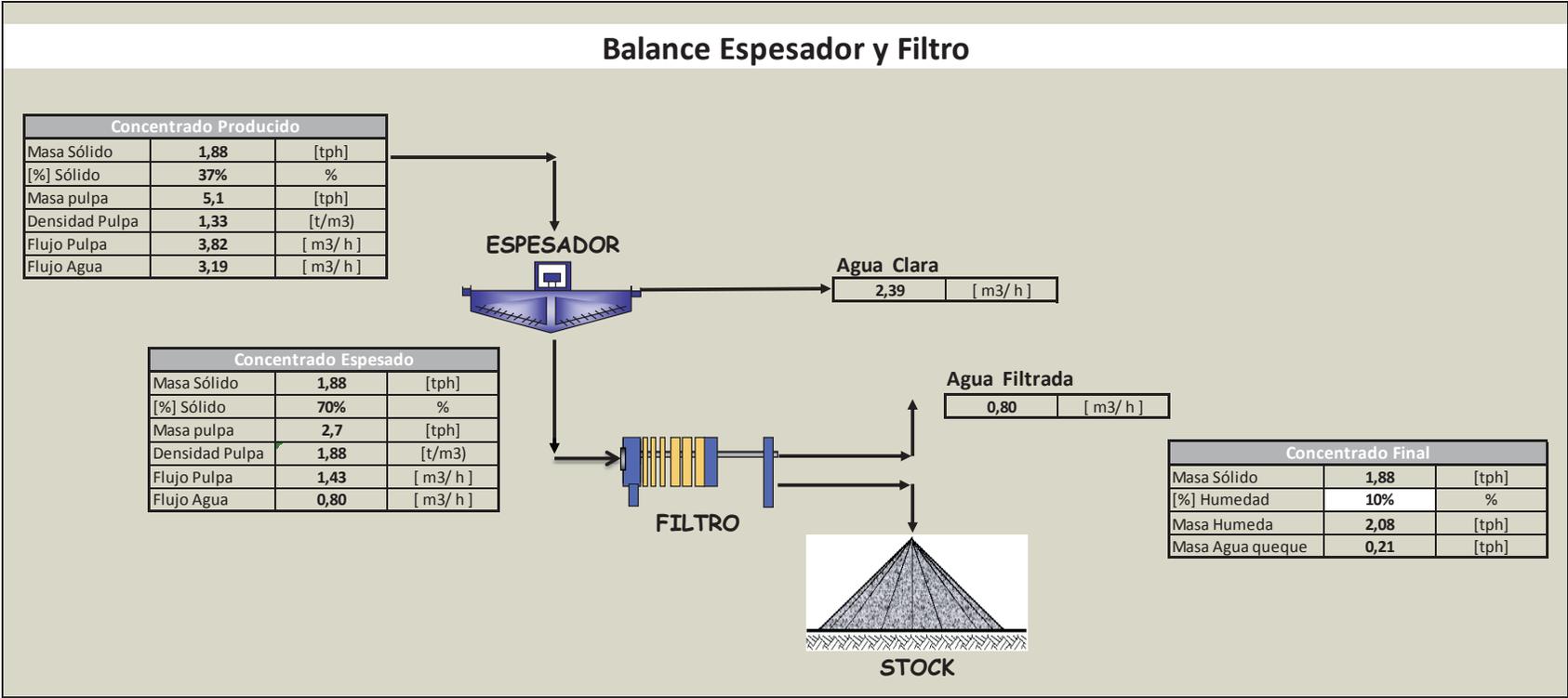
### E-1 Balance molienda



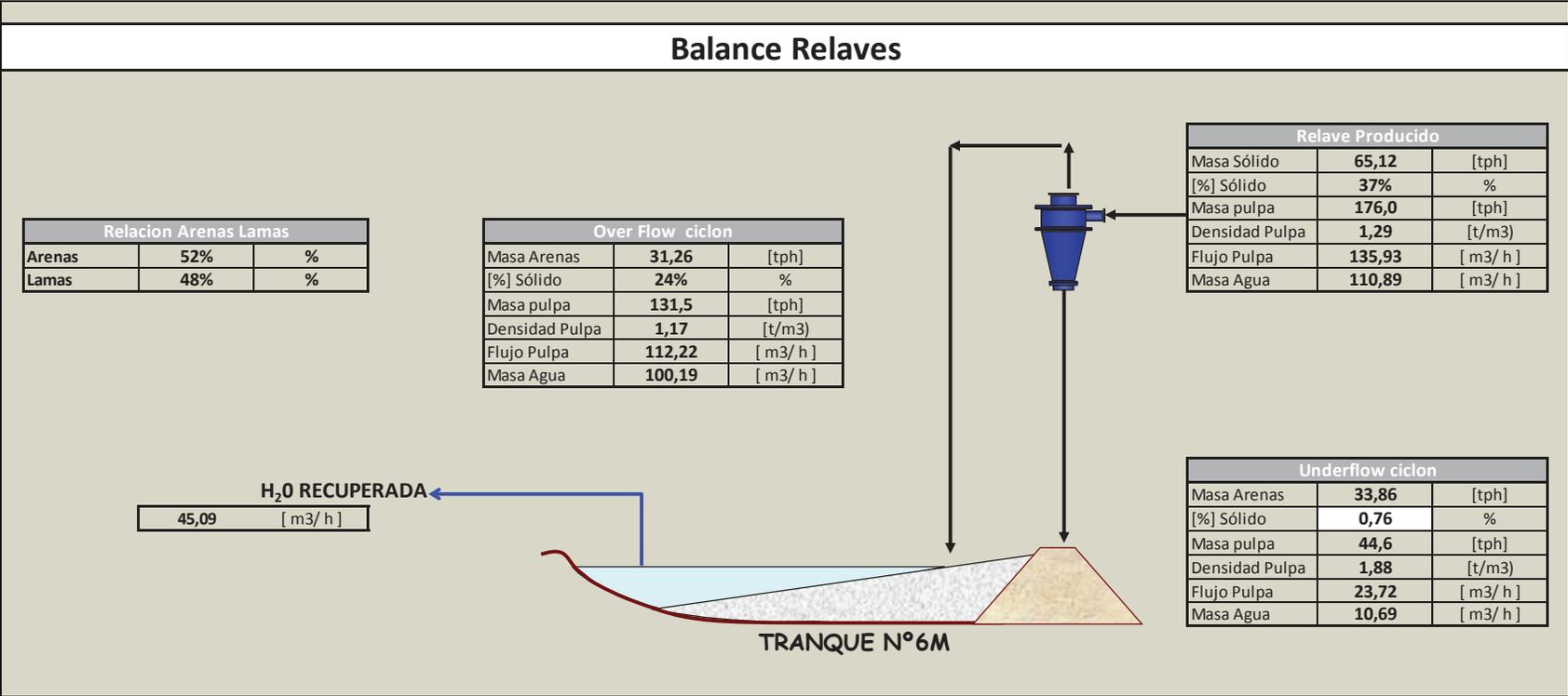
## E-2 Balance flotación



### E-3 Balance espesador y filtro



# E-4 Balance relaves



## Anexo F: Detalle gastos proyecto

---

### F-1 Gastos equipos principales

<b>Equipos principales</b>	<b>1.556.836</b>
Molino 3,5 X 5,5 mts.	
Celdas 30 m3	
Celdas 14 m3	
Blower SF-14	
Blower SF-30	
Sub estación eléctrica	
PLC Control system Molino bolas	
PLC Control system Celdas SF-14	
PLC Control system Celdas SF-30	
Estructuras plataformas pasillos escaleras Molino G	
Estructuras plataformas pasillos escaleras celdas SF-14	
Estructuras plataformas pasillos escaleras celdas SF-30	
Revestimiento de Celdas	

## F-2 Gastos equipos secundarios

<b>Equipos Secundarios</b>	<b>811.517</b>
Bombas de pulpa Molino 10x12	
Motor eléctrico de 200hp estimado pulpa	
Tablero eléctrico con variador pulpa	
Poleas Pulpa	
Fitting-valvulas y manguerote-PULPA	
Bomba Celdas galigher 6x8	
Motor eléctrico de 50hp bombas Celdas	
Tablero eléctrico con variador bomba Celdas	
Poleas Bombas Celdas	
Fitting-valvulas y manguerote	
Bomba Remolienda galigher 6x4	
Cortadores de muestras	
Hidrociclón molino	
Compresor para celdas	
Línea de Relave 3000 mts ( Ø 200 mm)	
Linea hdpe pn10 3000 mts d 200mm L=18mts	
fitting descarga de relaves	
Mano de obra línea a la descarga de relave	
Loops Reactivos, bombas dosificadoras	
Línea hdpe pn10 D E 18MTS TOTAL 1 -1500 mts	
Línea hdpe pn16 D E 18MTS TOTAL 1 -1500 mts	
Mano de obra piping obra civil agua estimada	
Equipos de bombeo +tableros	
Fabricación de correas de alimentación molino G	
Acondicionador	
Reparación de tk terciarios	
Línea al de descarga al espesador	
Fitting	
Mano de obra línea relave	

### F-3 Gastos obras civiles y montaje

<b>Obras civiles y montaje</b>	<b>1.902.604</b>
Instalación Eléctrica	
Grúa-10 DIAS	
Alimentación Contratista	

### F-4 Gastos adicional eléctrico

<b>Adicional Eléctrico</b>	<b>216.887</b>
Instalación de cuarto transformador con Mo	
Equipos (porta fusible ,fusible) portas fusibles de alta	
Retiro de postacion e instalación	
Reparación cuarto transformador-con Mo	
Refuerzo Línea sub estación primaria a planta sulfuros-314 cot	
Cambio de sub estación 300kva cot317	
Banco condensador en media tensión	
Montaje desconectador fusible	
Parron molino G Y F---315	
Montaje del transformador motor molino G-315	
Montaje transformador celdas, bombas y otros	
1 Transformador de 2200 KVA	
1 Gabinete de fuerza	
suministro de materiales y cambio línea media tensión lado 12 kv-presup 314	
Línea y montaje S/E Molino G-presup 315	
Cambio Subestación y Compresor pres-317	
Parrón y Montaje S/E Molienda Presup-318	
Montaje Transformador N° 4-Presup 316	
Sala eléctrica equipos celdas	

## F-5 Gastos adicional montaje

<b>Adicional montaje</b>	<b>188.542</b>
Excavaciones Molino-Celdas (550m3 aproximadamente)	
Excavaciones Molino-Celdas roca con explosivo	
Mejoramiento de accesos (GRUA)	
Construcción de galpón Celdas plataforma superior	
Armado y modificación taller mantenimiento de Galpón Celdas plataforma Inferior	

## F-6 Gastos estructuración galpón de mantención

<b>Estructuración galpón de Mantención</b>	<b>54.382</b>
Desarme taller de Mantención	
Construcción camino terciarios plataformas Nivel superior-(44HRS)	
Traslado de equipos, herramientas y pañol mantención	
Fabricación Losa torno e instalación	
Mejoramiento Revestimiento exterior mantención	
Mejoramiento oficinas mantención (ex mantenimiento mina)	
Mejoramiento sala de cambio mantención (ex mantenimiento mina)	
Habilitación baños mantención (ex mantenimiento mina)	
Habitación de línea de agua mantención	

## F-7 Gastos otros

<b>Otros</b>	<b>297.750</b>
Insumos de medio ambiente y seguridad	
Gastos gestión de reuniones of stgo-Cerro negro-alojamientos	
Gastos de asesoría personal de china ALIMENTACION	
Honorarios de personal de china	
Bolas Molino	
Movilización faena china	
Logística de traslado	

## **F-8 Gastos ingeniería**

<b>Ingeniería</b>	<b>411.407</b>
Estudio mecánica de suelos	
Pasajes Viaje a china	
Asesoría técnica RM China	
Costo y seguro marítimo de puerto Valparaíso	

## **F-9 Gastos imprevistos**

<b>Imprevistos</b>	<b>217.597</b>
--------------------	----------------

## Anexo G: Descripción de los equipos

### G-1 Descripción equipos chancado primario

Descripción	Dimensiones	Capacidad
Tolva Alimentación N° 1	5m x 5m	60 t (vivas)
Alimentador de Orugas	165" x 65"	250 tph
Chancador Primario de Mandíbulas	36" x 48"	250 tph (Setting 4")
Correa Transportadora Fija / CT- Fija	33,5 m x 36"	320 tph
Correa Transportadora Auxiliar N°1	14,7m x 30"	260 tph
Correa Transportadora Móvil / CT Móvil	50m x 30"	260 tph
Tolva de alimentación N° 2	2 m x 3 m	30 t (vivas)

### G-2 Descripción equipos chancado secundario

Descripción	Dimensiones	Capacidad
Correa Transportadora Auxiliar N°2 / CT Aux N°2	23 m x 30"	200 tph
Chancador Secundario Allis Chalmers Hidrocono	10" x 60"	234 tph (máximo a setting 1,5")
Correa Transportadora S-4	27 m x 30"	200 tph
Silo/Silo Andarivel	7 m x 12 m	450 t (vivas)

### G-3 Descripción equipos chancado fino circuito sulfuro

Descripción	Dimensiones	Capacidad
Correa Transportadora CT N°6	15 m x 24"	180 tph
Hamero N°1, Vibratorio Doble Bandeja	6' x 16'	220 tph
Chancador N°1, H-4000 (Cavidad Fina)	-	80-180 tph (circuito cerrado- abierto)
Correa Transportadora CT N°7, Descarga Chancador Terciario	39 m x 26"	180 tph
Correa Transportadora CT N°8, Descarga Correa Transportadora N°7	49 m x 24"	180 tph
Correa Transportadora CT N°3, Alimentación Hamero N°2	-	180 tph
Hamero N°2, Vibratorio Doble Bandeja	7' x 16'	150 tph
Chancador N°2, H-4000 (Cavidad Fina)	-	80-180 tph (circuito cerrado- abierto)
Correa Transportadora CT N°2, Descarga Chancador N°2 en Cto. cerrado	-	-
Correa Transportadora CT N°9, Producto final	12,2 m x 24"	180 tph
Correa Transportadora CT N°11, Alimentación Silo N°2 y Correa Transportadora N°15	26,5 m x 24"	180 tph
Correa Transportadora CT N°15, Alimentación Silo N°3 y CT N°16	30 m x 20"	180 tph
Correa Transportadora CT N°16, Alimentación Silo N°4	24 m x 20"	180 tph
Silo N°2	11 m x 8m	400 t (vivas)
Silo N°3	11 m x 8m	400 t (vivas)
Silo N°4	11 m x 8m	400 t (vivas)

## G-4 Descripción equipos chancado fino circuito oxido

Descripción	Dimensiones	Capacidad
Correa Transportadora N°6/CT N°6, Alimentación Hamero N°1	15 m x 24"	180 tph
Hamero N°1, Vibratorio Doble Bandeja	6' x 16'	220 tph
Chancador N°1, H-4000 (Cavidad Fina)	-	80-180 tph (circuito cerrado- abierto)
Correa Transportadora CT N°7, Descarga Chancador Terciario	39 m x 26"	180 tph
Correa Transportadora CT N°8, Descarga Cinta N°7	49 m x 24"	180 tph
Correa Transportadora CT N°3, Alimentación Hamero N°2	-	180 tph
Hamero N°2, Vibratorio Doble Bandeja	7' x 16'	150 tph
Chancador N°2, H-4000 (Cavidad Fina)	-	80-180 tph (circuito cerrado- abierto)
Correa Transportadora CT N°1, Descarga Chancador N°2 en Cto. Abierto	-	-
Correa Transportadora CT N°9, Producto final	12,2 m x 24"	180 tph
Correa Transportadora CT N°10, Alimentación Acopio de Óxidos	20 m x 24"	200 tph
Acopio de Óxidos	-	2.000 t

## G-5 Descripción equipos molienda

Descripción	Dimensión	Capacidad
Cinta Alimentación Molino C	15m x 24"	8 tph
Molino C	6' x 9'	7 tph
Bomba alimentación Hidrociclón Molino C	6" x 4"	-
Hidrociclón Molino C	D-10	-
Cinta Alimentación Molino D	15m x 24"	8 tph
Molino D	6' x 9'	7 tph
Bomba alimentación Hidrociclón Molino D	6" x 4"	-
Hidrociclón Molino D	D-10	-
Cinta Alimentación Molino E	11,5m x 20"	28 tph
Molino E	8,5' x 9'	22 tph
Bomba alimentación Hidrociclón Molino E	5" x 4"	-
Bomba alimentación Hidrociclón Molino E (stand-by)	5" x 4"	-
Hidrociclón Molino E (2 unidades)	D-20	-
Cinta Alimentación Molino F	16 m x 24"	28 tph
Molino F	9' x 9'	22 tph
Bomba alimentación Hidrociclón Molino F	6" x 6"	-
Bomba alimentación Hidrociclón Molino F (stand by)	8" x 6"	-
Hidrociclón Molino F (2 unidades)	D-20	-

## G-6 Descripción equipos flotación, espesador y filtro

Descripción	Dimensiones	Capacidad
Acondicionador N°1	2,5 m x 2,5 m	-
Acondicionador N°2	3,5 m x 4,5 m	-
Celdas Flotación Pre-Rougher (2 unidades) N°1	-	500 pie <sup>3</sup>
Celdas Flotación Rougher (15 unidades) N°1	-	100 pie <sup>3</sup>
Bomba Relaves, Circuito N°1	8" x 6"	-
Bomba Relaves, Circuito N°2	8" x 6"	-
Bomba Alimentación Remolienda, Circuito N°1	6" x 4"	-
Bomba Alimentación Hidrociclón Molino A (Remolienda)	4" x 3"	-
Hidrociclón Molino A (Remolienda)	D-10	-
Molino A (Remolienda)	7' x 6'	6 tph
Celdas de Flotación 1° Limpieza (11 unidades), Circuito N°1	-	100 pie <sup>3</sup>
Celda de Flotación 2° Limpieza (8 unidades), Circuito N°1	-	75 pie <sup>3</sup>
Celda de Flotación 3° Limpieza (3 unidades), Circuito N°1	-	75 pie <sup>3</sup>
Bomba de Alimentación 2° Limpieza, Circuito N°1	4" x 3"	-
Bomba de Alimentación 3° Limpieza; Circuito N°1	4" x 3"	-
Celdas Rougher, Circuito N°2 (4 unidades)	-	1.000 pie <sup>3</sup>
Celdas Limpieza, Circuito N°2 (6 unidades)	-	500 pie <sup>3</sup>
Celdas Barrido ( <i>Scavenger</i> ); Circuito N°2 (2unidades)	-	1.000 pie <sup>3</sup>
Molino C (Remolienda)	6' x 9'	6,9 tph
Bomba alimentación Hidrociclón Molino C	4" x 4"	-
Bomba alimentación Remolienda, Circuito N°2	6" x 4"	-
Hidrociclón Molino C	D-15	-
Bomba de Traspaso Hacia Pre-Rougher	4" x 3"	-
Espesador de Concentrado	9,9 m x 2,9 m	200 t
Filtro de Concentrado	-	3000 t