



**ESCUELA SUPERIOR POLITECNICA DEL LITORAL**

**Facultad de Ingeniería en Ciencias de la Tierra**

**“EVALUACION DE UN CIRCUITO DE MOLIENDA Y  
CLASIFICACION”**

**TESINA DE GRADUACION**

Previo a la Obtención del Título de:

**INGENIERO DE MINAS**

Presentada por:

**JORGE WASHINGTON VARGAS GONZALEZ**

**GUAYAQUIL – ECUADOR**

**AÑO**

**2010**

## **DEDICATORIA**

A Dios

A mis Queridos padres.

A mi esposa Lourdes.

A mis hijas Jessenia y

Adriana.

A mis Hermanos.

## **AGRADECIMIENTOS**

- A todos los profesores de la FICT, por sus conocimientos durante mi formación Universitaria. Especialmente para el Ing. Hugo Egües A.
- Al Ing. Carlos Chía, Super Intendente de la Empresa Sodirec, por todo su apoyo durante la realización de este trabajo.
- A todo el Personal Técnico de la Empresa SODIREC S.A
- A todas las personas que de forma directa e indirecta me ayudaron para la culminación de este trabajo.

# TRIBUNAL DE GRADUACIÓN.

Ing. Ricardo Gallegos

DECANO DE LA FICT



Ing. Gastón Proaño.

DIRECTOR DE LA TESINA



Ing. Julio Garcia

VOCAL

## DECLARACION EXPRESA

“La responsabilidad del contenido de esta Tesis de Grado, me corresponde exclusivamente; y el patrimonio intelectual de la misma a la “ESCUELA SUPERIOR POLITECNICA DEL LITORAL “

(Reglamento de Graduación de la ESPOL)



**Jorge W Vargas González**

## RESÚMEN

La presente tesina está dirigida especialmente para aquellas personas que les toca la difícil tarea de enfrentarse a querer dominar estos cilindros metálicos que su único trabajo es obtener un producto final que satisfaga las posteriores operaciones.

El grupo humano que laboran en estas empresas mineras deberán lidiar en la reducción de costos operacionales, especialmente en proyectos a baja escala, como también en las tomas de decisiones que deben lograr para que este objetivo se cumpla.

En el Ecuador hay muy pocas plantas metalúrgicas funcionando satisfactoriamente, en la mayoría solo llegan a los tradicionales molinos chilenos “trapiches”, con los cuales solo logran una recuperación del 50% del oro presente en el mineral a un alto grado de contaminación.

Los diferentes parámetros de estudios para su determina aplicación en el diseño y puesta en marcha de un circuito de molienda y clasificación, nos lleva a un buen entendimiento de estos equipos para su óptimo aprovechamiento.

La definición sobre densidad de pulpa, dureza, carga circulante, carga moledora inicial y de reposición como también definiciones sobre consumo de energía específica, caracterización del mineral, y sobre todo dimensionamiento de los diferentes equipos que intervienen en este complejo sistema de molienda y clasificación.

En el trascurso de estos últimos años he sido participe de la evolución del circuito de molienda de la Empresa Minera Sodirec. S.A., que con la aplicación de los variadores de

velocidad, los hidrociclones de fondo plano cambios de la carga moledora y aumento de velocidad de giro de los molinos se pudo incrementar la capacidad de molienda de 100 tmsd llegando a 200 tmsd con un incremento del 100%.

## INDICE GENERAL

	Pág.
RESUMEN .....	V
INDICE GENERAL .....	VII
INDICE DE GRAFICOS .....	X
INDICE DE FOTOGRAFIAS .....	XI
INDICE DE TABLA .....	XII
ABREVIATURAS .....	XIII
UNIDADES .....	XV

### CAPITULO 1

#### I.- INTRODUCCION

1.1.- Antecedentes .....	16
1.2.- Ubicación y Accesos .....	17
1.3.- Justificación .....	17
1.4.- Objetivos .....	18

### CAPITULO 2

#### II. BREVE DESCRIPCION DE LA PLANTA PROCESAMIENTO DE

##### SODIREC

2.1.- Recepción del mineral .....	21
2.2.- Circuito de Trituración .....	21
2.3.-Circuito de Molienda .....	23
2.4.- Circuito de Cianuración y Espesamiento .....	24
2.4.1.- Cianuración por Agitación .....	24

2.4.2.- Espesamiento	25
2.5.- Circuito Merrill Crowe	26
2.6.- Circuito de Carbón en pulpa (CIP)	26
2.7.- Circuito Desorción Electrowinning	27
2.8.- Fundición	28
2.9.- Relave, Transporte, Almacenamiento y Dextosificación	28

## CAPITULO 3

### III. CARACTERIZACIÓN DEL MINERAL.

3.1.-Mineralización y Paragénesis	31
3.2.- Análisis Granulométrico del mineral	32
3.3.- Densidad de pulpa	33
3.4.- Dureza del mineral	35
3.5.- Índice de Bond	36
3.6.- Determinación del Índice de Trabajo Operacional	37

## CAPITULO 4

### IV. EVALUACION DEL CIRCUITO DE MOLIENDA

4.1.- Molienda	39
4.1.1.- Diferentes circuito de molienda en la planta	40
4.1.2.- Circuito para 100 tmsd	40
4.1.3.- Circuito de 130 tmsd hasta 150 tmsd	41
4.1.4.- Circuito de 150 tmsd hasta 200 tmsd	42
4.2.- Principales parámetros de evaluación	44
4.2.1.- Granulometría de alimentación a los molinos	45

4.2.2.- Velocidad de giro de los molinos .....	45
4.2.3.-Grado de Llenado de Carga de Bolas en el Molino .....	49
4.2.4.-Cargas de bolas Inicial.....	50
4.2.5.- Carga de Bolas de Reemplazo .....	53
<b>4.3.- Hidrociclones .....</b>	<b>55</b>
4.3.1.- Teoría .....	56
4.3.2.- Tamaño de Corte .....	58
4.3.3.- La instalación .....	58
4.3.3.1.- Depósitos para Rebose y Descarga .....	60
4.3.3.2.- Conductos de Rebose y Descarga .....	60
4.3.4.- La operación .....	61
4.3.4.1.- La Descarga .....	61
4.3.4.2.- El Rebose .....	63
4.3.4.3.- La Presión .....	63
4.3.4.4.- La Toma de Muestra .....	64
<b>4.4.- Eficiencia del Hidrociclón .....</b>	<b>64</b>
<b>4.5.- Sistema de Bombeo para un Circuito de Molienda .....</b>	<b>68</b>
4.5.1.- Bombas de Circuito de Molienda .....	69
4.5.2.- Requisitos de la Bomba de Lodo .....	71
4.5.3.- Sistema de Bombeo de Pulpa .....	73
<b>CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES .....</b>	<b>76</b>
<b>Anexos .....</b>	<b>79</b>
<b>Bibliografía .....</b>	<b>101</b>

## INDICE DE GRAFICOS

		Pág.
Gráfico N° 1.2	Ubicación y Acceso de la Planta de Sodirec .....	19
Gráfico N° 4.2.2	Movimiento de carga en el molino .....	46
Gráfico N° 4.3.4.1	Efectos Paraguas y Soga de la Descarga .....	62
Gráfico N° 4.5.3	Instalación de un Sistema de Bombeo Típico.....	75

## INDICE DE FOTOGRAFIAS

	Pág.
Foto N° 2.1 Volquete descargando mineral procedente de Bira .....	21
Foto N° 2.2 Tolva de 160 tm a 200 tm de capacidad .....	23
Foto N° 2.3 Circuito de Molienda .....	24
Foto N° 2.9 Piscina de Almacenamiento de relave .....	30
Foto N° 3.3 Balanza Marcy .....	34
Foto N° 4.2.5 Bolas de acero de 3, 2.5, 2, 1.5 y 1 pulgadas .....	54
Foto N° 4.3 Hidrociclón Fondo Plano marca ERAL .....	56
Foto N° 4.3.3.1 Depósitos de Rebose y Descarga .....	60
Foto N° 4.5.2 Variadores de Velocidad Bombas Horizontales .....	73

## INDICE DE TABLAS

		Pág.
Tabla N° I	Contenido principales elementos constituyentes mena de Bira .....	32
Tabla N° II	Análisis Granulométrico mineral alimentación molino primario .....	33
Tabla N° III	Tabla de Valores de Mohs .....	35
Tabla N° IV	Descripción del Mineral según si índice de Trabajo .....	37
Tabla N° V	Características de los motores molino 5 x 8 y 5 x 5 .....	38
Tabla N° VI	Granulometría de la alimentación actual .....	45
Tabla N° VII	Velocidad crítica operacional y porcentaje de esta .....	49
Tabla N° VIII	Carga de bola Inicial para los molinos 5 x 8 y 5 x 5 .....	52
Tabla N° IX	Recarga de Bolas diarias al molino 5 x 8 .....	55
Tabla N° X	Recarga de bolas diarias molino 5 x 5 .....	55
Tabla N° XI	Calculo eficiencia Hidrociclón H_1 y H_2 .....	67
Tabla N° XII	Tabla eficiencia de los Finos y Gruesos Hidrociclón H_1 y H_2 .....	68
Tabla N° XIII	Parámetros Operacionales Bomba Hidrociclón H_1 .....	70
Tabla N° XIV	Parámetros Operacionales Bomba Hidrociclón H_2 .....	71

## ABREVIATURAS

%	Porcentaje
%Cs, %Vc	Fracción de la Velocidad Crítica
%Nb	Porcentaje de llenado del molino (bolas)
F(X)	Porcentaje pasante acumulado por malla
d <sub>50</sub>	Tamaño de corte, la probabilidad de 50% de clasificarse o retornar
D	Diámetro del molino
d <sub>B</sub>	Diámetro de bola
Dia	Diámetro
cfm.	pie cubico por minuto
d <sub>80</sub>	tamaño de partícula que pasa el 80%
A	Peso del mineral por malla
Distribuc	Distribución
f(X)	Porcentaje retenido por malla
CIP	Carbón en pulpa
Cw	Peso de carga moledora total en el molino
D máx.	Diámetro máximo de bolas
ED (Xi)	Eficiencia de la partícula que se reportan en el rebose
ER (Xi)	Eficiencia de la partícula que se reportan en la descarga
F	Tonelaje horario en el alimento
F80	El 80% pasante en el alimento en micras
G(X) m	Tamaño máximo del mineral
H_1	Hidrociclón fondo plano del molino 5 x 8
H_2	Hidrociclón fondo plano del molino 5 x 5
L	Longitud del molino
Mesh	malla, tamiz

n	Eficiencia global
n1	Eficiencia de finos de la alimentación reportados en el rebose
n2	Eficiencia de gruesos de la alimentación que se reportan en la descarga
P <sub>80</sub>	El 80% pasante del producto
pf	Factor de potencia
psi	libra fuerza por pulgada cuadrada
r	radio
R	Tonelaje horario en el rebose
Rev. / min	Revoluciones por minuto
sf	Factor de seguridad
tc	Toneladas cortas
tm	Toneladas métricas
tmh	Toneladas métricas por hora
tmsd	Toneladas métricas secas por día
V	Voltaje
Vc	Velocidad critica
Vop	Velocidad critica operacional
Wi	Índice de Trabajo del mineral
W	Consumo de energía especifica
Wio	Índice de trabajo operacional
Xf	Tamaño de menor rango de la alimentación
Xi	Tamaño determinado por la malla Xi
Xm	Tamaño máximo del rango
Φ	Diámetro del molino

## UNIDADES

Km	Kilometro
Oz troy	onza troy
$\mu\text{m}$	micras
Amp	Amperaje, intensidad de corriente
cc / min	centímetro cubico por minuto
$\text{cm}^3$	centímetros cúbicos
$\text{gr} / \text{cm}^3$	gramos por centímetros cúbicos
gr / l	gramos por litro
gr / tm	gramos por tonelada métrica
HP	caballos de fuerza
K	constante
kWh	Kilo watt por hora
m	metro
mm	milímetro
° C	grados centígrados
pH	potencial hidrogeno
ppm	parte por millón
ps	gravedad del mineral
$\Pi$	pi(x), 3,1415

# **CAPITULO I.**

## **INTRODUCCIÓN**

### **I.- INTRODUCCION.**

#### **1.1. Antecedentes**

La empresa minera Sodirec S.A, antes la caída de los precios de los metales desde el año 1998 y de manera principal a la baja del contenido metálico de su mineral, desde el año 2000. Se planteó la necesidad de incrementar su capacidad operativa al máximo

posible con los equipos existente en las instalaciones con un pequeño incremento en el costo inicial de aumentar partes esenciales del circuito. Se tomó la decisión de la compra de un variador de velocidad para la prueba en planta sobre el aumento de capacidad del mismo.

Con los primeros datos obtenidos en planta, se decide con la compra de 6 variadores de velocidad y de la compra de 4 hidrociclones planos de la empresa ERAL. Por la cual se comenzó a probar el aumento de tonelaje hasta que la fineza del mineral lo permitiese.

## **1.2.- UBICACIÓN Y ACCESOS**

La planta de procesamiento de mineral aurífero se encuentra ubicada entre las quebradas denominadas Trigal al norte, Calera al sur y a la margen derecha del río Calera, Situado en el cantón Piñas, que pertenece a la Provincia del Oro, en el kilómetro 2.5 de la vía a Busa.

Se encuentra cerca de las poblaciones de Piñas, Zaruma y Portovelo, de la ciudad de Zaruma se encuentra a 13 km y desde la ciudad de Machala a 90 km por carretera asfaltada. Ver Grafica 1.2

## **1.3. Justificación**

Como ya se ha mencionado anteriormente La necesidad de aumentar la capacidad de tratamiento de la planta, y por los tenores de ley a la baja en el mineral más la caída de los precios internacionales (2000), entre 270 a 280 \$ / oz troy. Se decide

realizar diferentes cambios en el circuito de triturado, molienda, Cianuración, carbón en pulpa y electrodeposición.

Con los primeros datos obtenidos de aumento de procesamiento de 100 tmsd a 130 tmsd, se justificó la compra de un variador de velocidad que el valor de corte del producto final cambio del 80% - 200 mesh (75  $\mu\text{m}$ ) al 70% - 200 mesh.

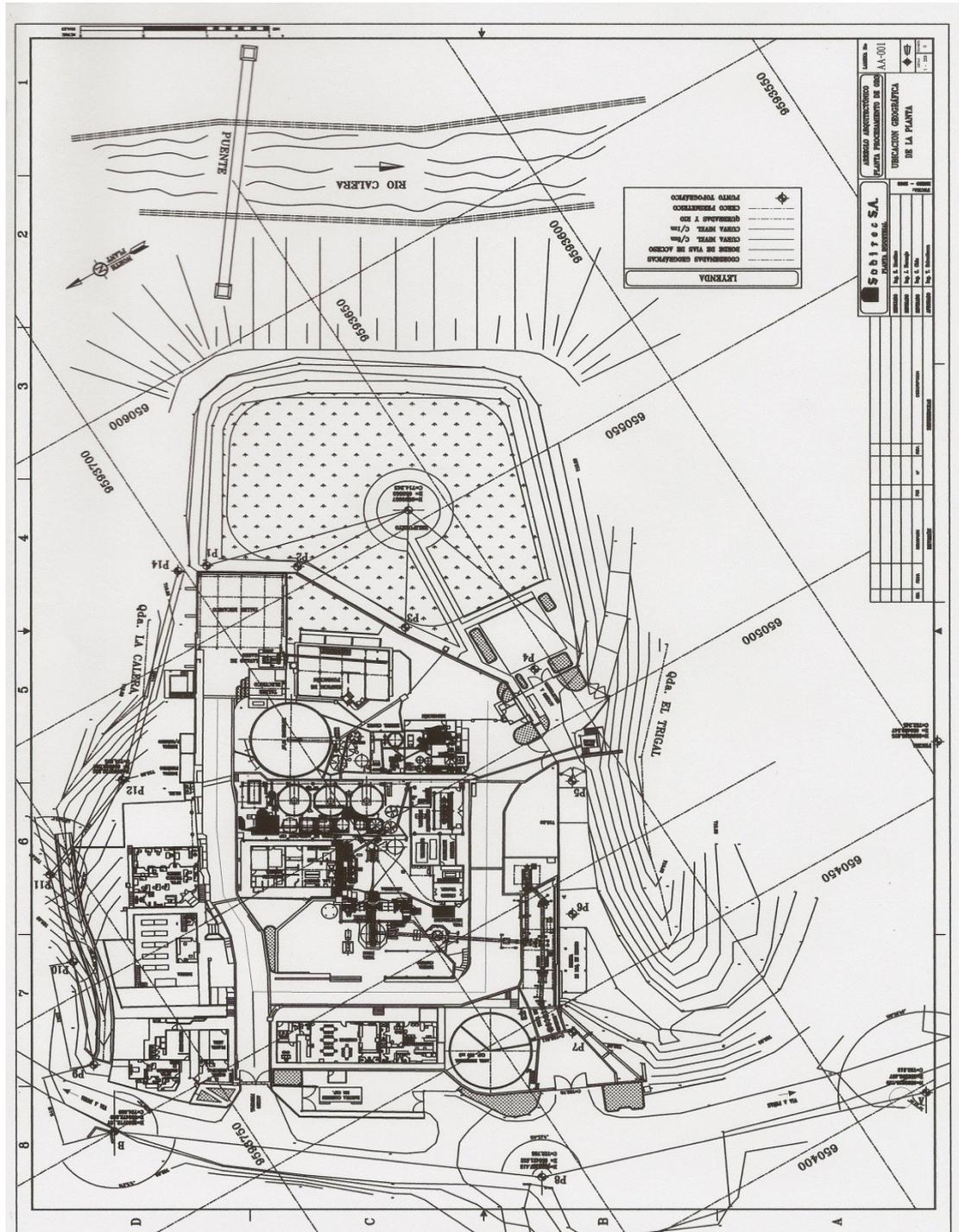
#### **1.4. Objetivos**

El principal objetivo del presente trabajo es de maximizar la capacidad de tratamiento de la planta con los equipos actualmente en operación con un pequeño costo de reinversión para los nuevos equipos que se comprarían para el aumento de procesamiento.

Determinar la carga moledora óptima para este circuito en particular como los parámetros de trabajo que se deberían mantener para su aprovechamiento. La prueba y puesta en marcha de los nuevos hidrociclones planos y de los variadores de velocidad.

Grafica N° 1.2

Ubicación y Acceso de la Planta de Sodirec



## **CAPITULO 2.**

### **BREVE DESCRIPCION DE LA PLANTA**

### **PROCESAMIENTO DE SODIREC**

#### **II. DESCRIPCION.** <sup>(1)</sup>

El mineral proveniente de la empresa Bira S.A. es trasportado por medio de volquetes de 15 tm de capacidad cada uno recorriendo una distancia de 13 km aproximadamente hasta las instalaciones de la planta de Sodirec. S.A y son pesadas en una balanza digital con capacidad de 30 tm.

## 2.1.- Recepción del mineral

El mineral es recibido en las tres tolvas de hormigón armado existentes en la actualidad en la planta, con una capacidad de 300 tm; cada una de ellas poseen una parrilla metálica con luz de 8 pulgadas, el mineral es extraído por medio de bandas alimentadoras de 24pulg. X 16 m cuyos motores están conectados a unos variadores de velocidad, según el tipo de mineral (humedad) se le aumenta la velocidad o se la disminuye.

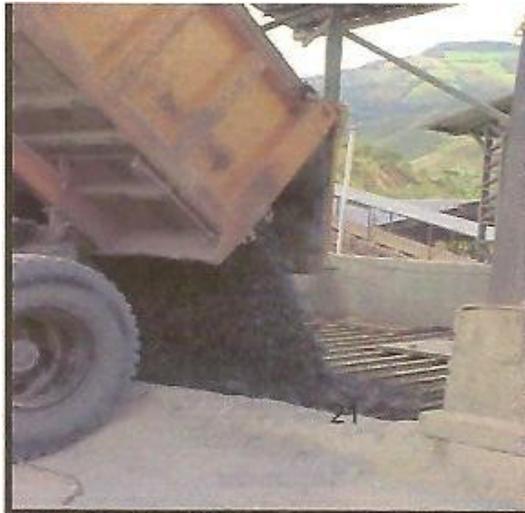


Foto N° 2.1 Volqueta descargando mineral procedente de la mina de Bira

## 2.2.- Circuito de Trituración

El circuito de trituración estaba constituido por 3 trituradoras de mandíbulas cada una de ellas trabajaba con su respectiva zaranda vibratoria, el mineral alimentado es de – 8 pulg. y el producto final de 100 % -  $\frac{3}{4}$  pulg.

La operación de trituración estaba conformada por una trituradora primaria marca FUNCAL de 15 pulg X 24 pulg“, una secundaria de marca DIAMOND de 10 pulg X 20 pulg y una trituradora terciaria de marca MIM de 6 pulg X 24 pulg. El transporte del mineral se lo realizaba por medio de bandas de diferentes longitudes y de ancho de 24 pulg.

El producto final de estas trituradoras se depositaba en una tolva de finos metálica de forma cilíndrica con salida cónica de 160 tm de capacidad.

Teniendo como radio de reducción (Rr) del mineral triturado en esta etapa de:

Alimento	8 pulg =	203200 micrones ( $\mu\text{m}$ )
Producto	$\frac{3}{4}$ pulg =	18850 micrones ( $\mu\text{m}$ )
	Rr =	10.78

En la actualidad la trituración secundaria y terciaria como la zaranda de corte fueron reemplazadas por una trituradora hidrocónica de 3 pie marca Sandivk con capacidad de diseño de 35 tmh y por una zaranda de alta frecuencia marca PEP con la peculiaridad que esta zaranda tiene un fácil sistema de intercambio de malla.

Con este cambio se pudo aumentar el tonelaje de 10 tmh a 20 tmh reduciendo el tiempo de operación de esta área a solo 10 horas diarias, con un producto de 100 % a  $\frac{1}{2}$  pulg con un nuevo radio de reducción

Alimento	8 “ =	203200 micrones ( $\mu\text{m}$ )
Producto	$\frac{1}{2}$ “ =	12700 micrones ( $\mu\text{m}$ )
	Rr =	16.00

La tolva de finos también fue ampliada su capacidad a 200 tm, asegurando 24 horas de funcionamiento continuo de los molinos.



Foto N° 2.2 Tolva aumentada de 160 tm a 200 tm

### **2.3.- CIRCUITO DE MOLIENDA**

El mineral de la tolva de finos es extraído por medio de bandas. En la planta se probó varios circuitos de molienda según el incremento del tonelaje que íbamos teniendo, como la carga de bolas que alimentamos a los molinos.

Se compraron variadores de velocidad para la banda de finos, las bombas de lodo y también nuevos hidrociclones de fondo plano que estos nos aseguraban un mayor grado de corte como mayor capacidad de tratamiento.

En si el circuito de molienda consiste de un molino de bolas marca MARCY de 5 pie X 8 pie como primario y de un molino de bolas modificado marca MARCY de 5 pie X 5 pie de remolienda,

En el ANEXO N° 1,2 y 3, Diagramas del circuito anteriores y el actual.



Foto N° 2.3 Circuito de Molienda

## **2.4.- CIRCUITO DE CIANURACION Y ESPASAMIENTO**

En la Cianuración de la planta se utiliza soluciones de cianuro diluidas de sodio en la pulpa la cual tiene una acción disolvente para las partículas de cobre oro y plata metálicos, con respecto a otros metales que se encuentra en los minerales portadores de oro.

En este proceso consta de dos métodos principalmente, denominados Cianuración por agitación y Cianuración con carbón en pulpa (CIP).

### **2.4.1.- Cianuración por Agitación.**

El mineral molino ahora a 70% - 200 mesh, va directo al circuito de Cianuración que consiste de tanques metálicos con un volumen total de 126m<sup>3</sup> con un tiempo de retención de 7,16 horas. Previamente esta pulpa es pasada por una zaranda vibratoria con malla # 20 (2 mm) para la separación de toda basura especialmente orgánica como astillas de madera y resto de plásticos que provienen del mineral.

La peculiaridad que se diseñó un tanque de 30 m<sup>3</sup> efectivo como tanque principal a este se le agrega oxígeno puro a razón de 8 ml / min, para ayudar a la lixiviación del mineral por el incremento de tonelaje y un mayor valor medio de las partículas. Se trabaja con densidades de pulpa entre los 1280 – 1300 g / l y concentración de cianuro libre de 0.07 % a 0.10%.

#### **2.4.2.- Espesamiento.**

La pulpa ya cianurada y con una lixiviación promedio del 70% del oro presente se envía a tres tanques metálicos de 20 pie X 10 pie para realizar la separación solido liquido de la pulpa, donde se obtiene una pulpa con 60% de sólidos la cual es bombeada a los agitadores neumáticos tipo pachucas (CIP) y la solución recuperada del rebose de los espesadores es enviada al circuito merrill Crowe para la recuperación de los metales preciosos por medio de zinc metálico.

La pulpa que se extrae de los espesadores y alimentada a los pachucas continua lixiviándose y a la vez el carbón contenido en estos tanques de 16 m<sup>3</sup> de capacidad cada uno se realiza la tarea de adsorber los metales preciosos y la

pulpa que sale del último tanque Pachuca es el relave final de la planta con una recuperación total para oro del 95%.

## **2.5.- CIRCUITO MERRILL CROWE**

El sistema merrill Crowe consiste en recuperar los Metales preciosos por medio de zinc metálico, La solución clara de rebose de los espesadores primeramente pasa por un sistema de clarificación que consiste de una bomba centrífuga Hayward de 3 hp y de esta a dos filtros también Hayward de 124 m<sup>2</sup> de área de filtración para luego ser bombeada a un tanque metálico de 10 pie X 10 pie denominado tanque solución rica luego la solución es extraída por otra bomba centrífuga marca Gould's de 3 HP a unos filtros secundarios Hayward de 60 m<sup>2</sup> de área de filtrado cada uno y de allí a una torre para desoxigenar la solución por medio de una bomba de vacío inmediatamente agregar polvo de zinc y acetato de plomo para precipitar los metales preciosos los cuales son almacenados en 2 filtros Hayward que son retirados cada 12 horas, este producto va a fundición para posterior procesamiento obteniendo barras bullión.

Cada uno de los filtros Hayward están constituidos como tierra de diatomita como material filtrante. La solución estéril que se produce luego de la precipitación es bombeada a un tanque de 30 m<sup>3</sup> de capacidad ubicado junto a los molinos que recibe la nominación de tanque solución molino y esta solución alimenta a los mismo para el control de las densidades de estos.

## **2.6.- CIRCUITO CARBON EN PULPA (CIP)**

El mecanismo de adsorción es enteramente físico, ligado a las propiedades superficiales del carbón, su porosidad y su estructura molecular no tiene lugar a intercambio iónico, sino toda la molécula compleja de cianuro de oro es atraída y retenida en los poros superficiales e interiores del carbón activado.

La pulpa proveniente de los espesadores es bombeada por medio de una bomba vertical de 1 ½ pulg a los seis tanques pachucas de 16 m<sup>3</sup> cada uno de capacidad efectiva dando un tiempo de retención de 6 horas lo cual es suficiente para adsorber todo el oro remante de la pulpa lixiviada, la agitación en estos tanques es neumática que se realiza con un blower's de 250 cfm.

Los pachucas a trabajar en serie estos son alimentados del primer tanque al sexto mientras que el carbón activado viaja en sentido contrario cuando llega al primer tanque es retirado por medio de los airlift y tamizados por una zaranda vibratoria y de allí a la unidad de Desorción Electrowinning

El principal parámetro de considerar en estos tanques es la densidad de pulpa que se trabaja entre los 1300 a 1350 g / l, contenido de carbón bordea los 70 g C / l pulpa, y contenido de Cianuro libre entre los 100 a 150 ppm.

## **2.7.- CIRCUITO DESORCION ELECTROWINNING**

El carbón retirado del primer tanque Pachucas almacenado en una tina plástica tipo tolva para luego ser bombeado a dos torres de material en acero inoxidable, de capacidad 800 kg de carbón cada una. Las cuales trabajan en circuito cerrado con

una celda electrolítica marca Denver que dispone de 9 cátodos y 10 ánodos y un caldero programable.

El material electro depositado en los cátodos es lavado y llevado a fundición para su tratamiento igual que el precipitado del merrill obteniendo barras bullión. El carbón después de la etapa de Desorción es retirado de las columnas y depositados en tinajas plásticas tipo tolva para el lavado con agua para la neutralización y posteriormente someterlos a un lavado con ácido clorhídrico al 2.5 %, luego de esto pasa a un sistema de regeneración a 700 ° C para su almacenamiento y posterior uso nuevamente en el circuito CIP.

Los principales parámetros de trabajo en la Desorción y electrodeposición son: Se alcaliza la solución con una concentración de soda caustica al 1.5% y cianuro a 0.1 % con una temperatura de operación de 95 ° C con una corriente continua de 195 Amp. El proceso tiene una duración entre 32 y 36 horas por campaña.

## **2.8.- Fundición**

Los precipitados obtenidos tanto en el merrill Crowe como la electrodeposición son secados en una cocina con gas industrial y posteriormente son alimentados a un crisol en unos hornos basculantes que con los fundentes apropiados obtenemos las barras bullión de oro plata y cobre como producto final.

## **2.9.- Relave, Transporte, Almacenamiento y Dextosificación.**

Con la finalidad de mantener el medio ambiente se construyen piscinas para almacenar el relave final de la planta y por medio de sistema especiales de drenaje se dextosifican las soluciones de los mismos.

El objetivo principal es destruir el ion cianuro presente en la pulpa del último Pachuca, estas descargas son bombeadas por medio de una bomba horizontal marca SODI de 3 pulg por 3 pulg a las piscinas de contención. La solución clara que se obtiene de estas piscinas son tratadas con peróxido de hidrogeno al 10 % y ácido clorhídrico para neutralizar su alcalinidad de 11.0 a 7.0 pH.

La presa de relave están construidas por material de préstamo inicialmente luego según cómo van creciendo se lo realiza con relleno del mismo material de relave (solido) que se obtiene al colocar hidrociclones para este efecto y este material es colocado para ir incrementando el dique junto con material de préstamo es compactado para luego colocar el geotextil para impermeabilizar la piscina.

La pulpa al ser bombeada a estas piscinas son clasificados por los hidrociclones para obtener dos productos el primero que una pulpa de alta densidad que sirve para el crecimiento de la corona y la pulpa de baja densidad que se deposita aguas abajo del dique que por medio del sistema de filtrado estas soluciones son conducidas a una serie de tanques para su tratamiento definitivo.

El primer tanque de 12 pie X 12 pie se agrega peróxido de hidrogeno a razón de 800 cc / min con una concentración del 10 %, en el tercer tanque de 30 m<sup>3</sup> de capacidad se agrega el ácido clorhídrico concentrado que por medio de un electrodo de pH indica a la bomba dosificadora la cantidad de ácido que se debe agregar hasta neutraliza dicha solución alrededor de 7 pH.

Por último la descarga del tercer tanque y con la ayuda del floculante con una dosificación de 500 cc / min y concentración de 6 ppm se envía esta solución a unas serie de piscina recubiertas de geomembrana para que se sedimente los diferentes precipitados, para que el rebose de estas piscinas pasa por unos filtros de grava así poder descargar al río estas soluciones, ya que la concentración de cianuro y pH están en los parámetros permisibles.



Foto N° 2.9 Piscina de Almacenamiento de Relave

## **CAPITULO 3.**

# **CARECTIZACION DEL MINERAL**

La empresa BIRA, BIENES RAICES S.A. trabaja las vetas Andrea, Vizcaya y Elizabeth. La veta Vizcaya ha sido desarrollada ahora por más de 1500m hacia el Norte y en Octubre de 1994 la extensión Sur, llamada Octubrina fue descubierta.

### **3.1.- Mineralización y Paragénesis <sup>(1)</sup>**

Las vetas que han sido formadas por el relleno de fracturas. Las principales vetas son Andrea, Vizcaya, Elizabeth, Teresa y Santa Ana (Octubrina III).

Como se mencionó anteriormente, la veta Vizcaya ha sido desarrollada ahora por más de 1500 m al Norte y en Octubre de 1994 la extensión Sur, llamada Octubrina fue descubierta y desarrollada en 500 m con dirección hacia el sur. De estas vetas las producidas actualmente son Octubrina y Santa Ana dentro de estas estructuras mineralizadas, se observan dos tipos de asociaciones mineralógicas económicas, a saber:

- a) Asociación Pirita – Clorita – Hematita y
- b) Asociación Cuarzo – Feldespato – Esfalerita – Galena

La estructura mineralizada más estudiada y desarrollada es la veta denominada Octubrina, en los niveles principales de esta estructura mineralizada se observan pirita, calcopirita, galena y esfalerita, así como minerales secundarios covelina – bornita. La ganga está constituida fundamentalmente por cuarzo, clorita oscura y feldespato.

El mineral de beneficio de la planta procede en su totalidad de la mina de BIRA, el cual es un mineral polimetálico que contiene: cobre, plomo, zinc y plata distribuidos en pirita y cuarzo como la mayor ganga con las siguientes leyes promedio de cabeza:

Tabla N° I

Contenido de los principales elementos constituyente de la mena de Bira.

Zinc	3.49 %	Fierro	6.25 %
Plomo	1.21 %	Cobre	0.29 %
ZnOx	0.18 %	PbOx	0.36 %
Plata	1.36 oz/tm	Oro	8.8 gr / tm

### 3.2.- Análisis Granulométrico del mineral

Para el análisis granulométrico, se realiza muestreo del mineral de alimentación cada 20 minutos directamente de la banda que conduce mineral fresco al molino por medio de un muestreador metálico que por cada muestreo se obtiene un peso de 1,25 kg cada 20 minutos, que al final de cada turno de operación (8 horas) este es homogenizado, cuarteado y pesado del cual obtenemos la distribución granulométrica utilizando para ello los siguientes tamices ASTM de ½ pulg ; 3/8 pulg ; 4 mesh; 10 mesh ; 20 mesh ; 45 mesh ; 70 mesh ; 100 mesh ; 200 mesh y fondo.

**Tabla N° II**

Análisis granulométrico del mineral de alimentación al molino primario.

MALLA N°	Abertura Micrones	Alimentación Fresca			
		A	f(x)	F(x)	G(x)
5/8	15875	0,0	0,00	<b>100,00</b>	0,00
1/2	12700	0,0	0,00	<b>100,00</b>	0,00
3/8	9525	606,0	25,37	<b>74,63</b>	25,37
4	4756	712,1	29,81	<b>44,83</b>	55,17
10	2000	467,5	19,57	<b>25,26</b>	74,74
20	841	155,9	6,53	<b>18,73</b>	81,27
45	354	144,3	6,04	<b>12,69</b>	87,31
70	210	72,8	3,05	<b>9,64</b>	90,36
100	149	21,9	0,92	<b>8,73</b>	91,27
200	74	51,5	2,16	<b>6,57</b>	93,43
-200	0	157,0	6,57	0,00	100,00
<b>Peso Total</b>		<b>2389,0</b>	<b>100,00</b>		

Ver Anexos N° 4, 5, 6 y 7 Puntos de Muestreo, Balance de Masas, Calculo Granulométrico mineral Cabeza y Calculo del F80, P80, d80 del mineral de los diferentes puntos de muestreo respectivamente.

### 3.3.- Densidad de Pulpa.

La densidad de pulpa es un factor vital importancia en todo circuito metalúrgico, una vez establecido la dilución óptima que se debe mantener en todos los puntos del circuito se puede calcular el tonelaje, carga circulante, etc.

El conocimiento de este parámetro es esencial en la operación de las diversas etapas del procesamiento de un mineral como: molienda, clasificación, flotación, separación sólido-líquido y transporte de concentrados y relaves. Por esto es sorprendente que el único instrumento utilizado actualmente para este efecto sea la Balanza Marcy, con sus limitaciones.

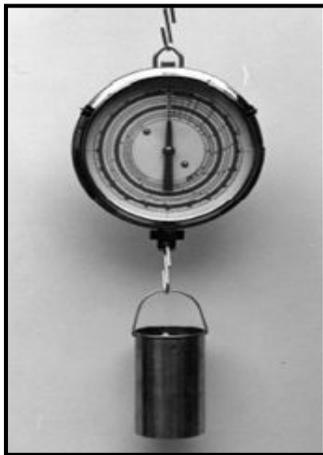


Foto N° 3.3 Balanza Marcy.

La balanza Marcy es una balanza de resorte con un dial que muestra el peso de un recipiente con una capacidad de  $1000 \text{ cm}^3$  de pulpa, de modo que el dial entrega directamente la densidad de la pulpa ( $\text{g/cm}^3$ ). El dial tiene varias escalas para entregar el % de sólidos en peso para sólidos con diferentes densidades. Para abarcar mediciones de % de sólido en pulpas con sólidos de densidades muy diferentes, la balanza cuenta con varios diales intercambiables.

### 3.4.- Dureza del Mineral <sup>(2)</sup>

La dureza se define como la resistencia que opone un cristal, según su cara y dirección, al deterioro mecánico de su superficie. Esta lesión mecánica puede ser

ocasionada por cualquier método dinámico: rayado, pulido, corte, perforación. Especial importancia para el reconocimiento de los minerales tiene la dureza al rayado.

En 1822, el mineralogista australiano Mohs codificó en una escala diez tipos de minerales, según la diferente oposición que ejercían a ser rayados por un objeto punzante. En la tabla que se presenta a continuación se ofrecen datos para obtener un criterio más exacto de los valores absolutos de la escala de Mohs.

Tabla N° III

La tabla comparativa de dureza de los minerales e indica la escala de dureza propuesta por Mohs. <sup>(2)</sup>

**Tabla de valores de Mohs**

Dureza	Mineral	Comentario	Composición química
1	<a href="#">Talco</a>	Se puede rayar fácilmente con la uña	$Mg_3Si_4O_{10}(OH)_2$
2	<a href="#">Yeso</a>	Se puede rayar con la uña con más dificultad	$CaSO_4 \cdot 2H_2O$
3	<a href="#">Calcita</a>	<a href="#">Se puede rayar con una moneda de cobre.</a>	$CaCO_3$
4	<a href="#">Fluorita</a>	<a href="#">Se puede rayar con un cuchillo de acero.</a>	$CaF_2$
5	<a href="#">Apatito</a>	Se puede rayar difícilmente con un cuchillo	$Ca_5(PO_4)_3(OH-, Cl-, F-)$
6	<a href="#">Ortoclasa</a>	Se puede rayar con una lija para acero	$KAlSi_3O_8$
7	<a href="#">Cuarzo</a>	Raya el vidrio	$SiO_2$
8	<a href="#">Topacio</a>	Rayado por herramientas de carburo de Tungsteno	$Al_2SiO_4(OH-, F-)_2$
9	<a href="#">Corindón</a>	Rayado por herramientas de carburo de Silicio	$Al_2O_3$
10	<a href="#">Diamante</a>	El mineral más duro conocido, rayado solo por otro diamante.	<a href="#">C</a>

### 3.5.- Índice de Bond <sup>(10)</sup>

Para los molinos de molienda se clasifican por su potencia más bien que por su capacidad, ya que la capacidad se determina por muchos factores, tales como la moliendabilidad, determinada por pruebas de laboratorio y la reducción al tamaño necesario. La energía necesaria para cierta capacidad requerida se puede determinar por el uso de la ecuación de Bond:

$$W = 10 W_i \left( \frac{1}{\sqrt{P_{80}}} - \frac{1}{\sqrt{F_{80}}} \right)$$

El requerimiento de energía calculado se ajusta utilizando factores de eficiencia que dependen del tamaño del molino, tamaño y tipo del medio de molienda, tipo de circuito de molienda, etc., para obtener los requerimientos de energía operacionales.

Dónde:

- $P_{80}$  = tamaño 80% pasante del producto ( $\mu\text{m}$ )
- $F_{80}$  = tamaño 80% pasante de la alimentación ( $\mu\text{m}$ )
- $W_i$  = Índice de trabajo del material ( $\text{kWh/ tc}$ )
- $W$  = consumo de energía específica ( $\text{kWh / tm}$ ), para  
Reducir un material desde un tamaño inicial  $F_{80}$  a  
Un tamaño final  $P_{80}$ .

Tabla N° IV

Descripción del Mineral según su Índice de Trabajo <sup>(2)</sup>

DESCRIPCION DEL MINERAL SEGÚN SU Wi

DESCRIPCION	LIMITE Wi (kWh / tm)
Muy blando	7.26
Blando	7,26 - 10,89
Medio	10,89 - 14,51
Duro	14,51 - 18,14
Muy Duro	18,14 - 21,77
Extremadamente duro	21.77

### 3.6 Determinación del Índice de Trabajo operacional <sup>(9)</sup> <sup>(10)</sup>

El índice de trabajo Wi, es un parámetro que depende del material y del equipo de conminución, por lo que es conveniente que en su obtención se utiliza un mecanismo de ruptura similar al de la máquina para la cual se efectúa la determinación. Así, por ejemplo, se puede hacer ensayos de impacto, ensayos en molinos de barras y ensayos en molinos de bolas.

Para el índice de trabajo del mineral de Bira es de 15,10 kWh / tc. <sup>(1)</sup>

Para el cálculo del consumo de energía del molino se calcula con la siguiente fórmula:

$$\text{kW} = \text{Amp} \cdot \text{V} \cdot \text{pf} \cdot 1.732 / 1000$$

Dónde:

Amp = consumo de intensidad de corriente del motor

V = voltaje efectivo de operación del motor

pf = factor de potencia del motor.

El cálculo del Índice operacional sería:

$W_{io} = kW \text{ (operacional)}/t_{msh} * 10 * (1/\text{raíz (P80)} - 1/\text{raíz (F80)})$

$W_{io}$  = consumo de energía específica del mineral en kWh/tm

P80 = 80 % pasante del mineral de descarga molino

F80 = 80% pasante mineral en la alimentación

Para la eficiencia del motor del molino sería:

Eficiencia del motor = consumo de kW operacional / máximo kW de la placa del motor \* 100

Tabla N° V Características técnicas y de operación motores de los dos molinos

Tabla N° V

Características Técnicas motor molino 5 X 8			
Placa del Motor		Datos de Operación	
Marca	WEG	PH	3
PH	3	kW	51.01
HP(kW)	100 (75)	rpm	1780
min <sup>-1</sup>	1780	pf	0.85
pf	0.85	V	210
V	230/208	A	165
A	236/118	sf	1.15
sf	1.15		
Características Técnicas del motor molino 5' X 5'			
Placa del Motor		Datos de Operación	
Marca	WEG	PH	3
PH	3	kW	49.42
HP(kW)	100 (75)	rpm	1775
min <sup>-1</sup>	1775	pf	0.87
pf	0.87	V	205
V	230/208	A	160
A	225/113	sf	1.15
sf	1.15		

En el Anexo N° 12 y 13, Están los cálculos de Energía específica y Índice operacional por molino.

## **CAPITULO 4.**

# **EVALUACION DEL CIRCUITO DE MOLIENDA**

La empresa SODIREC S.A. a lo largo de estos últimos 15 años ha experimentado variaciones de su diseño original de su circuito de molienda hasta llegar a una capacidad máxima de procesamiento de 200 tmsd.

### **4.1.- Molienda <sup>(3)</sup> <sup>(5)</sup>**

En los circuitos de molienda, el molino es la parte principal de este conjunto que junto con la bomba y el hidrociclón deben trabajar para que este tenga un rendimiento óptimo.

Para la evaluación de cualquier circuito de molienda se debe tener claro que los molinos son tambores cilíndricos rotatorios forrados interiormente con materiales resistentes, cargados en una fracción de su volumen con mineral y bolas de acero que al girar el molino ejercerán fuerzas de desgaste i/o impacto sobre el mineral reduciendo su tamaño.

Para el caso de minerales polimetálicos la molienda deberá ser en húmedo donde su principal objetivo es recuperar, liberar los metales preciosos del resto del mineral que lo contiene. Los molinos de bolas generalmente trabajan en circuito cerrado con un clasificador aunque pueden igualmente operar en circuitos abiertos.

Para la planta de SODIREC, utiliza molinos de descarga por rebalse, en este tipo de molinos la pulpa conteniendo el mineral molido sale por simple rebalse. En la boca o descarga del mismo hay un espiral que evita que las bolas escapen del molino.

#### **4.1.1.- Diferentes circuitos de molienda en la planta <sup>(1)</sup>**

Como se menciona anteriormente, En la empresa se probó varias alternativas en el diagrama de flujo del circuito de molienda:

#### **4.1.2.- Circuito para 100 tmsd**

Este circuito consistía en una alimentación de 100 % -  $\frac{3}{4}$  pulgadas el circuito de trituración tenía tres trituradoras de mandíbulas, con una capacidad de triturado de 8 tm/h. Una tolva de finos de capacidad de 100 tm, el molino primario en su descarga estaba conectado con un Jig Dúplex de capacidad 100 tmsd, donde el relave de este era bombeado al hidrociclón cónico donde se obtenía dos productos el Over Flow al molino de remolienda y el Under Flow retornaba a este, el producto concentrado del jig era bombeado a unas mesas tipo Wifley donde se obtenía un concentrado directo a fundición. Del segundo molino 5 x 5 tenía como alimentación el primer Over Flow del hidrociclón del molino primario esta pulpa entraba directamente a la caja de bomba del molino 5 x 5 y este a la vez al hidrociclón para que el segundo Over Flow se dirigía al circuito de Cianuración y el Under Flow al mismo molino para su remolienda.

Ver Anexo N° 1, Circuito molienda para 100 tmsd

#### **4.1.3.- Circuito de 130 tmsd hasta 150 tmsd <sup>(1)</sup>**

Para el aumento de tonelaje gradual de la planta de Cianuración de Sodirec S.A, se efectuó varios cambios en su diseño original:

- 1.- Cambio la malla de corte que alimenta al circuito de molienda, de 100% -  $\frac{3}{4}$  pulgada paso a 100 % -  $\frac{5}{8}$  pulgada.
- 2.- Se adquirió dos hidrociclones de fondo plano marca ERAL de 6 pulgadas de diámetro, un motor de 100 HP para reemplazar el motor del molino primario y un nuevo reductor de mayor torque y finalmente se adquirió dos

variadores de velocidad para motores de 10 HP para ser instalado en una de las bombas del circuito primario y secundarios.

3.- Se cambió de blindaje al molino secundario reemplazando los metálicos por de cauchos para darle un mayor volumen efectivo y también reducir el ruido.

Para iniciar las pruebas se cambió el circuito en su forma:

- Se retiró el jig del circuito.
- El producto del molino se descargó directo a las cajas de bombas de este para sean clasificados en el hidrociclón de fondo plano, obteniendo dos productos, primero el Over Flow se dirigiría a la planta de Cianuración, el segundo producto el Under Flow pasaría a ser el alimento al segundo molino y este a su vez conectados a dos bombas con sus respectivos hidrociclones obteniendo el primer producto Over Flow con un tamaño de corte de 75% - 75  $\mu\text{m}$  que uniéndose con el primer Over Flow del primer molino se dirigiría al circuito de molienda y un segundo producto el Under Flow que regresaría al molino secundario cerrando este circuito.

Ver Anexo N° 2, Diagrama de Flujo para 130 tmsd

#### **4.1.4.- Circuito de 150 tmsd hasta 200 tmsd <sup>(1)</sup>**

Una vez obtenido las primeras evaluaciones del circuito anterior y haber trabajado de esa forma aproximadamente 4 años se decide aumentar un poco más el circuito de molienda teniendo como base que la mayoría de las

compras se habían realizado en los años anteriores y que la mina de BIRA iba a cumplir su objetivo de entregar como mínimo 200 tmsd.

Se decide a volver a estudiar el circuito para realizar los cambios necesarios y poder cumplir con el objetivo.

Se realiza una comparación de la carga moledora (bolas de acero), de la velocidad de giro del molino el cual puede ser aumentado un poco más saliendo de los paradigmas anteriores ósea trabajar sobre el 75% de la velocidad crítica de los molinos hasta el punto de no llegar a la centrifugación de los cuerpos moledores.

Para estos cambios se realizó las siguientes modificaciones:

- ✓ Se compró 2 hidrociclones de fondo plano más
- ✓ Se compraron 4 variadores de velocidad para las demás bombas y además colocar uno en la banda de alimentación.
- ✓ Se cambió la razón de carga de bolas reposición de 1.5 a 1.25 kg de acero por tonelada tratada.
- ✓ Se compró un nuevo piñón de ataque de mayores números de dientes.
- ✓ Se subió el nivel de llenado de bolas en el molino de 38% al 40%
- ✓ Se bajó el valor del producto final de 75% a 70% - 74  $\mu\text{m}$ .
- ✓ Se compró una trituradora Hidrocónica Marca Sandivk de capacidad nominal 35 tmh.
- ✓ Finalmente se aumentó la capacidad de la tolva de finos de 160 tm a 200 tm, para obtener un funcionamiento continuo de 24 horas.

Ver Anexo N° 3, Diagrama de Flujo para 200 tmsd actual.

## 4.2.- Principales parámetros de evaluación <sup>(6)</sup> <sup>(7)</sup>

Para la evaluación de un circuito de molienda y clasificación, se procede de la siguiente manera:

- a. Determinar el circuito a evaluar, luego graficar el flowSheet, indicar todos los equipos que conforman dicho circuito, como molinos, hidrociclones, bombas y equipos auxiliares, en dicho grafico indicar el sentido de los diferentes flujos y puntos de adición de agua.
- b. Determinar y fijar previamente los puntos de muestreo; alimentos y descargas de los molinos entradas y salidas de los hidrociclones (feed, overflow y underflow).
- c. Fijados los puntos de muestreo realizar cortes cuidadosos en cada punto considerando que luego del muestreo se debe realizar el análisis granulométrico específicos de la muestra.
- d. En cada corte de muestreo medir las densidades en los diferentes puntos para determinar el % de sólidos para el balance de flujos.
- e. Durante la realización del muestreo tomar los amperajes de los molinos y bombas en operación, también es necesario conocer las características del motor eléctrico tales como; voltaje,  $\cos \phi$ , HP y amperaje nominal.
- f. Es necesario obtener las características de los molinos; diámetro, longitud y RPM normal. Medir la altura de bolas para determinar el % de bolas ocupadas en el interior del molino. De misma manera obtener información de los hidrociclones tales como: diámetro del hidrociclón, ápex y vórtex, presión de entrada en PSI.
- g. Una vez obtenidos estos datos proceder a realizar los cálculos respectivos utilizando los modelos matemáticos más conocidos.

#### 4.2.1.- Granulometría de alimentación a los molinos <sup>(1)</sup>

Para el aumento de tonelaje del circuito de molienda se tuvo que realizar unos cambios en el circuito de trituración, como la compra de una trituradora hidrocónica de 3 pie de diámetro capaz de triturar a una granulometría de 1/2 pulpa con una capacidad nominal de 35 tmh. También una zaranda vibratoria de área de 3.34 m<sup>2</sup> con una capacidad de 45 tmh, de mallas intercambiables se fijó una malla de abertura cuadrada de ½ pulgada que sería la malla de corte de este circuito, asegurando una alimentación al molino de 100 % - ½ pulgada (12700 μm).

MALLA N°	Abertura Micrones	Abertura Media	Alimentación Fresca			
			A	f(x)	F(x)	G(x)
5/8	15875	19050	0.0	0.00	<b>100.00</b>	0.00
1/2	12700	14199	0.0	0.00	<b>100.00</b>	0.00
3/8	9525	10999	606.0	25.37	<b>74.63</b>	25.37
4	4756	6731	712.1	29.81	<b>44.83</b>	55.17
10	2000	3084	467.5	19.57	<b>25.26</b>	74.74
20	841	1297	155.9	6.53	<b>18.73</b>	81.27
45	354	546	144.3	6.04	<b>12.69</b>	87.31
70	210	273	72.8	3.05	<b>9.64</b>	90.36
100	149	177	21.9	0.92	<b>8.73</b>	91.27
200	74	105	51.5	2.16	<b>6.57</b>	93.43
-200	0	37	157.0	6.57	0.00	100.00
<b>Peso Total</b>			<b>2389.0</b>	<b>100.00</b>		

Tabla N° VI, Granulométrica de la alimentación molino actual.

#### 4.2.2.- Velocidad de giro de los molinos <sup>(1) (3) (5)</sup>

La velocidad de giro de los molinos es conocida como la velocidad a que va operar dicho molino, es importante puesto que esta la que gobierna la forma

y/o característica del producto y la cantidad de desgaste sobre los revestimientos del casco del molino.

La velocidad que debe operar un molino debe ser tal que las bolas de acero no deben caer sobre los revestimientos del molino si no sobre la carga de alimentación.

Debido a la rotación del molino la carga moledora es elevada a lo largo del lado ascendente del molino, hasta que se alcanza una posición de equilibrio dinámico, cuando los cuerpos caen en cascada y catarata por la superficie libre de los otros cuerpos, alrededor de una zona muerta donde ocurre poco movimiento hasta el pie de la carga del molino.

El efecto de cascada conduce a una molienda más fina, con productos crecientes de lamas y mayor desgaste de revestimientos. A mayores

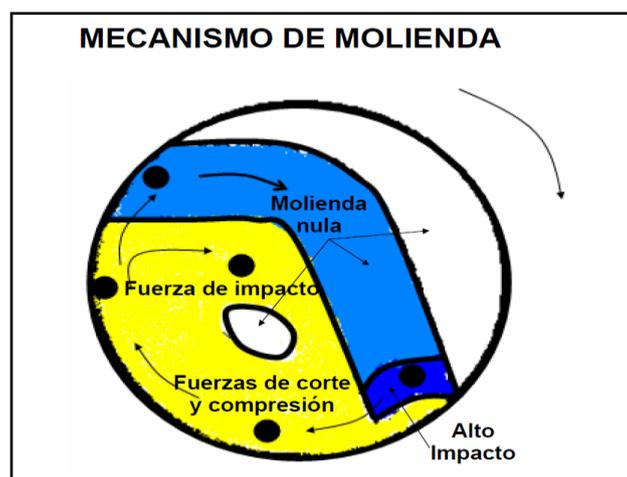


Grafico N° 4.2.2 Movimiento de carga en el molino

Velocidades, las formas del medio son proyectadas para formar una catarata produciendo una reducción por impacto y un producto final más grueso con menor desgaste del revestimiento. A la velocidad crítica del molino la trayectoria teórica del medio de molienda es tal que caería contra la coraza del molino.

La sección ascendente próxima al revestimiento de la coraza es circular mientras que la sección de caída hacia el pie de la carga del molino es parabólica.

Se considera una bola que es elevada hasta la coraza de un molino de radio R metros, girando a N Rev. / min. La bola abandona la ruta circular por una ruta parabólica en el punto P cuando el peso de la bola casi esta balanceada por la fuerza centrífuga, está dado por:

$$mV^2 / R = mg \cos \alpha$$

Donde

m = masa de la bola en kg

V = velocidad lineal de la bola en m / seg

g = aceleración debida a la gravedad en m / seg<sup>2</sup>

$$V = 2\pi RN / 60$$

$$\cos \alpha = 4\pi^2 N^2 / 60^2 g$$

$$= 0.0011 N^2 R$$

De este modo

$$\cos \alpha = 0.0011 N^2 (D-d) / 2$$

La velocidad crítica del molino ocurre cuando  $\alpha = 0$ , o sea cuando el medio abandona su ruta circular en el punto más alto. En este punto  $\cos \alpha = 1$

Por lo tanto  $V_c = 42.3 / \sqrt{D}$  rev. / min

Dónde:

$V_c$  = es la velocidad crítica del molino (rpm)

$D$  = diámetro del molino (m)

Para el circuito de molienda de SODIREC sería:

Molino 5 pie X 8 pie,  $V_c = 35.245$  Rev. / min.

Molino 5 pie X 5 pie,  $V_c = 35.245$  Rev. / min.

El molino 5 pie X 8 pie y 5 pie X 5 pie tienen el mismo diámetro e igual espesor de forros sería para ambos la misma velocidad crítica

Para la velocidad de giro práctico del molino, se calcula de la siguiente forma

Para el molino 5 pie X 8 pie:

$$\text{rpm (piñón)} = \text{rpm (motor)} * 9,257$$

$$V_c = \text{N}^\circ \text{ dientes piñón} * \text{rpm (piñón)} / \text{N}^\circ \text{ dientes Catalina}$$

Calculo Velocidad Crítica y Velocidad Operacional Molino 5 X 8		Calculo Velocidad Crítica y Velocidad Operacional Molino 5 X 5	
Diámetro pies	5	Diametro pies	5
Longitud pies	8	Longitud pies	5
RPM Motor	1780	RPM Motor	1775
Ratio reducción	9.257	Ratio reduccion	7.638
RPM piñón ataque	192.29	RPM piñon ataque	232.39
Nº dientes piñón	23	Nº dientes piñon	17
Nº de dientes catalina molino	156	Nº de dientes catalina molino	138
Vc =	34.27	Vc =	34.27
Vop =	28.35	Vop =	28.63
%Vc =	82.73	%Vc =	83.54

Tabla N° VII, Velocidad crítica operacional y porcentaje de esta

#### 4.2.3.- Grado de Llenado de Carga de Bolas en el Molino <sup>(5) (9)</sup>

Es la proporción del volumen del molino que llena la carga, es un factor que controla directamente el rendimiento del molino, en el Anexo N° 14 se presenta una grafica del cálculo de llenado para los molinos,

En la practica el grado de llenado viene limitado por la altura del borde de rebose del molino, pero se sitúa siempre próximo a los valores óptimos.

Se puede realizar los cálculos de la siguiente fórmula matemática <sup>(9)</sup>:

$$\emptyset = (360 / x) * \arcseno [2(h/D)*(D/h - 1) ^{0.5}]$$

Donde:

$\emptyset$  = ángulo que se forma entre el punto central del molino y hacia los 2 extremos que está ocupado por la carga de bolas.

D = es el diámetro efectivo interno del molino  
 h = es la altura promedio no ocupada por la carga del molino  
 x =  $\pi = 3.1415$   
 J =  $100 * (\emptyset / 360) - (4/x) * (h/D) * (h/D - 0.5) * (D/h - 1) ^{0.5}$

Donde:

J = sería el porcentaje de llenado del molino.

Para los molinos de Sodirec sería:

D = 5 pie (1.52 m)  
 h = 2.89 pie (0.8822 m)  
 $\emptyset = (360 / \pi) * \arcseno(2(2.89/5) * (5/2.89 - 1) ^{0.5}) = 161.85$   
 J =  $100 * (161.85/360) - (4/\pi) * (2.89/5) * (2.89/5 - 0.5) * (5/2.89 - 1) ^{0.5}$   
 J = 40.00%

#### 4.2.4.- Carga de bolas Inicial <sup>(5) (6) (9) (10)</sup>

La eficiencia de la molienda dependerá del área superficial del medio de molienda. Así, las bolas deben ser tan pequeñas como sea posible y su carga se gradúa de manera que las bolas grandes sea justo lo bastante pesadas para moler las partículas más grandes y más duras de la alimentación fresca.

Una carga inicial preparada consiste de una gran variedad de tamaños de bola, para formar un collar balanceado dentro del molino, se han propuesto varias fórmulas para este para este trabajo se utilizó la fórmula de Ettore Azzaroni's que consiste en :

$$D \text{ máx.} = K (G (80))^{0.2857}$$

Entonces:

$$G(X) = K D^{3.5}$$

$D_{max}$  = diámetro máximo de bolas en (mm)

$G(X)$  = tamaño máximo del mineral ( $\mu m$ )

$G(80)$  = tamaño que pasa el 80 % ( $\mu m$ )

Normalmente la molienda primaria requiere de una carga de bolas graduadas que va desde los 5 cm hasta los 10 cm, mientras para la molienda secundaria generalmente requiere bolas de 5 cm a 2 cm de diámetro.

Las bolas de molienda generalmente están hechas de acero a alto carbono forjado o acero aleado o moldeado y el consumo varía entre 0.1 hasta 1 kg por tonelada tratada o procesada, dependientemente de la aplicación. Para las pruebas que se realizaron en la planta de SODIREC, se bajó el factor de consumo de acero de 1.5 a 1.25 kg de acero por tonelada procesada.

El volumen de la carga es alrededor de 40 – 45 % del volumen interior efectivo del molino, o sea, alrededor del 40 – 42 % de este espacio vacío.

El cálculo de carga de bolas de reemplazo se comparó las fórmulas de F Bond y Azzaroni's.

$$d_B = 4.5 F_{80}^{0.263} (\rho_s W_i)^{0.4} / (ND)^{0.25} \text{ (Azzaroni's)}$$

$$d_B = (F_{80}/K)^{0.5} (\rho_s W_i / \%C_s D^{0.5})^{1/3} \text{ (F Bond)}$$

Dónde:

$d_B$  = diámetro de bola máxima en pulgadas

$F_{80}$  = tamaño en micrones de la alimentación que pasa el 80%

$\rho_s$  = densidad del mineral en gr / cc

$W_i$  = índice de trabajo del mineral fresco en kWh/tm

$N$  = fracción de la velocidad critica

$D$  = diámetro interno del molino en pie

$K = 350$  para bolas de acero

$\%C_s$  = fracción de la velocidad critica

Para el cálculo de carga moledora total que habría en los molinos se utiliza la siguiente fórmula matemática:

$C_w$  = Peso de la carga moledora total en el molino (tm)

$C_w = 4.4175 * \%Nb * \pi * (\Phi * 0.305)^2 * (L * 0.305) / 4$  (tm)

Dónde:

$\%Nb$  = Porcentaje de llenado del molino (bolas)

$\pi$  = pi ( )

$\Phi$  = Diámetro del molino (pie)

$L$  = Longitud del molino (pie)

Tabla N° VIII

Carga de bola Inicial para el Molino 5 pie X 8 pie. Y Molino 5 pie X 5 pie

Distribución Final del Collar de Bolas en el Molino y de su Índice de Recarga Diaria										
Día. bolas comercial	Collar de cada tamaño de bola					Índices carga	Dist. Final Carga (4)	Pesos Bolas(tm)	Peso c/bola(Kg)	Número Bolas
	3.0	2.5	2.0	1.5	1.0					
3.0	28.15					28.15	10.86	0.86	1.92	446
2.5	34.35	39.09				73.44	28.35	2.23	1.04	2142
2.0	17.59	42.71	21.73			82.03	31.66	2.49	0.60	4136
1.5	7.42	18.02	19.93	8.44		53.81	20.77	1.64	0.27	6144
1.0	2.20	5.34	5.91	5.63	2.58	21.65	8.36	0.66	0.18	3665
Total						259.08	100.00	7.88		16534

Día. bolas comercial	Distribuc. Inic. Bolas	Collar bolas en el tiempo			Índice carga	Distribuc.	Pesos Bolas(tm)	Peso c/bola(Kg)	Número Bolas
		1.50	1.00	0.50					
1.5	32.04	32.04			32.04	<b>32.04</b>	1.66	0.27	<b>6105</b>
1.0	45.81	21.36	24.45		45.81	<b>45.81</b>	2.37	0.18	<b>13215</b>
0.5	22.15	2.67	7.47	12.00	22.15	<b>22.15</b>	1.15	0.11	<b>6389</b>
<b>Total</b>	100.00				100.00	100.00	5.18		<b>25708</b>

#### 4.2.5.- Carga de bolas de Reemplazo <sup>(5) (6) (9) (10)</sup>

Las bolas de molienda cuando llegan a cierto tamaño este abandonan el molino, para una molienda eficiente hay que utilizar bolas de acero de buena calidad, de redondez, dureza, tenacidad y densidad uniformes.

El consumo de bolas varía considerablemente con su aplicación y depende de factores tales como dureza del mineral, el tamaño de la alimentación y del producto deseado.

Para determinar el consumo de acero en molienda se necesita de los siguientes datos operacionales:

- 1.- Work Índice operacional en kW
- 2.- Alimentación fresca en tm
- 3.- Relación carga circulante Cc
- 4.- Alimentación total al circuito en tm/h
- 5.- Densidad del mineral en gr / cc
- 6.- Alimentación  $F_{80}$  en micras

7.- Producto  $d_{80}$  en micras

Con estos datos podemos hallar:

a.- Consumo de acero por la energía específica en kg / kW – h

Utilizando la siguiente fórmula:

$$0.175(A_i - 0.015)^{1/3} \text{ en kg / kW – h}$$

Donde el valor de  $A_i$  es el índice de abrasión del mineral el cual se lo obtuvo operacionalmente.

b.- Consumo de acero por tonelada de mineral

Por kg de recarga / (tm alimentación \* 24 horas)

Y finalmente

c.- Los kilos de acero de recarga en kg.

$$W_i \cdot 10 \cdot (1/d_{80}^{1/2} - 1/F_{80}^{1/2}) \cdot \text{tm alimentación} \cdot \text{consumo de acero} \cdot 24 \text{ horas}$$

En los Anexos N° 15, 16 y 17 están los cuadros de cálculo de carga de bolas para el molino 5 x 8.

En los Anexos N° 18, 19 y 20 los cuadros de cálculos de carga de bolas para el molino 5 x 5.



Foto N° 4.2.5 Bolas de acero de 3, 2.5, 2, 1.5 y 1 pulgadas

Tabla N° IX

## Recarga de Bolas diarias molino 5 x 8

Día. bolas Comerciales	Distribuc. Recarga	Pesos Bolas(Kg.)	Peso c/bola(Kg.)	Número Bolas
3.00	10.86	16.30	1.92	9
2.50	28.35	42.52	1.04	41
2.00	31.66	47.50	0.60	79
1.50	29.13	43.70	0.27	164
<b>Total</b>	<b>100.00</b>	<b>150.01</b>		<b>292</b>

Tabla N° X

## Recarga de Bolas diarias molino 5 x 5

Diámetro bolas Comercial	Distribución Final	Pesos bolas (Kg.)	Peso c/bola (Kg.)	Numero Bolas
<b>2.00</b>	<b>32.04</b>	<b>32.04</b>	<b>0.60</b>	<b>53</b>
<b>1.50</b>	<b>67.96</b>	<b>67.96</b>	<b>0.27</b>	<b>250</b>
<b>Total</b>	<b>100.00</b>	<b>100.00</b>		<b>303</b>

En el Anexo N° 21, Tabla de comparación del costo de acero por tonelada tratada anualmente. La primera tabla se realiza una proyección para los años 2004 al 2008 donde se supone no habría variación del costo de acero en el mercado y la segunda tabla con el costo de acero en ascenso que sufrió el mercado internacional desde el año 2005.

#### 4.3.- Hidrociclones <sup>(8)</sup>

Las mayorías de las empresas modernas operan con hidrociclones en circuito cerrado con sus molinos.

El principal objetivo de los hidrociclones es de separar un determinado caudal en dos productos; una llamada Descarga (Under Flow) que debería llevar la parte más gruesa de este caudal de regreso al molino y la otra parte llamada de Rebose que debería llevar en suspensión los sólidos más finos del determinado Tamaño de Corte.

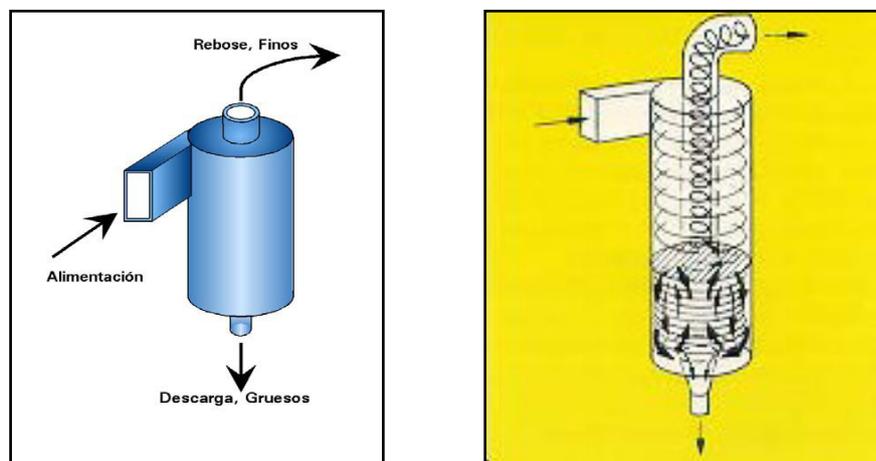


Foto N° 4.3, Hidrociclón Fondo Plano marca Eral

#### 4.3.1.- Teoría <sup>(8)</sup>

Para el buen funcionamiento de estos equipos, que no son más que tubos huecos que deben cumplir cierto trabajo específico. Se debe de cumplir con los siguientes valores:

- Naturaleza del solido
- Distribución granulométrica y forma de las partículas solidas

- Densidades específicas de sólido y líquido
- Concentración de sólidos
- Caudal a tratar
- Viscosidad de la pulpa
- Tamaño de corte o Separación deseada
- Condicionantes propios de la operación:
  - Concentraciones de sólidos en descarga y rebose
  - Contenidos permitidos de finos en gruesos o gruesos en finos
  - Cargas circulante, en circuitos cerrados de molienda
  - Presión recomendada de operación.

En estos aparatos y para efecto de la clasificación, se sustituye la fuerza de gravedad por una fuerza centrífuga generada por el movimiento de la pulpa, que puede ser muy superior a la primera y permite por ello la sedimentación rápida de partículas más finas.

Un hidrociclón típico se compone de un cuerpo corto cilíndrico, que en su parte lateral superior lleva una tubería para la entrada tangencial de la pulpa a clasificar. Se prolonga por su parte inferior a otra sección troncocónica y que termina en una salida inferior, a menudo intercambiable para conseguir diferentes diámetros de salida que debido a su desgaste ya que es el punto de mayor rozamiento, se lo denomina ápex y es por donde van a salir los gruesos o Under Flow de retorno al molino u otra aplicación que se dé.

En la base superior de la zona cilíndrica hay una tubería que penetra por debajo de la zona de alimentación y que se denomina vórtex y es por donde saldrán los finos acompañados de la mayor parte del agua u Over Flow.

Se establece pues un balance entre la fuerza de arrastre del agua hacia el centro y la velocidad límite de la partícula hacia el exterior provocado por la fuerza centrífuga.

Las dimensiones relativas de alimentación, vórtex y ápex tienen un papel fundamental en la distribución del flujo dentro del aparato y en consecuencia afectan notablemente al punto de corte y a la calidad de la separación.

#### **4.3.2.- Tamaño de Corte <sup>(8)</sup> <sup>(10)</sup>**

En base a los mismos investigadores desarrollaron modelos matemáticos para establecer el tamaño de corte teórico conocido como  $d_{50}$  y el valor  $d_{50c}$ . Para los valores  $d_{50}$  se obtiene directamente de los valores de planta y el  $d_{50c}$  se lo obtiene de la ecuación de Plitt dado por:

$$Y_c = 1 - \exp(-0,69315 (d / d_{50c})^m)$$

El valor de  $m$  constituye una medida directa de la eficiencia global de clasificación. Y esta puede ser calcula por mínimos cuadrados que se lo puede hacer desde la hoja de EXCEL.

#### **4.3.3.- La instalación <sup>(8)</sup>**

Para la instalación de los hidrociclones se debería dotar a estos una flexibilidad, lo que en el caso de operar con varias unidades es preferible componer grupos que permitan al menos, cerrando o abriendo ciclones, ajustar el caudal en magnitudes del orden del 15% - 25% lo que permitirá acomodar la instalación a las fluctuaciones de la alimentación tanto a lo referente a cantidad como a calidad y esto es especialmente importante en circuitos cerrados de molienda donde el cambio del tamaño de partículas, bien por cambios en la dureza del mineral o por cambios en las áreas de trituración, tienen una gran influencia en la carga circulante del molino.

Las operaciones con hidrociclones de pequeños de diámetro presenta a menudo el inconveniente de frecuentes atascos por elementos extraños tanto en la tobera de descarga como en la alimentación, siendo esto último más difícil de detectar por lo cual y especialmente en circuitos de molienda, donde la presencia de trozos de elementos molturantes (bolas) es frecuente, el cual es aconsejable operar con hidrociclones con toberas de alimentación de grandes dimensiones.

Cuando se trata de una instalación simple con un solo hidrociclón, se suele poner poca atención en la necesidad de un control de la operación en el tiempo y así vemos multitud de instalaciones donde no existe medición de presión, los conductos de descarga y rebose no son accesibles fácilmente, con lo cual se pierde el control visual tanto o más importante que el electrónico, y en la mayoría de las ocasiones resulta, totalmente imposible tomar muestras de las diferentes corrientes para su análisis.

#### 4.3.3.1.- Depósitos para Rebose y Descarga <sup>(8)</sup>

Estos depósitos deberán tener las dimensiones necesarias para prevenir salpicaduras, y permitir la toma de muestra de cada flujo. Especialmente tener cuidado en el diseño del depósito del rebose que debe tener la altura suficiente que asegure la velocidad de salida adecuada para evaluar el caudal total de rebose.

El diseño de la caja de colección de las descargas deberá tener en cuenta la dificultad de movimientos de estos flujos con alta densidad, evitando la formación de dunas o por el contrario estudiando su conveniente creación como sistema de protección contra el desgaste.



Foto N° 4.3.3.1 Depósitos de Rebose y Descarga

#### 4.3.3.2.- Conductos de Rebose y Descarga <sup>(8)</sup>

Los productos obtenidos tanto en el rebose como de la descarga deberían salir libremente al exterior sin perturbaciones que provoquen turbulencias internas. Especial cuidado debe tenerse en el diseño de los conductos de rebose que deben ser generosos en diámetro mayor que el de la tobera de rebose (vórtex) y con curvas de gran radio permitiendo la expansión del torbellino interno de un modo suave y progresivo.

Los conductos de descarga deben permitir la libre salida al exterior del producto grueso evitando la posibilidad de obstrucción por sedimentación y lo que es muy importante deben permitir la visión de la descarga pues la forma de esta corriente indica claramente la condición de operación.

#### **4.3.4.- La Operación <sup>(8)</sup>**

Para lograr una buena operación de este equipo, resulta el hecho de tener un fácil acceso a los diferentes partes del hidrociclón que no hagan tediosas las rutinas de mantenimiento y control, y muy especialmente el tener un buen control visual del hidrociclón.

##### **4.3.4.1.- La Descarga <sup>(8)</sup> <sup>(10)</sup>**

En este punto se puede observar dos situaciones, la primera una salida en forma de paraguas y la otra en forma de cordón.

Una descarga en paraguas muy abierto es generalmente signo de una boquilla (ápex) demasiado grande lo que trae por consiguiente un by – pass elevado; sin embargo en operaciones a presiones medias o elevadas una descarga en paraguas puede ser optima, y lo mismo puede decirse cuando se trabaja con granulometrías muy finas. En consecuencia debe comprobarse con bastante frecuencia, al menos al comienzo de la operación, la concentración de sólidos mediante muestreo y simple pesada con balanza, en el propio sitio.

Una descarga intermitente pasando de cordón a paraguas denota, bien una presión ligeramente baja o un diámetro de boquilla (ápex) al límite. Ambas cosas provocan la sedimentación de sólidos en la parte final del cono el cual se autodestruye una vez que el incremento de presión interior ayuda a la expulsión, provocando la mencionada intermitencia.

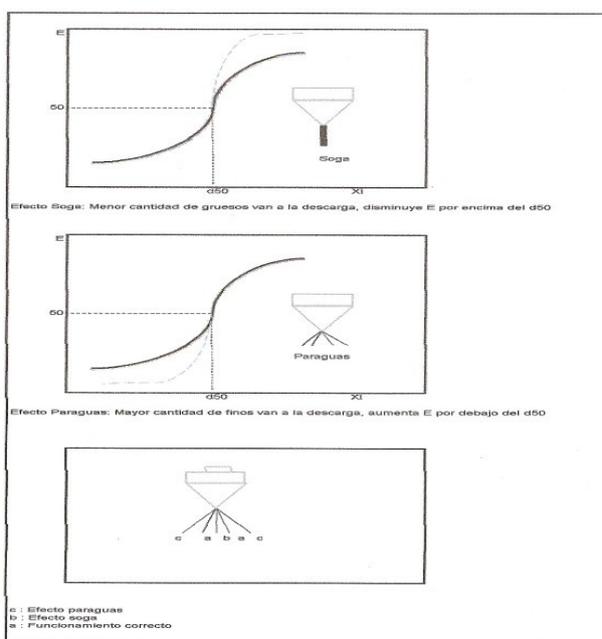


Gráfico N° 4.3.4.1, Efectos Paraguas y Soga de la descarga.

#### **4.3.4.2.- El Rebose <sup>(8)</sup>**

El flujo del rebose debe ser continuo y uniforme. La discontinuidad en el flujo denota una baja presión de operación lo que provoca la ruptura del torbellino interno, y ello puede ser debido a realmente baja presión de operación o simplemente a cortes del caudal bien por la presencia de aire en los conductos de alimentación al hidrociclón o por bajo nivel en el depósito de la bomba y ello es fácilmente detectable a través del manómetro de presión colocado en el hidrociclón en su alimentación.

El flujo de rebose debe ser continuo y debe cubrir totalmente la periferia del conducto lo cual indica que el torbellino interno continua a través del tiempo. Un flujo parcial denota que el hidrociclón opera a baja presión o con caudal insuficiente y eso también puede ser provocado por una obstrucción parcial del ducto de alimentación.

#### **4.3.4.3.- La Presión <sup>(8)</sup>**

Resulta de todo un punto imprescindible conocer en todo momento la presión de operación y además muy conveniente llevar un registro de la misma en el tiempo.

Los manómetros de membrana de gran diámetro, con un gran orificio de paso para evitar obstrucciones, y provistos de líquido anti vibración son requeridos para este trabajo.

#### **4.3.4.4.- La Toma de Muestra <sup>(8)</sup>**

Como se mencionó anteriormente, se requiere de un control mínimo de la operación del hidrociclón. Resulta bastante difícil controlar circuitos de molienda simplemente con la información del producto del rebose.

Las nuevas instalaciones están dotadas de control de densidad en la alimentación a hidrociclones, formando un lazo de control con la velocidad de bomba, aportación de agua y tonelaje de alimentación al molino.

Las muestras tanto de la alimentación como de la descarga y el rebose deberán tomarse de modo que se tome solo una parte, pero representativa del flujo total.

Ver Anexo N° 4 y 5 Puntos de Muestreos y Balance de Masas

#### **4.4.- Eficiencia del Hidrociclón <sup>(8) (10)</sup>**

El método más común de representar la eficiencia de un hidrociclón es por una curva de rendimiento o curva de Tromp, la cual relaciona la fracción de peso o porcentaje de cada tamaño de partícula en la alimentación que se reporta al ápex o descarga con el tamaño de partícula. El punto de corte o tamaño de separación del hidrociclón frecuentemente se define como aquel punto sobre la curva Tromp para el cual el 50% de las partículas de ese tamaño en la alimentación se presenta en la vórtex, es decir, las partículas de ese tamaño tienen una igual oportunidad de ir con el over

flow o con el under flow. Normalmente se hace referencia a este punto como tamaño  $d_{50}$ .

La cantidad de corte o separación depende de la pendiente de la sección central de la curva Tromp y mientras más próxima este la pendiente a la vertical, tanta más alta es la eficiencia.

Para la construir la curva de Tromp hay que calcular la eficiencia de las partículas finas de la alimentación que pasan al rebose y a la descarga, si F, R y D son los tonelajes horarios de sólidos del alimento, rebose y descarga, el porcentaje en peso de partículas de tamaños comprendidos entre  $X_m$  (tamaño máximo del rango) y  $X_f$  (tamaño menor de rango), representados por un tamaño promedio  $X_i = \text{Raíz}(X_f \cdot X_m)$ , que pasan del alimento a la descarga, estará dado por:

$ED(X_i) = \text{Peso del material de tamaño } X_i \text{ en la descarga} \cdot 100 / \text{Peso de material de tamaño } X_i \text{ en el alimento.}$

De forma similar, el porcentaje de partículas de tamaño  $X_i$  que pasaran del alimento al rebose será:

$$ED(X_i) + ER(X_i) = 100$$

Luego graficar los pares  $(X_i, ED(X_i))$  y  $(X_i, ER(X_i))$  para cada valor de  $X_i$  obtenido por análisis granulométrico del alimento, rebose y descarga.

En las operaciones industriales es preferible expresar la eficiencia de clasificación como un porcentaje. Pasos para calcular la eficiencia de un hidrociclón:

- a) Se grafica las curvas de Gaudin Schumann del alimento, rebose y descarga
- b) De las curvas se determina los valores de  $F(X)$  correspondientes al  $d_{50}$  del hidrociclón
- c) Se calcula la eficiencia de clasificación  $n_1$  para las partículas menores al  $d_{50}$  mediante la siguiente relación:

$n_1 = \text{Peso de partículas menores a } d_{50} \text{ en el rebose} / \text{Peso de partículas menores a } d_{50} \text{ en la alimentación.}$

De igual manera se calcula la eficiencia de clasificación  $n_2$  para las partículas mayores al  $d_{50}$

$n_2 = \text{Peso de partículas mayores a } d_{50} \text{ en la descarga} / \text{Peso de partículas menores al } d_{50} \text{ en la alimentación}$

- d) Se calcula la eficiencia de clasificación por:

$$n = n_1 * n_2 * 100$$

En una clasificación ideal tanto  $n_1$  y  $n_2$  deberían ser la unidad, lo que indicaría que todas las partículas menores al  $d_{50}$  van al rebose y que todas las partículas mayores al  $d_{50}$  van a la descarga. Esto no se cumple debido a que en las operaciones industriales existen los cortocircuitos (cantidad de agua que va del alimento y pasa a la descarga arrastrando a las partículas menores con ella) que son los factores de ineficiencia que deben ser considerados.

Anexo N° 22, Curva de Tromp molino 5 x 8 y molino 5 x 5

Tabla N° XI

## Calculo eficiencia Hidrociclón H\_1

Eficiencia Clasificación del Hidrociclón	
d50 =	<input type="text" value="40"/> $\mu\text{m}$ (Curva Tromp)
n1 =	<input type="text" value="0,47"/>
n2 =	<input type="text" value="1,24"/>
n =	<input type="text" value="58,19"/>
d50 del grafico GGC (curva de tendencia)	
$y = 7.542\ln(x) + 45.43$	<input type="text" value="73,16"/> Over (Finos)
$y = 13.86\ln(x) - 16.78$	<input type="text" value="34,17"/> Alimento
$y = 22.258\ln(x) - 86.101$	<input type="text" value="-4,27"/> Under(Arenas)

## Calculo eficiencia Hidrociclón H\_2

Eficiencia Clasificación del Hidrociclón	
d50 =	<input type="text" value="45"/> $\mu\text{m}$ (Curva Tromp)
n1 =	<input type="text" value="0,45"/>
n2 =	<input type="text" value="0,97"/>
n =	<input type="text" value="43,48"/>
d50 del grafico GGC (Curva de Tendencia)	
$y = 7.436\ln(x) + 46.39$	<input type="text" value="74,61"/> Over
$y = 18.23\ln(x) - 45.51$	<input type="text" value="23,68"/> Under
$y = 13.13\ln(x) - 9.519$	<input type="text" value="40,32"/> Alimento

Tabla N° XII

Tabla de Eficiencia de los Finos y Gruesos del Hidrociclón H\_1

MALLA N°	Abertura Micrones	Abertura Media	Alimento		Over Flow		Under Flow		ED EF Arena	ER EF Finos
			f(x)	tmsh	f(x)	tmsh	f(x)	tmsh		
5/8	15875	19050	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00		
1/2	12700	14199	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00		
3/8	9525	10999	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00		
4	4756	6731	0.22	0.02	0.00	0.00	0.00	0.00	100.00	0.00
10	2000	3084	0.68	0.05	0.00	0.00	0.00	0.00	100.00	0.00
20	841	1297	2.03	0.16	0.00	0.00	3.28	0.20	100.00	0.00
45	354	546	11.09	0.89	0.31	0.01	13.94	0.87	99.39	0.61
70	210	273	20.75	1.66	5.02	0.09	25.38	1.58	94.68	5.32
100	149	177	11.81	0.95	7.55	0.13	11.55	0.72	85.95	14.05
200	74	105	24.92	1.99	17.40	0.31	30.33	1.89	84.64	15.36
-200	0	37	28.49	2.28	69.73	1.23	15.52	0.97	46.16	53.84
<b>Peso Total</b>			100.00	8.00	100.00	1.76	100.00	6.24		

Eficiencias de los Finos y Gruesos del hidrociclón H\_2

MALLA N°	Abertura Micrones	Abertura Media	Alimento		Over Flow		Under Flow		ED EF Arena	ER EF Finos
			f(x)	tmsh	f(x)	tmsh	f(x)	tmsh		
5/8	15875	19050	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00		
1/2	12700	14199	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00		
3/8	9525	10999	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00		
4	4756	6731	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00		
10	2000	3084	0,17	0,04	0,00	0,00	0,32	0,06	100,00	0,00
20	841	1297	0,98	0,25	0,00	0,00	1,15	0,22	100,00	0,00
45	354	546	7,81	2,01	0,26	0,02	10,86	2,12	99,18	0,82
70	210	273	19,67	5,06	3,94	0,25	26,93	5,25	95,14	4,86
100	149	177	12,89	3,32	7,44	0,46	11,86	2,31	86,00	14,00
200	74	105	31,08	7,99	18,39	1,15	28,77	5,61	85,65	14,35
-200	0	37	27,40	7,05	69,96	4,37	20,12	3,92	38,06	61,94
<b>Peso Total</b>			<b>100,00</b>	25,72	100,00	6,24	100,00	19,48		

#### 4.5.- Sistema de Bombeo para un Circuito de Molienda <sup>(4)</sup>

Hay un sin número de diferentes tipos de bombas utilizadas para el bombeo de pulpa, hay las de desplazamiento positivo y los de tipo de efectos especiales tales como aductores Venturi, pero el tipo mucho más común son las bombas centrífugas.

La bomba centrífuga utiliza la fuerza centrífuga por una rotación del impulsor para impartir energía cinética a la pulpa de la misma manera como a un líquido claro. Sin embargo es aquí donde terminan las similitudes.

El proceso de selección de bombas de lodos centrífuga deben incluir la consideración para el tamaño del impulsor y el diseño para el paso de los sólidos, las posibilidades adecuadas sobre el sello del eje y óptima calidad de los materiales que lo conforman causado por el desgaste de la abrasión y / o un ataque corrosivo por contacto en el medio.

#### **4.5.1.- Bombas de circuito de molienda <sup>(4)</sup>**

En un circuito cerrado de molienda, donde el molino es la estrella del sistema, la bomba y el hidrociclón deben trabajar para que este tenga un rendimiento óptimo.

La bomba debe de cumplir con una serie de requisitos propios de un sistema de molienda que no son iguales al resto de los sistemas de bombeo en una planta de procesamientos de minerales.

La bomba no solo tiene que servir al molino sino también a las necesidades operacionales del hidrociclón; tanto el molino como el hidrociclón, para su

rendimiento óptimo, necesitan una serie de variables muy estrictas las que en parte tiene que entregar la bomba.

Tabla N° XIII

Parámetros Operacionales Bomba Hidrociclón H\_1

Hidrociclón Molino 5 x 8	
Condiciones operativas bombas de los hidrociclones	
Placa motor	
Bomba horizontal Galighert N° 1	
Potencia Nominal (HP)	10
Voltaje (V)	208/230
Intensidad nominal	12.6/25.2
Factor Potencia	0.81
rpm nominal	1765
Diametro succion (mm)	63.5
Diametro salida (mm)	38.1
Datos Operación	
Voltaje	198
Amperaje	19
rpm	1660
Datos Hidrociclón	
Vortex (mm)	50.8
Ápex (mm)	25.4
Altura (mm)	838.2
Presión (psi)	4.5
Energía Suministrada:	
	5.28 kW
	7.08 HP
Consumo de Energía:	
Tonelaje alimentado a la bomba:	8.00 tmsh
Energía Consumida	0.66 kW-h/tm
Tonelaje máximo que puede bombear la bomba:	11.31 tmsh
	271.42 tmsd
Eficiencia de la bomba:	70.78%

Tabla N° XIV  
Parámetros Operacionales Bomba Hidrociclón H\_2

Hidrociclón Molino 5 x 5	
Condiciones operativas bombas de los hidrociclones	
Placa motor	
Bomba horizontal Warman N° 1	
Potencia Nominal (HP)	10
Voltaje (V)	208/230
Intensidad nominal	12.6/25.2
Factor Potencia	0.81
rpm nominal	1765
Diametro succion (mm)	63.5
Diametro salida (mm)	50.8
Datos Operación	
Voltaje	195
Amperaje	22
rpm	1680
Datos Hidrociclón	
Vortex (mm)	50.8
Ápex (mm)	30.00
Altura (mm)	838.2
Presión (psi)	6.5
Energía Suministrada:	
	6.02 kW
	8.07 HP
Consumo de Energía:	
Tonelaje alimentado a la bomba:	25.72 tmsd
Energía Consumida	0.23 kW-h/tm
Tonelaje máximo que puede bombear la bomba:	
	31.88 tmsd
	765.12 tmsd
Eficiencia de la bomba:	
	80.71%

#### 4.5.2.- Requisitos de la Bomba de Lodo <sup>(4)</sup> <sup>(6)</sup> <sup>(10)</sup>

Los requisitos que debe cumplir o satisfacer una bomba para un circuito de molienda son los siguientes:

- Un molino requiere de la bomba que esta sea capaz de evacuar cualquier cosa que sale del molino en calidad y cantidad como: la pulpa, bolas y cualquier otro elemento. Si bien es cierto hay una serie de elementos de protección como trommel, rejillas o coladores en el estanque de succión de la bomba, diseños de estanques con compartimientos decantadores y otros, todos fallan en alguna vez

permitiendo que de vez en cuando la bomba se vea en la necesidad de bombear elementos tales como las bolas del molino, ya sea enteras o pedazos, palos, pernos y alambres.

- Capacidad para manejar un rango de caudales importantes especialmente las variaciones producidas por las fluctuaciones de la carga circulante. Esto se refleja en la forma de las curvas de velocidad (RPM) que sean lo más horizontal posible.
- La máxima duración posible para disminuir las detenciones del sistema. Como se sabe para una mantención de bomba se requiere detener el molino si no se tiene una bomba alternativa, siendo un costo importante las horas de detención del circuito de molienda.
- El hidrociclón requiere de la bomba una cierta presión para su buen funcionamiento y una capacidad de mantenerla constante en el tiempo para lo cual es necesario un variador de frecuencia conectado al motor eléctrico, ya que a medida que la bomba va teniendo desgaste pierde eficiencia y capacidad de bombeo, lo cual se suple con un aumento de velocidad.
- 



Foto N° 4.5.2 Variadores de velocidad bombas horizontales

#### 4.5.3.- Sistema de bombeo de pulpa <sup>(4)</sup>

Se entiende por sistema de bombeo desde el estanque de succión hasta el estanque de descarga o equipo que es alimentado pasando por cañerías, reducciones, codos, válvulas, bomba, etc.

- ❖ El estanque de succión debe tener una capacidad volumétrica equivalente a 2 minutos de retención aproximadamente y una sección horizontal equivalente a unos 100 galones por pie cuadrado y el fondo inclinado hacia la conexión de la cañería de succión. También es necesario que la cañería de alimentación a la bomba no salga tangente al fondo, sino que deje unos 10 cm entre el fondo y el borde inferior, esto sirve para formar una cama de piedra y que se decanten los objetos que pueden ocasionar daños.
- ❖ La cañería de succión debe ser igual o mayor que el diámetro de succión de la bomba para evitar pérdidas de carga y tener un mayor NPSH disponible.
- ❖ La válvula de succión si existiere debe ser la más adecuada es una de cuchillo, ya que en esta zona se tiene una presión menor que la atmosférica, lo que haría que una válvula del tipo pinch funcionara como diafragma influyendo negativamente en la operación de la bomba.
- ❖ Se recomienda colocar en la succión una bifurcación vertical hacia abajo, terminando en una válvula para evacuar cada cierto tiempo los elementos que se acumulen en esta, evitando que lleguen a la bomba.
- ❖ Lo ideal en la disposición de la descarga de la bomba es horizontal por abajo esto evita que las partículas gruesas o elementos extraños como pedazos de bolas al salir de la bomba tiendan a volver al interior de ella.

- ❖ La cañería de descarga debe estar horizontal o vertical y evitar una descarga a 45° ya que esta también facilita el retorno de las partículas gruesas al interior de la bomba.
- ❖ Por último la cañería de descarga debe tener el diámetro adecuado para que la velocidad lineal sea mayor a la velocidad límite, para que no se produzca decantación de los sólidos.

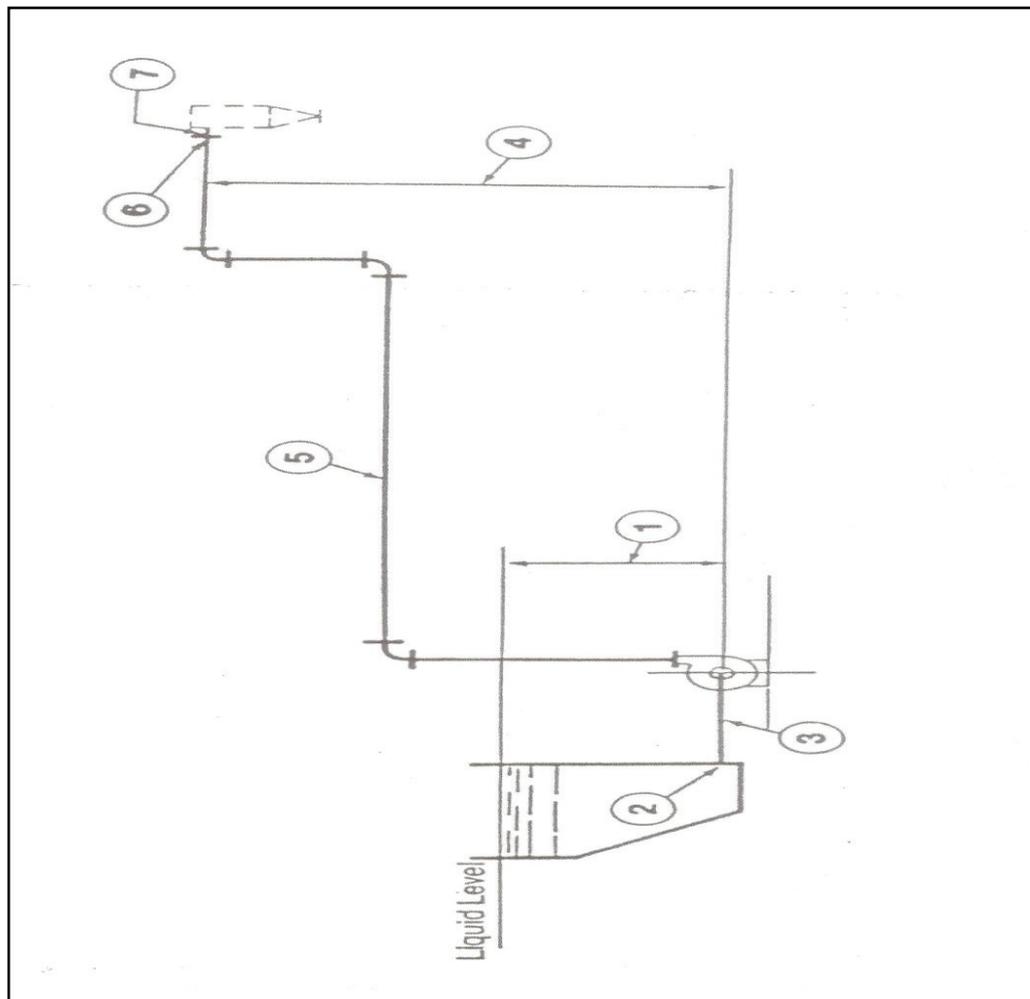


Gráfico N° 4.5.3 Instalación de un Sistema de Bombeo Típico

## CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

1. Para la evaluación de un circuito de molienda y clasificación, por lo general se debe mantener algunas variables de operación estandarizadas como las densidades de pulpa estables. Para ello se debe tener una alimentación de mineral constante como características físicas y químicas similares, la cantidad de agua adecuada según el requerimiento del circuito, los equipos en buen estado. Pero las características del mineral que es alimentado al circuito de molienda no siempre son constantes como la segregación que sufre en la tolva de finos por lo cual hace que los demás parámetros varíen.
2. Otro parámetro de mucha importancia es conocer la distribución de carga de bolas molidoras iniciales y de reposición del proceso, para obtener un producto final adecuado y un bajo consumo de energía específica.
3. De los valores que se obtuvieron en la evaluación como en la aplicación de las fórmulas matemáticas que se emplearon estos estuvieron muy cercanos, una diferencia se marcó en la carga moledora para el molino de remolienda (5 X 5), la cual se modificó para poder lograr nuestro objetivo, ya que prácticamente no hay en

el mercado bolas de acero de diámetro de 1 pulga y menores a esta, si se consiguen son bolas usadas y de un alto valor monetario.

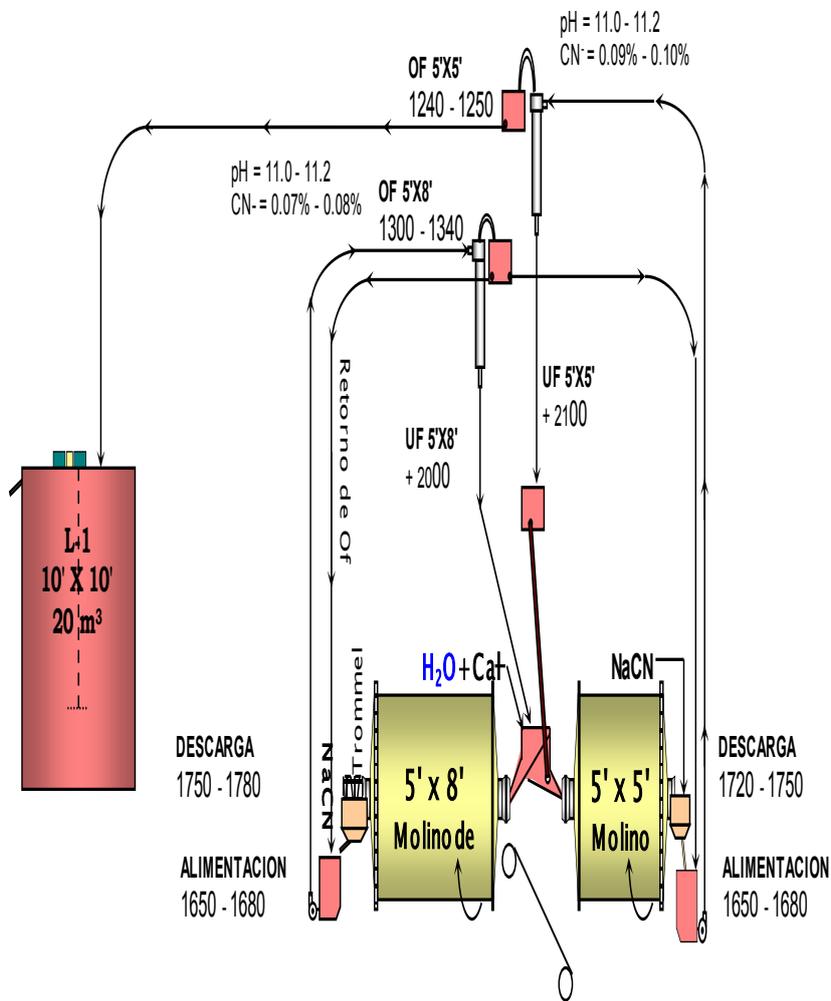
4. Al mejorar estos parámetros en la ampliación de la planta de las 100 tmsd hasta cerca de las 200 tmsd, por lo cual llegamos a nuestro objetivo principal que era de bajar el costo de procesamiento, con la reducción de consumo de acero de una razón de 1.5 kg de acero por tonelada a 1.25 kg de acero, aumentando la capacidad de procesamiento prácticamente con los mismos equipos existentes y en funcionamiento, con un pequeño costo en adquisición de equipos adicionales para lograr estos objetivos.
5. Con los cambios de circuitos que se realizaron durante este tiempo se pudo lograr el mejor que se ajustara a nuestro mineral por sus características de mineral duro por tener un valor de Índice operacional de 16.48 kWh/ tm que se encuentra en el rango de estos minerales.
6. Como otro parámetro también de importancia es de la velocidad operacional de giro de los molinos que la literatura en su mayoría expresa que la velocidad que deberían trabajar los molinos no deben pasar del 75% de su velocidad critica para evitar que las bolas de acero se centrifuguen, pero se pudo evidenciar que esto no siempre se cumple, ya que se subió la velocidad de nuestros molinos hasta un 82% de su velocidad de giro sin tener inconvenientes.
7. Como también se comprobó que a bajar la fineza del mineral fresco en la alimentación a 100% - 12700  $\mu\text{m}$  también ayuda en el aumento de capacidad de molienda.
8. Para los hidrociclones fondo plano hubo poca variación, se conservaron los mismos valores iniciales que se tenían con los hidrociclones cónicos Kreeb's como son los diámetros del vórtex, ápex y altura de separación entre estos. La única diferencia de un hidrociclón y otro en su forma geométrica de alimentación mientras los primeros son de forma rectangular los segundos son de forma circular y de su ápex los

hidrociclones Eral tiene un ápex intercambiable en caliente ósea mientras estos están operando mientras que los hidrociclones Kreeb's hay que sacarlos del circuito para poder cambiar estos.

9. Todavía está pendiente seguir investigando sobre el comportamiento del mineral en estos hidrociclones para mejorar su capacidad de clasificación y disminuir el d50 que hay un porcentaje un poco alto entre 41% que retorna al circuito de molienda el cual sufre una remolienda innecesaria.
10. Mejorar el sistema de extracción del mineral fresco al molino desde la tolva de finos para evitar la segregación del mismo, así mantener el principal parámetro constante como son las densidades.

## **ANEXOS**

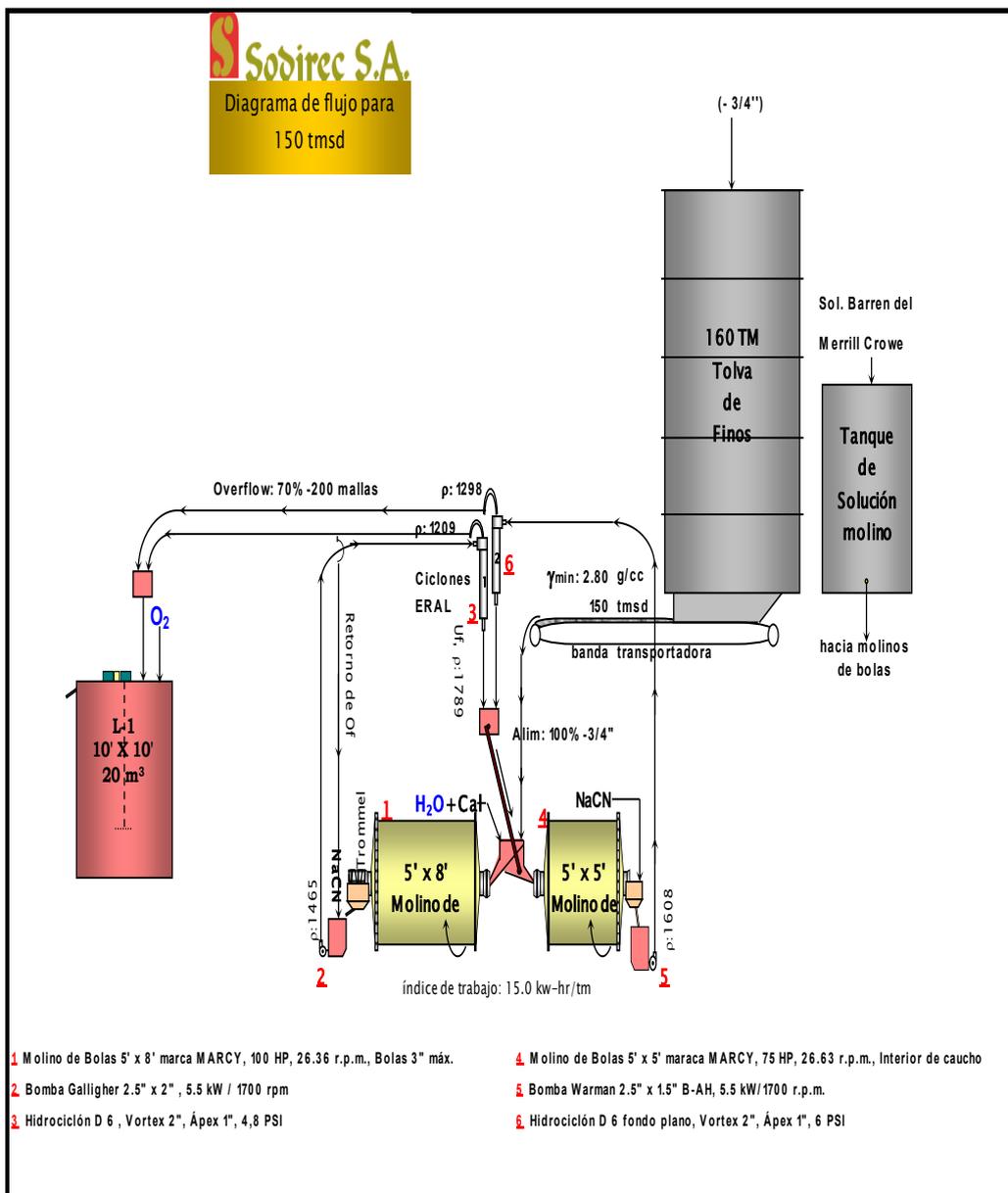
ANEXO N ° 1



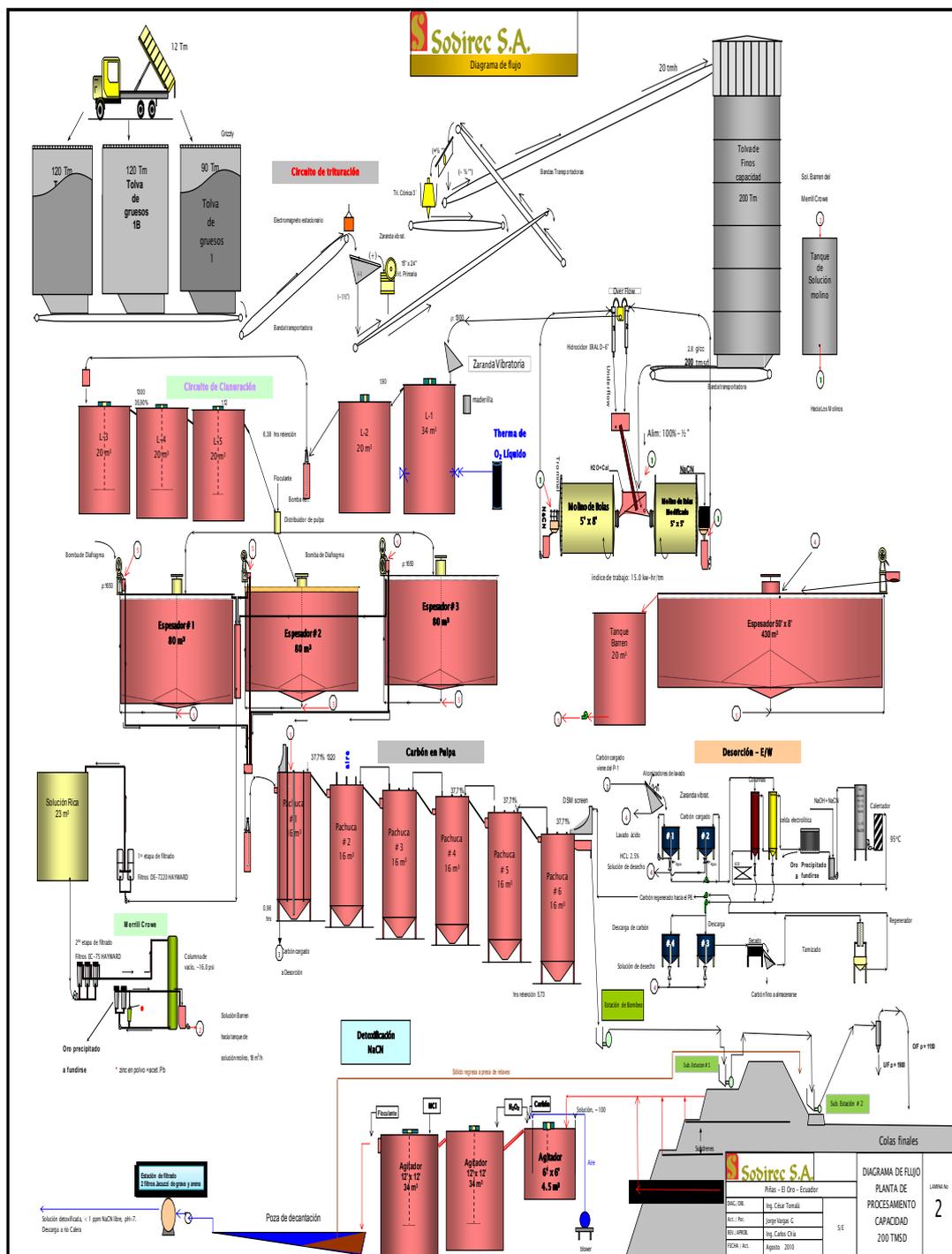
Hidrociclones Kreeb's D-6  
Vórtex 1.25", Ápex de 1"

Banda de Finos, Peso de Banda lo que indique el Ing. de Turno

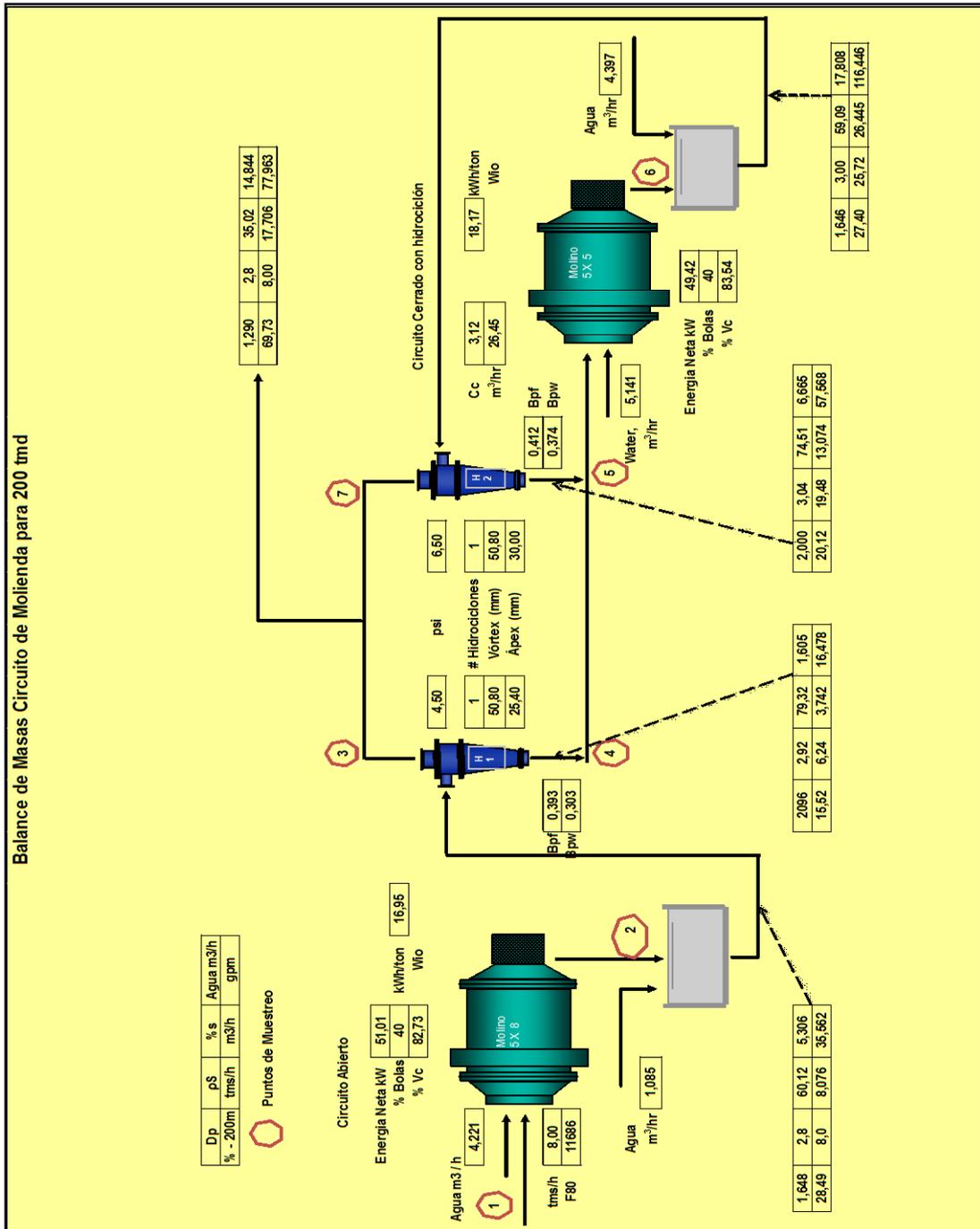
Anexo N° 2



### Anexo N° 3



### Anexo N ° 4 Diagrama de Flujo y Puntos de Muestreo



## Anexo N ° 5

## Balance de Masas del Circuito de Molienda

N°	Productos	Sólidos		%s	Pulpa						Dilución	
		tmsh	ρs		Pulpa tm / h	agua m <sup>3</sup> /h	Pulpa m <sup>3</sup> /h	Pulpa gpm	% Volumen	Densidad tm / m <sup>3</sup>	Dilución L/s	Dilución Cc
1	Alimentación Molino 5 X 8	8,00	2,80	97,31%	8,221	0,221	3,078	13,555	92,816	2,671	0,028	
2	Descarga Molino 5 X 8	8,00	2,80	66,67%	12,000	4,000	6,857	30,194	41,667	1,750	0,500	
3	Alimentación Hidrociclón 5 X	8,00	2,80	60,12%	13,306	5,306	8,076	35,562	35,377	1,648	0,663	
4	OF Hidrociclón 1	1,76	2,78	32,23%	5,461	3,701	4,334	19,085	14,607	1,260	2,103	
5	UF Hidrociclón 1	6,24	2,92	79,32%	7,845	1,605	3,742	16,478	57,105	2,096	0,261	
6	Alimento Molino 5 X 5	6,24	2,92	70,76%	8,819	2,579	4,716	20,766	45,313	1,870	0,413	
7	Descarga Molino 5 X 5	25,72	3,00	65,73%	39,134	13,411	21,985	96,807	39,000	1,780	0,521	
8	Alimento Hidrociclón 5 X 5	25,72	3,00	59,09%	43,531	17,808	26,445	116,446	32,423	1,646	0,692	
9	UF Hidrociclón 2	19,48	3,04	74,51%	26,148	6,665	13,074	57,568	49,020	2,000	0,342	
10	OF Hidrociclón 2	6,24	2,80	35,90%	17,383	11,143	13,371	58,878	16,667	1,300	1,786	
Total de alimento al Circuito de Cianuración												
		tmsh	tm/h(pulpa)	agua m <sup>3</sup> /h	pulpa m <sup>3</sup> /h	%s	gpm	Densidad	5 X 5	5 X 8		
OF (1 + 2)		8,00	22,844	14,844	17,706	35,02%	77,963	1,290	bay pass agua	bay pass solidos	Bay pass solidos	
									0,374	0,412	0,303	0,393
La diferencia entre la carga circulante de mallas y por dilución es de 1.25 %, que esta dentro de los valores permisibles según la literatura que puede ser entre +/- 10 %												
Error = 0,64%												

## Anexo N° 6

## Calculo Granulométrico Molino 5 x 8

MALLA N°	Abertura Micrones	Abertura Media	Alimentacion Fresca				Descarga Molino			
			A	f(x)	F(x)	G(x)	A	f(x)	F(x)	G(x)
5/8	15875	19050	0.0	0.00	<b>100.00</b>	100.00				
1/2	12700	14199	0.0	0.00	<b>100.00</b>	0.00				
3/8	9525	10999	606.0	25.37	<b>74.63</b>	25.37	0.0	0.00	100.00	0.00
4	4756	6731	712.1	29.81	<b>44.83</b>	55.17	1.50	0.22	<b>99.78</b>	0.22
10	2000	3084	467.5	19.57	<b>25.26</b>	74.74	4.70	0.68	<b>99.10</b>	0.90
20	841	1297	155.9	6.53	<b>18.73</b>	81.27	14.00	2.03	<b>97.07</b>	2.93
45	354	546	144.3	6.04	<b>12.69</b>	87.31	76.40	11.09	<b>85.98</b>	14.02
70	210	273	72.8	3.05	<b>9.64</b>	90.36	143.00	20.75	<b>65.44</b>	34.56
100	149	177	21.9	0.92	<b>8.73</b>	91.27	81.40	11.81	<b>53.63</b>	46.37
200	74	105	51.5	2.16	<b>6.57</b>	93.43	171.70	24.92	<b>28.71</b>	71.29
-200	0	37	157.0	6.57	0.00	100.00	196.30	28.49	0.22	99.78
<b>Peso Total</b>			<b>2389.0</b>	<b>100.00</b>			<b>689.0</b>	<b>100.00</b>		

F80	P80
0	0
11686	0
0	0
0	0
0	0
0	0
0	0
0	455
0	0
0	0
0	0
0	0

Micras (µm)	11686	455
-------------	-------	-----

Radio de reducción molino 5 X 8

$$Rr = 11686 / 455 = 25.67$$

Anexo N° 7  
Calculo Granulométrico Hidrociclón Molino 5 x 8

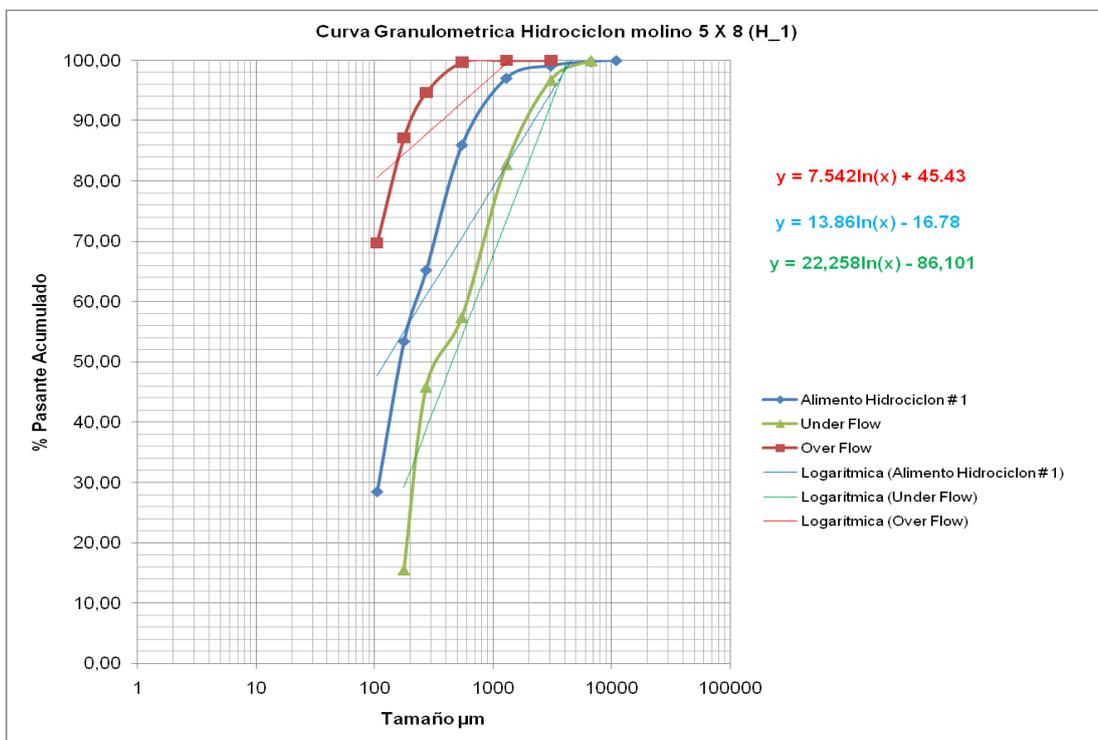
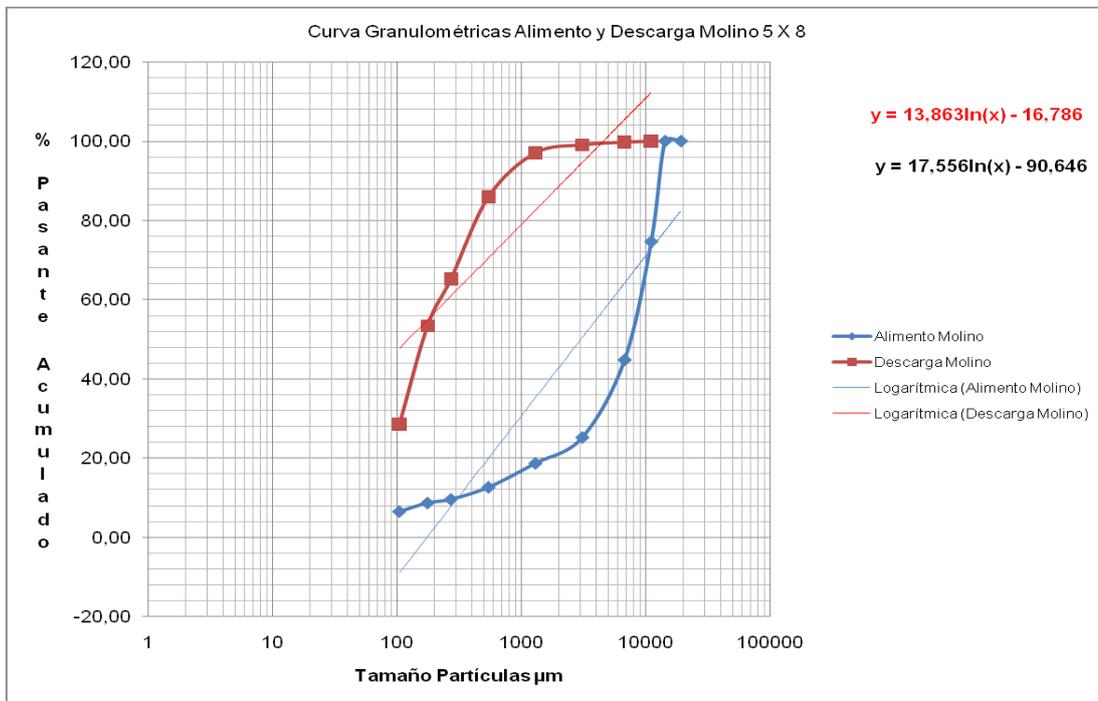
MALLA N°	Abertura Micrones	Abertura Media	Alimentacion Hidrociclón D6				Ove Flow Hidrociclón D6				Under Flow Hidrociclón D6					
			A	f(x)	F(x)	G(x)	A	f(x)	F(x)	G(x)	A	f(x)	F(x)	G(x)		
5/8	15875	19050	0.0	0.00	<b>100.00</b>											
1/2	12700	14199	0.0	0.00	<b>100.00</b>	0.00										
3/8	9525	10999	0.0	0.00	<b>100.00</b>	0.00	0.0	0.00	<b>100.00</b>	0.00	0.0	0.00	<b>100.00</b>	0.00		
4	4756	6731	1.50	0.22	<b>99.78</b>	0.22	0.0	0.00	<b>100.00</b>	0.00	0.0	0.00	<b>100.00</b>	0.00		
10	2000	3084	4.70	0.68	<b>99.10</b>	0.90	0.0	0.00	<b>100.00</b>	0.00	0.0	0.00	<b>100.00</b>	0.00		
20	841	1297	14.00	2.03	<b>97.07</b>	2.93	0.0	0.00	<b>100.00</b>	0.00	17.7	3.28	<b>96.72</b>	3.28		
45	354	546	76.40	11.09	<b>85.98</b>	14.02	1.0	0.31	<b>99.69</b>	0.31	75.2	13.94	<b>82.78</b>	17.22		
70	210	273	143.00	20.75	<b>65.22</b>	34.78	16.3	5.02	<b>94.67</b>	5.33	136.9	25.38	<b>57.40</b>	42.60		
100	149	177	81.40	11.81	<b>53.41</b>	46.59	24.5	7.55	<b>87.13</b>	12.87	62.3	11.55	<b>45.85</b>	54.15		
200	74	105	171.70	24.92	<b>28.49</b>	71.51	56.5	17.40	<b>69.73</b>	30.27	163.6	30.33	<b>15.52</b>	84.48		
-200	0	37	196.30	28.49	0.00	100.00	226.4	69.73	<b>0.00</b>	100.00	83.7	15.52	0.00	100.00		
<b>Peso Total</b>			<b>689.0</b>	<b>100.00</b>			<b>324.7</b>	<b>100.00</b>			<b>539.4</b>	<b>100.00</b>				

Alimento F80	OF d80	UF p80	Alimento F50	OF d50	UF p50
0	0	0	0	0	0
0	0	0	0	0	0
0	0	0	0	0	0
0	0	0	0	0	0
0	0	0	0	0	0
0	0	0	0	0	0
0	0	0	0	0	0
455.288956	0	511.469677	0	0	0
0	0	0	0	0	209.035663
0	144.860113	0	167.463412	0	0
0	0	0	0	101.789005	0
0	0	0	0	0	0
0	0	0	0	0	0

( $\mu$ m)	455	145	511	167	102	209

## Anexo N° 8

### Curvas Granulométricas Molino 5 X 8



Anexo N° 9  
Calculo Granulométrico Molino 5 x 5

MALLA N°	Abertura Microne	Abertura Media	Alimentacion				Descarga Molino				
			A	f(x)	F(x)	G(x)	A	f(x)	F(x)	G(x)	
5/8	15875	19050	0.0	0.00	<b>100.00</b>						
1/2	12700	14199	0.0	0.00	<b>100.00</b>	0.0					
3/8	9525	10999	0.0	0.00	<b>100.00</b>	0.0	0.0	0.00	100.00	0.00	
4	4756	6731	0.0	0.00	<b>100.00</b>	0.0	0.0	0.00	<b>100.00</b>	0.00	
10	2000	3084	26.6	4.95	<b>95.05</b>	4.95	0.9	0.17	<b>99.83</b>	0.17	
20	841	1297	40.6	7.55	<b>87.50</b>	12.50	5.3	0.98	<b>98.85</b>	1.15	
45	354	546	46.2	8.59	<b>78.91</b>	21.09	42.1	7.81	<b>91.04</b>	8.96	
70	210	273	89.3	16.61	<b>62.30</b>	37.70	106	19.67	<b>71.37</b>	28.63	
100	149	177	98.2	18.27	<b>44.03</b>	55.97	69.5	12.89	<b>58.48</b>	41.52	
200	74	105	108.4	20.16	<b>23.87</b>	76.13	167.5	31.08	<b>27.40</b>	72.60	
-200	0	37	128.3	23.87	0.00	100.00	147.7	27.40	0.00	100.00	
<b>Peso Total</b>			<b>537.6</b>	<b>100.00</b>			<b>539.0</b>	<b>100.00</b>			

F80	P80
0	0
0	0
0	0
0	0
0	0
0	0
612.31	0
0	377.46
0	0
0	0
0	0
0	0

( $\mu\text{m}$ ) 

612	377
-----	-----

Anexo N° 10  
Calculo Granulométrico Hidrociclón Molino 5 x 5

MALLA N°	Abertura Micrones	Abertura Media	Alimentacion Hidrociclón D6				Ove Flow Hidrociclón D6				Under Flow Hidrociclón D6				Cc
			A	f(x)	F(x)	G(x)	A	f(x)	F(x)	G(x)	A	f(x)	F(x)	G(x)	
5/8	15875	19050	0,0	0,00	<b>100,00</b>	0,00									
1/2	12700	14199	0,0	0,00	<b>100,00</b>	0,00									
3/8	9525	10999	0,0	0,00	<b>100,00</b>	0,00	0,0	0,00	<b>100,00</b>	0,00	0,0	0,00	<b>100,00</b>	0,00	
4	4756	6731	0,0	0,00	<b>100,00</b>	0,00	0,0	0,00	<b>100,00</b>	0,00	0,0	0,00	<b>100,00</b>	0,00	
10	2000	3084	0,9	0,17	<b>99,83</b>	0,17	0,0	0,00	<b>100,00</b>	0,00	2,2	0,32	<b>99,68</b>	0,32	1,10
20	841	1297	5,3	0,98	<b>98,85</b>	1,15	0,0	0,00	<b>100,00</b>	0,00	7,9	1,15	<b>98,54</b>	1,46	3,67
45	354	546	42,1	7,81	<b>91,04</b>	8,96	0,9	0,26	<b>99,74</b>	0,26	74,9	10,86	<b>87,68</b>	12,32	2,59
70	210	273	106,0	19,67	<b>71,37</b>	28,63	13,5	3,94	<b>95,80</b>	4,20	185,8	26,93	<b>60,75</b>	39,25	2,30
100	149	177	69,5	12,89	<b>58,48</b>	41,52	25,5	7,44	<b>88,35</b>	11,65	81,8	11,86	<b>48,89</b>	51,11	3,12
200	74	105	167,5	31,08	<b>27,40</b>	72,60	63,0	18,39	<b>69,96</b>	30,04	198,5	28,77	<b>20,12</b>	79,88	5,84
-200	0	37	147,7	27,40	0,00	100,00	239,7	69,96	0,00	100,00	138,8	20,12	0,00	100,00	
<b>Peso Total</b>			<b>539,0</b>	<b>100,00</b>			<b>342,6</b>	<b>100,00</b>			<b>689,9</b>	<b>100,00</b>			<b>3,10</b>

Alimento F80	OF d80	UF p80
0	0	0
0	0	0
0	0	0
0	0	0
0	0	0
0	0	0
0	0	0
<b>377,4644</b>	0	<b>458,82</b>
0	0	0
0	141,68	0
0	0	0
0	0	0

( $\mu\text{m}$ ) 

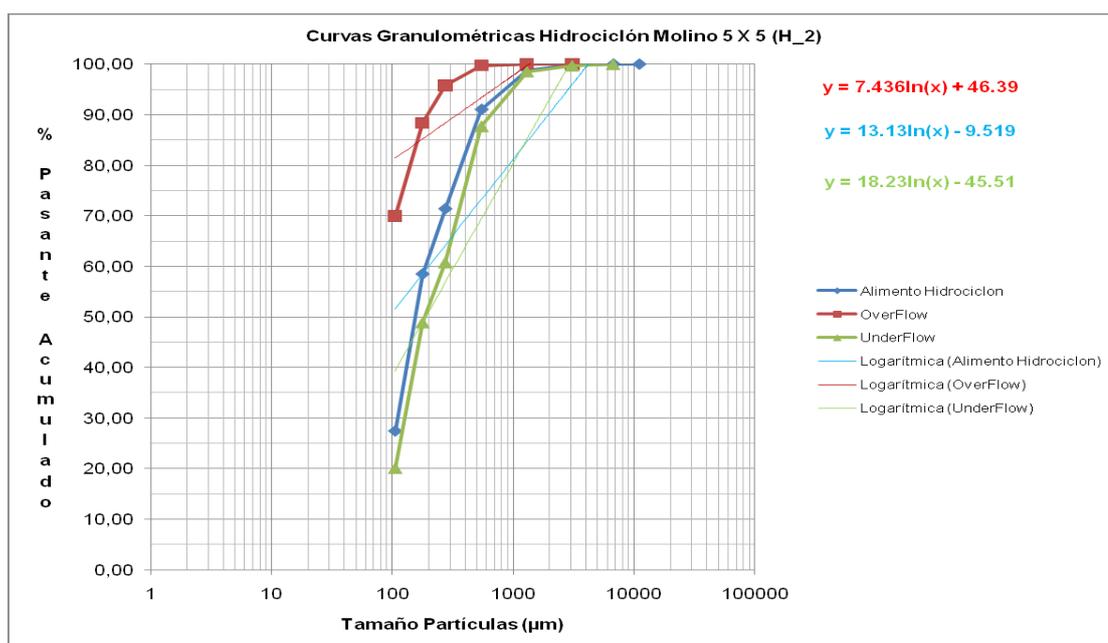
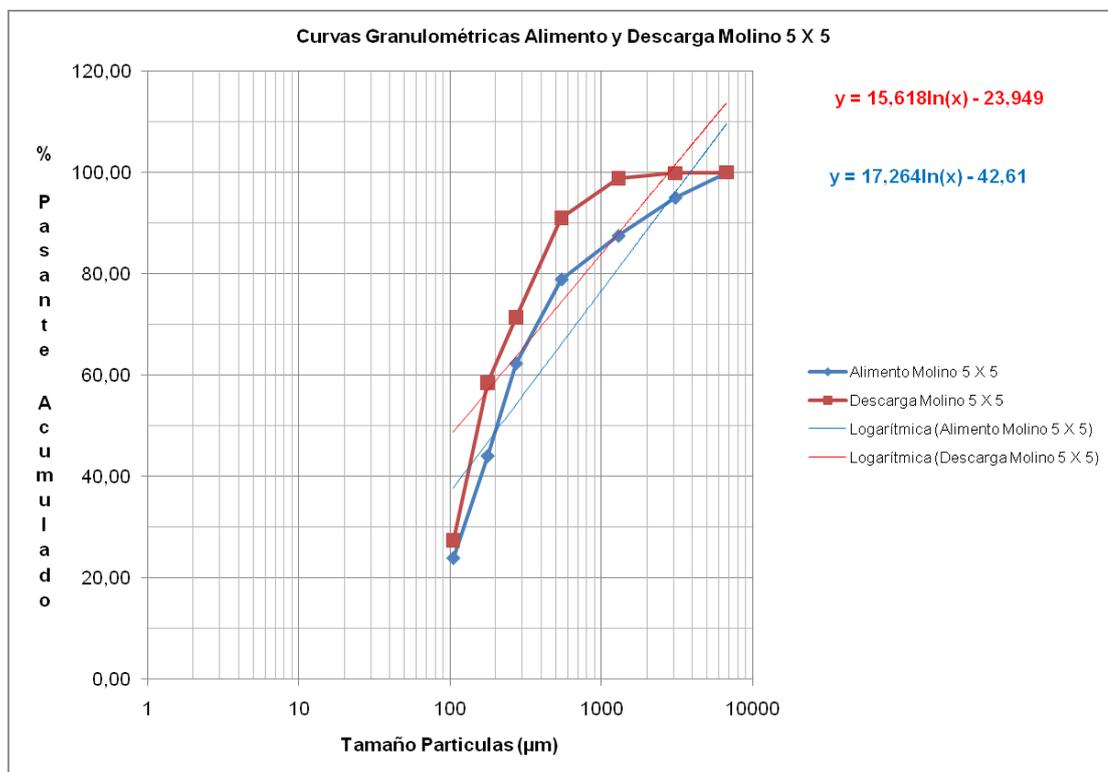
377	142	459
-----	-----	-----

Radio de reducción Molino 5 x 5

$$R_r = 612 / 142 = 4.32$$

## Anexo N° 11

### Gráfico Granulométrico Molino 5 X 5



## Anexo N ° 12

### Índice de Bond Operacional Molino 5 X 8

Calculo del Índice de Bond Operacional										
Molino 5 X 8										
MALLA N°	Abertura Micrones	Abertura Media	Alimentación Fresca				Descarga Molino			
			A	f(x)	F(x)	G(x)	A	f(x)	F(x)	G(x)
5/8	15875	19050	0.0	0.00	<b>100.00</b>	100.00				
1/2	12700	14199	0.0	0.00	<b>100.00</b>	0.00				
3/8	9525	10999	606.0	25.37	<b>74.63</b>	25.37	0.0	0.00	100.00	0.00
4	4756	6731	712.1	29.81	<b>44.83</b>	55.17	1.5	0.22	<b>99.78</b>	0.22
10	2000	3084	467.5	19.57	<b>25.26</b>	74.74	4.7	0.68	<b>99.10</b>	0.90
20	841	1297	155.9	6.53	<b>18.73</b>	81.27	14.0	2.03	<b>97.07</b>	2.93
45	354	546	144.3	6.04	<b>12.69</b>	87.31	76.4	11.09	<b>85.98</b>	14.02
70	210	273	72.8	3.05	<b>9.64</b>	90.36	143.0	20.75	<b>65.22</b>	34.78
100	149	177	21.9	0.92	<b>8.73</b>	91.27	81.4	11.81	<b>53.41</b>	46.59
200	74	105	51.5	2.16	<b>6.57</b>	93.43	171.7	24.92	<b>28.49</b>	71.51
-200	0	37	157.0	6.57	0.00	100.00	196.3	28.49	0.00	100.00
<b>Peso Total</b>			<b>2389.0</b>	<b>100.00</b>			<b>689.0</b>	<b>100.00</b>		

F <sub>80</sub>	F <sub>50</sub>	P <sub>80</sub>
0	0	0
11686	0	0
0	7477	0
0	0	0
0	0	0
0	0	455
0	0	0
0	0	0
0	0	0
0	0	0

µm	11686	7477	455
----	-------	------	-----

<b>F<sub>80</sub> =</b>	11686	<b>µm</b>	<b>P<sub>80</sub> =</b>	455	<b>µm</b>
-------------------------	-------	-----------	-------------------------	-----	-----------

Características Técnicas del motor del molino 5' X 8'

Placa del Motor		Datos de Operación	
Marca	WEG	PH	3
PH	3	kW	51.01
HP(kW)	100 (75)	rpm	1780
min <sup>-1</sup>	1780	pf	0.85
pf	0.85	V	210
V	230/208	A	165
A	236/118	sf	1.15
sf	1.15		

eso band	tmhd	tmsd
14.50	197.32	192.00

ALIMENTO AL MOLINO 5' X 8'	
Promedio de alimentación	197.32 tmhd
% de Humedad promedio	2.69 %
consumo del motor Molino 5' X 8'	51.01 kW
Tonelaje seco	8.00 tmsh

Work Index operacional	16.95 kW-h / tm
Eficiencia del motor	68.02%

Anexo N ° 13  
Índice de Bond Operacional Molino 5 X 5

MALLA N°	Abertura Micrones	Abertura Media	Alimentacion				Ove Flow Hidrociclón D6				
			A	f(x)	F(x)	G(x)	A	f(x)	F(x)	G(x)	
5/8	15875	19050	0,0	0,00	<b>100,00</b>						
1/2	12700	14199	0,0	0,00	<b>100,00</b>	0,0					
3/8	9525	10999	0,0	0,00	<b>100,00</b>	0,0	0,0	0,00	100,00	0,00	
4	4756	6731	0,0	0,00	<b>100,00</b>	0,0	0,0	0,00	<b>100,00</b>	0,00	
10	2000	3084	26,6	4,95	<b>95,05</b>	4,95	0,0	0,00	<b>100,00</b>	0,00	
20	841	1297	40,6	7,55	<b>87,50</b>	12,50	0,0	0,00	<b>100,00</b>	0,00	
45	354	546	46,2	8,59	<b>78,91</b>	21,09	0,9	0,26	<b>99,74</b>	0,26	
70	210	273	89,3	16,61	<b>62,30</b>	37,70	13,5	3,94	<b>95,80</b>	4,20	
100	149	177	98,2	18,27	<b>44,03</b>	55,97	25,5	7,44	<b>88,35</b>	11,65	
200	74	105	108,4	20,16	<b>23,87</b>	76,13	63,0	18,39	<b>69,96</b>	30,04	
-200	0	37	128,3	23,87	0,00	100,00	239,7	69,96	0,00	100,00	
<b>Peso Total</b>			<b>537,6</b>	<b>100,00</b>			<b>342,6</b>	<b>100,00</b>			

<b>F<sub>80</sub> =</b>	612	um	<b>d<sub>80</sub> =</b>	142	um
-------------------------	-----	----	-------------------------	-----	----

Características Técnicas del motor molino 5' X 5'

Placa del Motor

Marca	WEG
PH	3
HP(kW)	100 (75)
min <sup>-1</sup>	1775
pf	0,87
V	230/208
A	225/113
sf	1,15

Datos de Operacion

3
49,42
1775
0,87
205
160
1,15

**ALIMENTO AL MOLINO 5' X 5'**

Promedio de alimentación	149,76	tmspd
--------------------------	--------	-------

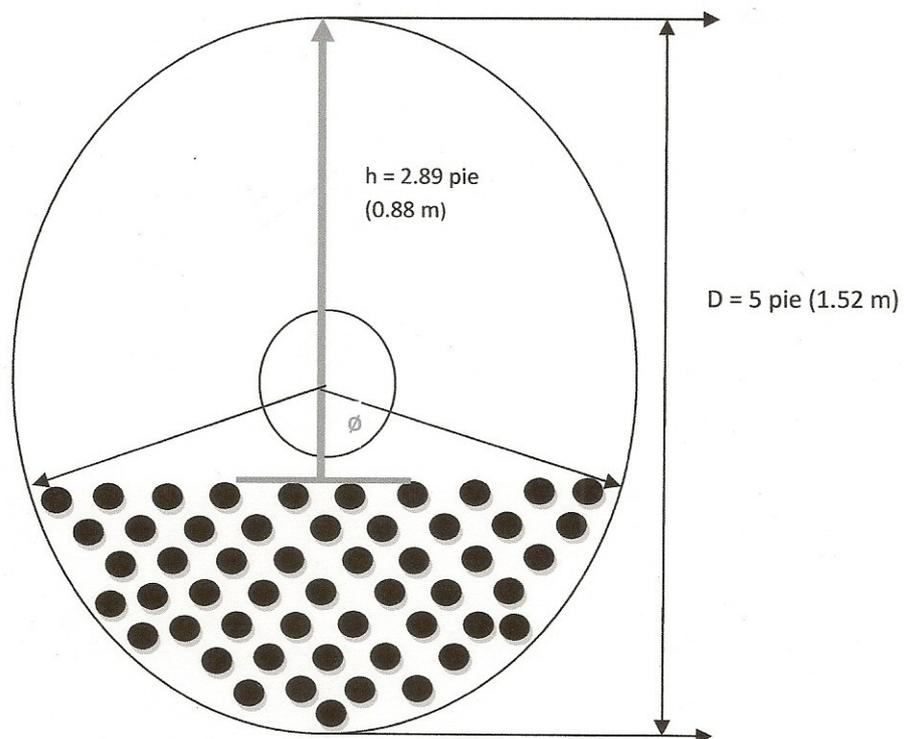
Potencia del motor Molino 5' X 5'	49,42	kW
Tonelaje fresco	6,24	tmsh

Work Index operacional	18,166	kW-h / tm
------------------------	--------	-----------

Eficiencia del motor	65,90%
----------------------	--------

## Anexo N ° 14

## Diagrama para el Cálculo de Llenado de Bolas en los Molinos



La relación entre el diámetro del molino y la altura libre de este es de:

$$h/D = 0.88/1.52 = 0.579$$

## Anexo N ° 15

### Calculo diámetro máximo de bolas

MALLA N°	Abertura Micrones	Abertura Media	Alimentación Fresca				Descarga Molino				
			A	f(x)	F(x)	G(x)	A	f(x)	F(x)	G(x)	
5/8	15875	19050	0.0	0.00	100.00	0.00					
1/2	12700	14199	0.0	0.00	100.00	0.00					
3/8	9525	10999	606.0	25.37	74.63	25.37	0.0	0.00	100.00	0.00	
4	4756	6731	712.1	29.81	44.83	55.17	1.5	0.22	99.78	0.22	
10	2000	3084	467.5	19.57	25.26	74.74	4.7	0.68	99.10	0.90	
20	841	1297	155.9	6.53	18.73	81.27	14.0	2.03	97.07	2.93	
45	354	546	144.3	6.04	12.69	87.31	76.4	11.09	85.98	14.02	
70	210	273	72.8	3.05	9.64	90.36	143.0	20.75	65.22	34.78	
100	149	177	21.9	0.92	8.73	91.27	81.4	11.81	53.41	46.59	
200	74	105	51.5	2.16	6.57	93.43	171.7	24.92	28.49	71.51	
-200	0	37	157.0	6.57	0.00	100.00	196.3	28.49	0.00	100.00	
Peso Total			2389.0	100.00			689.0	100.00			

F <sub>80</sub>
0
11686
0
0
0
0
0
0
0
0
0

11686

Método Bond bolas de reemplazo máximo

$$B = (F_{80} / K)^{1/2} (W_i \rho / C_s \cdot D)^{1/2}$$

3.67 pulg

C<sub>w</sub> = carga del medio de molienda bolas%V<sub>p</sub> = volumen de llenado de bolasC<sub>d</sub> = densidad aparente de las bolasC<sub>d</sub> = 293 lb/ft<sup>3</sup> para bolas

L = longitud del molino

d<sub>b</sub> = diámetro de bola máxima (mm)

Método Azzaroni's

$$d_b = 4.5 F_{80}^{0.263} (\rho_s W_i)^{0.4} / (ND)^{0.25}$$

71.73 2.82 pulg

F<sub>80</sub> = tamaño alimento que pasa el 80%, (μm)W<sub>i</sub> = índice trabajo mineral ton / m<sup>3</sup>

N = velocidad de giro del molino en rpm

D = diámetro efectivo del molino en feet

ρ<sub>s</sub> = densidad relativa del mineral

Peso o carga total de bolas en el molino

$$C_w = 4.417 (\%V_p / 100) \pi (D \cdot 0.305)^2 (L \cdot 0.305) / 4$$

C<sub>w</sub> = 7.88 tmRelación directa de Azzaroni's : D máx. = K.(G<sub>80</sub>)<sup>1/3.5</sup>entonces G(x) = K · D<sup>3.5</sup>

De la alimentación al molino:

G(100) = 12700 μm

K = 335.63

C<sub>w</sub> = 7.88 tmd<sub>b</sub> = 2.82 pulg

200 m 6.57 tabla f(x) alimentación

## Anexo N ° 16

### Calculo Collar de bolas Inicial para Molino 5 X 8

#### DISTRIBUCION DE LA CARGA INICIAL DE BOLAS DE ACERO

1	2	3	4	5	6	7	8
Día. bolas comercial	Valores G(x) c/bola ( $\mu$ m )	Curva GGS % F (x)	Índice	Índice 100%	Día. bolas comercial	Distribuc. parcial (1)	Distribuc. Inic. Bolas
3.00					3.00	28.15	28.15
	12700	95.61	89.04	46.52		18.37	
2.50					2.50	20.72	39.09
	8292	69.77	63.20	33.02		12.29	
2.00					2.00	9.44	21.73
	3797	33.86	27.29	14.26		4.82	
1.50					1.50	3.62	8.44
	1387	16.20	9.62	5.03		1.40	
1.00					1.00	1.18	2.58
	336	8.83	2.26	1.18			
TOTAL			191.42	100.00			100.00

#### Calculo del Collar de Bolas en el Molino

1	2	3	4	5	6	7	8	9
Día. bolas comercial	Distribuc. Inic. Bolas	Collar que forma en el tiempo cada tamaño de bola					Índice carga	Distri. Parcial (2)
		3.00	2.50	2.00	1.50	1.00		
3.0	28.15	28.15					28.15	88.50
2.5	39.09	34.35	4.75				4.75	14.93
2.0	21.73	17.59	5.19	-1.04			-1.04	-3.26
1.5	8.44	7.42	2.19	-0.95	-0.22		-0.22	-0.68
1.0	2.58	2.20	0.65	-0.28	-0.14	0.16	0.16	0.51
Total	100.00						31.81	100.00

Día. bolas comercial	Collar de cada tamaño de bola					Índices carga	Dist. Parcial Carga (3)
	3.0	2.5	2.0	1.5	1.0		
3.0	88.50					88.50	28.15
2.5	107.99	14.93				122.92	39.09
2.0	55.29	16.31	-3.26			68.34	21.73
1.5	23.33	6.88	-2.99	-0.68		26.54	8.44
1.0	6.91	2.04	-0.89	-0.45	0.51	8.13	2.58
Total						314.41	100.00

#### Distribución Final del Collar de Bolas en el Molino y de su Índice de Recarga Diaria

Día. bolas comercial	Collar de cada tamaño de bola					Índices carga	Dist. Final Carga (4)	Pesos Bolas(tm)	Peso c/bola(Kg)	Número Bolas
	3.0	2.5	2.0	1.5	1.0					
3.0	28.15					28.15	10.86	0.86	1.92	446
2.5	34.35	39.09				73.44	28.35	2.23	1.04	2142
2.0	17.59	42.71	21.73			82.03	31.66	2.49	0.60	4136
1.5	7.42	18.02	19.93	8.44		53.81	20.77	1.64	0.27	6144
1.0	2.20	5.34	5.91	5.63	2.58	21.65	8.36	0.66	0.18	3665
Total						259.08	100.00	7.88		16534

Como se obtiene una distribución del 100% y el peso total de carga igual al Cw se llega al collar de bolas balanceado

## Anexo N ° 17

## Calculo Recarga de bolas diarias para Molino 5 X 8

RECARGA DIARIA Y NUMERO DE BOLAS DE ACERO

Datos :

Work Índice operacional Wi =	16.95	kW-h/tm	Gravedad específica =	2.80	g / cc
Alimentación fresca tm =	8.00	tmsh	Índice de abrasión Ai. =	0.356	
Relación Cc =	0		Alimentación F80	11685.81	um
Alimentación total Tm =	8.00	tmsh	Producto P80	455.29	um
Consumo de acero	0.123	kg / kW-h			
Kg, acero /tm mineral	0.78	(Consumo de acero por molino)			
kg, de recarga	150.01	Kg. Acero			

Día. bolas Comerciales	Distribuc. Recarga	Pesos Bolas(Kg.)	Peso c/bola(Kg.)	Número Bolas
3.00	10.86	16.30	1.92	9
2.50	28.35	42.52	1.04	41
2.00	31.66	47.50	0.60	79
1.50	20.77	31.16	0.27	117
1.00	8.36	12.54	0.18	70
Total	100.00	150.01		315

Día. bolas Comerciales	Distribuc. Recarga	Pesos Bolas(Kg.)	Peso c/bola(Kg.)	Número Bolas
3.00	10.86	16.30	1.92	9
2.50	28.35	42.52	1.04	41
2.00	31.66	47.50	0.60	79
1.50	29.13	43.70	0.27	164
Total	100.00	150.01		292

## Anexo N ° 18

### Calculo diámetro máximo de bolas molino 5 X 5

i	MALLA N°	Abertura Micrones	Abertura Media	Alimentación				Descarga Molino				
				A	f(x)	F(x)	G(x)	A	f(x)	F(x)	G(x)	
1	5/8	15875	19050	0.0	0.00	100.00						
2	1/2	12700	14199	0.0	0.00	100.00	0.00					
3	3/8	9525	10999	0.0	0.00	100.00	0.00	0.0	0.00	100.00	0.00	
4	4	4756	6731	0.0	0.00	100.00	0.00	0.0	0.00	100.00	0.00	
5	10	2000	3084	26.6	4.95	95.05	4.95	0.9	0.17	99.83	0.17	
6	20	841	1297	40.6	7.55	87.50	12.50	5.3	0.98	98.85	1.15	
7	45	354	546	46.2	8.59	78.91	21.09	42.1	7.81	91.04	8.96	
8	70	210	273	89.3	16.61	62.30	37.70	106	19.67	71.37	28.63	
9	100	149	177	98.2	18.27	44.03	55.97	69.5	12.89	58.48	41.52	
10	200	74	105	108.4	20.16	23.87	76.13	167.5	31.08	27.40	72.60	
	-200	0	37	128.3	23.87	0.00	100.00	147.7	27.40	0.00	100.00	
<b>Peso Total</b>				<b>537.6</b>	<b>100.00</b>			<b>539.0</b>	<b>100.00</b>			

F <sub>80</sub>
0
0
0
0
0
612
0
0
0
0
0

μm 612

<p>Método Bond bolas de reemplazo máximo</p> $B = (F_{80} / K)^{1/2} (W_i \rho / C_s \rho_s D)^{1/2}$ <p style="text-align: right;">0.86 pulgadas</p>	<p>Cw = carga del medio de molineta bolas</p> <p>Vp = volumen de llenado de bolas</p> <p>Cd = densidad aparente de las bolas</p> <p>Cd = 293 lb/ft<sup>3</sup> para bolas</p> <p>L = Longitud del molino (pie)</p>
<p>Método Azzaroni's</p> $d_B = 4.5 F_{80}^{0.263} (\rho_s W_i)^{0.4} (ND)^{0.25}$ <p style="text-align: right;">33.87 1.33 pulgadas</p>	<p>d<sub>B</sub> = diámetro de bola máxima (mm)</p> <p>F<sub>80</sub> = tamaño alimento que pasa el 80%, (μm)</p> <p>W<sub>i</sub> = índice trabajo mineral ton / m<sup>3</sup></p> <p>N = velocidad de giro del molino en rpm</p> <p>D = diámetro efectivo del molino en feet</p> <p>ρ<sub>s</sub> = densidad relativa del mineral</p>
<p><math>Cw = 4.417 * (\\$Vp/100) * \pi() * (D * 0.305)^2 * (L * 0.305) / 4</math></p> <p>Cw = 5.18 tm</p>	

Relación directa de Azzaroni's:  $D_{\text{máx.}} = K \cdot (G_{80})^{1/3.5}$   
entonces  $G(x) = K \cdot D^{3.5}$

De la alimentación al molino:

$G(100) = \frac{6731}{2458.26} \mu\text{m}$

$K = \frac{d_B}{m_{200(-)}} = \frac{1.33}{23.87}$  pulgadas / tabla f(x) de la alimentación

## Anexo N° 19

## Calculo Collar de bolas Inicial para Molino 5 X 5

DISTRIBUCION DE LA CARGA INICIAL DE BOLAS DE ACERO

Día. bolas comercial	Valores G(x) c/bola ( u )	Curva GGS % F (x)	Índice %	Índice 100%	Día. bolas comercial	Distribuc. parcial	Distribuc. Inic. Bolas
<b>1.50</b>	6731	100.00	76.13	44.45	1.50	32.04	<b>32.04</b>
						12.41	
<b>1.00</b>	2458	92.37	68.51	40.00	1.00	33.40	<b>45.81</b>
						6.60	
<b>0.50</b>	217	50.50	26.63	15.55	0.50	15.55	<b>22.15</b>
						0.00	
<b>TOTAL</b>			171.28	100.00			100.00

Se realiza la primera iteracion

Día. bolas comercial	Distribuc. Inic. Bolas	Collar bolas en el tiempo			Índice carga	Distribuc.	Pesos Bolas(tm)	Peso c/bola(Kg)	Número Bolas
		1.50	1.00	0.50					
<b>1.5</b>	32.04	32.04			32.04	<b>32.04</b>	1.66	0.27	<b>6105</b>
<b>1.0</b>	45.81	21.36	24.45		45.81	<b>45.81</b>	2.37	0.18	<b>13215</b>
<b>0.5</b>	22.15	2.67	7.47	12.00	22.15	<b>22.15</b>	1.15	0.11	<b>6389</b>
<b>Total</b>	100.00				100.00	100.00	5.18		<b>25708</b>

Como se obtiene una distribución del 100% y el peso total de carga igual al Cw se llevo al collar de bolas balanceado

## Anexo N ° 20

## Calculo Recarga de bolas diarias para Molino 5 X 5

**RECARGA DIARIA Y NUMERO DE BOLAS DE ACERO****Datos :**

Work Índice operacional Wi =	18.17	kW-h / tm	Gravedad especifica =	2.80	g / cc
Alimentación fresca tm =	6.24	tmsh	Índice de abrasión Ai. =	0.356	
Relación carga circulante =	3.10	Cc	Alimentación F80	612.3	um
Alimentación total tm =	25.60	tmsh	Producto d80	141.7	um
Consumo de Acero =	0.0843	kg. / kW-h			
Kg. acero/Tm mineral =	0.16	(Consumo de acero por molino)			
Kilos de recarga =	100.00	kg., acero			

Día. bolas Comercial	Distribuc. Recarga	Pesos Bolas(Kg.)	Peso c/bola(Kg.)	Número Bolas
1.50	32.04	32.04	0.27	118
1.00	45.81	45.81	0.18	255
0.50	22.15	22.15	0.11	201
<b>Total</b>	<b>100.00</b>	<b>100.00</b>		<b>574</b>

Como es muy difícil conseguir bolas comerciales menores a 1 pulgada la distribución final queda:

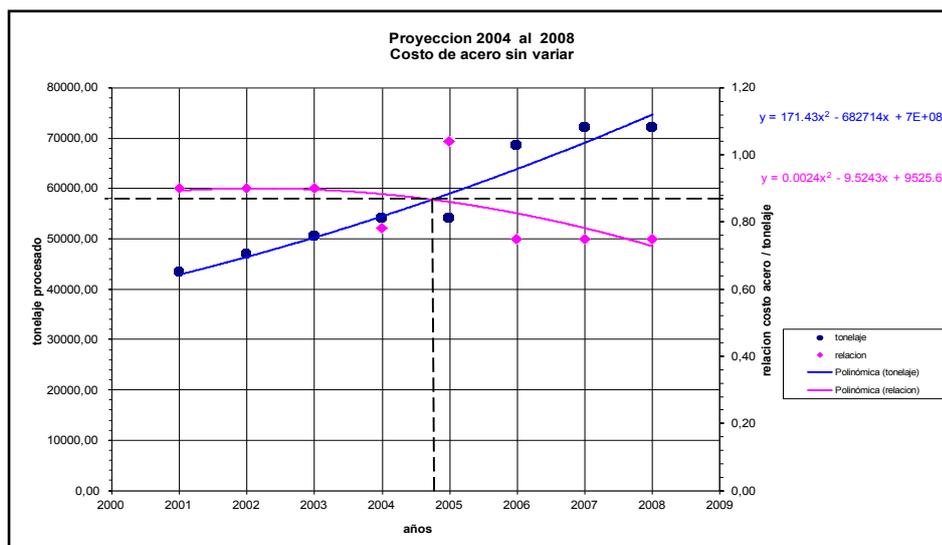
Diámetro bolas Comercial	Distribución Final	Pesos bolas (Kg.)	Peso c/bola (Kg.)	Numero Bolas
2.00	32.04	32.04	0.60	53
1.50	67.96	67.96	0.27	250
<b>Total</b>	<b>100.00</b>	<b>100.00</b>		<b>303</b>

## Anexo N° 21

### Proyeccion Costo de acero vs tonelada Procesada

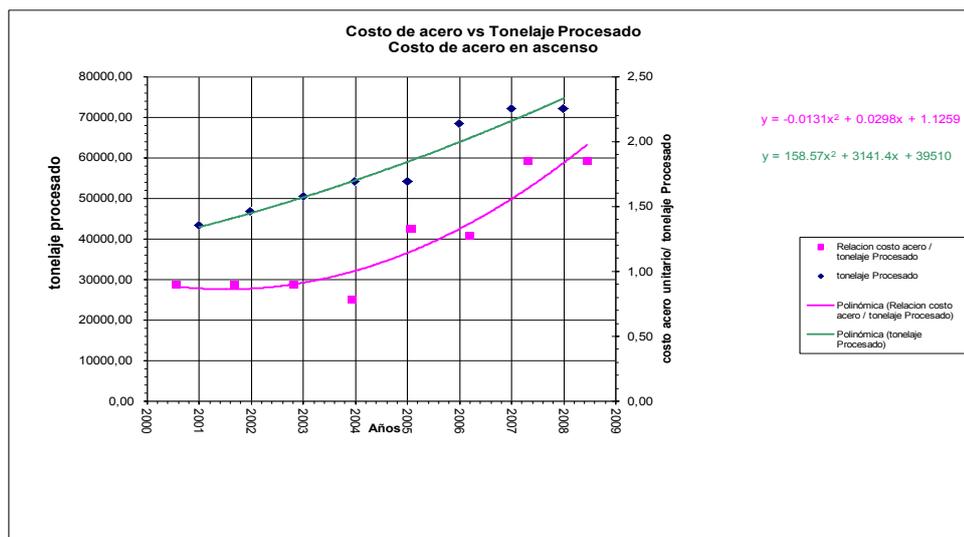
2000 al 2008

Sin variacion de precios del acero



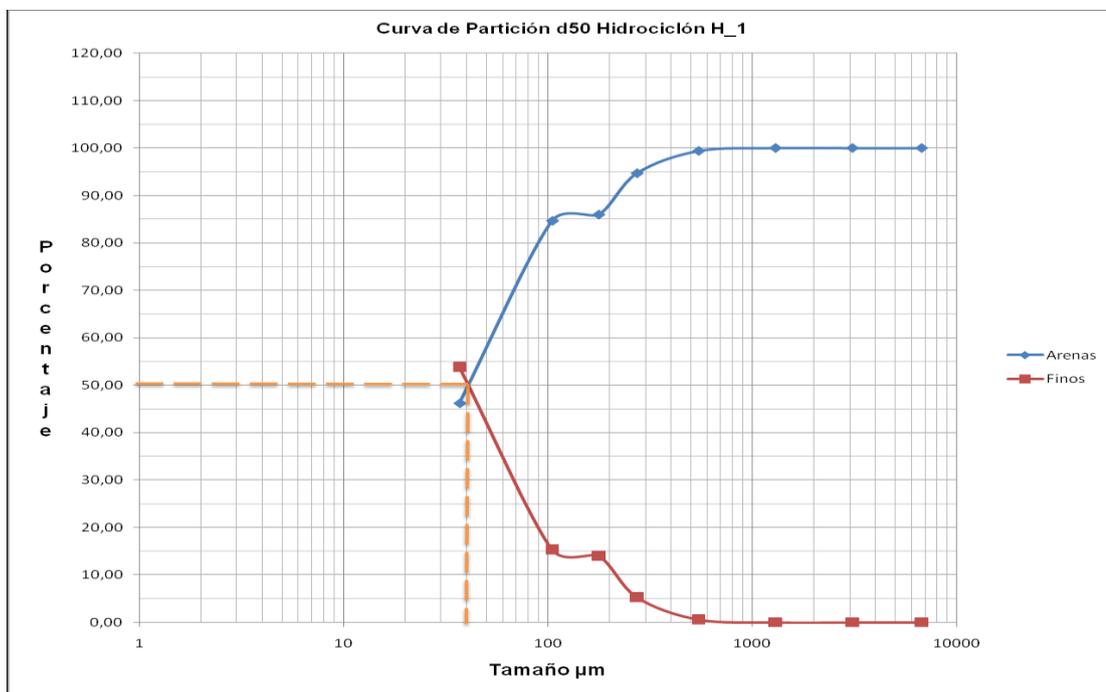
### Curva Costo de acero vs tonelada Procesada

Con subida de los precios de acero

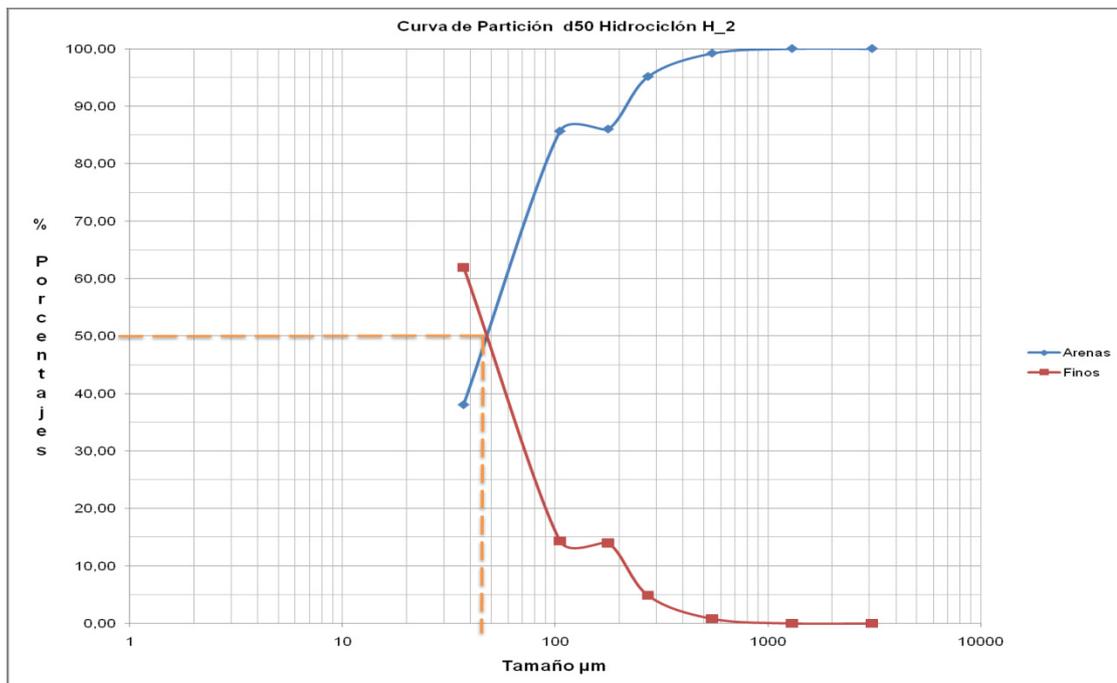


Anexo N° 22

Curva de Tromp para el Hidrociclón del Molino 5 x 8



Curva de Tromp para el Hidrociclón del Molino 5 x 5



## BIBLIOGRAFIA

1. Informe de los trabajos de investigación metalúrgicas internos de la Planta de Beneficio de Minerales SODIREC S.A. 1998 – 2008
2. Vásquez Wilmer, Micronización de Caliza en un Molino de Bolas, Escuela Superior Politécnica del Litoral. Guayaquil Ecuador, 1999, pág. 11 – 12.
3. Wills B. A., BSc, PHD, CEng, MIMM, Tecnología de Procesamiento de Minerales, Editorial Limusa 1987, pág. 171 – 209
4. Manual de Bombas Horizontales Warman, 2001
5. Álvarez Ramón, Trituración, Molienda y Clasificación, Fundación Gómez Prado, Universidad Politécnica de Madrid 1996, págs. 45 – 58
6. IV SIMPOSIO INTERNACIONAL DE MINERALURGIA, Quebrando Paradigmas en la Molienda Clasificación, TECSUP Lima – 2002
7. Escuela Politécnica Nacional, Curso Taller, Molienda Clasificación y Concentración Gravimétrica, 2003
8. Bouso Juan Luis, Manual Hidrociclones, ERAL 1998.
9. Sepúlveda Jaime, Modelamiento Matemático Para Plantas Metalúrgicas, CIMM 1996. Pág. 13 – 20, 25 – 32, 66 – 92, 246 - 257
10. Quiroz Núñez I., Ingeniería Metalúrgica Operaciones Unitarias en Procesamiento de Minerales, Lima Perú, Septiembre 1986, págs. 17-33, 45-55, 121-154 y 161-197