

**UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA**  
**FACULTAD DE INGENIERIA GEOLÓGICA, MINERA Y**  
**METALÚRGICA**



**“INFLUENCIA DE LAS ZARANDAS DE ALTA FRECUENCIA**  
**EN LAS OPERACIONES DE LA PLANTA CONCENTRADORA**  
**DE LA COMPAÑÍA MINERA CONDESTABLE”**

**INFORME DE SUFICIENCIA**

**PRESENTADO POR**

**YADIV MANUEL, YAURI DIONISIO**

**LIMA-PERÚ**

**2009**

A mis padres LILIA y FLAVIO,  
por su sacrificio y apoyo incondicional,  
y a todas las personas que confiaron en  
la realización de este trabajo, a todos  
ellos va dedicado el siguiente informe.

## SUMARIO

Durante la ampliación de la Planta Concentradora de la Cía. Minera Condestable SA , de 4100 TMSD a 5500 TMSD, además de los equipos que se implementaron y modificaron en la mayoría de procesos, tales como: una chancadora cónica cuaternaria, dos zarandas vibratorias con sus respectivas tolvas, cambio e incremento de capacidad del total de fajas transportadoras, un molino Fuller 13'x 17', celdas OK-38U, una celda OK-20, reordenamiento de 7 celdas Wemco, un filtro de discos 9"x 7d, un espesador de 25m de diámetro para la recuperación de agua de los relaves, nueva línea de descarga de relaves y seis hidrociclones D20-B para la disposición de relaves, se instalaron cuatro Zarandas de Alta Frecuencia Derrick para reemplazar a los seis hidrociclones instalados.

El presente estudio tiene como objetivo realizar un análisis técnico-comparativo de los resultados obtenidos después de la implementación de la Zaranda de Alta Frecuencia Derrick en el circuito de molienda, específicamente en el molino # 6, Norberg de 12.5' x 15.5', respecto a los obtenidos con los hidrociclones. Estos equipos son diseñados especialmente para una separación eficiente de partículas finas de hasta 37 micrones (400 mallas), reduciendo así considerablemente la carga circulante y por consecuencia se logra el incremento del tratamiento en la etapa de molienda.

## Índice

### INTRODUCCIÓN

1.1 Antecedentes	
1.2 Ubicación y accesos	2
1.3 Descripción general del Proceso de Ampliación	2
1.3.1. Balance Metalúrgico Proyectado	3
1.4 Descripción del Proceso Metalúrgico	6
1.4.1. Transporte de mineral Mina-Planta	6
1.4.2. Chancado Primario y Almacenamiento.	6
1.4.3. Chancado Fino.	7
1.4.4. Almacenamiento de Finos.	8
1.4.5. Molienda.	8
1.4.6. Flotación	9
1.4.7. Filtración	11
1.4.8. Disposición de Relaves	11

### CAPITULO I:

<b>Sistemas de clasificación</b>	13
2.1 Métodos de Clasificación	13
2.2 Tipos de Clasificadores	13
2.1.1 Clasificador Mecánico	14
2.1.2 El Hidrociclón	16
2.1.3 Tamizado Industrial	42

## **CAPITULO II**

<b>Evaluación de las Zarandas de Alta Frecuencia Derrick.</b>	72
3.1. Zarandas de Alta Frecuencia	72
3.2. Breve descripción Operativa de la Zaranda Derrick Stack Sizer	73
3.3. Partes de la Zaranda de Alta Frecuencia Derrick	74
3.4. Antecedentes	77
3.5. Pruebas de Laboratorio	79
3.6. Pruebas Industriales	82
3.7. Inspecciones iniciales antes del arranque de la Zaranda Derrick	83
3.8. Puntos de control para análisis y cálculos	84
3.9. Recomendaciones Operativas	84
3.10. Resultados de las Pruebas Industriales.	86

## **CAPITULO III**

<b>Influencia de las Zarandas de Alta Frecuencia en las operaciones de la Concentradora.</b>	105
4.1. Circuito de Chancado	105
4.2. Circuito de Molienda	106
4.2.1. Granulometría.	108
4.3. Circuito de Flotación.	111

4.4. Circuito de Remolienda	113
4.4.1. Efectos del tamaño de partículas	114
4.4.2. Problemática de los finos	115
4.4.3. Masa pequeña	115
4.4.4. Superficie específica	117
4.4.5. Acondicionamiento fraccionado	119
4.4.6. Evaluación circuito de Remolienda	119
4.5. Consumo de Energía	121
4.6. Consumo de Agua.	122
4.7. Análisis Económico.	123
<b>Conclusiones</b>	128
<b>Bibliografía</b>	131
<b>Anexo</b>	132

## INTRODUCCIÓN

### 1.1. Antecedentes

Compañía minera Condestable es una mina subterránea de cobre en producción desde 1963. A partir de abril de 1999, Condestable inicia la explotación de los derechos mineros de la UEA Raúl de la Compañía Minera Pativilca S.A. mediante un Contrato de Cesión para explotación de derechos mineros. El contrato inicialmente fue por un periodo de 3 años, el cual posteriormente fue renovado hasta el año 2014.

Condestable es la concesionaria de la UEA Condestable, la cual se encuentra ubicada en el paraje Bujama Alta, distrito de Mala, provincia de Cañete, departamento de Lima, a una altitud promedio de 250 msnm.

Las coordenadas UTM de la UEA Condestable son las siguientes:

- Norte: 8,596,0919; y
- Este: 327,609.

Asimismo, tal como se ha mencionado Condestable tiene un contrato de cesión, mediante el cual explota la UEA Raúl, ubicada en el paraje Bujama Alta, distrito de Mala, provincia de Cañete, departamento de Lima, a una altitud promedio de 250 msnm.

Las coordenadas promedio de la UEA Raúl son:

- Norte: 8,595,972; y

- Este: 329,798.

## 1.2. Ubicación y accesos

El acceso a Condestable es a través de la carretera Panamericana Sur, altura del kilómetro 89, tomando un desvío de 3 km hacia el este por una carretera afirmada.

Tabla 1.1

VÍAS DE COMUNICACIÓN TERRESTRE			
Tramo	Tipo de vía	Distancia	Tiempo
Lima - Mala	Asfaltada	89.5 km	1.00 hr
Mala - Condestable	Afirmada	3 km	0.20 hr

En el Plano 1.1 se presenta la ubicación general de Condestable. Ver anexo.

## 1.3. Descripción general del Proceso de Ampliación

Este proyecto de ampliación de la Planta Concentradora estuvo basado en estudios iniciales de Ingeniería básica y conceptual. Las estimaciones de las inversiones y proyecciones económicas han sido realizadas en base a estudios de ingeniería conceptual realizados por el staff técnico de Condestable y la ingeniería básica ha sido encargada para su validación a una consultora externa.



La ampliación de la planta de beneficio fue de 4100 TPD a 6000 TPD, implicaba el aumento de servicios (agua y energía) y generales. En la Planta Concentradora el tratamiento del mineral se realiza mediante el proceso de flotación, para obtener un solo concentrado de mineral de sulfuro de cobre con valores comerciales de oro y plata. El mineral más importante en esta mina es el cobre. El proyecto de ampliación se inició en mayo de 2006 con el objetivo de incrementar al 34% en tratamiento y al 26% en la producción de finos.

La capacidad actual de Condestable para el tratamiento de mineral es de 6000 TPD.

### 1.3.1 Balance metalúrgico proyectado

En la siguiente tabla se presentan los balances metalúrgicos de la operación antigua de la planta de sulfuros, así como de la del proyecto:

Tabla 1.2

#### Proyección de resultados

	<b>Anterior</b>	<b>Con proyecto</b>	<b>Delta</b>
Tratamiento día (t)	4100	6 000	+34%
Tratamiento anual (kt)	1496.5	2008	+ 34%
Ley Cabeza Cu (%)	1.329	1.245	- 6%
Recuperación Cu (%)	90%	90%	-
Concentrados (TMS)	68 845	86 516	+26%
Finos Cobre (t pagables)	16 931	21 277	+26%
Finos Ag (oz. pagables)	138 013	173 438	+26%
Finos Au (oz. pagables)	10 738	13 495	+26%

El proyecto de ampliación de la planta concentradora a 6000 TMD, incluía la modificación y modernización de algunos equipos, los que se resumen a continuación:

- Instalación de una zaranda 8' x 20' de dos pisos después de la chancadora secundaria que operará con una eficiencia de 80% y con mallas panel de 1'x1' abertura 15 x 57mm. y 10.5 x 36 mm. en el piso superior y con mallas autolimpiantes 4'x 4' de 7 mm, actualmente opera con mallas autolimpiantes de 6 mm;
- Instalación de una chancadora de cono cuaternaria; la chancadora operará con una eficiencia de 100% y con una abertura de set de 16mm;
- Modificación de fajas en la zona de chancado; 14 fajas nuevas y 5 fueron repotenciadas;
- En la sección molienda se instaló una nueva tolva de finos y un molino de bolas de 13' x 17' de 90 tmh de capacidad de producción, accionado por un motor de 1850 HP. Incluye los sistemas de lubricación en alta y baja presión y de aire para el embrague (clutch), así como las fajas de alimentación a la tolva # 7 y de alimentación al molino;
- Instalación de cuatro zarandas de alta frecuencia, conectadas a los molinos # 2 y # 3 (la ZAF # 1), molino # 5 (la ZAF # 2), molino # 3 (la ZAF # 3) y molino # 7 (la ZAF # 4). Cada una de estas zarandas se apoyará sobre una estructura metálica cimentada en zapatas de concreto armado. Mediante estas zarandas se incrementará la capacidad de procesamiento de los molinos en 15%. Las zarandas de alta frecuencia se instalarán en paralelo a los actuales hidrociclones, con el fin de dar mayor disponibilidad de

funcionamiento a los molinos, en caso de mantenimiento de las zarandas de alta frecuencia;

- En flotación Rougher se incrementó cuatro celdas tanque de 40 m<sup>3</sup>, con un volumen efectivo de 5368 pies<sup>3</sup> (152 m<sup>3</sup>). Estas celdas serán cargadas con la línea de pulpas de finos que vienen de las zarandas Derrick o hidrociclones de molienda;
- Celda de Flotación OK-20, es un tanque metálico interconectado a las celdas OK 38, que operará como celda unitaria para flotar el over flow del circuito de remolienda, tiene un volumen efectivo de 706 pies<sup>3</sup> (20 m<sup>3</sup>);
- Flotación Cleaner, se reinstalará 7 celdas Wemco, de 300 pies<sup>3</sup> cada una en lugar de las celdas Denver de 100 pies<sup>3</sup>, para incrementar el volumen efectivo del circuito de limpieza; además de un soplador, de 6000 cfm de caudal y 6 psi de presión de salida, para suministrar aire a las nuevas celdas de flotación;
- Reacondicionamiento del tanque espesador y adición de un filtro Ø 9' x 7 discos, de 234 tn de capacidad nominal, ocupará un área de 70 m<sup>2</sup> y opera con una bomba de vacío de 2000 cfm;
- Instalación de un espesador de relaves metálico de 25 m. de diámetro, recuperará hasta el 60% del agua existente en el relave;, además de nuevas líneas de agua y relaves; y
- Acondicionamiento en la parte eléctrica de un transformador, CCM's y además de equipos necesarios para cumplir la siguiente demanda:

**Máxima Demanda Anterior**

Potencia Instalada	:	12,138 KW
Máxima Demanda	:	8,072 KW
Factor de Demanda	:	0.665

**Máxima Demanda luego de la Ampliación**

Potencia Instalada	:	15,860 KW
Máxima Demanda	:	10,920 KW
Factor de Demanda	:	0.688

Como parte del planeamiento de desarrollo de la mina, se está estudiando los proyectos de explotación de óxidos Raúl Norte y Gladys, ubicados en la mina Raúl, dicha mina se encuentra localizada en el paraje denominado Loma de Vinchos, adyacente a la localidad Bujama Alta, en el distrito de Mala.

**1.4. Descripción del Proceso Metalúrgico****1.4.1. Transporte de Mineral Mina – Planta**

El mineral es transportado en volquetes de 30 TM de capacidad, desde las diferentes labores de interior mina hasta el chancado primario de planta haciendo un recorrido que varía de 1.5 a 2.5 Kilómetros.

**1.4.2. Chancado Primario y Almacenamiento**

El mineral es descargado y es alimentado hacia una chancadora de quijada Sandvik CJ – 615, se cuenta también con un circuito paralelo con una Chancadora de Quijadas C – 110. Entre ambas chancadoras primarias cubren

en 16 horas suficientes para abastecer el tratamiento de mineral que incluye el abastecimiento de molinos más un stock en tolvas de finos para 8 horas de tratamiento. El producto de chancado primario de tamaño promedio 5" es almacenado en el stock pile de gruesos que tiene una capacidad aproximada de 5600 TMH.

### **1.4.3. Chancado fino**

El mineral almacenado en el stock pile se alimenta por medio de fajas transportadoras a una chancadora cónica HP 400 ST – 3 (Chancado secundario), se cuenta con un circuito alterno en caso de emergencia, el cual está constituido por un alimentador de cadena Ross, que alimenta a una chancadora de Quijada Kurimoto de 28" x 36".

El producto de chancado secundario que tiene un tamaño entre 35 a 40 mm es transportado y alimentado por medio de fajas transportadoras a la Zaranda Vibratoria No.5 (8' x 20' TYCAN), cuyos finos (partículas menores a 7 mm) son transportados por medio de fajas a las tolvas de finos de molienda y los gruesos son alimentados a la Chancadora Terciaria Symons 5 1/2' SH cuya descarga es de 20 mm en promedio. El producto del chancado terciario es transportado por medio de fajas al circuito de tamizado que consta de 4 zarandas vibratorias de 8' x 20' TYCAN de doble piso, operando en paralelo con tolvas de transferencia de forma independiente. Los finos de las zarandas son transportados por medio de fajas transportadoras a las tolvas de finos de molienda y los gruesos son enviados al chancado cuaternario que

consta de 3 chancadoras HP 400 SH que trabajan en paralelo cuya descarga es retornada al circuito de tamizado, cerrando de esta manera el circuito de chancado.

#### **1.4.4. Almacenamiento de finos**

El producto de chancado es almacenado en las tolvas de finos de los molinos No. 2, 3 y 4 que tienen capacidad 1000 toneladas y de los molinos 5, 6 y 7 capacidad 1200 Toneladas, totalizando 6600 toneladas de capacidad de almacenamiento de finos.

#### **1.4.5. Molienda**

La molienda primaria se realiza en 6 molinos de bolas

- Un molino Kurimoto 8' x 7';
- Un molino "Comesa" 8' x 10';
- Un molino "Allis Chalmers" 9' x 12';
- Un molino "Allis Chalmers" 12' x 14';
- Un molino "Nordberg" 12.5' x 15.5' y
- Un molino "Fuller" 13' x 17'

Con un tamaño de alimentación  $P_{80}$  de 6.5 mm como producto final del circuito de chancado, la relación líquido:sólido controlada mediante válvulas de agua y sensores de densidad indican una densidad de pulpa en molienda 1800 gr/lit que luego se ajusta con adición de agua a 1450 gr/lit para la alimentación al sistema de clasificación en zarandas de alta frecuencia

Derrick-que tienen una apertura de malla de 0.30 mm, este esquema relaciona cargas circulantes entre 88 a 100%, así se opera desde Agosto del año 2007 en que quedaron instalados completamente cuatro zarandas ZAF, una para los molinos 2, 3 y 4 en el cual las tres descargas de molinos se juntan y alimentan a una sola zaranda y las tres restantes ZAF para los molinos 5, 6 y 7 en este último caso en circuito cerrado individual- una zaranda por molino. El producto fino de las ZAF se envía a flotación con una densidad de pulpa de 1350 gr/lt o 35% de sólidos; los gruesos de la ZAF es carga circulante molienda.

#### **1.4.6. Flotación**

La pulpa proveniente del circuito de molienda es alimentada al circuito de flotación donde se le adicionan los siguientes reactivos en etapas secuenciales del proceso.

- AR – 1238: Colector;
- AR – 1404: Colector;
- IMP - 246: Colector;
- Xantato Z-11: Colector;
- Xantato Z-6: Colector;
- MT - 326 - 4: Espumante;
- ER - 370: Espumante;
- Sulfuro de Sodio: Modificador;
- Silicato de Sodio: Dispersante;
- Cal: Regulador pH, depresor Fe

El circuito de flotación está subdividido en etapas cumpliendo cada etapa una función específica así tenemos: circuito Rougher, Scavenger y Cleaner.

La etapa de concentración Rougher es operada por 4 Celdas OK – 38, los cuales generan espumas que requiere ser limpiadas en el circuito cleaner, mientras que el relave Rougher pasa a ser procesado en los bancos de celdas scavenger (23 Celdas Wemco) cuyo concentrado es enviado para su liberación en la Remolienda y su relave constituye el relave general de todo el proceso.

La etapa Rougher – Scavenger cuenta actualmente con un volumen total de 336 m<sup>3</sup> (4 celdas OK 38 y 23 celdas WEMCO 300). El tiempo de flotación es 41.7 minutos.

El concentrado Rougher es alimentado al circuito cleaner que consta de un banco cleaner I, un banco cleaner II y un banco scavenger cleaner, este circuito extrae el concentrado final de todo el proceso, mientras sus relaves junto a las espumas del circuito scavenger se alimentan al circuito cerrado de remolienda que consta de un molino de 8' x 7' (Molino 1), el cual clasifica su producto en nido de ciclones de 8 hidrociclones D 10B. El rebose de los hidrociclones de remolienda es enviado a una celda OK TC 20, cuyo concentrado ingresa al circuito de limpieza, mientras sus relaves es alimentado al banco de celdas de flotación inicial Rougher.



#### **1.4.7. Filtración**

El concentrado de Cobre (pulpa con 20% de sólidos) ingresa a dos espesadores Door Oliver de 25' x 10', donde se produce la sedimentación de los sólidos (concentrado de Cu), el cual produce una pulpa espesada de 45 – 50% de sólidos que se envían a la etapa de filtrado que se realiza en dos filtros de tambor Door Oliver de 8' x 8' y a un filtro de Discos 9' x 7 discos a través de una bomba Galigher 3 ½", para la eliminación de agua, obteniendo un concentrado de cobre con grado comercial y entre 10 a 12% de humedad. El sistema de eliminación de agua (espesamiento y filtrado) está diseñado para procesar las toneladas de concentrado que indica el radio de concentración 23.

El concentrado filtrado se acumula en dos canchas especiales y se carga a los camiones mediante dos fajas transportadoras y sistema de arrastre con winche. Los camiones transportan el concentrado de cobre producido a los depósitos de CORMIN en el puerto del Callao. El agua limpia se envía a pozas de sedimentación y finalmente al espesador de relaves para su posterior recirculación al proceso.

#### **1.4.8. Disposición de Relaves**

El relave producido en Planta es enviado por medio de dos bombas 10" x 8" - que operan con un sistema en serie -hacia un espesador Outokumpu High Rate de 25 metros de diámetro, donde se separa parte del agua de la pulpa llegando a recuperar un 58% del agua constituyendo el

overflow y que retorna a planta como agua industrial para proceso, mientras los relaves espesados o underflow son conducidos hacia las canchas de relaves N° 3 y N° 4 mediante tuberías de 10" y 16" que transportan la pulpa con 45% de sólidos y por gravedad para luego ser clasificada en hidrociclones.

Los depósitos de relaves son construidos empleando el relave grueso de clasificación para conformar el dique de contención; para esta construcción se emplea el método de aguas abajo. Los finos de clasificación se envían al vaso donde se decanta y recupera el agua por sifoneo para luego ser bombeada a la planta concentradora y ser usada nuevamente en el proceso industrial; por lo tanto, no existe vertimiento de aguas residuales industriales al medio ambiente; toda vez que el efluente recuperado del tratamiento es utilizado nuevamente en el proceso industrial de la planta.

## **CAPITULO I**

### **SISTEMAS DE CLASIFICACIÓN**

#### **2.1. Métodos de Clasificación**

La clasificación es un método de separación de mezclas de minerales en dos o más productos teniendo como base la velocidad con que caen los granos a través de un medio fluido. En el procesamiento de minerales generalmente este medio es el agua y la clasificación en húmedo normalmente se aplica con mayor éxito para partículas minerales consideradas demasiado finas. Ya que la velocidad de las partículas en un medio fluido no solamente depende de su tamaño, sino también de su peso específico y de su forma, los principios de la clasificación son importantes en la separación de minerales por medios gravimétricos.

#### **2.2 Tipos de Clasificadores**

Se han diseñado y construido muchos tipos de clasificadores. Sin embargo, ellos pueden agruparse en dos clases principales dependiendo de la dirección de la corriente del fluido:

- Clasificadores de corriente vertical (clasificadores hidráulicos). Para asentamiento retardado, se caracterizan porque la separación de las partículas es de acuerdo a sus tamaños se realiza en una corriente vertical de agua. La

cual arrastra a las partículas pequeñas y deja sedimentar a las grandes. Por ejm. el elutriador, clasificador Fahrenwald, clasificador Spitkasten, clasificador ondulado Rheax.

- Clasificadores de corriente horizontal (clasificadores mecánicos). Para asentamiento libre. Se caracterizan por que la separación de las partículas se realiza en una corriente horizontal, la cual arrastra a las partículas finas y deja sedimentar a las gruesas, además cuenta con un dispositivo mecánico para remover las partículas gruesas.

### **2.1.1. Clasificador mecánico**

Es un clasificador de corriente horizontal. Utilizados antiguamente en las operaciones de molienda en circuito cerrado, cuya función era retornar al molino las partículas densas pequeñas, causantes de la sobre molienda.

En principio la pulpa de alimentación se introduce en una pileta inclinada y forma un estanque de asentamiento, en el cual, las partículas de alta velocidad de caída descienden rápidamente hacia el fondo de dicha pileta. Arriba de esta arena gruesa está una zona de “arenas movedizas”, donde ocurre el asentamiento obstruido. La profundidad y forma de esta zona depende de la acción del clasificador y de la densidad de pulpa de la alimentación. Sobre la zona de “arenas movedizas” se encuentra una zona de material de libre asentamiento, y comprende una corriente de pulpa que fluye horizontalmente a través de la parte superior de la zona de “arena movediza”

desde la entrada de la alimentación hasta el vertedero de derrame, donde se extraen los finos.

Las arenas asentadas se transportan hacia lo alto de la artesa inclinada por medio de rastrillos mecánicos o por un tornillo helicoidal. El mecanismo de transporte también sirve para mantener en suspensión las partículas finas en el estanque por la suave agitación y cuando la arena deja el estanque, se voltean por acción del rastrillado, liberando así el agua y las lamas arrastradas e incrementando la eficiencia de separación.

La velocidad de los rastrillos o de la espiral determina el grado de agitación de la pulpa y la proporción del tonelaje de arena que se extrae. Para separaciones gruesas se necesita un alto grado de agitación para mantener en suspensión las partículas gruesas en el estanque, mientras que para las separaciones más finas, se requiere menor agitación. Sin embargo es indispensable que la velocidad sea bastante alta para transportar las arenas hacia arriba de la pendiente.

Una de las mayores desventajas del clasificador mecánico es su incapacidad para producir derrames muy finos a densidades razonables de pulpa, porque para producir tales separaciones, la pulpa se debe diluir hasta un punto tal que incremente las velocidades de asentamiento de las partículas que llegan a ser demasiado finas para las operaciones siguientes. Para esto se requiere un espesamiento antes de que la concentración sea posible. Esto no

es conveniente ya que aparte del costo de capital y el espacio que ocupa el decantador, puede generar la oxidación de las partículas liberadas en el decantador mismo, lo cual afectaría la flotación.

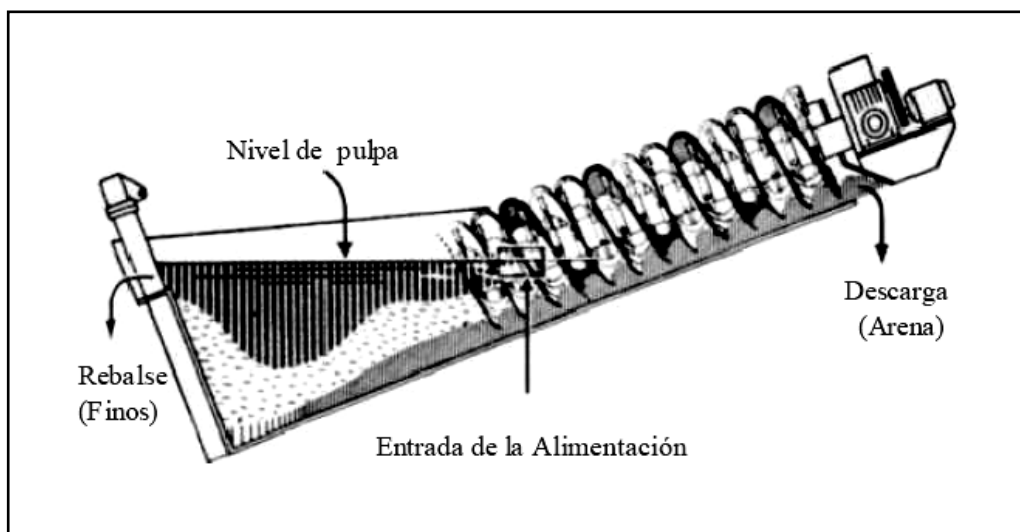


Fig. 2.1 Clasificador Mecánico (Alcalá Cruz, E.; Flores Corrales, A.; Beltrán Alfonso, A; Manual de Entrenamiento de Concentración de Minerales. Sección IV; Chile)

### 2.1.2. El Hidrociclón

Es un equipo de clasificación de operación continua que utiliza la fuerza centrífuga para acelerar la velocidad de asentamiento de la partícula. Consiste de un recipiente de forma cónica abierto en su descarga que esta situado a una sección cilíndrica, la cual tiene una entrada de alimentación tangencial.

La parte superior de la sección esta cubierta por una placa a través de la cual pasa un tubo de derrame axialmente montado. El tubo se extiende hacia el interior del cuerpo del ciclón por medio de una sección corta, conocida como vortex finder.

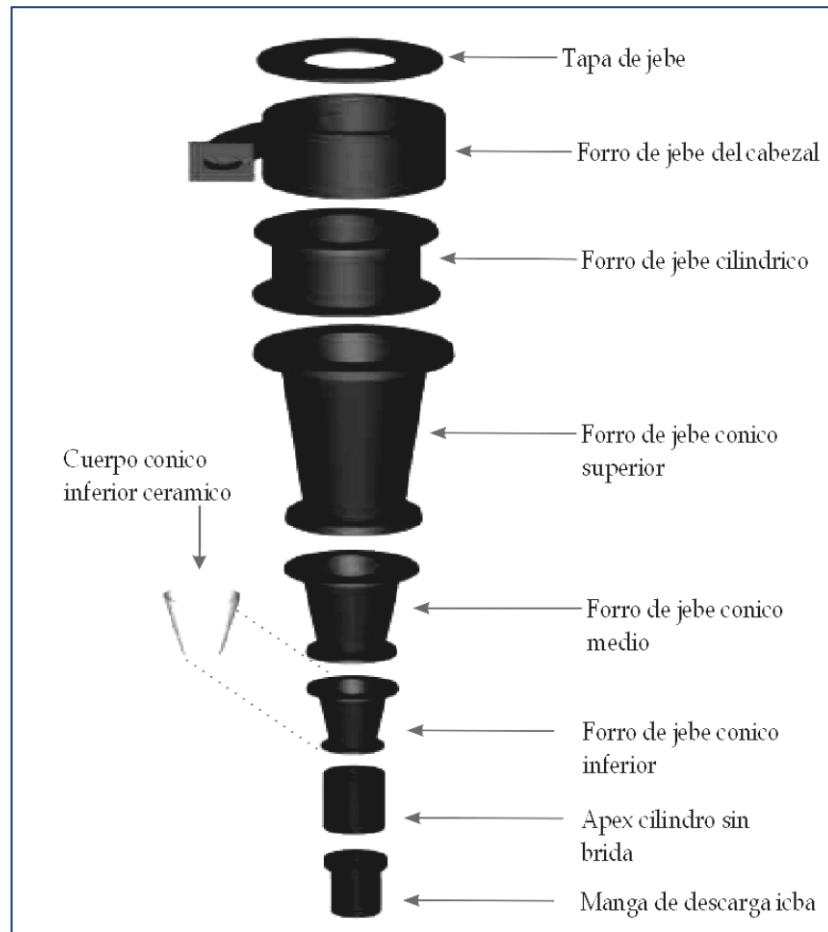


Fig. 2.2 El hidrociclón y sus partes características (ICBA, Ingeniería de Cyclones S.A.; [www.icba.com.pe/r-hidrociclones.html](http://www.icba.com.pe/r-hidrociclones.html))

La alimentación se introduce bajo presión a través de la entrada tangencial, lo cual imparte un movimiento de remolino a la pulpa. Esto genera un remolino vórtice dentro del ciclón, así como una zona de baja presión a lo largo del eje vertical. A lo largo de este eje se desarrolla un núcleo o corazón de aire, que generalmente se conecta a la atmósfera a través del vortex finder, pero creado en parte por el aire disuelto que sale de la solución en la zona de baja presión.

Debido al poco espacio que ocupa y a su bajo consumo energético con respecto a otros equipos que cumplen la misma función, los hidrociclones han sido los preferidos en la industria minera por muchos años.

#### **2.1.2.1. Características del movimiento en el interior de un Hidrociclón**

El trabajo experimental realizado por Renner y Cohen ha mostrado que la clasificación no se presenta a través de todo el cuerpo del ciclón como lo postula el modelo clásico. Los resultados mostraron que en el interior del ciclón se puede dividir en cuatro regiones que contienen distribuciones de tamaño claramente diferenciadas.

Las regiones *A*, *B*, *C*, contienen material con distribución de tamaño uniformes en todo el interior de la región, la alimentación intrínsecamente no clasificada existe en la estrecha región *A* adyacente a la pared del cilindro y techo del ciclón. La región *B* ocupa una parte muy grande del cono del ciclón y contiene material grueso clasificado en su totalidad, es decir, la distribución de tamaño es prácticamente uniforme y se asemeja a la del producto de descarga grueso. En forma similar, el material fino completamente clasificado queda contenido en la región *C*, que es una parte estrecha que rodea al buscador de remolino y se extiende debajo de éste a lo largo del eje del ciclón.

Solamente la región *D* de forma toroidal (forma de cuernos). A través de esta región, las fracciones de tamaño se distribuyen radialmente,



de manera que las distribuciones granulométricas se hacen más ricas en material fino mientras menor es la distancia al eje del ciclón.

Cohen mostró que el tiempo que permanecen las partículas en el interior de un hidrociclón dependen del tamaño de las partículas y alcanza un valor máximo para las partículas de tamaño intermedio. Además mostró que mientras mayor es la diferencia entre los tiempos de residencia de las partículas de tamaños intermedios con la fina y gruesas, mejor es la clasificación que se obtiene.

Debido a que las partículas de tamaños intermedios se acumulan en la región Toroidal  $D$ , entonces una buena clasificación indica que la región  $D$  debe estar bien desarrollada.

Distintas condiciones de operación o diseño puede ocasionar defectos en el desarrollo de la región  $D$ , por ejemplo un excesivo porcentaje de sólidos o una distribución granulométrica demasiado cargada de material intermedio en la alimentación podrían congestionar la zona  $D$ , un flujo de alimentación bajo, relativo al volumen del ciclón podría ser insuficiente para generar el vórtice Toroidal existente en la zona, y la no-prolongación al interior del ciclón del tubo (vortex finder), que recibe al overflow o un ciclón con un cono de ángulo muy extendido, podrían causar que el material de la región  $D$  escape anticipadamente sin haber sido debidamente clasificado.

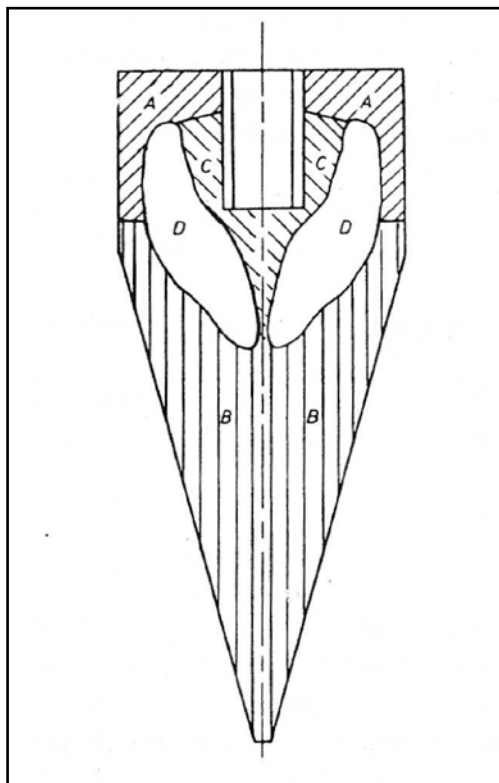


Fig. 2.3 Característica del movimiento en el interior de un hidrociclón (Alan Wills B. Tecnología de Procesamiento de Minerales; Capítulo 9. p. 262; 1987)

#### 2.1.2.2. Factores que afectan el rendimiento de los Hidrociclones

Los efectos de cambiar los parámetros de diseño y operación en los ciclones son muy complicados, debido a que todos están interrelacionados.

Es casi imposible seleccionar un ciclón para dar la separación precisa requerida y casi siempre es necesario ajustar la entrada de la alimentación, el vortex, la abertura del ápex, dilución y presión de la pulpa. Por lo tanto los diseñadores tienden a especificar los ciclones capaces de manejar la velocidad de flujo necesaria, previendo el ajuste de las escalas de alimentación y las aberturas del vortex y ápex.

- Las sobrepresiones generados por la bomba se debe eliminar, puede ser utilizando un control automático del nivel en el cajón de la bombar y se debe instalar una capacidad de compensación adecuada para eliminar las fluctuaciones en la velocidad de flujo.
- Un incremento del caudal de la alimentación, dentro de los límites, mejorará la eficiencia por el incremento de la fuerza centrífuga sobre las partículas.
- El efecto de aumentar la densidad en la pulpa de alimentación es complejo, ya que la viscosidad efectiva de la pulpa y el grado de asentamiento obstruido se incrementan dentro del ciclón.
- La forma de las partículas en la alimentación también es un factor importante en la separación, las partículas muy planas como la mica frecuentemente aparece en el overflow, aunque sean relativamente gruesas.
- El área de la entrada determina la velocidad de entrada y un aumento en dicha área aumenta la velocidad de flujo.
- El diámetro del vortex es una variable muy importante, ya que determina el tamaño de corte de los finos.
- Efecto del sifón. Cuando la tubería del overflow y su descarga está debajo del nivel de alimentación, se produce un efecto sifón, según el cual algunas partículas gruesas que deberían ser desalojadas por el ápex lo hacen por el vortex, contaminando así el overflow. Para evitar este efecto pueden hacerse las modificaciones graficadas en b y c de la figura adjunta.

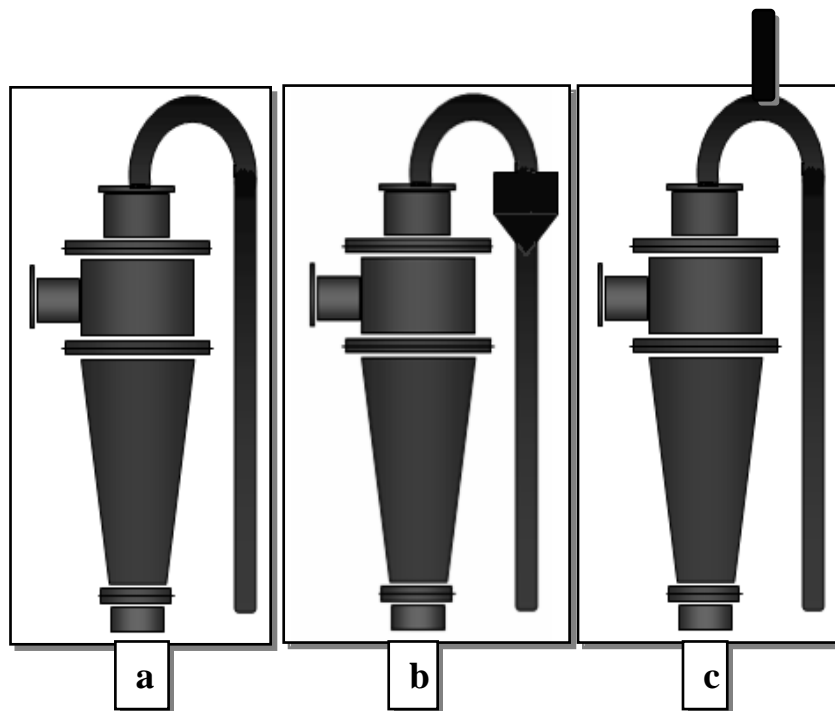


Fig. 2.4 Efecto del sifón en el overflow (a) y métodos de evitarlo (b, c) (Alcalá Cruz, E.; Flores Corrales, A.; Beltrán Alfonso, A; Manual de Entrenamiento de Concentración de Minerales. Sección IV; Chile)

- Efecto del diámetro del ápex afecta la eficiencia de clasificación del siguiente modo: cuando el ápex es pequeño se forma una descarga tubular que al no permitir el ingreso de aire hace que la clasificación no sea completa, y que por ello produzca el desalojo de partículas gruesas por el overflow. Cuando el ápex es muy grande, la descarga adquiere forma de paraguas y se vuelve muy diluida, por lo que muchas partículas finas son desalojadas con este flujo, y no como debería ser, por el overflow.

### **2.1.2.3. Clases de hidrociclones**

Los hidrociclones cónicos o convencionales, podrían subclasificarse de acuerdo al ángulo de su parte cónica.

#### **a. Cono pronunciado, convencionales**

Este grupo recogería los hidrociclones con ángulo menor de  $20^\circ$ , caracterizados por un cuerpo relativamente largo debido a su conicidad. Este tipo de diseño se acompaña con partes cilíndricas de gran longitud (mayor que una vez el diámetro), y toberas de alimentación y rebose de pequeñas dimensiones, para aumentar el tiempo de residencia.

Esto, debido a la gran altura libre de vórtice, (distancia entre el borde inferior de la tobera de rebose y el vértice de la parte cónica), y su influencia inversamente proporcional al tamaño de corte, los hace los más adecuados para clasificaciones finas, como se requiere en operaciones de clarificación y espesado.

En general, solamente los hidrociclones de pequeño y medio diámetro, hasta 250 mm, se construyen con conicidad pronunciada.

Suelen operar a presiones medias, entre 150 y 400 kPa, obteniendo tamaños de corte entre 2 micras y 30 micras.

Es este tipo el más difundido, especialmente en el tratamiento de minerales industriales donde a menudo se requieren clasificaciones más finas (Fig. 2.5).

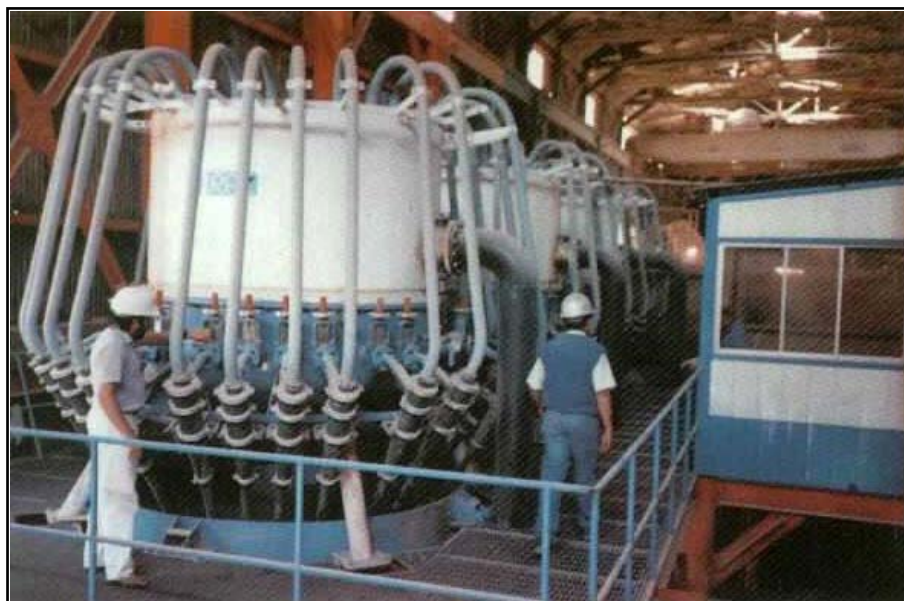


Fig. 2.5 Ciclones de cono pronunciado ( $\varnothing$  100 mm) en circuito de lavado contracorriente (Juan Luis Bouso; Nuevos tipos de Hidrociclones, ERAL, Equipos y Procesos, S.A. Mayo, 1990)

### **Cono tendido**

Los hidrociclones de cono tendido o ancho, mayor de  $20^\circ$ , son usados principalmente para clasificar tanto por tamaño como por densidad (clasificación selectiva). El ángulo de su parte cónica varía entre  $20^\circ$  y  $45^\circ$ , aunque excepcionalmente pueden encontrarse hidrociclones de hasta  $160^\circ$ .

Se construyen en diámetros comprendidos entre 250 mm y 1250 mm, aunque algunos fabricantes construyen modelos de hasta 2000 mm (Fig. 2.6).

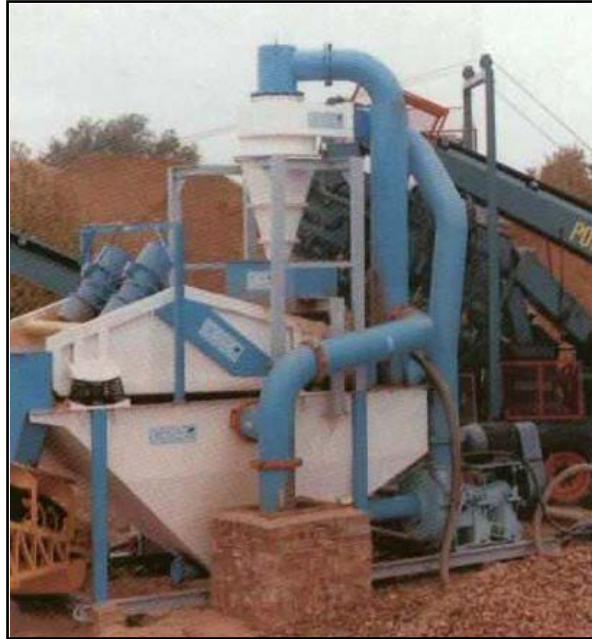


Fig. 2.6 Ciclón de cono tendido ( $\varnothing$  750 mm) en lavado de arenas (Juan Luis Bouso; Nuevos tipos de Hidrociclones, ERAL, Equipos y Procesos, S.A. Mayo, 1990)

Como es lógico al disminuir el tiempo de residencia de la pulpa en el interior del hidrociclón, por su menor longitud, aumenta el tamaño de separación. Ello trae como consecuencia que estos hidrociclones no alcancen una elevada recuperación de sólidos, (referida a la descarga), pero si presentan una mejor selectividad.

La presión de operación suele ser menor a 150 kPa, aunque nunca menor de 20 kPa pues sino no se consigue una columna central de vacío estable. Generalmente se operan entre 30 kPa y 100 kPa y pueden alcanzar cortes entre 30 micras y 150 micras.

Ha podido observarse en unidades de laboratorio, construidas en materiales transparentes, la formación de una "cama" de sólidos en la parte baja del cono que permanece en movimiento a lo largo del núcleo central, lo cual da lugar a un efecto de reclasificación, explicando por que de la mejor selectividad de estos hidrociclones de cono ancho (Fig. 2.7).

Una aplicación muy conocida de este tipo de hidrociclones es el lavado de carbón con los llamados "ciclones de agua", "water-only cyclones", y los ciclones operando en medio denso, bien para tratamiento de minerales pesados o en lavado de carbón.

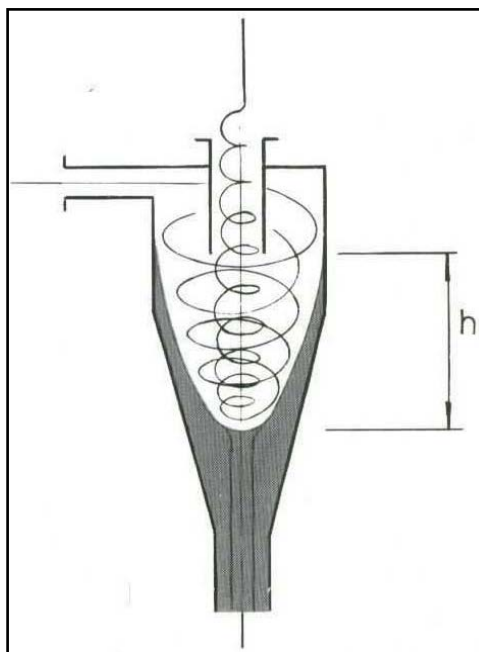


Fig. 2.7 - Sección de un hidrociclón de cono ancho (Juan Luis Bouso; Nuevos tipos de Hidrociclones, ERAL, Equipos y Procesos, S.A. Mayo, 1990)



## **b. Hidrociclones cilíndricos**

Podrían incluirse dentro de la clasificación anterior, como hidrociclones de cono tendido, pero debido a que exteriormente no se aprecia nada más que su cuerpo cilíndrico por su ángulo de  $180^\circ$ , es decir fondo perpendicular a la pared lateral, y también porque su campo de aplicación difiere notablemente de aquellos, merecen un tratamiento diferenciado.

No suponen realmente una nueva teoría, pues ya a principios de siglo pueden encontrarse las primeras aplicaciones de este tipo de ciclones.

### **i. Con descarga periférica**

Consisten, básicamente en un ciclón convencional del cual se ha eliminado su zona cónica, remplazándola por una parte cilíndrica de similar longitud. El fondo del ciclón es plano y la extracción del producto grueso se realiza tangencialmente por la zona baja de la pared cilíndrica.

Como quiera que este diseño provoca una descarga muy diluida, debido al corto-circuito, (partículas finas en suspensión en el líquido acompañando a la descarga), la eficiencia de separación se reduce.

Hace unos 30 años, uno de los principales fabricantes de hidrociclones, KREBS, comercializó un tipo de hidrociclones, conocidos como EE que, basándose en este diseño de descarga tangencial, conectó

dos unidades. Una primera de gran diámetro y pared cilíndrica y una segunda convencional, cónica, de menor diámetro. Este diseño no tuvo mucha aceptación al menos a escala industrial, quizás debido a los elevados desgastes que podrían esperarse en la zona de transición debido a la alta concentración de sólidos (Fig. 2.8).



Fig. 2.8 - Ciclón cilíndrico KREBS tipo EE de dos (Juan Luis Bouso; Nuevos tipos de Hidrociclones, ERAL, Equipos y Procesos, S.A. Mayo, 1990)

Recientemente, hace unos 3 años, esta "vieja idea" reapareció en el mercado con la variante de introducir una inyección de agua, en la cámara de conexión entre los dos hidrociclones. De este modo el agua actúa diluyendo la alimentación al segundo ciclón, mejorando así la eficacia de separación.

En resumen, este nuevo diseño, llevado a la práctica por la firma LAROX bajo el nombre de Twin Vortex Cyclone presenta las ventajas de una doble etapa de clasificación, pero sin la necesidad de una bomba intermedia (Fig. 2.9).



Fig. 2.9 - Ciclón cilíndrico LAROX tipo TWIN VORTEX (Juan Luis Bouso; Nuevos tipos de Hidrociclones, ERAL, Equipos y Procesos, S.A. Mayo, 1990)

Este tipo de hidrociclones debería presentar ventajas operativas en procesos de tratamiento de minerales industriales, donde se opera normalmente a bajas concentraciones de sólidos.

## ii. Cilíndricos con descarga central. Fondo plano

Difiere este diseño del anterior en que la descarga se realiza de modo convencional, es decir, a través de un orificio central (Fig. 2.10).



Fig. 2.10 – Ciclón cilíndrico AKW ( $\varnothing$  200 mm) tipo fondo plano CBC (Juan Luis Bouso; Nuevos tipos de Hidrociclones, ERAL, Equipos y Procesos, S.A. Mayo, 1990)

Con el fin de ampliar el campo de trabajo de los hidrociclones hacia tamaños de corte mayores, por encima de las 150 micras surgió, basándose en la cama de sólidos que se crea en los ciclones de cono obtuso, el desarrollo de los llamados ciclones de fondo plano, mejor llamados por su inventor el Prof. Dr. Helmut Trawinski de Amberger Kaolinwerke GmbH Ciclonos CBC (Circulating Bed Cyclone) o (Circulating Bed Classifier), ciclones de lecho circulante o clasificadores del lecho circulante.

Se explicaba anteriormente que el lecho "fluido" creado en la zona inferior de los ciclones de cono ancho, no es un lecho estacionario, sino que está dotado de un movimiento de convención alrededor del núcleo central, lo cual favorece la reclasificación de partículas, ligeras o de pequeño tamaño, mal clasificadas, que en su movimiento constante son en algún momento arrastradas por el torbellino interior o principal, siendo finalmente evacuadas con el rebose superior.

Este principio no puede ser aprovechado en un ciclón cónico, porque un aumento de la altura del lecho provocaría rápidamente la obstrucción de la boquilla de descarga, debido a la fricción de las partículas con la pared cónica (efecto silo), pero si puede ser desarrollado, alejando la pared del orificio de descarga, para lo cual se elimina la zona cónica, prolongando al mismo tiempo la zona cilíndrica y "cerrando" el ciclón con un fondo horizontal o casi, con un ángulo comprendido entre  $160^{\circ}$  -  $180^{\circ}$ .

El lecho fluido creado en el fondo del ciclón actúa como un "colchón", amortiguando las variaciones en la alimentación, tanto en caudal como en concentración de sólidos.

Este efecto es de sumo interés, especialmente en circuitos cerrados de molienda donde existen variaciones frecuentes de la concentración de sólidos en la alimentación, debido a los cambios de dureza del mineral y

otras variables. Una disminución de la concentración de alimentación es seguida de una disminución de la concentración en la descarga, lo que provoca automáticamente una pérdida de partículas finas con el producto grueso (corto-circuito o by-pass).

Contrariamente a lo que podría pensarse la tendencia a la obstrucción de la descarga, por aumentos en el tonelaje de sólidos, es menor en ese tipo de ciclones que en los convencionales, resultando extraño, llegar a la obstrucción total, lo que es bastante usual en circuitos de molienda, con las terribles consecuencias que esto trae para los circuitos de flotación posteriores que reciben el producto del rebose de los ciclones.

La responsabilidad de esta "resistencia" al bloqueo debemos buscarla en los flujos de convección existentes en el lecho de sólidos que lo mantienen en rotación (Fig. 2.11).

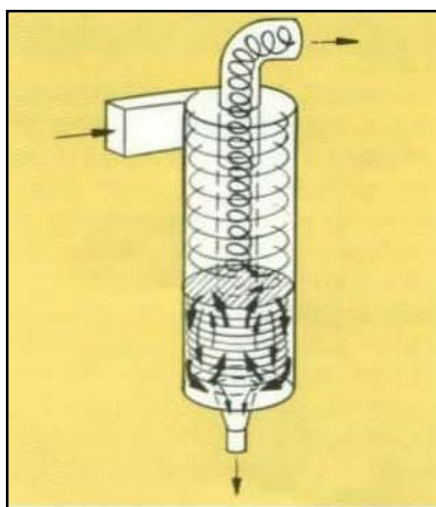


Fig. 2.11 - Corrientes en el interior de un ciclón CBC (Juan Luis Bouso; Nuevos tipos de Hidrociclones, ERAL, Equipos y Procesos, S.A. Mayo, 1990)

Este fenómeno puede ser observado cuando agitamos con una cucharilla una taza de café, conteniendo algunos sólidos. La velocidad de rotación, debido a la fricción, se reduce en el fondo de la taza, mucho más que en la superficie superior del líquido, (al igual que sucede en un ciclón fondo plano).

En el caso del CBC la rotación de la superficie superior del lecho es generada por la rotación de la suspensión existente sobre él mismo. Se crean así mayores fuerzas centrífugas en la zona superior del lecho que en la zona inferior en contacto con el fondo y esto origina una corriente de convección, con sentido arriba-abajo, a lo largo de la pared cilíndrica, y con sentido abajo-arriba en la zona central. Esta última corriente provoca una disminución de la carga en dicha zona central, descargando el orificio de la boquilla y evitando el bloqueo.

Las dos corrientes de convección provocan finalmente un flujo radial de la pulpa, transportando los sólidos en el fondo plano, desde la pared cilíndrica hasta el orificio de descarga, haciendo innecesario la existencia de un fondo cónico para ayudar a la extracción.

Adicionalmente estos flujos provocan un enriquecimiento de la fracción gruesa o pesada, ya que muchas de las partículas finas o ligeras son arrastradas "graciosamente" por el torbellino principal al rebose. Este

fenómeno puede ser utilizado también para enriquecimiento de minerales (clasificación selectiva).

El nivel o altura del lecho sólido determina el tamaño de separación, ya que lógicamente provoca un cambio en la altura libre de vórtice (Fig. 2.12).

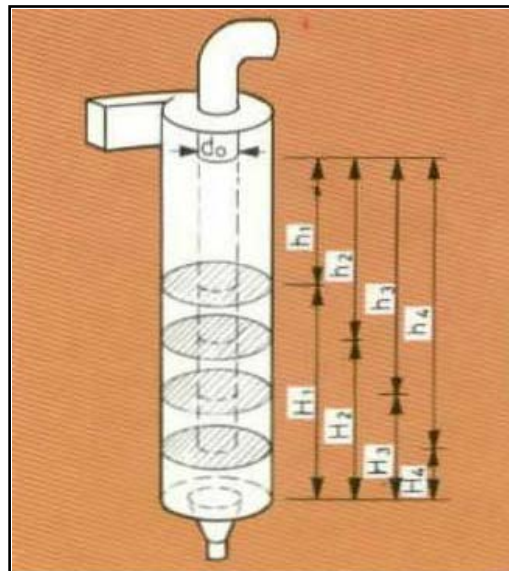


Fig. 2.12 - Variación de la altura libre de vórtice en ciclón CBC (Juan Luis Bouso; Nuevos tipos de Hidrociclones, ERAL, Equipos y Procesos, S.A. Mayo, 1990)

La superficie hipotética, dada por el diámetro de la tobera de rebose  $-D_0-$  y la altura libre de vórtice  $-h_1-$ , podría asumirse como la superficie de clasificación, y esto explicaría él por qué el tamaño de corte es inversamente proporcional a esta altura libre  $-h-$ , tal y como refleja la ecuación siguiente:



$$d_{50c} \cong \sqrt{\frac{18 \cdot \eta}{(\rho_s - \rho_l)}} \cdot \sqrt{\frac{D_e \cdot D_o}{D \cdot h}} \cdot \frac{\sqrt{D}}{\sqrt[4]{P}} \quad (1)$$

Donde:

$\eta$  = viscosidad

$\rho_s - \rho_l$  = peso específico de sólido y líquido respectivamente  $\rho$

$D_e, D_o$  = diámetros de entrada y rebose respectivamente

$D$  = diámetro del ciclón

$P$  = pérdida de presión  $\rho$

Variando la longitud de la parte cilíndrica del ciclón, mediante la adición o sustracción de cuerpos cilíndricos o bien variando la altura del lecho fluido creado mediante el empleo de boquillas de diferentes diámetros, es posible modificar el tamaño de corte del hidrociclón (Fig. 2.13).

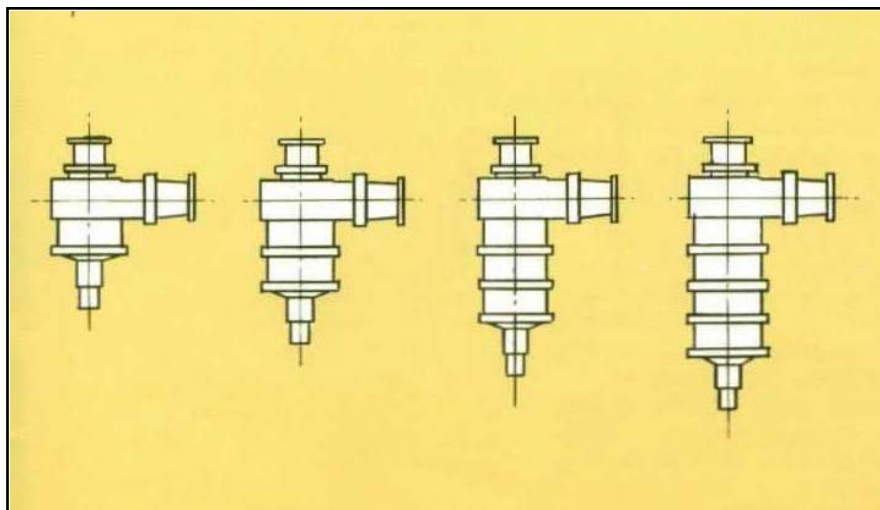


Fig. 2.13 Ciclones CBC con diferentes longitudes de la parte cilíndrica (Juan Luis Bouso; Nuevos tipos de Hidrociclones, ERAL, Equipos y Procesos, S.A. Mayo, 1990)

Numerosas pruebas de laboratorio, así como valiosa información obtenida del gran número de ciclones CBC hoy en funcionamiento, permiten establecer una relación entre el tamaño de corte alcanzado con ciclones cónicos y CBC de igual diámetro (Fig. 2.14).

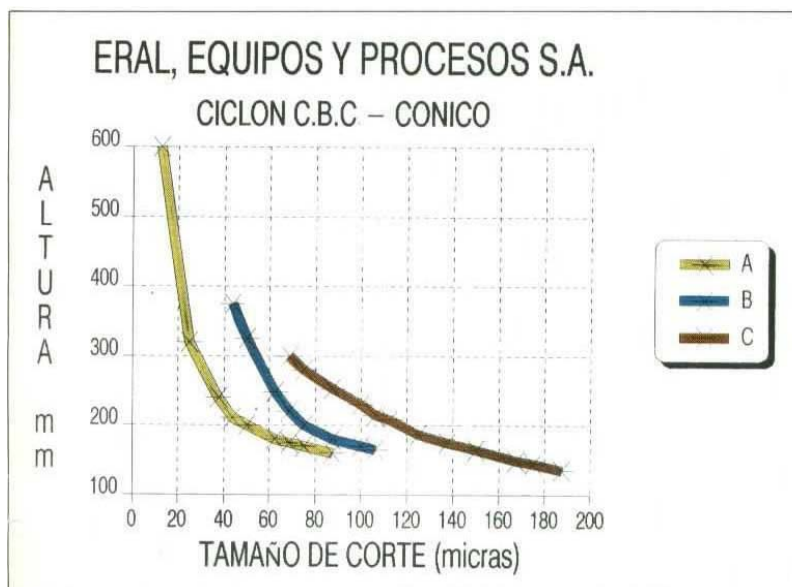


Fig. 2.14- Tamaños de corte en ciclones CBC frente a convencionales (Juan Luis Bouso; Nuevos tipos de Hidrociclones, ERAL, Equipos y Procesos, S.A. Mayo, 1990)

Podría generalizarse diciendo que la relación entre el tamaño de corte ( $d_{50}$ ) obtenido en un ciclón CBC (del mismo diámetro y longitud), y el obtenido en un ciclón convencional de aproximadamente  $20^\circ$ , es de 2,5. Variando el número de cuerpos cilíndricos en el CBC pueden alcanzarse relaciones entre 1 y 2,5.

Lo hasta ahora aquí expuesto resulta de enorme interés si consideramos que ello permite expandir el rango de operación de los hidrociclones, en cuanto al tamaño de separación, hasta más de 500 micras.

A modo de ejemplo un hidrociclón de 200 mm de diámetro puede alcanzar cortes entre 15 micras y 200 micras según se utilice configuración cónica o CBC, por supuesto a diferentes presiones y con diferentes toberas de alimentación y rebose.

No es tan sólo ésta la única ventaja de los hidrociclones CBC frente a los cónicos, además también la selectividad o eficacia de separación es más elevada en este tipo de ciclones.

De todo es conocido que la separación en un hidrociclón se lleva a cabo en la corriente interior ascendente, también llamada torbellino secundario. Resulta fácil entender que en un ciclón CBC dicha corriente está muy separada de la corriente primaria descendente o torbellino

primario. La corriente primaria se introduce en el lecho fluido para formar la corriente secundaria ascendente sin apenas disturbar la formación de ésta, por lo que el flujo del rebose es más estable y no transporta accidentalmente partículas extrañas. La granulometría del producto fino o ligero resulta así más uniforme. Adicionalmente, la tercera corriente de convención que se crea efectúa un post-deslamado de la fracción gruesa que forma el lecho fluido.

Todo esto combinado, conduce a unos valores de imperfección más bajos, es decir a una mayor eficiencia de separación.

Sería conveniente destacar dos aplicaciones muy interesantes de estos hidrociclones de fondo plano CBC. La primera en circuitos cerrados de molienda a alta densidad y la segunda en circuitos de concentración gravimétrica. En ambos casos y por razones distintas este tipo de ciclón ha aportado valiosas soluciones a viejos problemas.

### **iii. Circuitos cerrados de molienda a alta densidad**

La tendencia actual, ha sido y es aumentar la capacidad de tratamiento de las plantas de concentración existentes, bien para compensar las pérdidas de ley en los minerales brutos o bien para disminuir los cortes operativos en base a un mayor tonelaje producido con los mismos equipos.

La primera vía para aumentar el tonelaje de los circuitos de molienda, sin aumentar los equipos de molienda, (de costo elevadísimo, en algunos casos más del 50 % de la inversión de una planta), es aumentar el tamaño del producto de entrada a flotación.

Esto se logra fácilmente modificando el tamaño de corte en los hidrociclones, y el modo más sencillo de hacerlo sin cambiar ni los ciclones ni las bombas instaladas es aumentar la concentración de sólidos en la alimentación a los mismos.

De este modo, efectivamente el objetivo se consigue, pero la eficiencia de clasificación se ve reducida como consecuencia de la clasificación obstaculizada que tiene lugar en el interior del hidrociclón (en otras palabras la lucha a muerte de tantas partículas entre sí, en el interior del ciclón, para conseguir un espacio en que sobrevivir).

El camino más razonable, desde el punto de vista técnico, sería cambiar los hidrociclones por otros de mayor diámetro, que puedan alcanzar el corte deseado (más grueso) en condiciones óptimas. Lamentablemente, en la mayoría de los casos, esto no es posible pues obligaría a manejar mayores volúmenes de pulpa, que irían finalmente al circuito de flotación y el tiempo de residencia se reduciría notablemente con la consiguiente pérdida en la recuperación.

Por otro lado, emplear ciclones de mayores dimensiones significaría en muchos casos disponer de tan sólo una o dos unidades en operación y esto restarían flexibilidad al circuito frente a variaciones de tonelaje, pues no podría variarse el número de ciclones en operación. A este respecto diríamos que el mínimo número recomendable de unidades en operación en circuitos con grandes variaciones debería estar entre 4 y 6.

Frente a todos estos problemas el hidrociclón CBC aporta una gran solución. Como se ha expuesto, un ciclón de fondo plano puede alcanzar cortes mayores, hasta casi 3 veces que otro convencional de su mismo diámetro, es decir, manteniendo sin variación el caudal unitario de tratamiento. Además, su menor imperfección (menor corto-circuito) y menor tendencia al bloqueo lo convierten en una herramienta valiosísima para este tipo de circuitos de molienda.

Son numerosos en la actualidad los hidrociclones CBC actualmente en funcionamiento en esta aplicación concreta (Fig. 2.15).

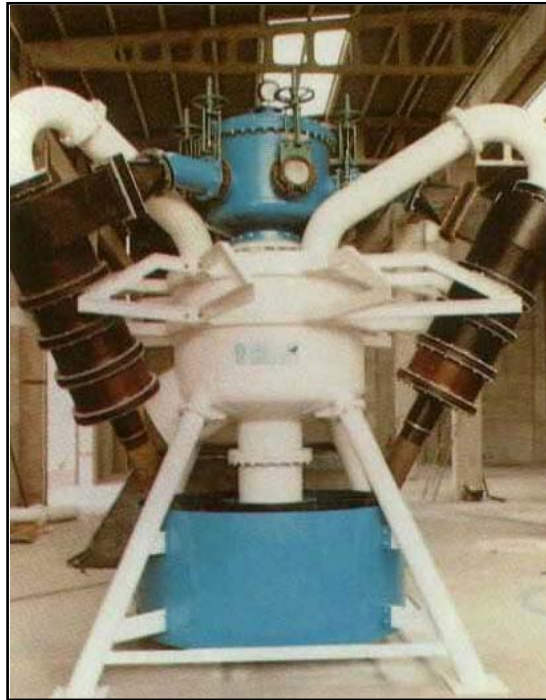


Fig. 2.15-Ciclones CBC ( $\varnothing$  500 mm) para circuitos cerrados de molienda de Cu (Juan Luis Bouso; Nuevos tipos de Hidrociclones, ERAL, Equipos y Procesos, S.A. Mayo, 1990)

Las aplicaciones más importantes de un hidrociclón son las siguientes:

- Espesado: eliminación de la mayor cantidad de agua y elevar el porcentaje de sólidos de la pulpa.
- Deslamado: se elimina las lamas (partículas finas).
- Desarenado: se elimina las arenas (lo contrario del deslamado) esto produce un rebose relativamente grueso, sin embargo las partículas gruesas logran escapar en estas arenas.
- Clasificación selectiva. En forma general la separación de una mezcla homogénea se hace en particular debido a sus diversas propiedades, a través de los hidrociclones la diferencia de tamaños es suficiente para

separar las partículas con un simple proceso mecánico. Los hidrociclones son capaces de diferenciar entre partículas de igual tamaño pero peso distinta gravedad específica.

- Recuperación de sólidos: donde los efluentes turbios del lavado o descarga son llevado al hidrociclón para recuperar los sólidos y estos son llevados a las canchas de relave.
- Fraccionamiento: se separa de dos fracciones para un tratamiento posterior en diferentes procesos.
- Pre-concentración: se puede hacer con los hidrociclón si hay una apreciable diferencia en el peso específico de los minerales entonces se puede lograr un producto enriquecido. Por ejm: los sulfuros metálicos se pueden separar de la ganga utilizando ciclones de fondo plano.
- Recuperación de líquidos: se usa preferentemente para recuperar el agua para reciclar, los hidrociclones pueden clarificar parcialmente.
- En el lavado en contra corriente: elimina las partículas finas de ácidos y tintes.
- Circuitos cerrados: es el caso más común en el procesamiento de minerales.

### **2.1.3. Tamizado industrial**

El tamizado industrial es un proceso mecánico de clasificación dimensional de materiales de forma y dimensiones variadas, mediante la presentación de estos materiales sobre unas superficies con aberturas que



dejan pasar los granos de dimensiones inferiores a las dimensiones de las aberturas, mientras que los granos de medidas superiores son retenidos y evacuados separadamente. Resumiendo se puede decir que el arte del tamizado se basa en el principio de separación de los materiales en grupos de tamaños predeterminados.

#### **2.1.3.1. Objetivo del Tamizado**

El objetivo de un proceso de tamizado industrial es la separación de los fragmentos más gruesos contenidos en el producto de una etapa previa de reducción con el fin de eliminarlos o enviarlos nuevamente al proceso de reducción. Así mismo el proceso de tamizado industrial también pretende separar los fragmentos pequeños para eliminarlos o para clasificarlos en distintas dimensiones.

Entonces podemos resumir en:

- Prevenir que el material reducido en forma incompleta (oversize) ingrese a la siguiente operación unitaria.
- Seleccionar materiales dentro de grupos específicos de tamaños de productos terminados.
- Proveer un adecuado rango de tamaño de alimento a cualquier otra operación unitaria.

### **2.1.3.2. Teoría del Tamizado**

#### **a. Escala de tamices**

La serie de los tamaños sucesivos de los tamices usados en cualquier planta de concentración, van del grueso al fino y se denomina escala de tamices ó cedazos. Para utilizar la información con relación a los tamices, en informes, catálogos y otros, se ha visto por conveniente adoptar una escala estándar de tamices. Rittinger sostiene que en una escala de tamices, el diámetro de las perforaciones en un tamiz debe tener una relación constante con el diámetro de la perforación del tamiz siguiente en la serie, de tal modo de hacer de la escala de tamices una serie geométrica. El adoptó 1,414 ( $=\sqrt{2}$ ) para la indicada relación y desde entonces se ha convertido la escala común de tamices. Para la clasificación de tamaños muy cercanos la relación de Richards o el tamiz doble de Rittinger de 1,189 ( $=4\sqrt{2}$ ) es común. Los tamices de laboratorio Tyler, actualmente la escala universal en la mayoría de los países, están disponibles, incluyendo los dos anteriores, pero la serie con la relación 1,414 es la más común.

#### **b. Límites en la separación por tamaños**

El primer proceso de separación por tamaños en la planta de concentración se realiza en la parrilla principal de la misma con el material que sale de la mina. En esta parrilla se reduce el tamaño del mineral con la ayuda de combos, en minas pequeñas, o con un rompe bancos, en minas grandes. Los trozos de mineral resultantes pasan por la

parrilla. El siguiente paso en la planta es la separación del material en dos porciones, una que ingrese al chancado primario y otra pasa directamente a la siguiente etapa de chancado. La abertura aproximada del tamiz corresponde a la abertura de salida de la chancadora primaria. El tamaño de las perforaciones en los tamices más finos tiene un límite, esto debido a que el tamizado en tamices muy finos se hace lento, menos eficiente y más costoso. Debajo de cierto tamaño de grano la clasificación con agua da mejores resultados que el tamizado húmedo de material fino. El límite para tamizar material fino está alrededor de 2 mm.

El rendimiento del tamizado industrial expresará el porcentaje de productos finos de la alimentación que pasa a través del tamiz.

Este valor depende de muchos factores los que influyen en el rendimiento.

- Factores de la superficie del tamiz: dimensión y forma de las aberturas, perfil de la sección de paso, inclinación, superficie de libre, etc.
- Factores propios del producto a tamizar: granulometría, coeficiente de forma, distribución de tamaños, humedad, plasticidad, etc.
- Factores propios al movimiento del tamiz: frecuencia del movimiento, amplitud, coeficiente de aceleración, ángulo de trabajo,

etc. Todos estos factores permiten determinar un coeficiente de tamizado:

$$K_v = \frac{an^2 \text{sen}(\alpha + \beta)}{90000 \cos \beta} \quad (2)$$

Donde:

$a$  : amplitud del movimiento (cm)

$n$  : velocidad angular (rev/min)

$\alpha$  : ángulo de reposo del material a cribar.

$B$  : ángulo del paño respecto a la horizontal

$K_v$  : puede estar comprendido entre 1.5 y 2 para un tamizado fácil, entre 2 y 2.5 para un tamizado normal y entre 3 y 3.5 para un tamizado difícil.

- Factores propios a las condiciones de trabajo del tamiz: número de tamices, ritmo de alimentación, coeficiente de disponibilidad, eficiencia, etc.

Una de las fórmulas más empleadas es la descrita a continuación: si  $m$  es la abertura de la malla del tamiz,  $A$  la masa de alimentación,  $P$  la masa de material pasante,  $R$  la masa de rechazo y  $a$ ,  $p$  y  $r$  los porcentajes de partículas con dimensiones inferiores a  $m$ , respectivamente en la alimentación, pasante y rechazo, el rendimiento se da por la siguiente fórmula.

(2) Fueyo Casado, L. 1999. Cribado, sistemas de clasificación en húmedo. Equipos de Trituración, Molienda y Clasificación. Tecnología, Diseño y Aplicación. Parte III.p.210

$$E = 100 \frac{P \cdot p}{A \cdot a} \quad (3)$$

Como  $A=P+R$ ,  $Aa = Pp+RR$

$$E(\%) = 100 \frac{100(a - r)}{a(100 - r)} \quad (4)$$

Se establece que los granos de dimensiones críticas son los granos de dimensiones comprendidas entre  $m$  y  $m/2$ .

Es prácticamente imposible conseguir una eficiencia de tamizado del 100 %. Se considera una eficiencia buena la que se encuentra entre el 90 y 95%.

Estudios específicos del rendimiento o eficiencia del tamizado han concluido con datos muy significativos. La mayoría del material pasante (hasta un 75%) pasa normalmente a través de la superficie del tamiz en el primer 30% de longitud de tamiz. El restante 25% lo hace en el 70% final de la superficie.

### **c. Factores que afectan el rendimiento de un tamiz**

La rendimiento del tamiz debe de estar relacionada con la capacidad esto siempre es posible por el uso de una baja velocidad de alimentación y un tiempo de tamizado muy largo para efectuar una separación casi completa. En la práctica, se deben usar velocidades de alimentación relativamente altas, lo cual reduce el tiempo de permanencia de la partícula sobre el tamiz y frecuentemente produce una capa gruesa de material, a través del cual las partículas finas deben viajar hasta la superficie del tamiz. El efecto neto es la reducción de la eficiencia. La alta capacidad y la alta eficiencia son requerimientos opuestos para cualquier separación dada y se necesita hallar un punto de equilibrio para un resultado óptimo.

La efectividad depende la naturaleza de la operación de tamizado, es decir la oportunidad total de que una partícula pase a través del tamiz.

Otro factor importante es la velocidad de vibración de la zaranda, se hacen vibrar las zarandas para incrementar su eficiencia, ya que reduce la acumulación de finos en la malla y se induce la segregación del material de la alimentación, lo que permite que los finos pasen a través de la capa de alimentación hasta la superficie del tamiz. Sin embargo una velocidad de vibración demasiado alta reduce la eficiencia, al reducir los “rebotes” que pueda tener la partícula en el lecho.

La oportunidad de pasar a través de la abertura es proporcional al porcentaje de área abierta en el material del tamiz, el cual se define como la relación del área neta de las aberturas al área total de la superficie de tamizado. Entre más pequeña sea el área ocupada por el material de la malla, tanto más grande será la oportunidad de que una partícula alcance una abertura.

Probablemente el factor más importante que determina el rendimiento de la zaranda sea la naturaleza del material de alimentación. La eficiencia es marcadamente reducida por la presencia de partículas de tamaño cercano al de la abertura; estas partículas tienden a “obstruir” o “tupir” las aberturas, seduciendo el área abierta disponible y frecuentemente se presentan dentro de la fracción gruesa.

El porcentaje de humedad presente en la alimentación tiene un marcado efecto sobre la eficiencia del tamizado, las alimentaciones húmedas tienen a aglomerarse y obstruir las aberturas de la malla, por tal motivo el tamizado siempre se debe realizar sobre material perfectamente seco o con agua, este último es superior, ya que los tamaños finos se lavan de las partículas grandes y la malla se limpia por el flujo de la pulpa.

### **c. Aplicaciones**

En la minería se tiene en las diversas etapas de reducción de tamaño de la partícula, también aplicaciones en la molienda de minerales

friables y de alta densidad como la casiterita, wolframita y galena, en la alimentación de lamas en circuitos de trituración.

También se utiliza en la industria cerámica, de los refractarios, en el lavado de carbones, tratamiento de fosfatos o fertilizantes en general, en la agro-industria y en la construcción civil.

### 2.1.3.3. Tipos de tamices (cedazos)

#### a. Tamices Estacionarios

Estos cedazos son aquellos cuya superficie de cernido permanece sin movimiento durante esta operación. Entre estos tenemos a las parrillas y cedazos curvos.



Fig. 2.16. Parrilla de chancado primario (Alcalá Cruz, E.; Flores Corrales, A.; Beltrán Alfonso, A; Manual de Entrenamiento de Concentración de Minerales. Sección IV; Chile)



**Grizzlys.** La parrilla consta esencialmente de barras de acero redondas, triangulares, rieles, etc., cuyo número y tamaño depende del tamaño de la parrilla, la que depende a su vez del tipo de la alimentación del material proveniente de la mina. Las parrillas tienen una inclinación entre  $20^\circ$  y  $50^\circ$ , Las barras de las parrillas son generalmente rieles de 40 lb/yd, o 60 lb/yd., lo cual depende del tamaño de la operación minera. En operaciones muy pequeñas se usan parrillas con rieles de 20 lb/yd. La separación entre rieles está en función del tamaño de las chancadoras primarias. Sin embargo, se puede indicar que fluctúan entre 2 cm y 30 cm.

En la figura 2.17 podemos observar la parrilla, donde los rieles de 60 lbs./ yd. han sido forrados con plancha resistente a la abrasión para prolongar la vida de los rieles. Esta parrilla tiene una parte inclinada de  $45^\circ$  y otra parte plana, donde se acumulan los “bancos”. En las parrillas normalmente se trabaja en seco, sin embargo, se recomienda regar el material para evitar la formación de polvo.

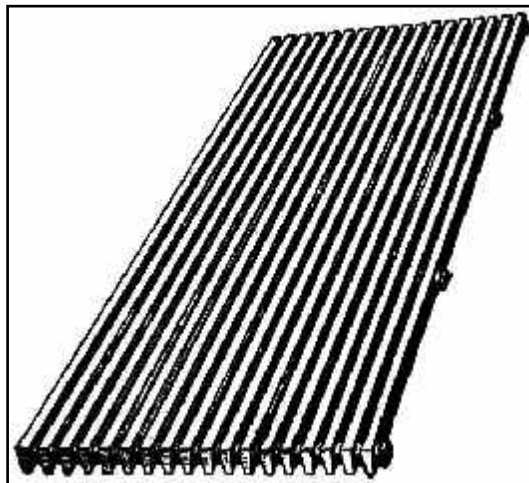


Fig. 2.17 parrilla de rieles forradas (Alcalá Cruz, E.; Flores Corrales, A.; Beltrán Alfonso, A; Manual de Entrenamiento de Concentración de Minerales. Sección IV; Chile)

#### **b. Tamices curvos**

Este tipo de cedazos estacionarios se caracterizan por su superficie curva y se conocen los siguientes tipos:

##### **Cedazos D.S.M. (Dutch State Mines)**

Desarrollado por la Dutch State Mines (D.S.M.), de donde recibe su nombre. La superficie de tamizado es curva y está formada por barras horizontales paralelas, separadas a una determinada distancia (Fig. 2.18). La pulpa es alimentada tangencialmente desde la parte superior de tal manera que ésta se divide en dos corrientes, una que pasa por la separación entre las barras y la otra que se desliza sobre la superficie del tamiz.

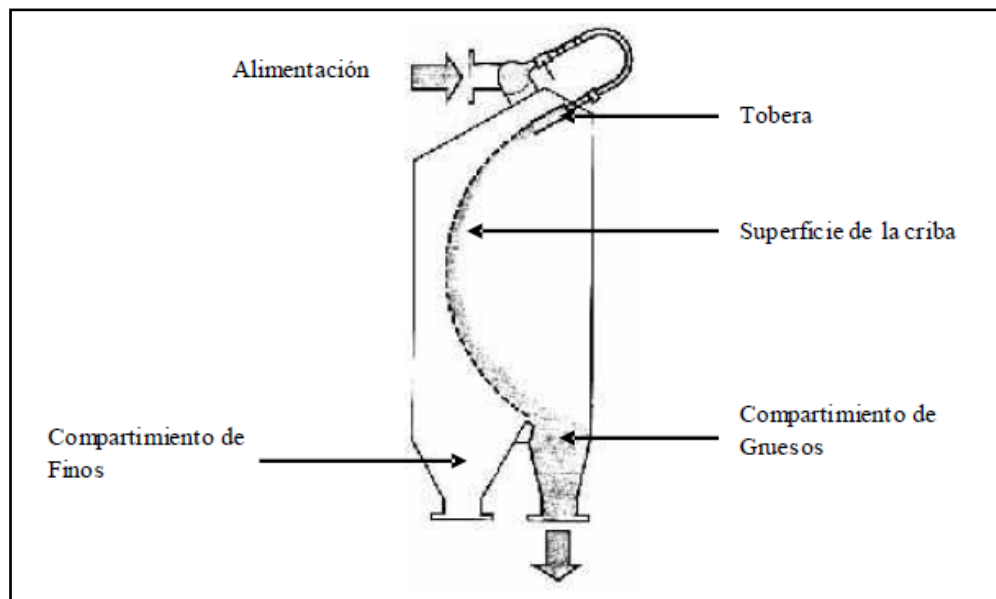


Fig. 2.18 Cedazo D.S.M. (Alcalá Cruz, E.; Flores Corrales, A.; Beltrán Alfonso, A; Manual de Entrenamiento de Concentración de Minerales. Sección IV; Chile)

### Tamices CTS (Consolidate Tin Smelter)

Desarrollados por la Consolidated Tin Smelter (Fig. 2.19). La superficie curva es de malla de alambre tejido, que por la parte convexa tiene los llamados "crimps" que sirven para remover la corriente de partículas sub tamaño.

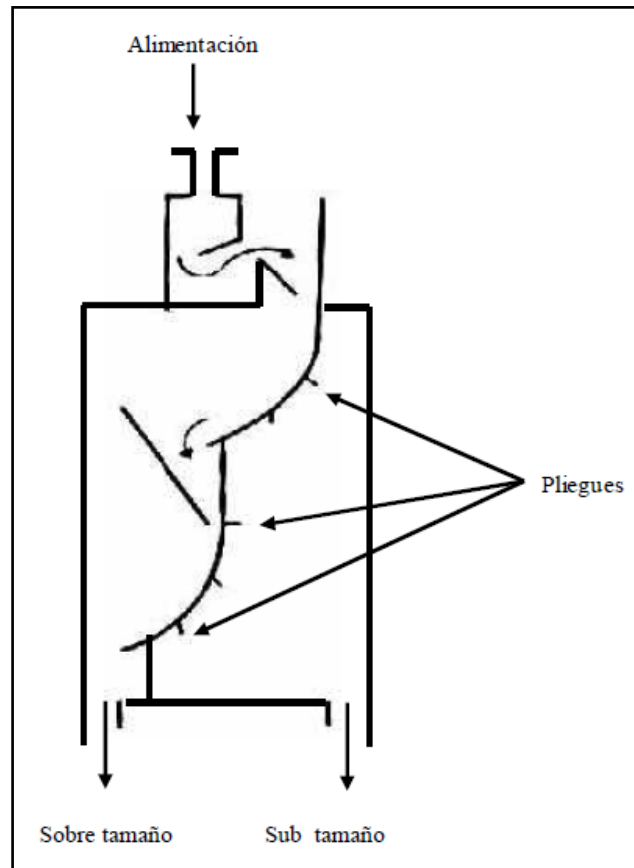


Fig. 2.19 Tamices CTS (Alcalá Cruz, E.; Flores Corrales, A.; Beltrán Alfonso, A.; Manual de Entrenamiento de Concentración de Minerales. Sección IV; Chile)

### c. Cedazos Vibratorios

Favorecen la estratificación de las partículas mediante el movimiento de la superficie tamizante.

En las Plantas modernas de Procesamiento de Minerales el tamizado se efectúa en mallas de alambre tejido e instalados sobre una estructura de acero, la cual es vibrada a altas velocidades (1000 a 3600 vibraciones/min.) Mediante vibradores mecánicos o eléctricos.

### **i. Tamices Rotatorios**

El tamiz característico de este tipo es el tambor lavador (trommel) que es un tamiz cilíndrico el cual tiene una ligera inclinación, y gira sobre un eje axial. Puede trabajar en seco o en húmedo tiene dimensiones que oscilan entre 3 ó 4 pies de diámetro, 5 a 10 pies de longitud. Normalmente la velocidad de giro se encuentra entre 35 y 45 % de la velocidad crítica.

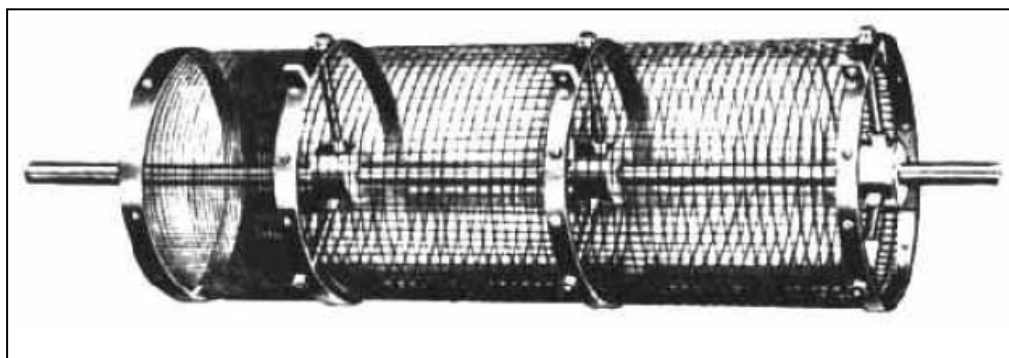


Fig. 2.20 Trommel lavador (Alcalá Cruz, E.; Flores Corrales, A.; Beltrán Alfonso, A; Manual de Entrenamiento de Concentración de Minerales. Sección IV; Chile)

### **ii. Tamices Vibratorios**

Estos tamices son los equipos más importantes en los procesos de separación en la industria minera. Pueden procesar material entre 25 cm y 250  $\mu m$ . Su principal aplicación es en los circuitos donde se necesita manipular material entre 25 cm y 5 mm. La velocidad del flujo de material sobre el tamiz varía, dependiendo del grado de estratificación y probabilidad. Cuando el material es descargado sobre el tamiz, la vibración causa la estratificación (pequeñas

partículas buscando su paso al piso de la cama). Esto sucede en el espacio de “a” a “b”, con la máxima estratificación en b (Fig. 2.21). La máxima separación se produce en el espacio “b” a “c” (tamizado saturado), el punto de mayor porcentaje de probabilidad, debido al gran porcentaje de material fino, mucho menor que el tamaño relativo de las perforaciones del tamiz. A continuación está el área de menor probabilidad, del punto “c” al “d”. En esta área el tamaño de las partículas y el de las perforaciones son casi iguales, y la probabilidad de que las partículas pasen por esas perforaciones es menor.

En la figura N° 2.21 se puede apreciar el proceso de separación en cedazo simple. Una separación perfecta del 100 % no es posible lograr pues a partir del punto c la capacidad es muy baja. Teóricamente para una separación del 100 % se requeriría un cedazo de largo infinito.

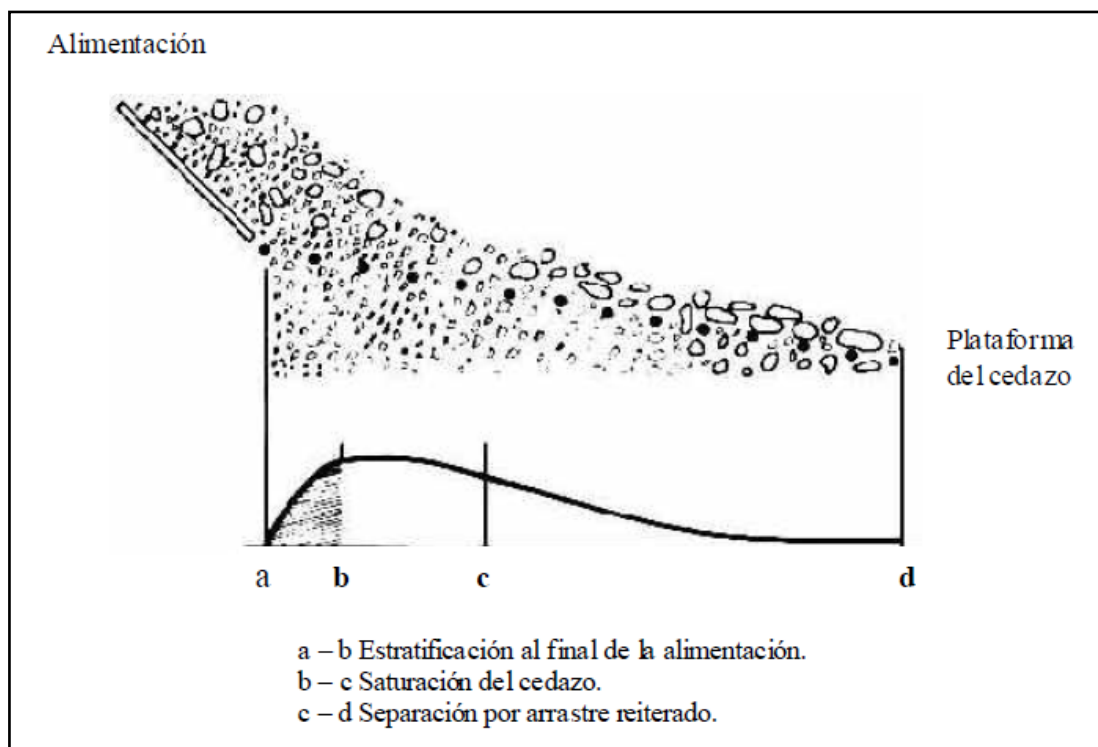


Fig. 2.21 Estratificación y separación en un cedazo. (Relación flujo a través de cedazo vs. Longitud cedazo) (Alcalá Cruz, E.; Flores Corrales, A.; Beltrán Alfonso, A; Manual de Entrenamiento de Concentración de Minerales. Sección IV; Chile)

### iii. Zarandas de Alta Frecuencia

#### Zarandas de Alta Frecuencia Derrick

Entre las características principales de las Zarandas de Alta Frecuencia tenemos que; son equipos que trabajan con altas velocidades (entre 1800 a 3600 RPM), tienen motores integrales que no utilizan conexiones de transmisiones e imparten a las partículas hasta 8 fuerzas de aceleración “G” (según la clasificación que se requiera) en la superficie de las mallas, lo que permite tener eficiencias entre 80 % a 95 %, en sus separaciones; existe una variedad de modelos tanto para clasificación en seco como en

húmedo así como diversos tipos de mallas de aceros (tipo sandwich y pirámide) o poliuretano con gran área abierta y son de autolimpieza.

Para efectos de una mejor explicación se tratará solo de las zarandas de alta frecuencia Derrick en HÚMEDO, que son los que se utilizan como clasificadores en la molienda.

### **Zarandas Derrick de clasificación simple**

Generalmente estas zarandas son de un solo piso y se les aplica con adición de agua, la cual sirve adicionalmente para repulpar y lograr una mejor separación en la remoción de los finos hacia el “undersize”. En la figura N° 2.22 se puede observar una zaranda Derrick, que se le llama de repulpeo y está equipado con chisquetes de agua en varias partes de la superficie del cedazo para hacer un lavado.



Fig. 2.22 Zaranda Derrick de un solo piso (Barrios, G. Aplicación de Zarandas de Alta Frecuencia en Molienda, Goldex S.A.)



El agua ayuda a pasar la pulpa a través de las aberturas de la malla y a mantener las aberturas abiertas, principalmente, cuando las aberturas son muy finas.

### **Zarandas Derrick MULTIFEED (3 alimentaciones)**

La clasificación en húmedo puede ser realizada en pequeñas longitudes de la malla, en tal sentido Derrick diseñó la zaranda “Multifeed”, es decir con tres alimentaciones, ver figura N° 2.23



Fig. 2.23 Zaranda Derrick Multifeed (Barrios, G. Aplicación de Zarandas de Alta Frecuencia en Molienda, Goldex S.A.)

La zaranda Multifeed tiene una capacidad mayor entre el 50% al 125%, que el cedazo simple equivalente.

### **Zarandas Derrick STACK SIZER (5 alimentaciones)**

El Stack Sizer es el último diseño de Derrick para mayores tonelajes, ver figura N° 2.24 y mayormente es utilizado cuando el objetivo es producir un “undersize” con la mínima cantidad de “oversize” (es decir alta eficiencia el “oversize”). El Stack Sizer tiene cinco alimentaciones y su capacidad es equivalente a 2 ó 3 cedazos Multifeed.

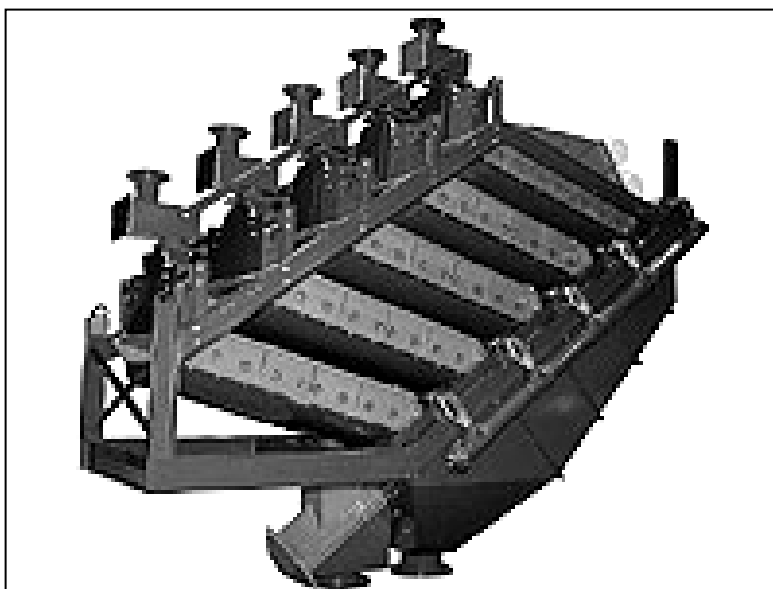


Fig. 2.24 Zaranda Stack Sizer (Barrios, G. Aplicación de Zarandas de Alta Frecuencia en Molienda, Goldex S.A.)

#### **2.1.3.4. Variables que afectan la operación de cedazos vibratorios**

##### **Movimiento vibratorio**

La vibración en un tamiz inclinado se produce por medio de movimiento circular en un plano vertical de 1,5 a 6 mm de amplitud y 700 a 1000 revoluciones por minuto (Fig. 2.25).

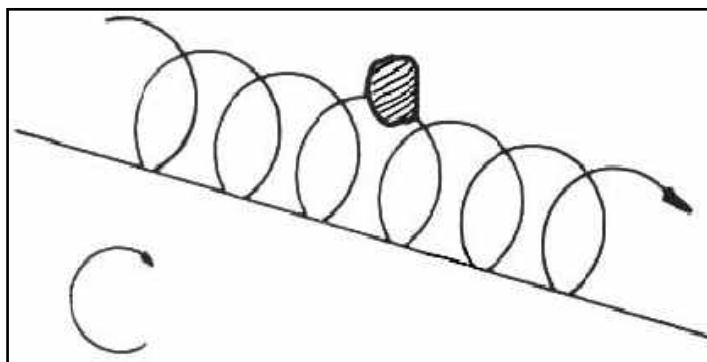


Fig. 2.25 Movimiento vibratorio de una partícula sobre un plano inclinado (Alcalá Cruz, E.; Flores Corrales, A.; Beltrán Alfonso, A; Manual de Entrenamiento de Concentración de Minerales. Sección IV; Chile)

Para una eficiente calidad de separación, se necesita una óptima relación entre amplitud y frecuencia. Es deseable que cuando el material se mueve sobre el tamiz, las partículas no caigan en la misma apertura al mismo tiempo y que no salten varias aperturas. Para obtener esta situación, se debe tomar en cuenta:

- Aperturas grandes: grandes amplitudes y frecuencias bajas;
- Aperturas pequeñas: amplitudes chicas y frecuencias altas

La vibración levanta el material produciendo estratificación y las partículas se mueven sobre la superficie del tamiz debido al movimiento vibratorio y a su inclinación. En tamices horizontales, el movimiento deberá ser capaz de mover el material sin ayuda de la gravedad. Este movimiento con una inclinación de aproximadamente  $45^\circ$ , con relación a la horizontal, tiene un componente vertical que permite la estratificación

y un componente horizontal que permite la traslación y la separación al pasar el material sobre el tamiz (Fig. 2.26)

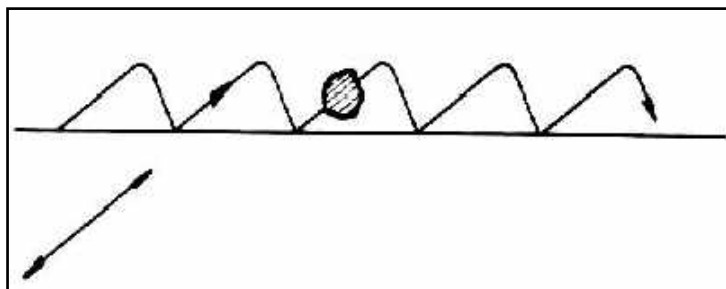


Fig. 2.26 Movimiento rectilíneo de una partícula (Manual de Entrenamiento de Concentración de Minerales. Sección III, Alcalá Cruz, E.; Flores Corrales, A.; Beltrán Alfonso, A; Chile)

### 2.1.3.5. Variables relacionados a las características del tamiz

#### Superficie de los tamices

La selección del tipo de superficie es uno de los aspectos más importantes, ya que de ésta depende del tipo de mineral a tamizar, sin embargo, se puede indicar que una superficie debe cumplir principalmente con los requerimientos de tamaño de corte (o de separación) y de resistencia a la abrasión y vibración.

En la práctica se utilizan tres tipos de superficies: planchas perforadas, mallas de alambre tejido y barras paralelas.

Las láminas perforadas (Fig. 2.27) se usan para el trabajo con materiales gruesos y normalmente están instalados en los primeros pisos de un tamiz. Su principal característica es la resistencia a la abrasión. Se

fabrican perforando planchas de acero al carbono y en caso de requerirse gran resistencia a la abrasión y corrosión se fabrican de aceros al manganeso o cromo y aceros inoxidable. También se fabrican de materiales sintéticos, como el poliuretano, que se caracterizan por ser más durables, menos ruidosos e incluso las aberturas se obstruyen con menor frecuencia debido a su elasticidad, pero su costo inicial es elevado. La forma de las aberturas puede ser circular, cuadrada, ovalada o rectangular.

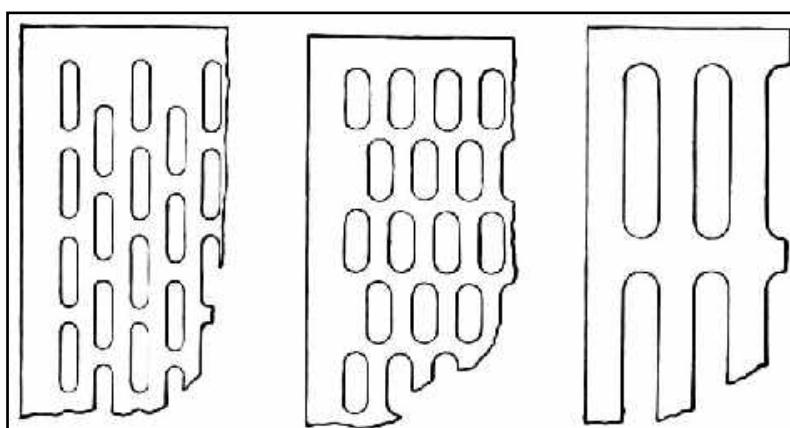


Fig. 2.27 Planchas perforadas (Alcalá Cruz, E.; Flores Corrales, A.; Beltrán Alfonso, A; Manual de Entrenamiento de Concentración de Minerales. Sección IV; Chile)

Las mallas de alambre tejido son de menor resistencia que las planchas perforadas y generalmente se emplean para partículas de tamaño menor a 1,5” (Fig. 2.28). El material más común para su fabricación es el acero al carbón, en caso de existir problemas de corrosión se emplean aceros inoxidables o galvanizados. Existen varias formas de tejido, dando lugar por ejemplo a aberturas cuadradas y

rectangulares. Las mallas metálicas se instalan en los cernidores grandes divididas en secciones a objeto de cambiarlas individualmente cuando existen fallas, roturas y desgaste. El lugar de la alimentación suele cubrirse con pedazos de goma de correas usadas para amortiguar la caída del material sobre la malla y evitar su rápido deterioro. El ancho regula el espesor de la cama de partículas sobre la superficie; normalmente se acepta un espesor igual a cuatro veces el tamaño de la abertura cuando la densidad aparente es de 100 lb/pie<sup>3</sup> y 2,5 á 3 veces cuando el material tiene una densidad aparente de 50 lb/pie<sup>3</sup>.

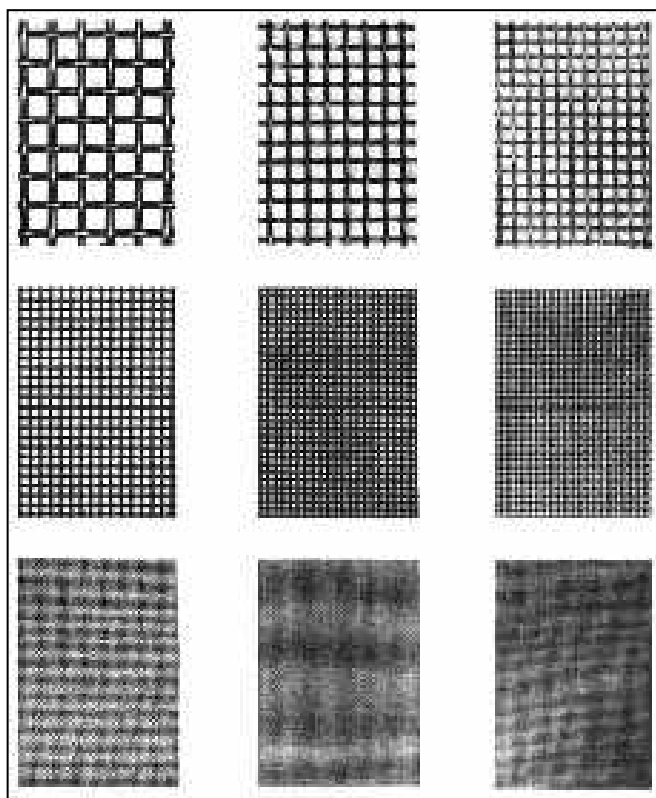


Fig. 2.28 Mallas de alambre tejido (Alcalá Cruz, E.; Flores Corrales, A.; Beltrán Alfonso, A; Manual de Entrenamiento de Concentración de Minerales. Sección IV; Chile)

En cambio, el largo regula el tiempo de retención de las partículas y lo habitual es seleccionar el tamiz con una relación de largo igual a 2 ó 3 veces el ancho. La obstrucción de las aberturas del tamiz por las partículas de mineral reduce el área abierta y disminuye la capacidad. Cuando la forma de las partículas es tal que produce el bloqueo de las aberturas, puede ser necesario cambiar su forma por rectangulares u ovaladas. Las barras paralelas pueden ser utilizadas en operaciones en las cuales los tamaños de mineral son muy grandes. Generalmente se usan en los grizzlys.

#### **2.1.3.6. Amplitud y frecuencia de vibración**

El tamizado de partículas grandes requiere amplitud grande y frecuencia baja, mientras que partículas pequeñas requieren amplitud pequeña y frecuencia alta. Valores prácticos de amplitud y frecuencia para diferentes tamaños, se muestran en la figura 2.29. Las amplitudes menores originan bloqueos y una reducción de la capacidad así como de la eficiencia. En toda operación debe existir una adecuada relación entre la amplitud y la frecuencia.

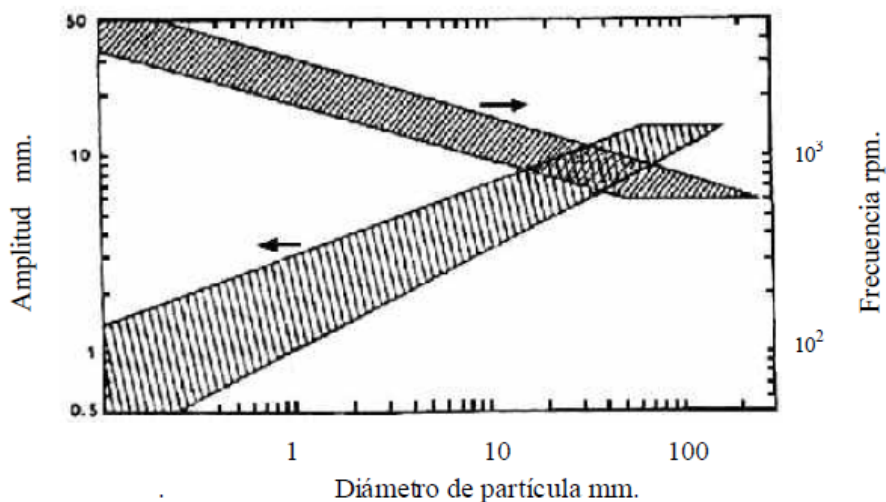


Fig. 2.29 Frecuencias y amplitudes recomendadas para el trabajo de cernidores (Alcalá Cruz, E.; Flores Corrales, A.; Beltrán Alfonso, A; Manual de Entrenamiento de Concentración de Minerales. Sección IV; Chile)

#### 2.1.3.7. Relación entre el área abierta y el área total de la superficie tamizante

Cuando mayor sea la relación, mayor será la probabilidad de paso de las partículas, sin embargo el diámetro del alambre será menor y por lo tanto la resistencia del tamiz a la abrasión será menor.

La superficie tamizante tiene una marcada influencia en la capacidad del tamiz, con aberturas finas no pueden procesar grandes tonelajes.

En el tamizado de partículas grandes se necesita amplitudes grandes y frecuencias bajas, mientras que las partículas pequeñas



se procesan con amplitudes menores y frecuencia de vibración alta.

#### **2.1.3.8. Variables relacionadas a la característica del mineral**

**Análisis granulométrico de la alimentación.** Afecta tanto la capacidad como la eficiencia del tamizado.

**La forma de las partículas.** También es un factor importante en el tamizado, las partículas alargadas (lajas) tienden a obstruir las aberturas del tamiz.

**Humedad del mineral.** Tiene influencia nociva sobre el tamizado si se encuentra en valores superiores al 4% impiden el buen tamizado. Para rangos de humedad sobre el 8% el tamizado es prácticamente ineficiente y de ser necesario debe recurrirse a la operación en húmedo, utilizando duchas de agua sobre el tamiz, esto permite incrementos en la capacidad del orden de 100% más cuando el mineral es húmedo. La desventaja del tamizado en húmedo es la necesidad siguiente de clasificadores para eliminar el agua.

#### **2.1.3.9. Variables relacionadas a la operación**

**Pendiente del tamiz.** La pendiente afecta en forma directa la capacidad del tamiz, es decir a mayor pendiente, mayor

capacidad pero también menor eficiencia y tiempo de retención. Normalmente la inclinación del tamiz oscila entre 15° a 35°. Los ángulos mayores a 25° se utilizan para material liviano, para materiales grandes y pesados se procesan en ángulos de 15° a 25°.

#### **2.1.3.10. Factores que afectan la clasificación en húmedo**

**Capacidad de alimentación.** Generalmente se considera en Ton/H, y es uno de los factores más críticos que afecta el rendimiento de la zaranda, en los casos que una zaranda tenga poca capacidad resulta que las partículas del “undersize” estarán desproporcionadas y desbalanceadas lo que pueda ocasionar baja eficiencia y un desgaste prematuro de las mallas.

Para determinar la capacidad de una zaranda que separe las partículas finas y en húmedo es más recomendable que se hagan pruebas a escala piloto completas para optimizar todo los factores que afectan el rendimiento de la zaranda.

**Densidad de alimentación.** Como se indicó anteriormente las partículas del “undersize” son transportadas a través de las aberturas de la malla por el agua, por lo tanto la mayor o menor fracción de agua en la pulpa de alimentación afectará

directamente la eficiencia del cedazo, mientras la densidad es menor la eficiencia de la zaranda se incrementa.

En base a la práctica con diferentes tipos de materiales se ha determinado en forma muy genérica que una alimentación de 20% de sólidos en volumen es el más adecuado aunque la gravedad específica varíe de un tipo de mineral a otro.

**Granulometría en la alimentación.** Uno de los más importantes factores que afectan la capacidad y el rendimiento de las zarandas es la distribución granulométrica en la alimentación. Las partículas mayores a la medida de la malla deben ser transportadas a lo largo de toda de la malla, por lo tanto la capacidad disminuye cuando el porcentaje de partículas mayores a la abertura de la malla es elevado.

Otro de los factores que pueden afectar la eficiencia de las zarandas es el porcentaje de partículas que estén muy próximos en tamaño a la abertura de la malla (near size particles), ya que estas partículas disminuyen la posibilidad de que las partículas pasen a través de la malla y en algunos casos pueden “atorar” o tapar las aberturas.

Por los puntos anteriores la selección de la malla es uno de los factores que debe ser analizado cuidadosamente al dimensionar una zaranda para separaciones finas.

**Abertura de la malla y área abierta.** Generalmente cuando las aberturas que se requieren son grandes la capacidad es mayor y mientras se va reduciendo la abertura de las mallas la capacidad de la zaranda también va disminuyendo.

Cuando se requiere que el material de fabricación de la malla sea más grueso para que tenga más duración, ello disminuye el área abierta y por consiguiente la capacidad de la zaranda también disminuye.

Cuando se trata de mallas finas, menores de malla 48, hay una gran variedad de mallas de acero, pero estas tienen una duración muy corta y mientras esta malla es más fina la duración es menor. Derrick actualmente utiliza en sus zarandas mallas de poliuretano hasta la malla de Tyler # 150 (100 micrones), las cuales tienen un área abierta aproximadamente de 43%, y su duración es de 6 a 10 veces más que el acero.

Al controlar eficientemente la malla de corte con las zarandas se disminuye la carga circulante de aproximadamente 400 a 80% en

los molinos, lo cual conlleva a parar algunos de los molinos de remolienda o en otros casos incrementa la carga fresca hasta un 25% de la capacidad original.

Los consumos de floculantes en la etapa de espesamiento disminuyen porque disminuye la sobre molienda (producción de lamas) y la filtración también es más eficiente

## **CAPITULO II**

### **EVALUACIÓN DE LAS ZARANDAS DE ALTA FRECUENCIA DERRICK**

#### **3.1. Zarandas de alta frecuencia**

Hace algunos años se comenzó a utilizar las zarandas de Alta Frecuencia en la etapa de molienda como una alternativa más eficiente en la clasificación, una de las grandes ventajas ha sido la reducción de las altas cargas circulantes producida por los hidrociclones lo cual demostró que al utilizar las zarandas de Alta Frecuencia se podía incrementar la capacidad de molienda y poder obtener una liberación de la parte valiosa de los minerales más controlada con el consiguiente incremento de recuperaciones.

Para demostrar la eficiencia de la utilización de las zarandas de Alta Frecuencia es necesario, la mayor parte de veces, hacer pruebas piloto para obtener los parámetros adecuados ya que el cálculo conocido para el dimensionamiento de las zarandas convencionales no logra simular en forma precisa las medidas de las zarandas cuando se trata de separaciones finas.

En el siguiente capítulo se analiza con más énfasis la operación de las zarandas en la etapa de molienda.

### **3.2 Breve descripción operativa de la Zaranda Derrick Stack Sizer**

El Stack Sizer es una máquina que vibra con movimiento en forma lineal diseñada para la separación de las partículas finas en la industria del proceso para la obtención de minerales. Su vertical configuración consta de cinco niveles que reduce al mínimo el espacio requerido, mientras que maximiza la productividad. Se puede especificar el ángulo deseado del marco de la máquina entre 15 y 25 grados. Varias son las características de diseño que son necesarias para producir las máquinas de alta velocidad para la separación de las partículas finas. Estas características incluyen: Los motores duales del vibrador se unen al marco superior de la máquina y se colocan directamente sobre los soportes superiores de la máquina. La vibración se transfiere directamente a través de los canales comunes de montaje en que se apoyan todos los marcos de la máquina. Este diseño maximiza las fuerzas-G producidas y transferidas directamente a los marcos de los cedazos. Los canales superiores e inferiores son aislados del movimiento de la máquina por una serie de jebes flotadores. La adecuada tensión de los cedazos, permiten una mayor durabilidad y eficiencia en la clasificación de las partículas finas. El sistema tensor de los cedazos, utiliza solamente los pernos y grapas de recambio rápido y para aplicar la tensión uniforme a los cedazos. Los alimentadores individuales para cada panel dan una distribución uniforme a la pulpa de la alimentación a través de los cedazos, y los elementos flotadores montados en la carcasa de la máquina aíslan el movimiento vibratorio de los bastidores y de los marcos.

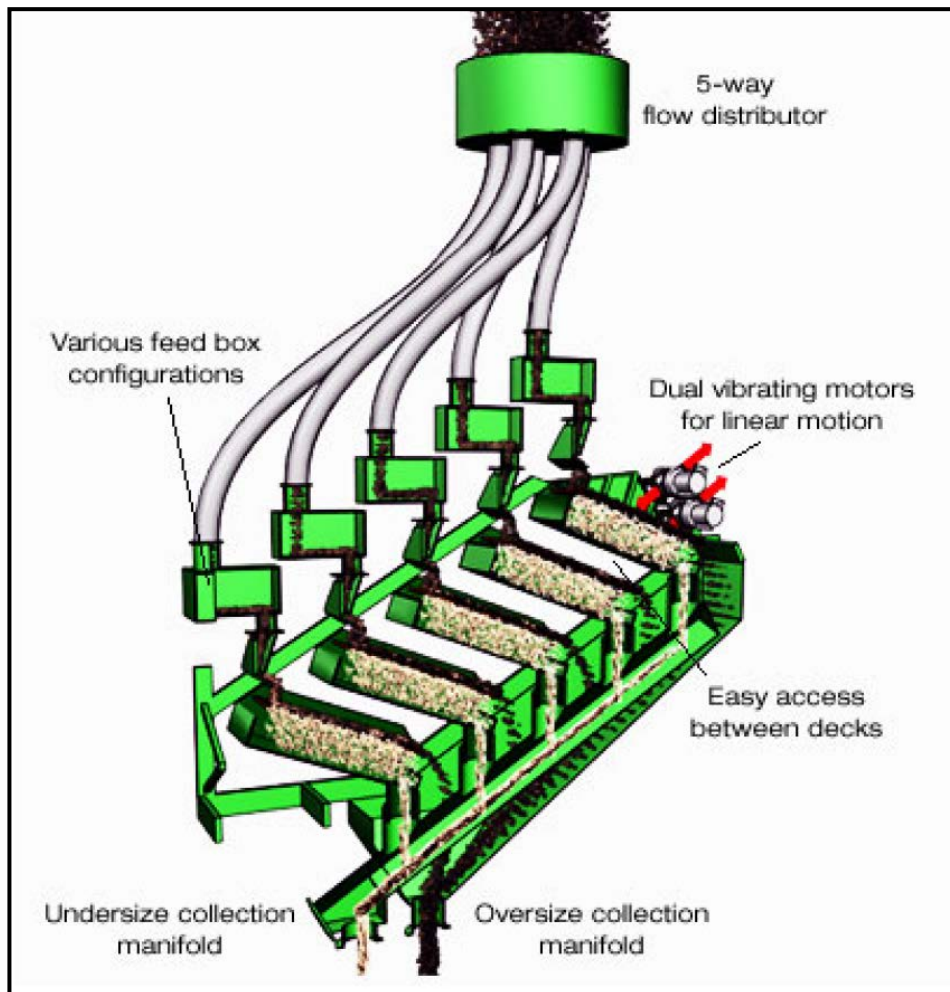


Fig. 3.1 Operación de la Zaranda Derrick de Alta Frecuencia (imagen de [www.derrickcorp.com/Images/Documents/Stack%20Sizer%20Spanish%20Jan2009.pdf](http://www.derrickcorp.com/Images/Documents/Stack%20Sizer%20Spanish%20Jan2009.pdf))

### 3.3 Partes de la Zaranda de Alta Frecuencia Derrick

#### Distribuidor de la pulpa

El distribuidor de flujo es un tanque circular que recibe y distribuye la mezcla uniformemente a cada uno de los alimentadores que proveen de carga a los cedazos, a través de las mangueras; la alimentación de la pulpa entra por la parte inferior y central del tanque y fluye hacia afuera a través de ranuras en



la pared del tanque hasta llegar por unas mangueras a los alimentadores de los cedazos.

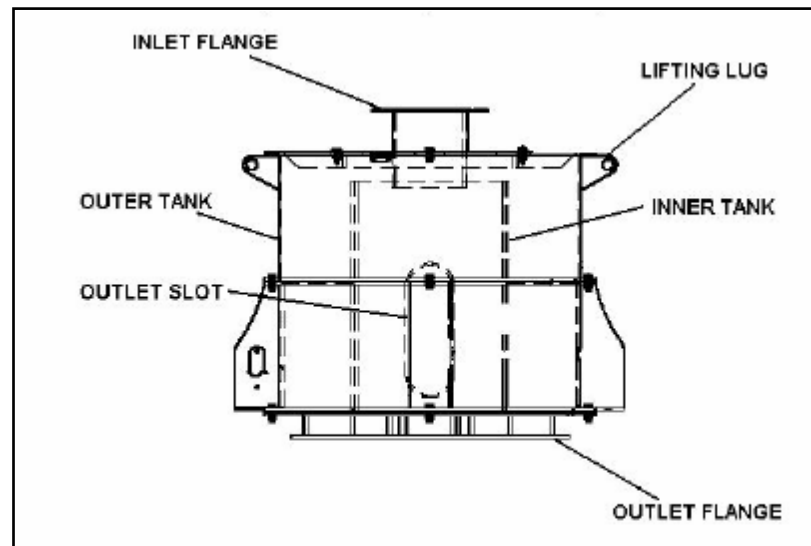


Fig. 3.2 Distribuidor de pulpa (Manual Stack Sizer; [www.derrickcorp.com](http://www.derrickcorp.com); pag. 4)

### **Alimentadores**

El alimentador del vertedero controla el flujo de la entrada y distribuye la pulpa uniformemente a través de los paneles del Derrick. La distribución apropiada de la pulpa es lograda por la pared interna del alimentador (vertedero), que mantiene a la pulpa que entra en el alimentador hasta que su nivel fluya por si sola sobre el vertedero y de allí a los paneles. Las superficies interiores de la caja y de la entrada del alimentador están totalmente forradas con caucho para reducir el desgaste. Lleva una cubierta superior desmontable que facilita la inspección y mantenimiento.

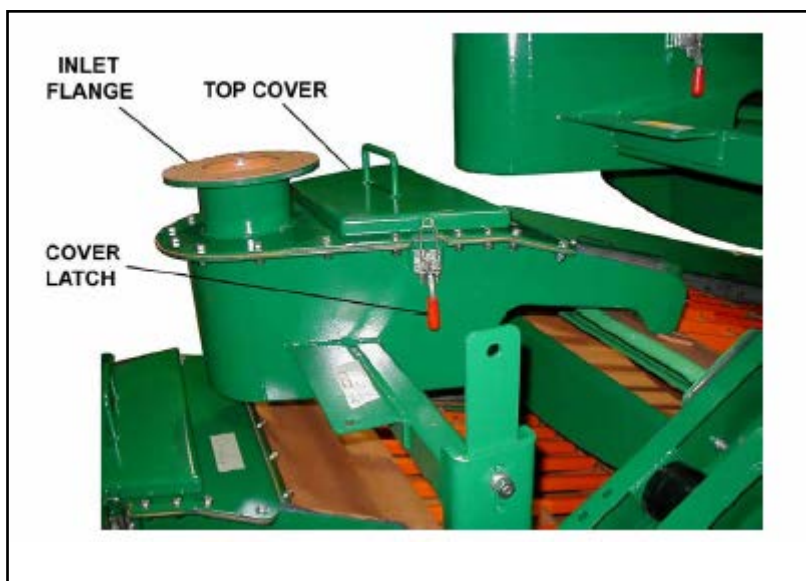


Fig. 3.3 tubería de ingreso de pulpa a los decks (Manual Stack Sizer; [www.derrickcorp.com](http://www.derrickcorp.com); pag. 5)

### Motores del vibrador

Los motores duales del vibrador se unen directamente a los bastidores de montaje del motor en el marco superior del Stack Sizer, son motores de inducción eléctricos que emplean pesos excéntricos para generar la vibración de alta-amplitud requerida para separar y transportar los sólidos sobre los paneles.

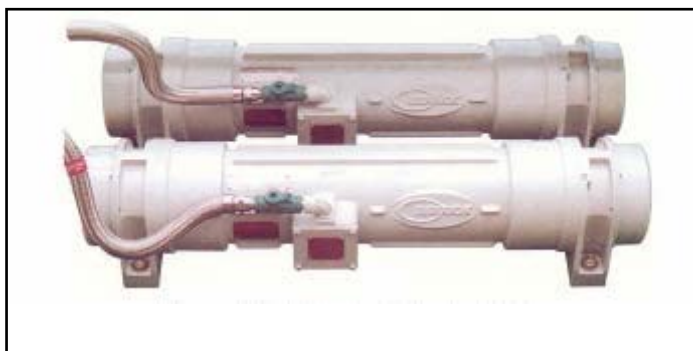


Fig. 3.4 Motores (Manual Stack Sizer; [www.derrickcorp.com](http://www.derrickcorp.com); pag. 6)

### **3.4 Antecedentes**

La operación de clasificación en húmedo en la molienda ha tenido una evolución creciente en los últimos treinta años, una revisión rápida nos hace recordar los clasificadores de rastrillos y helicoidales, los cuales a pesar de su buena eficiencia no pudieron sobrepasar los altos tonelajes que han alcanzado las Plantas Concentradoras en las últimas décadas. Posteriormente aparecieron los hidrociclones los cuales tenemos trabajando hasta la fecha.

Hace algunos años Derrick Corporation comenzó aplicar las zarandas de Alta Frecuencia en la molienda, los cuales pueden hacer separaciones hasta la malla 400 y con mayores eficiencias que los hidrociclones, lo cual ya era un buen inicio y se comenzó a utilizar en varias operaciones mineras, pero se presentaban problemas de capacidad ya que las primeras zarandas Derrick de alta frecuencia no lograban tratar altas capacidades.

Desde el 2006, Derrick desarrolló la zaranda de alta frecuencia STACK SIZER, el cual tiene mayor capacidad de tratamiento y en los últimos años se está expandiendo su utilización en las plantas de procesamiento de minerales con mucho éxito. En el Perú inicialmente se probaron en la Cia. Minera El Brocal, con muy buenos resultados, a partir de los cuales se fueron difundiendo paulatinamente en el resto de empresas mineras del país, tales como: Cia. Minera Milpo (Cerro Lindo), Cia Minera Condestable, etc.

Para demostrar la eficiencia de la utilización de las zarandas de Alta Frecuencia es necesario, la mayor parte de veces, hacer pruebas piloto para obtener los parámetros adecuados ya que el cálculo conocido para el dimensionamiento de las zarandas convencionales no logra simular en forma precisa las medidas de las zarandas cuando se trata de separaciones finas.

### **Ventajas:**

- Alta eficiencia de clasificación;
- El movimiento lineal produce una mayor eficiencia de clasificación y máxima eficiencia de transporte del producto grueso;
- La baja carga dinámica de la vibración minimiza los requerimientos estructurales de la plataforma de instalación;
- Bajos costos de operación y mantenimiento;
- Fácil de inspeccionar;
- Aumenta la capacidad de la molienda y de la producción final;
- Reduce el consumo de energía por tonelada y
- Minimiza la sobre molienda de minerales valiosos al reducir el retorno de finos a la molienda.

### **Aplicaciones**

Escoria de Aluminio, Bauxita, Mineral de Cromo, Carbón, Colombium, Cobre, Feldespato, Ferberita, Granate, Yeso, Mineral de Hierro, Caolín, Plomo y Zinc, Arenas Minerales, Arena de Sílice, Tantalio/Niobio, Mineral de Estaño, Titanio, Mineral de Tungsteno, Uranio, Scheelita,

Nitratos, Pellets de resina, Fosfatos, Platino, Potasio, Minerales de tierras raras, Plata y Oro.

#### **Desventajas y Limitaciones:**

- Capacidad limitada de un equipo y determinada por la abertura de las mallas;
- Desgaste acelerado de tuberías, niples y bandejas;
- Se incrementa el porcentaje de medios en la flotación haciendo necesaria el incremento en capacidad de la etapa de remolienda y
- Para su instalación y montaje es necesario disponer de una nueva estructura cercana a la estructura del molino.

### **3.5 Pruebas de Laboratorio**

Se realizaron pruebas de laboratorio con muestras de mineral molido producto de los molinos, para dimensionar el tamaño de equipo y determinar la abertura de las mallas a usarse en el circuito de molienda. Se encontró un panorama muy favorable en la clasificación con ZAF, dando inicio a la etapa de optimización del circuito de molienda. Según los parámetros establecidos se necesitaba 52 % (-200 M) y 15 % (+70 M).

Entonces se realizaron pruebas de clasificación con Zarandas de Alta Frecuencia, en un equipo a escala real, realizándose un total de 16 pruebas, utilizándose diferentes tamaños de abertura de mallas para evaluar la granulometría requerida

0.23 mm (malla 70),

0.30 mm (malla 50),

0.35 mm (malla 45) y

0.43 mm (malla 40)

Para efectos de mejorar la eficiencia se modificó las velocidades de los motores del equipo en un rango de 1200 a 1800 RPM, adicionalmente a los parámetros evaluados, simuló variación el tonelaje, flujo y porcentaje de sólidos en la pulpa.

Tabla 3.1. Resultado de las pruebas de laboratorio

Table 1. Screen Test Results with Derrick Stack Sizer Screen Compañía Minera Condestable S.A. - Descarga Molinos 5 y 6 - 02 Febrero 2006, Buffalo, NY, USA														
Test No.	Motor Speed (rpm)	Feed <sup>1</sup>				Oversize		Undersize				Efficiency <sup>2</sup> at 70 mesh		
		Slurry (USGPM)	Slurry (m <sup>3</sup> /h)	Dry Solids (MTPH)	Solids (%)	Weight (%)	Solids (%)	Weight (%)	Solids (%)	Plus 70 Mesh	Minus 200 Mesh	Oversize (%)	Undersize (%)	Overall (%)
<b>Tests with 0.23 mm ( 70 mesh) polyurethane panels</b>														
1	1800	825	187	126	46.8	52.3	81.7	47.7	31.8	9.8	52.2	91.2	88.3	89.8
2	1200	900	204	137	46.8	52.7	82.1	47.3	31.6	8.2	55.1	92.7	89.4	91.1
15	1800	750	170	130	51.2	53.4	84.7	46.6	35.2	10.3	56.5	90.6	88.4	89.6
16	1200	825	187	143	51.2	54.5	84.3	45.5	34.8	8.5	59.5	92.5	87.5	90.1
<b>Tests with 0.30 mm ( 50 mesh) polyurethane panels</b>														
3	1800	900	204	137	46.8	50.5	82.5	49.5	32.4	11.3	54.2	98.7	84.8	90.5
4	1200	1000	227	152	46.8	50.3	81.8	49.7	32.6	11.5	53.7	98.5	85.1	90.6
13	1800	750	170	130	51.2	55.6	83.9	44.4	34.4	10.5	56.2	95.3	81.9	88.3
14	1200	850	193	148	51.2	51.3	83.5	48.7	36.4	13.1	52.8	92.6	86.0	89.1
<b>Tests with 0.35 mm ( 45 mesh) polyurethane panels</b>														
5	1800	1000	227	149	46.0	46.3	81.9	53.7	33.4	17.1	50.6	97.5	85.1	89.6
6	1800	1100	250	163	46.0	45.0	81.5	55.0	33.9	18.8	47.7	96.9	85.2	89.4
11	1800	800	182	141	51.6	51.2	83.4	48.8	36.8	13.0	55.0	96.9	83.6	89.1
12	1800	875	199	154	51.6	52.7	82.4	47.3	36.4	13.1	55.1	96.8	81.4	87.7
<b>Tests with 0.43 mm ( 40 mesh) polyurethane panels</b>														
7	1800	1125	256	167	46.0	39.4	82.5	60.6	35.7	25.5	45.3	96.5	89.8	91.9
8	1800	1250	284	186	46.0	39.3	82.2	60.7	35.8	25.3	45.8	96.3	91.1	92.8
9	1800	950	216	167	51.6	40.0	84.8	60.0	40.9	25.6	44.6	96.2	89.2	91.5
10	1800	1100	250	193	51.6	43.4	83.5	56.6	39.9	23.5	47.0	97.5	86.4	90.0

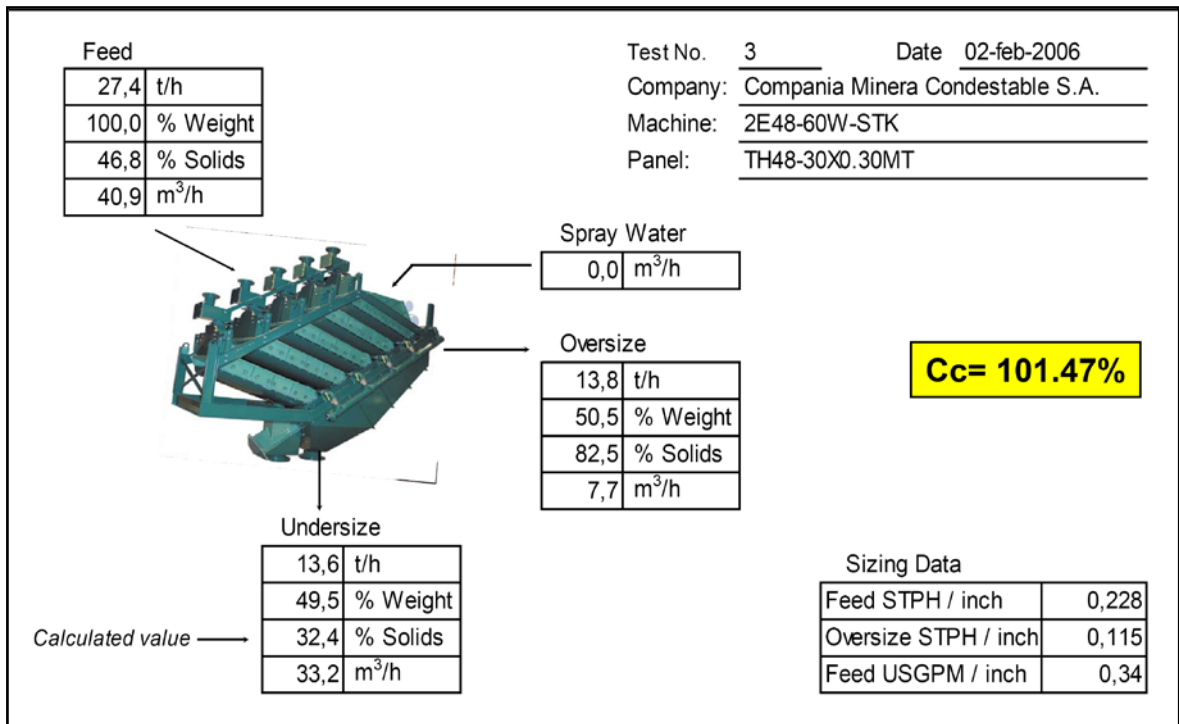


Fig. 3.5 Diagrama de Flujo – Test N°3

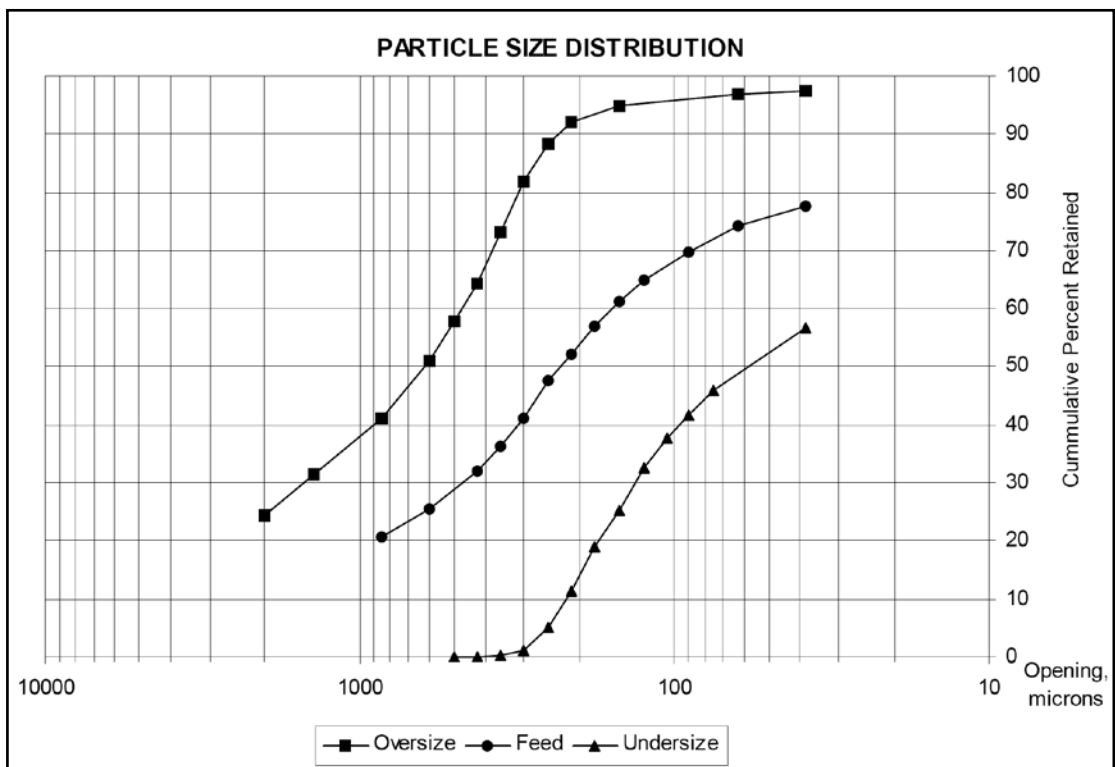


Fig. 3.6 Gráfico de la distribución del tamaño de partícula

Podemos concluir entonces:

- Los tamaños de abertura de malla de 0.23 y 0.30 mm reportaron los mejores resultados,
- Las máximas capacidades, así como las mejores eficiencias de clasificación se lograron a la velocidad de 1200 RPM de los motores de la Zaranda,
- Utilizando la malla de abertura de 0.3 mm se obtiene aproximadamente 5.5 % mayor capacidad de tratamiento,
- Los porcentajes acumulados sobre malla 70 están dentro del rango aceptable para la operación (menores a 12 %), para las mallas de 0.23 y 0.30 mm.
- Por la capacidades obtenidas de tratamiento se recomienda una Zaranda de Alta Frecuencia de 5 pisos, trabajando de forma independiente y
- La carga circulante se reduce hasta valores cercanos al 100 %,

### **3.6 Pruebas Industriales**

Las pruebas industriales se desarrollaron con la instalación de una ZAF en el circuito de molienda # 6, que cuenta con un molino de bolas Norberg de 12.5' x 15.5', se tuvieron las siguientes condiciones:

- Alimentación al Molino 58 TMH/hr,
- Descarga del Molino; 73 % Sp, 1900 gr/lt,
- Alimentación a la ZAF con 46.8 % Sp,



- Operación de la ZAF con 1200 RPM,
- Producto Fino UnderSize con 32.4 % Sp y con 54.23 % (-200m) y con 13.26 % (+70m),
- Producto Grueso OverSize con 82.5 % Sp y
- Carga Circulante  $C_c=101$  %.

### **3.7 Inspecciones iniciales antes del arranque de la Zaranda Derrick Stack**

#### **Sizer**

- Verificar el correcto montaje y nivelación del equipo, ángulo de 17.5°,
- Inspeccionar que todas las tuberías de: Alimentación, Oversize y Undersize estén correctamente instaladas y seguras,
- Verificar la correcta instalación y tensado apropiado de las mallas en los 05 decks,
- Inspeccionar y probar las líneas de agua en cada punto del equipo,
- Asegurar la necesaria alimentación al tanque distribuidor del flujo de pulpa y a cada deck (piso),
- Probar y verificar las correctas fuentes de energía eléctrica al tablero de los motores y todas sus conexiones y empalmes,
- Verificar el correcto sentido de rotación de cada motor (giros contrarios hacia adentro),
- Revisar y regular el correcto funcionamiento del variador de velocidad a los motores, los cuales deberán tener un display indicador de los RPM,

hertz ó porcentaje y realizar la variación de frecuencia simultáneamente en ambos motores (ver tabla 3.2)

- Arrancar el Derrick en vacío durante 15 minutos y graduar su velocidad de los motores a 1200 RPM ó 40Hz.
- Bombear luego pulpa diluida e ir controlando la temperatura de los motores exteriormente.
- Iniciar proceso de alimentación de pulpa y clasificación normales en el Derrick.

### **3.8 Puntos de control para análisis y cálculos**

- Alimentación al Molino: TMH y TMSD;
- Descarga del molino: Densidad, Porcentaje de sólidos;
- Tanque distribuidor al Derrick: Densidad, TMH y TMSD, Carga circulante;
- Undersize (Producto fino) TMH y TMSD, Porcentaje de sólidos, Densidad;
- Oversize (Producto grueso), TMH y TMSD, Porcentaje de sólidos, Densidad

### **3.9 Recomendaciones operativas**

- Cortar alimentación a molino por aproximadamente 20 minutos, con la finalidad de disminuir el volumen de carga y los flujos de pulpa evitando rebales al momento de los cambios de tanques y bombas.

- Una vez asegurados los cambios y variaciones de flujos se normaliza el tonelaje de alimentación al molino.
- La alimentación al tanque distribuidor de pulpa (Derrick) no requiere de altas presiones como si es para los ciclones (7-10psi)
- Para regular la alimentación al tanque distribuidor (Derrick), bastará un flujo por simple rebose, lo cual obligará a bajar las RPM de la bomba, consecuentemente habrá menor consumo de energía.
- Para optimizar las diluciones (densidades) del flujo de la pulpa, se podrá adicionar agua en los siguientes puntos:

Alimentación al molino

Descarga del molino

Tanque de la bomba que alimentará al Derrick

Tanque distribuidor del Derrick (Ajuste fino con válvulas)

Cajón receptor del oversize

Tabla N° 3.2 Equivalencias RPM- frecuencia

<b>Tabla de equivalencias (motor)</b>	
<b>RPM</b>	<b>hz</b>
600	20
700	23.3
800	26.7
900	30
1000	33.3
1100	36.7
1200	40
1300	43.3
1400	46.7
1500	49.8
1600	52.8
1700	56.4
1800	60

### **3.10 Resultados de las pruebas industriales**

Al inicio de las pruebas se tuvieron los siguientes antecedentes del tratamiento de los molinos con los hidrociclones:

#### **3.10.1 Análisis de la operación con hidrociclones**

La evaluación realizada en el molino # 6, mantuvo un tratamiento promedio de 58 TMH/hr. Para el sistema de clasificación se utilizó una bomba 8"x10" que alimentaba a un Hidrociclón D-26, cuya eficiencia de clasificación era 55% y con ello una carga circulante mayor a 204%, estas

condiciones limitaban la posibilidad de incrementar el tratamiento de éste molino. Ver Fig. 3.7.

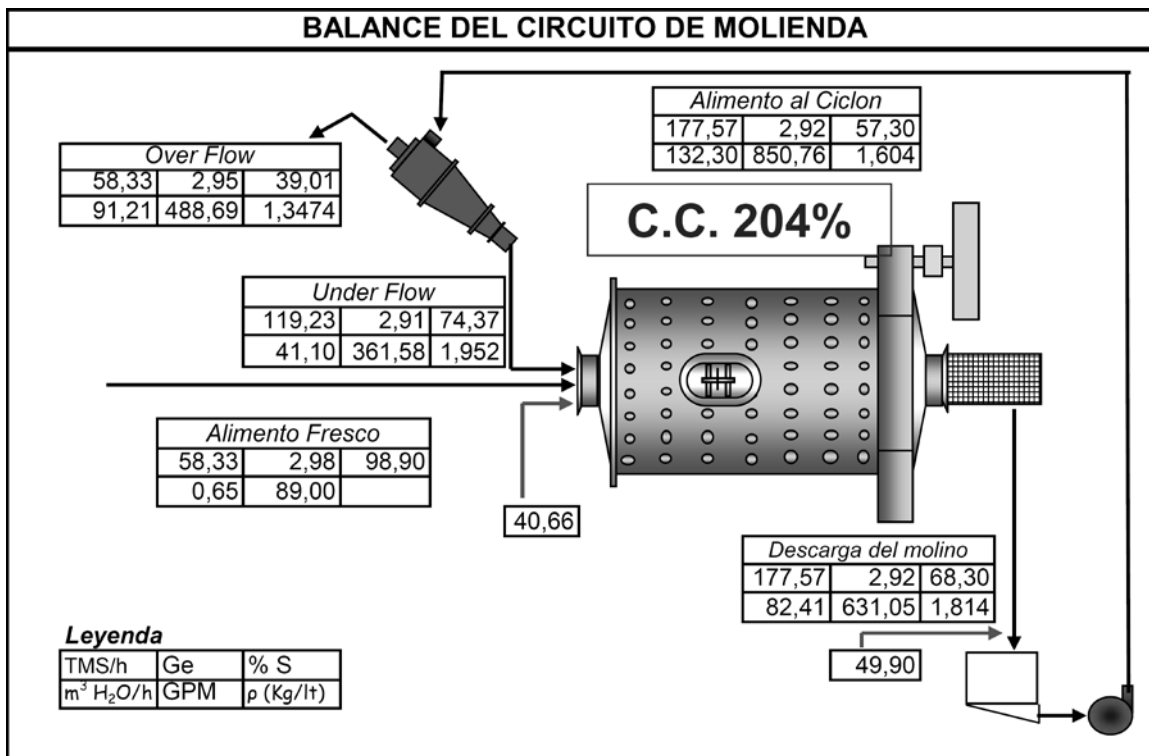


Fig. 3.7. Balance con hidrociclón Molino # 6

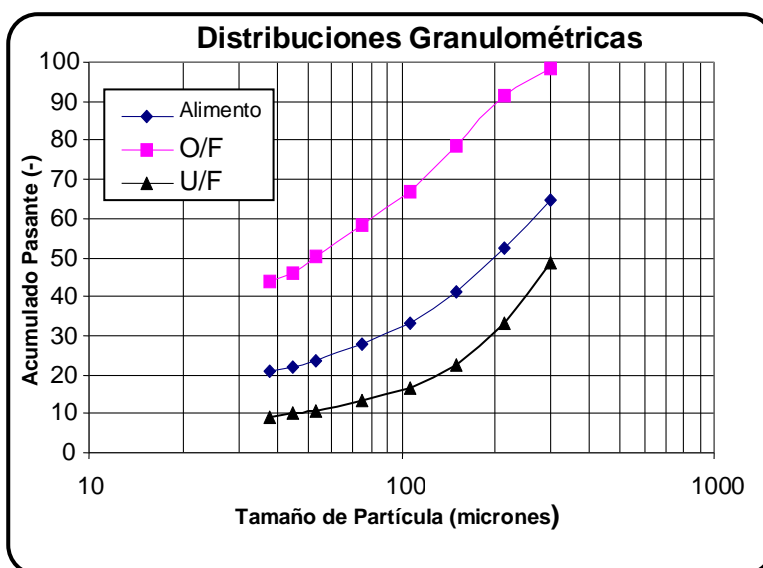


Gráfico N° 1. Análisis Granulométrico Molino # 6 (con hidrociclón)

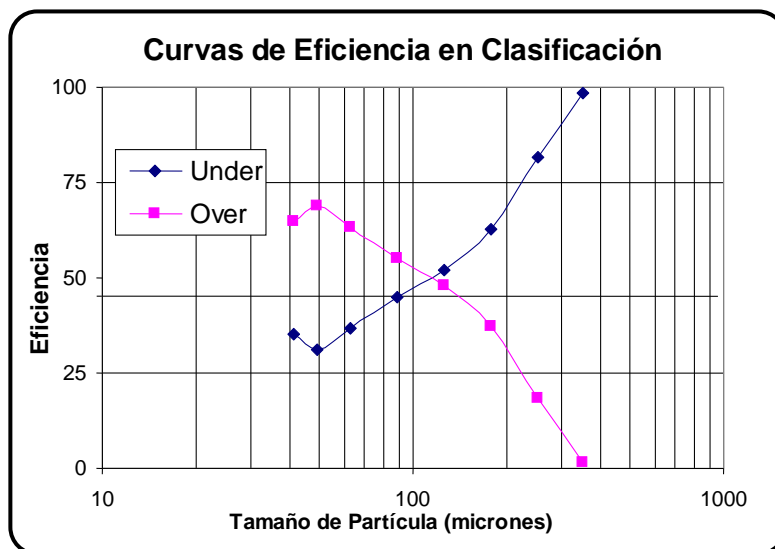


Gráfico N° 2. Curva de Tromp Molino # 6 (con hidrociclón)

Comentarios:

- **Carga Circulante = 204 %**
- **Eficiencia de clasificación:**

Eficiencia de Finos: 67.00%

Eficiencia de Gruesos: 83.06%

Eficiencia Total: 55.65 %

### 3.10.2 Análisis de la operación con Zarandas de Alta Frecuencia

Reemplazado el hidrociclón por una Zaranda de Alta Frecuencia, se obtuvo como resultado, la disminución de la carga circulante de **204% a 96%**, la eficiencia se incrementó de 55% a 85% y el tonelaje de tratamiento se incrementó en 15%. Ver Fig. N° 3.8.

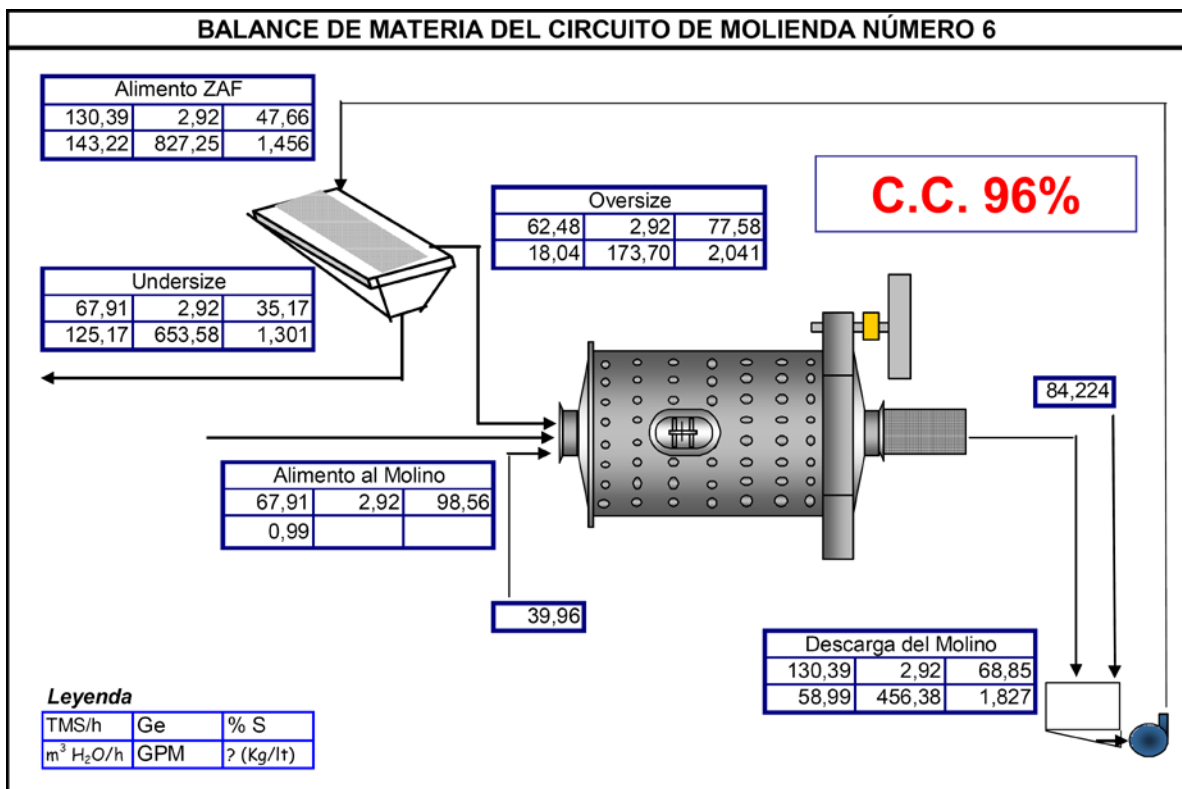


Fig. N° 3.8 Balance con ZAF Molino # 6

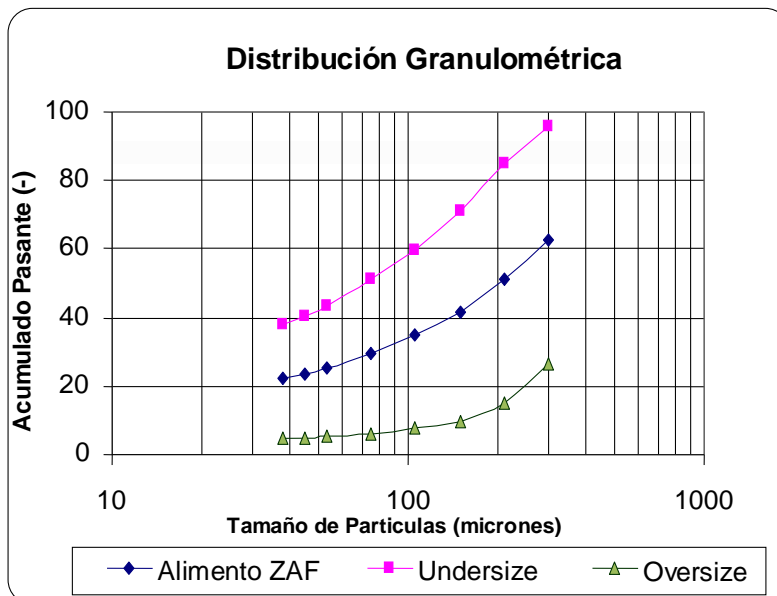


Grafico N° 3. Análisis granulométrico Molino # 6 (con ZAF)

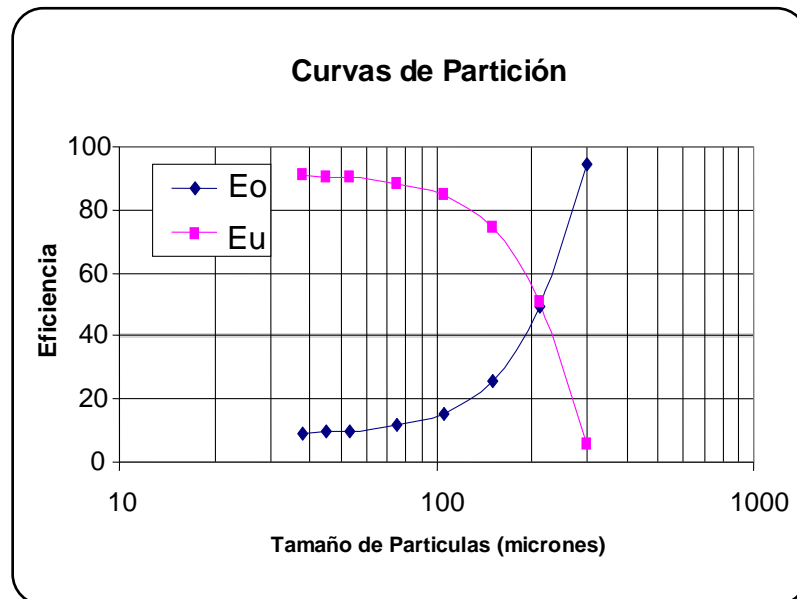


Grafico N° 4. Curva de Tromp Molino # 6 (con ZAF)

Comentarios:

- **Carga Circulante: 96 %**
- **Eficiencia de Clasificación:**

Eficiencia de Finos: 79.76 %

Eficiencia de Gruesos: 94.16 %

Eficiencia Total: 85.15 %



A partir de estos resultados podemos concluir en la siguiente tabla:

Tabla N° 3.2. Comparación Hidrociclón - Zaranda

<b>Parametros operacionales</b>	<b>Hidrociclón</b>	<b>Zaranda</b>
Carga Circulante	204%	96%
Eficiencia de Clasificación	55.65 %	85%
Tratamiento TMS/hr	59	68
Control Granulométrico	Variable	Eficiente

En las siguientes tablas podemos observar una comparación de los análisis granulométricos de la muestra obtenida de los productos tanto de los ciclones así como de las zarandas de alta frecuencia, de donde podemos concluir el mayor porcentaje de gruesos contenido en el oversize de las ZAF en comparación al undersize de los hidrociclones, lo que ratifica su eficiencia en la clasificación (gráfico N° 5).

Podemos observar en el siguiente gráfico la similitud de las gráficas de finos producidos por ambos equipos (gráfico N° 6).

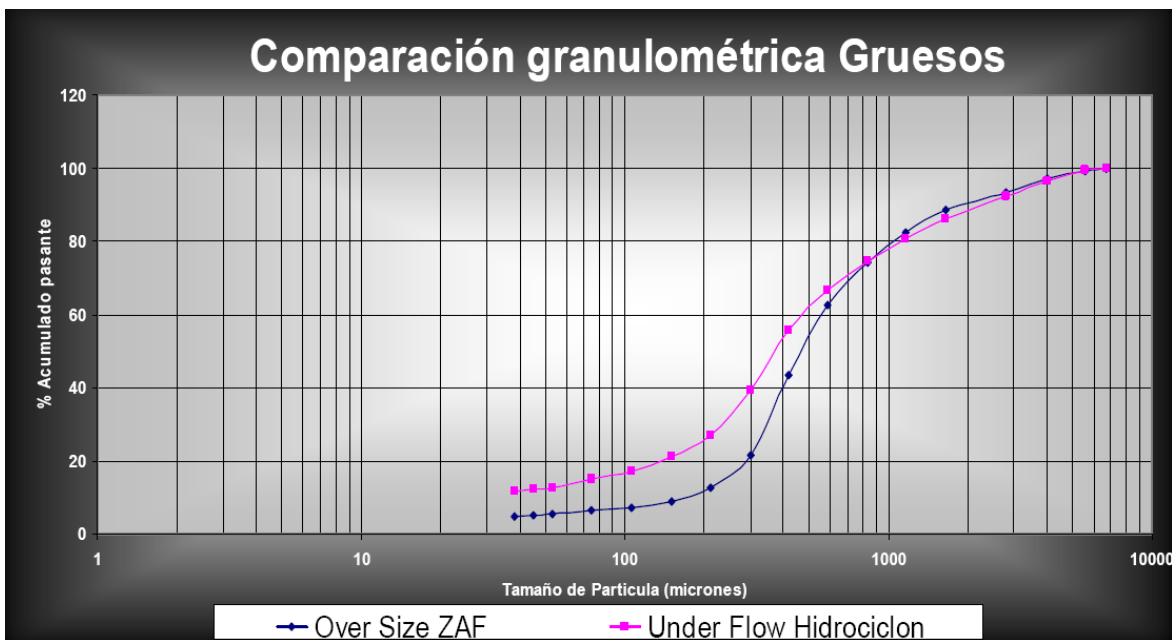


Gráfico N° 5. Análisis Granulométrico Gruesos Hidrociclón – Zaranda

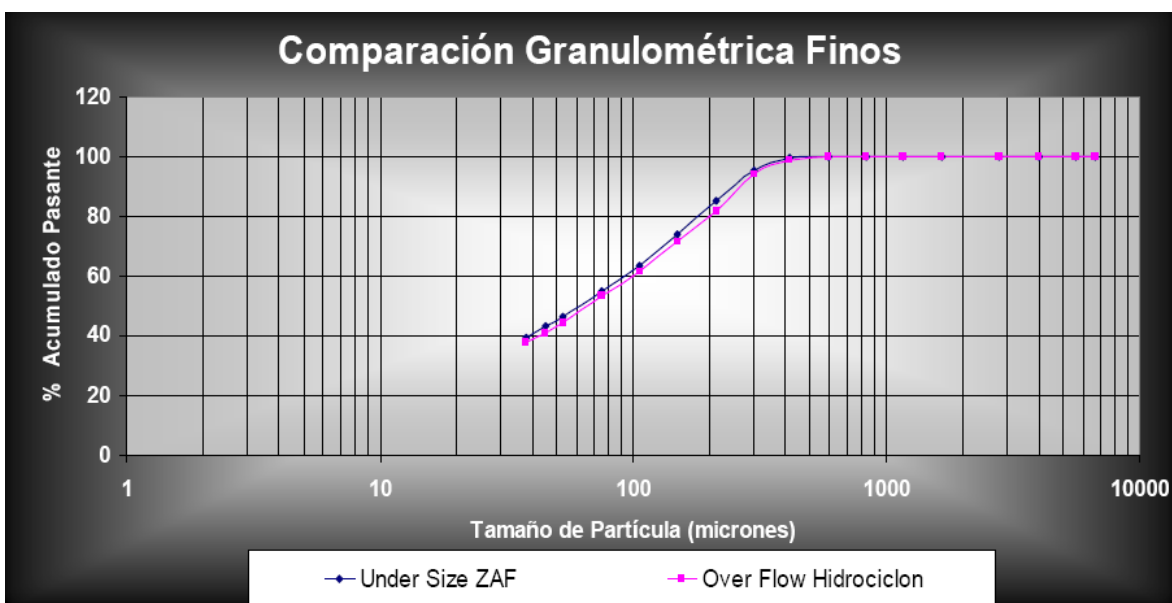


Gráfico N° 6. Análisis Granulométricos Finos Hidrociclón - Zaranda

### 3.10.3 Evaluaciones en el Molino # 6 con las ZAF

Se realizaron diversas pruebas en el circuito del molino # 6, con la finalidad de establecer los nuevos parámetros de operación, donde la

principal variable era el tratamiento del molino, a continuación se muestran los resultados obtenidos de dichas pruebas:

**i. Prueba # 1**

Se alimentó 60 TMH/hr.

Tabla N° 3.3. Molino # 6 con alimentación de 60 TMH/hr

<b>Clasificación ZAF</b>			
<b>Variables</b>	<b>Símbolo</b>	<b>Valores</b>	<b>Unidades</b>
<b>Distribución</b>	<b>Feed</b>	100	%
	<b>Undersize</b>	60.97	%
	<b>Oversize</b>	39.03	%
<b>% Ac (-) malla 200</b>	<b>Feed</b>	44.22	%
	<b>Undersize</b>	62.78	%
	<b>Oversize</b>	15.22	%
<b>Tamaño de corte</b>	<b>D50</b>	<b>222</b>	micrones
<b>% Ac (-) D50</b>	<b>Feed</b>	65.73	%
	<b>Undersize</b>	90.17	%
	<b>Oversize</b>	27.44	%
<b>Carga Circulante</b>	<b>Cc</b>	61.003	%
<b>Abertura de malla</b>		0.3	mm
<b>Ef de finos</b>	<b>Ef</b>	77.406	%
<b>Ef de gruesos</b>	<b>Eg</b>	99.484	%
<b>Ef Total</b>	<b>Et</b>	82.123	%

Tabla 3.4. Análisis Granulométrico Molino # 6 con alimentación de 60 TMH/hr.

**TRATAMIENTO 60 TM/hr**

Malla	Abertura	Tamaño	Alimento al circuito			Descarga del Molino			Under Size			Over Size		
			%P	Ac (+)	Ac (-)	%P	Ac (+)	Ac (-)	%P	Ac (+)	Ac (-)	%P	Ac (+)	Ac (-)
3	6700	0	3.36	3.36	96.64	0.00	0.00	100.00	0.00	0.00	100.00	0.00	0.00	100.00
3.5	5600	6150	7.45	10.81	89.19	0.00	0.00	100.00	0.00	0.00	100.00	0.00	0.00	100.00
5	4000	4800	15.59	26.40	73.60	0.00	0.00	100.00	0.00	0.00	100.00	0.00	0.00	100.00
7	2800	3400	15.36	41.76	58.24	1.57	1.57	98.43	0.00	0.00	100.00	0.00	0.00	100.00
10	1651	2226	15.85	57.61	42.39	0.48	2.05	97.95	0.00	0.00	100.00	1.41	1.41	98.59
14	1168	1410	8.48	66.09	33.91	1.09	3.14	96.86	0.00	0.00	100.00	2.04	3.45	96.55
20	833	1001	5.54	71.63	28.37	1.47	4.61	95.39	0.00	0.00	100.00	4.78	8.23	91.77
28	589	711	4.09	75.72	24.28	2.43	7.04	92.96	0.00	0.00	100.00	8.31	16.54	83.46
35	417	503	3.21	78.93	21.07	3.40	10.44	89.56	0.03	0.03	99.97	12.77	29.31	70.69
50	300	359	3.42	82.35	17.65	9.94	20.38	79.62	0.75	0.78	99.22	25.55	54.86	45.14
70	212	256	2.18	84.53	15.47	9.54	29.92	70.08	5.44	6.22	93.78	14.54	69.40	30.60
100	150	181	1.97	86.50	13.50	10.05	39.97	60.03	10.36	16.58	83.42	8.37	77.77	22.23
140	106	128	1.67	88.17	11.83	8.66	48.63	51.37	11.07	27.65	72.35	4.44	82.21	17.79
200	75	91	1.39	89.56	10.44	6.98	55.61	44.39	9.68	37.33	<b>62.67</b>	2.65	84.86	<b>15.14</b>
270	53	64	1.43	90.99	9.01	6.59	62.20	37.80	9.45	46.78	53.22	2.18	87.04	12.96
325	45	49	0.61	91.60	8.40	2.56	64.76	35.24	3.55	50.33	49.67	0.80	87.84	12.16
400	38	42	0.79	92.39	7.61	3.65	68.41	31.59	4.97	55.30	44.70	1.06	88.90	11.10
-400	0	19	7.61	100.00	0.00	31.59	100.00	0.00	44.70	100.00	0.00	11.10	100.00	0.00
Total	0	0	100.00			100.00			100.00			100.00		

ii. **Prueba # 2:**

Se alimentó 67 TMH/hr.

Tabla N° 3.5. Molino # 6 con alimentación de 67 TMH/hr.

<b>Clasificación ZAF</b>			
<b>Variables</b>	<b>Símbolo</b>	<b>Valores</b>	<b>Unidades</b>
<b>Distribución</b>	<b>Feed</b>	100	%
	<b>Undersize</b>	59.88	%
	<b>Oversize</b>	40.12	%
<b>% Ac (-) malla 200</b>	<b>Feed</b>	40.76	%
	<b>Undersize</b>	59.84	%
	<b>Oversize</b>	12.28	%
<b>Tamaño de corte</b>	<b>D50</b>	<b>235</b>	micrones
<b>% Ac (-) D50</b>	<b>Feed</b>	63.03	%
	<b>Undersize</b>	89.01	%
	<b>Oversize</b>	24.18	%
<b>Carga Circulante</b>	<b>Cc</b>	66.997	%
<b>Abertura de malla</b>		0.3	mm
<b>Ef de finos</b>	<b>Ef</b>	78.703	%
<b>Ef de gruesos</b>	<b>Eg</b>	96.549	%
<b>Ef Total</b>	<b>Et</b>	83.167	%

Tabla 3.6. Análisis Granulométrico del Molino # 6 con alimentación de 67 TMH/hr.

**TRATAMIENTO 67 TM/hr**

Malla	Abertura	Tamaño	Alimento al circuito			Descarga del Molino			Under Size			Over Size		
			%P	Ac (+)	Ac (-)	%P	Ac (+)	Ac (-)	%P	Ac (+)	Ac (-)	%P	Ac (+)	Ac (-)
3	6700	0	4.69	4.69	95.31	0.00	0.00	100.00	0.00	0.00	100.00	0.00	0.00	100.00
3.5	5600	6150	8.63	13.32	86.68	0.00	0.00	100.00	0.00	0.00	100.00	0.00	0.00	100.00
5	4000	4800	16.41	29.73	70.27	0.00	0.00	100.00	0.00	0.00	100.00	0.00	0.00	100.00
7	2800	3400	15.26	44.99	55.01	1.53	1.53	98.47	0.00	0.00	100.00	4.98	4.98	95.02
10	1651	2226	13.93	58.92	41.08	1.08	2.61	97.39	0.00	0.00	100.00	2.48	7.46	92.54
14	1168	1410	8.71	67.63	32.37	1.65	4.26	95.74	0.00	0.00	100.00	4.08	11.54	88.46
20	833	1001	5.39	73.02	26.98	1.99	6.25	93.75	0.00	0.00	100.00	5.06	16.60	83.40
28	589	711	3.87	76.89	23.11	3.14	9.39	90.61	0.00	0.00	100.00	7.59	24.19	75.81
35	417	503	2.84	79.73	20.27	4.66	14.05	85.95	0.03	0.03	99.97	11.52	35.71	64.29
50	300	359	3.33	83.06	16.94	11.46	25.51	74.49	1.12	1.15	98.85	24.29	60.00	40.00
70	212	256	2.04	85.10	14.90	9.67	35.18	64.82	7.04	8.19	91.81	13.83	73.83	26.17
100	150	181	1.75	86.85	13.15	9.79	44.97	55.03	11.67	19.86	80.14	7.68	81.51	18.49
140	106	128	1.49	88.34	11.66	8.07	53.04	46.96	11.28	31.14	68.86	3.92	85.43	14.57
200	75	91	1.24	89.58	10.42	6.26	59.30	40.70	8.99	40.13	<b>59.87</b>	2.27	87.70	<b>12.30</b>
270	53	64	1.28	90.86	9.14	5.91	65.21	34.79	8.58	48.71	51.29	1.76	89.46	10.54
325	45	49	0.52	91.38	8.62	2.18	67.39	32.61	3.21	51.92	48.08	0.56	90.02	9.98
400	38	42	0.73	92.11	7.89	3.01	70.40	29.60	4.78	56.70	43.30	0.85	90.87	9.13
-400	0	19	7.89	100.00	0.00	29.60	100.00	0.00	43.30	100.00	0.00	9.13	100.00	0.00
Total	0	0	100.00			100.00			100.00			100.00		

iii. **Prueba # 3:**

Se alimentó 75 TMH/hr.

Tabla N° 3.7. Molino # 6 con alimentación de 75 TMH/hr.

<b>Clasificación ZAF</b>			
<b>Variables</b>	<b>Símbolo</b>	<b>Valores</b>	<b>Unidades</b>
<b>Distribución</b>	<b>Feed</b>	100	%
	<b>Undersize</b>	45.6	%
	<b>Oversize</b>	54.4	%
<b>% Ac (-)</b>	<b>Feed</b>	32.91	%
	<b>Undersize</b>	57.89	%
	<b>Oversize</b>	11.97	%
<b>Tamaño de corte</b>	<b>D50</b>	<b>224</b>	micrones
<b>% Ac (-) D50</b>	<b>Feed</b>	50.01	%
	<b>Undersize</b>	85.37	%
	<b>Oversize</b>	20.33	%
<b>Carga Circulante</b>	<b>Cc</b>	119.302	%
<b>Abertura de malla</b>		0.3	mm
<b>Ef de finos</b>	<b>Ef</b>	71.496	%
<b>Ef de gruesos</b>	<b>Eg</b>	97.951	%
<b>Ef Total</b>	<b>Et</b>	81.337	%

Tabla 3.8. Análisis Granulométrico del Molino # 6 con alimentación de 75 TMH/hr.

**TRATAMIENTO 75 TM/hr**

Malla	Abertura	Tamaño	Alimento al circuito			Descarga del Molino			Under Size			Over Size		
			%P	Ac (+)	Ac (-)	%P	Ac (+)	Ac (-)	%P	Ac (+)	Ac (-)	%P	Ac (+)	Ac (-)
3	6700	0	4.10	4.10	95.90	0.00	0.00	100.00	0.00	0.00	100.00	0.00	0.00	100.00
3.5	5600	6150	10.78	14.88	85.12	0.00	0.00	100.00	0.00	0.00	100.00	0.00	0.00	100.00
5	4000	4800	19.67	34.55	65.45	0.00	0.00	100.00	0.00	0.00	100.00	0.00	0.00	100.00
7	2800	3400	15.02	49.57	50.43	3.81	3.81	96.19	0.00	0.00	100.00	4.98	4.98	95.02
10	1651	2226	13.56	63.13	36.87	2.71	6.52	93.48	0.00	0.00	100.00	3.50	8.48	91.52
14	1168	1410	7.97	71.10	28.90	2.98	9.50	90.50	0.00	0.00	100.00	5.54	14.02	85.98
20	833	1001	4.81	75.91	24.09	3.67	13.17	86.83	0.00	0.00	100.00	7.22	21.24	78.76
28	589	711	3.37	79.28	20.72	4.64	17.81	82.19	0.00	0.00	100.00	9.53	30.77	69.23
35	417	503	2.29	81.57	18.43	5.86	23.67	76.33	0.03	0.03	99.97	13.21	43.98	56.02
50	300	359	2.91	84.48	15.52	13.69	37.36	62.64	1.61	1.64	98.36	23.07	67.05	32.95
70	212	256	1.76	86.24	13.76	9.80	47.16	52.84	8.51	10.15	89.85	10.28	77.33	22.67
100	150	181	1.52	87.76	12.24	8.70	55.86	44.14	12.17	22.32	77.68	5.81	83.14	16.86
140	106	128	1.30	89.06	10.94	6.54	62.40	37.60	10.96	33.28	66.72	3.04	86.18	13.82
200	75	91	1.13	90.19	9.81	4.82	67.22	32.78	8.78	42.06	<b>57.94</b>	1.78	87.96	<b>12.04</b>
270	53	64	1.22	91.41	8.59	4.42	71.64	28.36	8.24	50.30	49.70	1.46	89.42	10.58
325	45	49	0.49	91.90	8.10	1.59	73.23	26.77	2.67	52.97	47.03	0.51	89.93	10.07
400	38	42	0.71	92.61	7.39	2.26	75.49	24.51	4.44	57.41	42.59	0.71	90.64	9.36
-400	0	19	7.39	100.00	0.00	24.51	100.00	0.00	42.59	100.00	0.00	9.36	100.00	0.00
Total	0	0	100.00			100.00			100.00			100.00		



De las tablas podemos concluir:

- El molino puede lograr un tratamiento de 75 TM/hr con una carga circulante de 119 %, esto significaría un 22.6 % de incremento en el tratamiento del molino.

#### **3.10.4 Observaciones**

##### **a. Variación de la granulometría**

El análisis granulométrico de los productos de molienda entre la clasificación con hidrociclones y la clasificación con ZAF nos permite observar la disminución de finos en el producto de las ZAF (undersize) que se encuentra en 51.04 % malla -200 y 38.13 % malla -400., mientras que el porcentaje de finos en el producto de los hidrociclones era de 58% malla -200 y 43.97% malla -400, lo cual influye en el incremento de la carga circulante del circuito de flotación al tener un incremento en el porcentaje de medios que van a la remolienda, haciendo necesaria un incremento de capacidad en esta etapa. (Ver tabla 3.9)

Tabla N° 3.9. Análisis Granulométrico Comparativo de Finos

		Hidrociclones		Zaranda	
		Overflow		Undersize	
Malla	Micrones	Ac (+)	Ac (-)	Ac (+)	Ac (-)
50	300	1.69	98.31	4.20	95.80
70	212	8.75	91.25	15.14	84.86
100	150	21.54	78.46	28.97	71.03
140	106	32.98	67.02	40.27	59.73
<b>200</b>	<b>75</b>	<b>41.60</b>	<b>58.40</b>	<b>48.96</b>	<b>51.04</b>
270	53	49.99	50.01	56.57	43.43
325	45	53.76	46.24	59.77	40.23
<b>400</b>	<b>38</b>	<b>56.03</b>	<b>43.97</b>	<b>61.87</b>	<b>38.13</b>
-400		100.02		100.00	

### b. Comparaciones operativas

De acuerdo con los datos mostrados la etapa de clasificación con hidrociclones se mostraba una baja eficiencia de operación en comparación con los resultados obtenidos con las zarandas de alta frecuencia.

Al observar el balance de materiales de los ciclones en el molino # 6 se muestra una elevada carga circulante (figura 3.8).

Se muestra las curvas de rendimiento para cada caso, donde se observa que a pesar de que los hidrociclones arrojan un menor punto de

corte ( $d_{50} = 146\mu$ ) en comparación con las zarandas de alta frecuencia, su índice de separación es mucho menor. Podemos entonces dar las siguientes observaciones:

- El rendimiento operativo de los ciclones es por lo general aceptable, pero existen casos que la falta de una clasificación adecuada incrementa la presencia de finos en el underflow del ciclón (carga circulante), lo que conduce a problemas de recuperación y exceso de molienda, produciendo materiales ultra finos, dichas partículas constituyen minerales valiosos de gravedad específica alta que tienden a dirigirse al underflow del ciclón donde serán sobre-molidos. También sucede muchas veces que hay presencia de material grueso en el overflow del ciclón lo que afecta seriamente a la etapa de flotación en la recuperación del mineral valioso, la eficiencia de clasificación de los ciclones oscila entre 45 % y 60 %.
- Si observamos los análisis de mallas de los underflow de los ciclones observamos que un promedio de 12.7% en peso -200 mallas (ver tabla N° 3.10) que debería pasar directamente al circuito de flotación, pasa a ser remolidos, incrementando la carga circulante y posteriormente perjudicando a la flotación, comparado con un 5.34 % de malla -200 producido por las zarandas de alta frecuencia.

Tabla N° 3.10. Análisis Granulométrico Comparativo de Gruesos

		Over Size (gruesos) ZAF			Under Flow del Hidrociclón		
Malla	Aberturas	% f (x)	% G (x)	% F (x)	% f (x)	% G (x)	% F (x)
3	6700	0.27	0.27	99.73	0.2	0.20	99.8
3.5	5600	0.52	0.79	99.21	0.42	0.62	99.38
5	4000	1.41	2.20	97.80	2.96	3.58	96.42
7	2800	2.26	4.46	95.54	4.22	7.80	92.20
10	1651	4.07	8.53	91.47	6.01	13.81	86.19
14	1168	5.25	13.78	86.22	5.43	19.24	80.76
20	838	6.99	20.77	79.23	6.23	25.47	74.53
28	589	11.00	31.77	68.23	7.80	33.27	66.73
35	417	18.09	49.86	50.14	10.94	44.21	55.79
50	300	23.67	73.53	26.47	16.62	60.83	39.17
70	212	11.64	85.17	14.83	12.27	73.10	26.90
100	150	5.23	90.40	9.60	5.62	78.72	21.28
140	106	2.23	92.63	7.37	4.15	82.87	17.13
200	75	1.21	93.84	6.16	2.13	85.00	15.00
270	53	0.84	94.68	5.32	2.30	87.30	<b>12.70</b>
325	45	0.37	95.05	4.95	0.59	87.89	12.11
400	38	0.21	95.26	4.74	0.38	88.27	11.73
-400	0	4.74	100.00	0.00	11.73	100.00	0.00
<b>Total</b>		100.00			100.00		

- El desplazamiento de finos al underflow así como de gruesos al overflow (rebose) en el uso de ciclones en la clasificación de los circuitos de molienda, afecta directamente en los siguientes aspectos:
  - Incremento la carga circulante.
  - Disminución del tratamiento de los molinos.
  - Producen sobre molienda de los finos (lamas).
  - Repercuten en las recuperaciones, leyes metalúrgicas.
  - Aumentan el consumo de reactivos (control de lamas).
  - Hay material grueso no liberado que se desplaza al overflow.
  - El material no liberado incrementa la recirculación de medios.
  - El material no liberado finalmente se pierde al relave, disminuye la recuperación.
  - El material sobre molido (lamas) no sedimenta fácilmente en los espesadores.
  - El filtrado del material sobre molido no es eficiente incrementando la humedad.
  
- Los hidrociclones dependen de muchos parámetros para poder mejorar su eficiencia de clasificación, tales como:
  - Diámetro del hidrociclón.
  - Área de ingreso
  - Diámetro del vortex
  - Ángulo del cono

- % de sólidos en peso.
  - Caída de presión: Disminución del diámetro del impulsor de la bomba (equipo que transporta la pulpa, de la presión), luz de separación entre el impulsor, la pared de la caja bomba.
  - Otros: Viscosidad, temperatura, forma, tamaño de las partículas.
- Las Zarandas de Alta Frecuencia en comparación dependen de
    - La abertura de la malla del tamaño de corte.
    - La densidad de alimentación.
    - Velocidad de la zaranda.
    - Tonelaje de tratamiento
    - Velocidad de la bomba del molino.
  - Con las Zarandas de Alta Frecuencia se reduce la carga circulante así como disminuye drásticamente la presencia de finos en el oversize y de gruesos en el undersize, la eficiencia de clasificación se incrementa hasta 85 %

### **CAPITULO III**

#### **INFLUENCIA DE LAS ZARANDAS DE ALTA FRECUENCIA EN LAS OPERACIONES DE LA CONCENTRADORA**

##### **4.1. Circuito de Chancado**

El circuito de chancado sufrió un cambio en la granulometría de su producto final, de un producto fino anterior de 75.38 % (-4mm) se ha incrementado el tamaño de corte de las zarandas, reemplazando las mallas inferiores que tenían un diámetro de abertura de 5mm por mallas con 6 y 7 mm de diámetro de abertura, obteniéndose un producto final con 71.71 % (-4mm), esto con el objetivo de incrementar la capacidad de producción del circuito de chancado y poder abastecer la nueva necesidad de los molinos.

Este cambio fue determinado calculando el punto de equilibrio de capacidad entre el circuito de chancado y el circuito de molienda. (Ver gráfico 7).

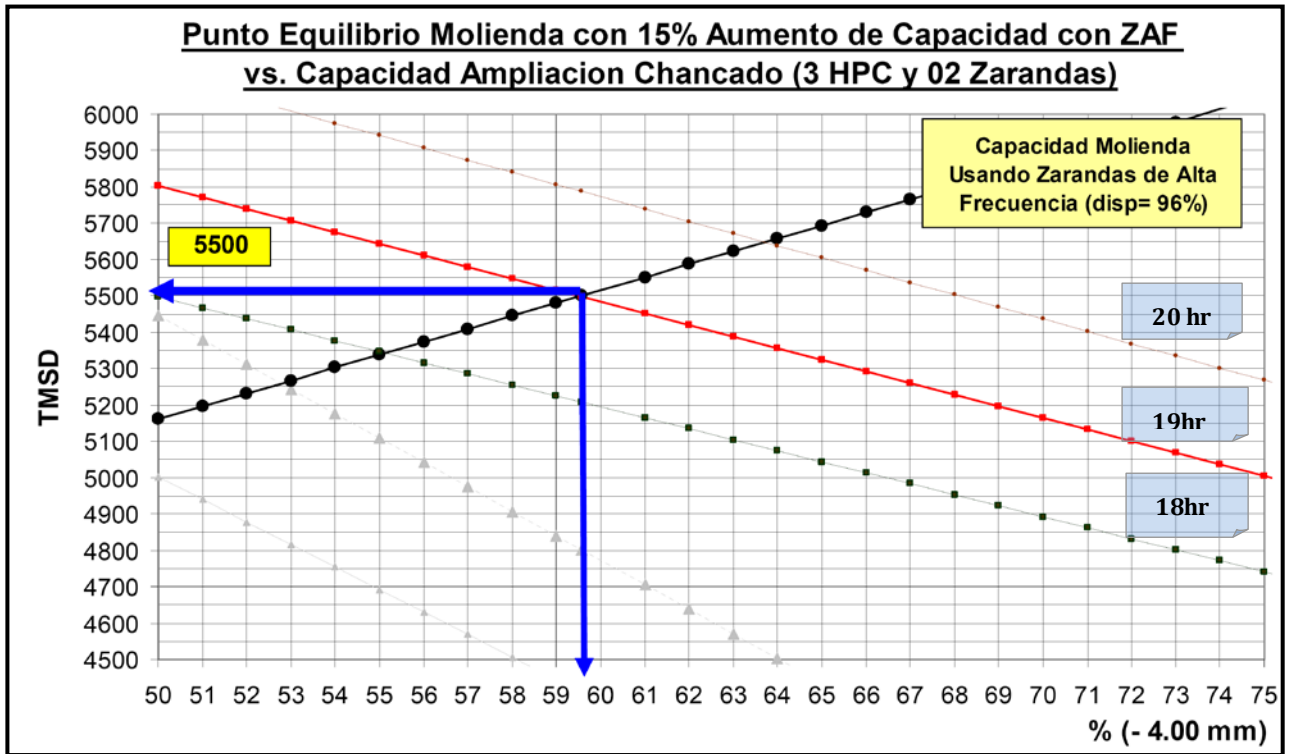


Gráfico N° 7. Punto de Equilibrio Molienda VS. Capacidad de Chancado

#### 4.2. Circuito de Molienda

El circuito de molienda tuvo un incremento en el tratamiento, luego del reemplazo de los hidrociclones por las ZAF, según la tabla siguiente.



Tabla N° 4.1 Parámetros Operativos Molienda Circuito Antiguo

<b>Molinos</b>	<b>Tratamiento</b>	<b>Carga Circulante</b>	<b>Malla de Corte</b>	<b>Tratamiento con las ZAF</b>
<b>Molino 2</b>	11.64			
<b>Molino 3</b>	18.48			
<b>Molino 4</b>	25.98			
<b>Molinos 2, 3 y 4</b>	56.10	0.94	0.30	108.83
<b>Molino 5</b>	50.88	1.26	0.30	114.99
<b>Molino 6</b>	68.90	0.92	0.30	132.29
<b>Molino 7</b>	75.50	0.96	0.30	147.98
<b>Trat. TMS/hr</b>	<b>251.38</b>			
<b>Trat. TMSD</b>	<b>6033</b>			
<b>Trat. (96% disp.)</b>	<b>5792</b>			

Tabla N° 4.2. Parámetros Operativos Molienda Circuito Actual

<b>Molinos</b>	<b>Tratamiento</b>	<b>Carga Circulante</b>	<b>Malla de Corte</b>	<b>Tratamiento con las ZAF</b>
<b>Molino 2</b>	11.95			
<b>Molino 3</b>	19.03			
<b>Molino 4</b>	26.76			
<b>Molinos 2, 3 y 4</b>	57.74	0.94	0.30	112.02
<b>Molino 5</b>	52.30	1.26	0.30	118.20
<b>Molino 6</b>	70.73	0.92	0.30	135.80
<b>Molino 7</b>	79.66	0.96	0.30	156.13
<b>Trat. TMS/hr</b>	<b>260.43</b>			
<b>Trat. TMSD</b>	<b>6250</b>			
<b>Trat. (96% disp.)</b>	<b>6000</b>			

#### 4.2.1. Granulometría

El análisis granulométrico de los productos de molienda entre la clasificación con hidrociclones y con las Zarandas de Alta Frecuencia nos permite observar, el d50 obtenido a partir de la operación de los hidrociclones es de 146 micrones, mientras que utilizando las ZAF este se incrementa hasta 205 micrones, así mismo la carga circulante que se obtenía con los hidrociclones es de 2.47 (247 %), operando con las ZAF esta disminuye hasta valores de 0.92 (92 %), la que se tradujo en incremento en el tratamiento.

Tabla N° 4.3. Análisis Granulométrico Comparativo Finos

		Under Size (finos) ZAF			Over Flow del Hidrociclón		
Malla	Aberturas	% f (x)	% G (x)	% F (x) ZAF	% f (x)	% G (x)	% F (x) H
20	838	0.00	0.00	100.00	0.13	0.13	99.87
28	589	0.00	0.00	100.00	0.09	0.22	99.78
35	417	0.00	0.00	100.00	0.72	0.94	99.06
50	300	4.20	4.20	95.80	4.66	5.60	94.40
70	212	10.93	15.13	84.87	12.47	18.07	81.93
100	150	13.81	28.94	71.06	10.49	28.56	71.44
140	106	11.00	39.94	60.06	10.38	38.94	61.06
200	75	8.71	48.65	51.35	8.03	46.97	53.03
270	53	7.91	56.56	43.44	8.99	55.96	44.04
325	45	3.60	60.16	39.84	3.42	59.38	40.62
400	38	3.17	63.33	36.67	2.02	61.40	38.60
-400	0	36.67	100.00	0.00	38.60	100.00	0.00
<b>Total</b>		100.00			100.00		

Tabla N° 4.4. Análisis Granulométrico Comparativo Gruesos

		Over Size (gruesos) ZAF			Under Flow del Hidrociclón		
Malla	Aberturas	% f (x)	% G (x)	% F (x) ZAF	% f (x)	% G (x)	% F (x) H
3	6700	0.27	0.27	99.73	0.2	0.20	99.8
3.5	5600	0.52	0.79	99.21	0.42	0.62	99.38
5	4000	1.41	2.20	97.80	2.96	3.58	96.42
7	2800	2.26	4.46	95.54	4.22	7.80	92.20
10	1651	4.07	8.53	91.47	6.01	13.81	86.19
14	1168	5.25	13.78	86.22	5.43	19.24	80.76
20	838	6.99	20.77	79.23	6.23	25.47	74.53
28	589	11.00	31.77	68.23	7.80	33.27	66.73
35	417	18.09	49.86	50.14	10.94	44.21	55.79
50	300	23.67	73.53	26.47	16.62	60.83	39.17
70	212	11.64	85.17	14.83	12.27	73.10	26.90
100	150	5.23	90.40	9.60	5.62	78.72	21.28
140	106	2.23	92.63	7.37	4.15	82.87	17.13
200	75	1.21	93.84	6.16	2.13	85.00	15.00
270	53	0.84	94.68	5.32	2.30	87.30	12.70
325	45	0.37	95.05	4.95	0.59	87.89	12.11
400	38	0.21	95.26	4.74	0.38	88.27	11.73
-400	0	4.74	100.00	0.00	11.73	100.00	0.00
<b>Total</b>		100.00			100.00		

### 4.3. Circuito de Flotación

En el circuito de flotación se observó que el grado de concentrado de cobre son menores cuando se trabaja con Zarandas de Alta Frecuencia, de un promedio de 26.5 % de Cu que se obtenía operando con hidrociclones se disminuyó hasta un grado de concentrado de 25.41 % de Cu en promedio, esto debido a que el producto obtenido en las ZAF tiene menor cantidad de partículas finas menores a la malla 400M, analizando las muestras en el microscopio se observa mayor presencia de partículas mixtas, estos debido a que nuestro mineral de cobre esta diseminado.

Se observa que en la operación con los hidrociclones la recuperación mayor del cobre se ubica en las partículas menores a las mallas 325 m, con la operación de las Zarandas de Alta Frecuencia la recuperación del cobre se ubica desde las partículas intermedias malla 140m, lo que indica que se debe mejorar el grado de remolienda a fin de recuperar el grado de concentrado según los objetivos.

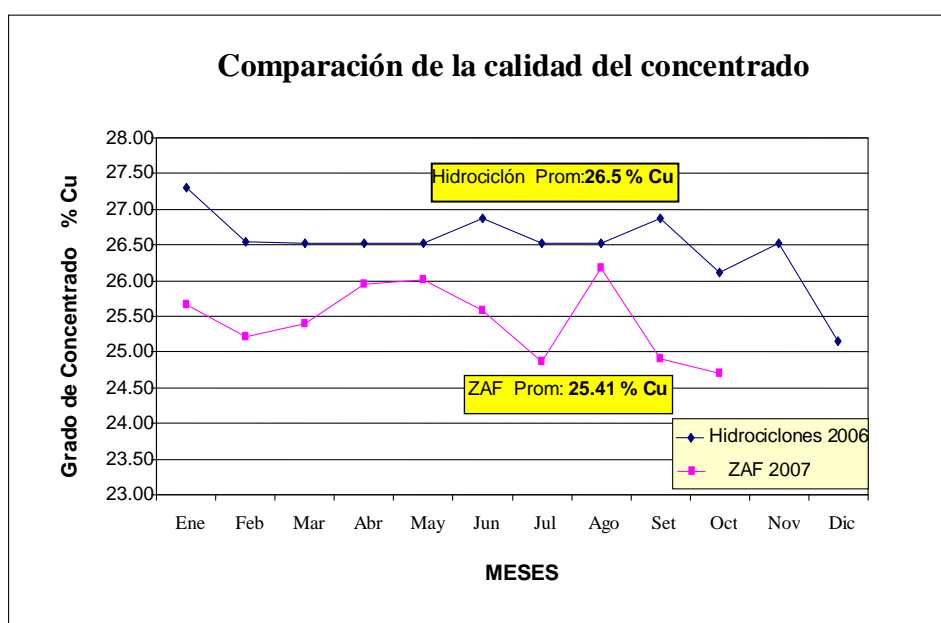


Gráfico N° 8. Comparación grado de concentrado

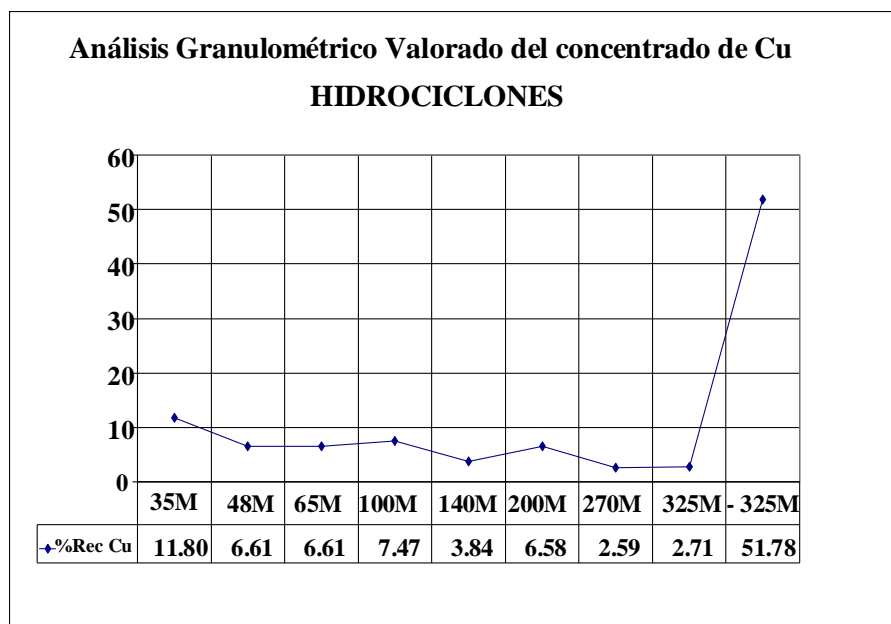


Gráfico N° 9. Análisis Granulométrico Valorado Concentrado de Cu

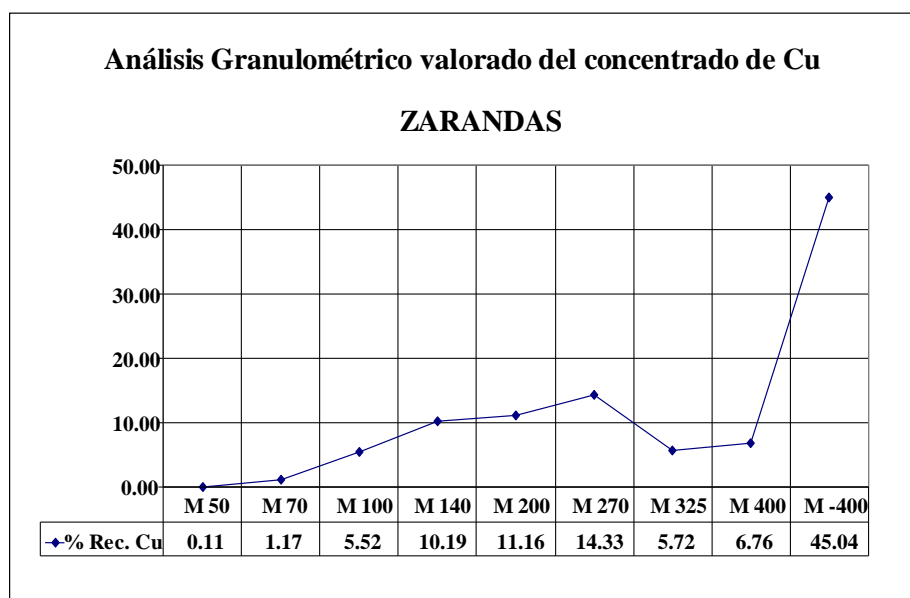


Gráfico N° 10. Análisis granulométrico valorado del concentrado con ZAF

La humedad del concentrado producido ha tenido también una ligera disminución del 0.5 % en promedio debido al promedio obtenido en el año 2006.

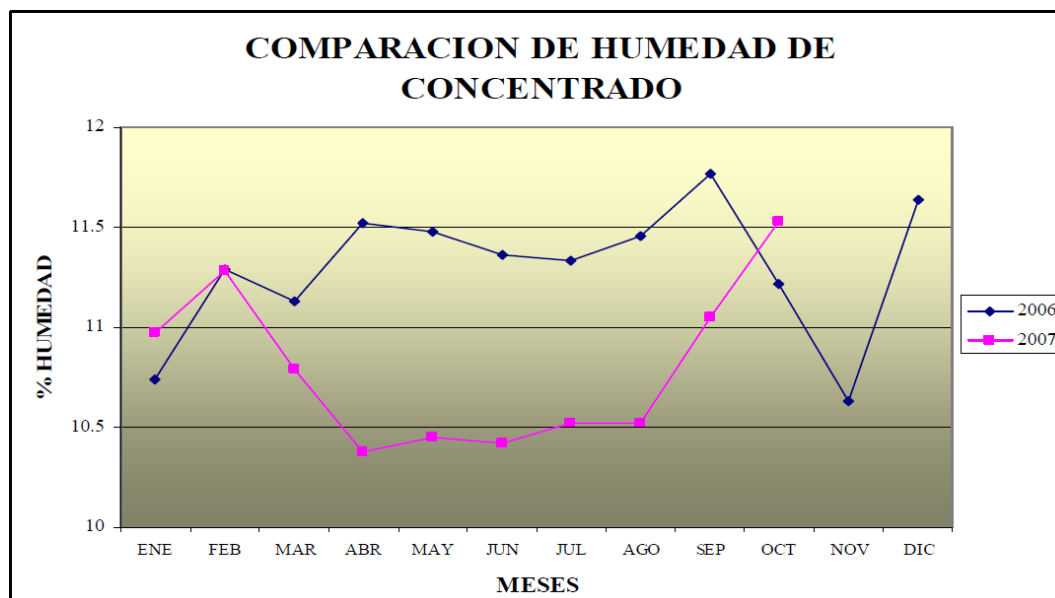


Gráfico N° 11. Humedad del concentrado

#### 4.4. Circuito de Remolienda

El tamaño de la partícula juega un papel importante en una operación de concentración de minerales por flotación diferencial. Un tamaño no adecuado y en concentraciones relativamente altas puede llegar a afectar las recuperaciones y grados de los concentrados.

Se han demostrado que la presencia de cantidades considerables de partículas finas o de lamas en el alimento al circuito de flotación, generalmente va a deteriorar la flotación de las partículas gruesas; esto por varias razones, una de ellas el exceso de colector absorbido por las partículas finas debido a su mayor área superficial

específica, y una posible adsorción de estos finos sobre las partículas gruesas de mineral.

Frente a este problema se plantea disminuir la alta carga circulante que hay en el circuito de molienda al utilizar hidrociclones, que ocasionan la sobre molienda de los minerales valiosos. Realizamos una reseña a la teoría de los efectos del tamaño de partícula.

#### **4.4.1. Efectos del tamaño de partículas**

El tamaño de partícula es relevante en un proceso de flotación de minerales. De acuerdo a la experiencia podemos aseverar que una sobre molienda de la especie mineralógica va a deteriorar seriamente su flotabilidad, porque la partícula requiere un tamaño adecuado para ser flotada.

Cuando se da una sobre molienda, la partícula puede no estar completamente liberada de las especies no valiosas, entonces la eficiencia de separación va a ser pobre, se puede conseguir bajos grados de concentrados o reducidas recuperaciones del elemento valioso, no solamente en la etapa de molienda se genera lamas, éstas pueden provenir directamente de la mina, en cuyo caso se denomina lamas primarias y especies mineralógicas contaminantes como son: los insolubles, pirita y otros al estado de lamas, estos últimos van a interferir en el proceso de flotación de las partículas valiosas de mayor tamaño ensuciando concentrados y bajando las recuperaciones.



#### **4.4.2. Problemática de los finos**

En general, una partícula a medida que se reduce su tamaño presenta dos características dominantes: aumenta su superficie específica y su masa se torna más pequeña. Estas dos características van a definir una serie de propiedades físicas y su comportamiento en la flotación. Seguidamente se hace una breve descripción de cada una de estas características.

#### **4.4.3. Masa pequeña**

Al reducir el tamaño de una partícula menor o igual a 10 micrones, ésta va a sufrir un cambio en algunas de sus propiedades y comportamiento en la flotación, como se ve a continuación.

##### **\* Baja probabilidad de colisión y velocidad de flotación lenta**

A medida que se reduce el tamaño de una partícula, se reduce también la probabilidad de colisión con una burbuja y esto afecta a la cinética de flotación. Existen numerosos ejemplos que muestran una disminución en la razón de flotación con una granulometría baja mallas 100 ó 200.

##### **\* Atrapamiento de Partículas Finas**

Durante el proceso de flotación, en el momento en que las burbujas cargadas con mineral ascienden a la superficie, los finos son atrapados en los espacios intersticiales de las burbujas y por lo tanto son arrastrados de una manera no selectiva hacia la superficie contaminando los concentrados.

**\*Dispersión o Floculación**

Todos los materiales en contacto con el agua llevan una carga superficial debido a reacciones electroquímicas en la superficie, sustituciones reticulares etc., y esta carga superficial junto con las contracciones necesarios para mantener la electro neutralidad, constituye lo que se llama la doble capa eléctrica. A medida que las partículas se vuelven coloidales en tamaño, las fuerzas intermoleculares de largo alcance y las de doble capa dominan y controlan las interacciones de las partículas en una suspensión. Si la doble capa es gruesa, fuerzas repelentes controlan el comportamiento y las partículas permanecerán dispersas en tanto que si se reducen o elimina la doble capa, entonces dominan las fuerzas de atracción y las partículas se coagularán o flocularán.

**\* Recubrimientos por Lamas**

Este otro problema muy frecuente que ocasionan los finos y está determinado por las fuerzas intermoleculares de largo alcance, similares a aquellas que determinan las interacciones entre una burbuja y una partícula.

Estos recubrimiento pueden ser perjudiciales para la flotación de varias maneras: si las partículas finas son los minerales valiosos y los gruesos la ganga pueden ensuciar los concentrados; por el contrario si las partículas finas son gangas y recubren a las partículas gruesas de mineral valioso, impedirán la adhesión de las burbujas de aire, decayendo considerablemente la recuperación del mineral valioso.

Por último, el recubrimiento de la burbuja por lamas previene el atrapamiento de las partículas flotables, afectando de este modo las recuperaciones.

#### **4.4.4. Superficie específica**

En el proceso de reducción de tamaño de una partícula se llega a afectar la estructura cristalina de la especie mineralógica al romper algunos enlaces existentes, creándose nuevas caras o superficies con puntos muy activos que van a definir nuevas características físico-químicas de la partícula. A continuación describimos algunas de ellas.

- **Alta Capacidad de Absorción**

Al incrementar la superficie específica la capacidad de absorción (mol de reactivo absorbido / cm<sup>2</sup>) se toma considerablemente grande con respecto a la masa que es muy pequeña. De tal manera que las partículas finas por unidad de peso consumen demasiado reactivo en cantidades mayores que las partículas gruesas. Quiere decir que en un acondicionamiento normal de finos y gruesos en conjunto, los finos van a absorber colector en mayor proporción que los gruesos, lo cual deriva en menores recuperaciones de las partículas gruesas, o en contaminación de los concentrados con partículas finas de ganga que flotan en mayor cantidad por tener mayor densidad de colector sobre su superficie, es decir existe una competencia desigual entre las partículas por la captación de colector.

- **Alta Energía Superficial**

Como se dijo anteriormente, en un proceso de reducción de tamaño de una partícula se genera mayor número de aristas y esquinas de las partículas finas de los minerales, lo cuál da una mayor energía superficial y de esta manera puede influenciar en varias formas sobre la flotación. Por ejemplo puede llegar a inducir al colector a absorberse no selectivamente sobre la superficie de los minerales promoviendo la flotación de minerales indeseados.

En el caso de minerales sulfurados, por mayor energía superficial específica, las partículas se pueden oxidar fácilmente, volviéndose no flotables para las condiciones de flotabilidad normal. Por la disminución de su tamaño y por presentar mayor área de contacto, al interactuar con algunos reactivos de flotación y por las condiciones del medio, las partículas finas pueden disolverse fácilmente, introduciendo iones al medio de flotación y afectando así la interacción colector-mineral. La concentración de iones provenientes de los finos puede ser suficiente para llegar a activar minerales no deseados o deprimir a los minerales valiosos.

- **Espumas muy Estables**

Una mayor concentración de las partículas en la interfase líquido-gas hace más estable a las espumas, originando problemas de manipulación del concentrado, esto obliga a utilizar mayor cantidad de agua en los canales

colectores de espuma con la consiguiente dilución de la pulpa. Cuando estas partículas son gangas van a ensuciar concentrados y a efectuar las recuperaciones.

#### **4.4.5. Acondicionamiento fraccionado**

Una gran cantidad de finos en el alimento a la flotación ocasiona un deterioro de la recuperación de las partículas gruesas porque los finos consumen un exceso de reactivo por su mayor área superficial, restándole reactivo a las partículas gruesas, también a una posible absorción de los finos sobre estas últimas.

#### **4.4.6. Evaluación circuito de Remolienda**

En la evaluación del circuito de remolienda de los medios de la Flotación conformado por Concentrado del circuito Scavenger y el relave del circuito Cleaner, se ha observado que clasificando con Hidrociclones, se tenía una carga circulante en el circuito de Flotación de 17.27% del total alimentado a la flotación, ahora clasificando con las Zarandas de Alta Frecuencia dicha carga circulante de medios se ha incrementado a 21.27%. Lo que indica que se requiere aumentar la capacidad del circuito de remolienda, ya que actualmente solo se remuele solo el 70% de medios en el Molino N° 1, siendo este uno de los factores que genera la disminución del grado de concentrado cobre

Esta determinación propició la fabricación de un nuevo nido de hidrociclones el cual trabajará con el molino 2 (molino a pararse), el cual entrara en operación también como remolienda No. 2. Ver tabla 4.4.

Tabla N° 4.4. Comparación de datos operativos flujo de medios de flotación

<b>Parámetros Operativos</b>	<b>Hidrociclones</b>	<b>Proyección con Hidrociclones</b>	<b>Zarandas de Alta Frecuencia</b>
<b>Tratamiento TMSD</b>	4053	5994	5994
<b>TMSH medios</b>	29.16	43.12	53.11
<b>TMSD medios</b>	700	1035	1275
<b>% Medios</b>	17.27%	17.27%	21.27%
<b>Gravedad Específica</b>	3.03	3.03	3.03
<b>Densidad (gr/lt)</b>	1.084	1.084	1.084
<b>% Sólidos</b>	11.57%	11.57%	11.57%
<b>GPM Pulpa</b>	1024	1514	1864
<b>m<sup>3</sup> agua</b>	5355	7917	9746
<b>% malla -200</b>	52.86	62.86	69.68
<b>% malla -400</b>	45.51	45.51	45.84
<b>F80 medios (µm)</b>	135	135	135

Por otro lado en el circuito de remolienda se observa que el producto que se obtenía cuando se trabajaba con hidrociclones era de 81.43% (malla-200).

Para las actuales condiciones donde se opera con las ZAF y se nota un incremento de las partículas mixtas que conforman los medios de flotación, hemos considerado aumentar la liberación de las partículas mixtas en los medios de flotación a más de 90% en la malla (-200M), para poder liberar el cobre de las partículas mixtas. Y esto deberá lograrse convirtiendo el molino 2 (8'x7') en un segundo molino de remolienda, para poder mantener nuestra recuperación y lograr limpiar los concentrados.

#### **4.5. Consumo de Energía**

Con respecto al consumo de energía en los molinos se ha observado que no ha tenido variaciones, aun aumentando el tonelaje de alimentación, si evaluamos el molino N° 6, antes se alimentaba 57.18 TM/Hr y se consumía 845 KW, siendo su consumo unitario de energía de 14.78 KW-hr/TM y actualmente trabajando con ZAF se consume 845 KW y se procesa 67.91 TMH obtenemos que su actual consumo de energía unitario es de 12.44 KW-hr/TM, reduciéndose el consumo de energía unitario en 2.4 KW-hr/TM.

#### **Consumo de energía con Hidrociclones**

**E: 728.82 Kwatts**

**Eu: 12.363 Kw-hr/TM**

## **Consumo de energía con Zarandas de Alta Frecuencia**

**E: 728.82 Kwatts**

**Eu: 10.578 Kw-hr/TM**

### **4.6. Consumo de Agua**

A través del estudio se ha podido determinar que operando con las Zarandas de Alta Frecuencia, el consumo de agua se ha incrementado, ya que para que trabajen eficientemente requieren que la densidad de la pulpa de alimentación tenga una densidad menor a 50% Sp, para nuestra evaluación se trabajó con 47.66 %Sp, 1456 gr/lit, para obtener un under size (finos) de 35.17%Sp con 1301 gr/lit, de densidad. Mientras que en la operación de los hidrociclones se obtenía en el overflow 39.01 % Sp, 1347 gr/lit, esto muestra el incremento en el consumo de agua en un 18.74 %.



Tabla N° 4.5. Comparación del agua usada

	<b>Hidrociclones</b>	<b>ZAF (comparativo)</b>	<b>ZAF (Tratamiento Actual)</b>
<b>Tratamiento TMS/hr</b>	58.95	58.95	68.9
<b>densidad</b>	1415	1415	1654
<b>Ge</b>	2.92	2.92	2.92
<b>Dp</b>	1.347	1.301	1.301
<b>% Sp</b>	39.18	35.19	35.19
<b>GPM pulpa</b>	492	567	663
<b>R (L/S) p</b>	1.55	1.84	1.84
<b>agua (m<sup>3</sup>)</b>	2193	2604	3043
<b>Incremento %</b>		<b>18.74</b>	

#### 4.7. Análisis Económico

Como resultados económicos se obtuvo:

- Mejor productividad, que se incrementó en 6.54 US\$ / TMT
- La inversión realizada por el equipo fue de US\$ 297,000.
- El tiempo de retorno del capital será de 1.13 meses
- Los beneficios de la inversión fueron de 89%.

#### 4.1. Costo de la Zaranda

Tabla N° 4.6. Zaranda de alta frecuencia

<b>Descripción</b>	<b>US\$</b>
Distribuidor de pulpa de 42" con 5 salidas (1 unidad)	12,800.00
Mallas (10)-para zaranda derrick	6,547.50
Equipo Derrick (1)-zaranda derrick 2SG48-60W-5STK	113,270.00
Embalaje y carguío de zaranda Derrick	750.00
Accesorios Derrick-mallas,motor repuestos para zaranda derrick	9,283.50
flete,aduana,gastos almacenaje,etc,x traer <b>1</b> zaranda Derrick	41,060.77
Mangueras de 6" y 8", acoples de 6" y 8"	15,545.33
Mangueras de 2" y base para brida	305.79
Acoples - 2 unid de 6"	370.80
Serv.transporte zaranda	500.00
Mallas TH48-30 X 0.43 M (10 pzas) + <b>idem 30x0.30 m (10 pzas.)</b>	6,750.00
1 Arrancador Directo de 2.5 HP	232.00
Tablero con variador (4 unid)7.5 HP-440V-60 HZ -Incluye kit de ventilación forzada	2,100.00
<b>Costo Comprometido - (1)</b>	<b>209,515.69</b>

Tabla N° 4.7. Estructura soporte, montaje y conexiones

Descripción	US\$
Servicios de suministro, fabricación y montaje de estructuras, soporte y montaje de 1 zaranda Derrick	64,919.00
Bomba 8" x 6" Warman	18525
Ingeniería de Detalle	2437.5
Ingeniería Básica	1944
<b>Costo Comprometido - (2)</b>	<b>87825.50</b>

Entonces el Costo total de instalación de la Zaranda:

**Total Costo Comprometido (1) + (2) = US \$ 297,341.19**

Tabla N° 4.8 Factibilidad del Proyecto

			Producción mensual		Valor Producción mensual	
Equipo	TMH/hr	% Dispon.	hr efectivas	TMH	US \$/TMH	US \$
Tratamiento M # 6 con Ciclones	58	0.96	691.20	40090	38.22	1532225
Incremento Producción	10	0.96	691.20	6912	38.22	264177
Tratamiento M # 6 con ZAF	68	0.96	691.20	47002	38.22	1796401

Tabla N° 4.9 Costo de ciclones

<b>Costo del Cicloneo</b>	<b>US \$</b>	<b>TMH</b>	<b>US \$/TMH</b>
<b>Mantenimiento del Equipo</b>	333	40090	0.008
<b>Cambio de Apex</b>	600	160358	0.004
<b>Costo Total</b>	933	200448	0.012

Entonces el costo de los ciclones será:

$$38.21 * 933 = \text{US } \$ 1\,531\,742$$

Tabla N° 4.10. Costo de Zarandas

<b>Costo de Zarandas</b>	<b>US \$</b>	<b>TMH</b>	<b>US \$/TMH</b>
<b>Mantenimiento del Equipo</b>	1250	47002	0.027
<b>Costo de energía</b>	112	47002	0.002
<b>Costo de mallas</b>	6548	282010	0.023
<b>Costo Total</b>	7910		0.052

Entonces el costo de las zarandas será:

$$38.17 * 7910 = \text{US } \$ 1\,793\,948$$

Tabla N° 4.11. Retorno de la inversión

<b>Inversión inicial US \$</b>	297 341
<b>Retorno Inversión (meses)</b>	1.13
<b>% Rentabilidad sobre inversión</b>	88
<b>% Incremento de producción</b>	17.24

Tabla N° 4.12. Incrementos

	<b>US \$/TMH</b>	<b>US \$</b>
<b>Incremento mensual</b>	6.54	262 206
<b>Incremento anual</b>		3 146 476

## CONCLUSIONES

1. El tonelaje de tratamiento de los molinos primarios se incrementó en un 15% en promedio.
2. La capacidad del circuito de chancado tuvo que incrementarse, esto con la finalidad de garantizar el stock en las tolvas de fino de alimentación de los molinos primarios ya que estos habían incrementado su capacidad de tratamiento al clasificar con Zarandas de Alta frecuencia, para esto se incrementó el tamaño de corte de las zarandas de un 75% (malla - 4.00 mm.) a un 71.71% (malla - 4.00 mm.)..
3. La carga circulante de los molinos disminuyó de 204% a 92%. La carga circulante es variable en función al tratamiento.
4. Se incrementó la eficiencia de clasificación en la molienda, de un 55.65% obtenido con hidrociclones a un 85.15% operando con Zarandas de Alta Frecuencia.
5. Se mejoró el control sobre la sobre-molienda del mineral gracias a una mayor eficiencia en la clasificación, evitando las pérdidas por generación de lamas y mejorando el control de calidad del producto de los molinos.

6. El grado de concentrado de cobre, bajó de 26.50% Cu en promedio trabajando con hidrociclones a 25.41% Cu trabajando con zarandas de alta frecuencia. Actualmente se proyecta instalar un nuevo circuito de remolienda para subir el grado.
7. Se mantuvo el grado de recuperación, manteniendo el promedio de 90% (objetivo de producción).
8. Se disminuyó el consumo de energía unitaria en los molinos (Molino N° 6 antes consumía 14.78 Kw-hr/TM y actualmente trabajando con ZAF se consume 12.44 Kw-hr/TM, reduciéndose en 2.4 Kw-hr/ TM).
9. Al incrementar la dilución alimentado al circuito de flotación con 35% Sp, esto nos generó un incremento en el consumo de agua de los molinos en 15.5 %.
10. La carga circulante de los medio de flotación se incrementó de 17.27% del total de mineral tratado clasificando con hidrociclones a un 21.27% operando con ZAF. Lo que indica que se requiere aumentar la capacidad del circuito de remolienda.
11. La inversión por equipo instalado fue de 297,000 US\$, el retorno del capital será de 1.13 meses, la rentabilidad sobre la inversión de 88%.
12. Es necesario mejorar la etapa de remolienda, dándole mayor capacidad debido al incremento de partículas mixtas y así mejorar la recuperación y grado de concentrado.

13. Los mejores resultados se obtienen con un estricto control de las densidades de alimentación a la zaranda, es por tanto necesario la instalación de variadores de velocidad para la bomba de descarga del molino así como de un programa de automatización que garantice una densidad constante en la alimentación.
14. Las zarandas tienen una limitación en el tratamiento, este es de 180 TMH aproximadamente como máximo, en el caso que se requiera superar este tratamiento se puede tomar la opción de tener una o más zarandas en paralelo.
15. Es necesario establecer un programa de mantenimiento que contemple principalmente las partes de desgaste de la zaranda como son los niples y mangueras de transferencia, así como de las bandejas de entrada y descarga de finos y gruesos.



## BIBLIOGRAFÍA

1. Fueyo Casado, L. 1999. Cribado, sistemas de clasificación en húmedo. Equipos de Trituración, Molienda y Clasificación. Tecnología, Diseño y Aplicación. Parte III.p.209.
2. Alan Wills B. 1987. Cribado Industrial, Clasificación. Tecnología de Procesamiento de Minerales. Capítulo 8 y 9. p. 211.
3. Alcalá Cruz, E.; Flores Corrales, A.; Beltrán Alfonso, A.; Manual de Entrenamiento de Concentración de Minerales. Sección III, IV y V.
4. Williams Derrick, H. Derrick Screens to close circuit. 45<sup>a</sup> Symposium annual of Minery, University of Minesota.
5. Barrios, G. Aplicación de Zarandas de Alta Frecuencia en Molienda, Goldex S.A.
6. Diaz Barrios, G. Influencia de las Zarandas de Alta Frecuencia en las Operaciones de una Planta Concentradora. 7mo Congreso Nacional de Minería Trujillo 2008.
7. Cia. Minera Condestable S.A.A. Estudio de Impacto Ambiental, Ampliación de Operaciones hasta 6000 TMD. Octubre 2006. Capitulo 1.
8. Bouso, J.L. Eral, Equipos y Procesos S.A. Mayo 1990. Nuevos Tipos de Hidrociclones.
9. Keller, L.D. Fine Screening Duration and size Distributions. Effects on Sizing Efficiency.
10. Richards and Locke – McGraw Hill Book Company. Text Book of Mineral Dressing.
11. [www.derrickcorp.com/Images/Documents/Stack%20Sizer%20Spanish%20Jan 2009.pdf](http://www.derrickcorp.com/Images/Documents/Stack%20Sizer%20Spanish%20Jan%202009.pdf)

**ANEXO**

Plano 1.1

