

Universidad de Chile Facultad de Ciencias Físicas y Matemáticas Departamento de Ingeniería Mecánica

ME56B-Taller de Diseño Mecánico

Diseño Hidrociclón

Informe Final

Alumnos:

Juan Cuevas R. Fernando Torres F. **Profesor:** Alejandro Font F.

20 de julio de 2010

Índice

1.	Pres	entació	in 1				
	1.1.	Introdu	$\operatorname{lcción}$				
	1.2.	Objetiv	vos				
2.	Ante	ecedent	aes 3				
	2.1.	Descrip	pción del Proceso $\ldots \ldots 3$				
		2.1.1.	Perforación				
		2.1.2.	${\sf Tronadura} \ \ldots \ $				
		2.1.3.	$Extracción \ . \ . \ . \ . \ . \ . \ . \ . \ . \ $				
		2.1.4.	$Chancado \ldots \ldots \ldots \ldots \ldots \ldots \ldots \ldots \ldots $				
		2.1.5.	${\sf Molienda} \ldots \ldots$				
		2.1.6.	Flotación				
	2.2.	Planta	Las Tórtolas				
		2.2.1.	Insumos				
		2.2.2.	Equipos				
3.	Hidr	ociclón	10				
	3.1.	Princip	ios Básicos de Funcionamiento de los Hidrociclones $\ldots \ldots \ldots$				
		3.1.1.	Diagrama ideal de flujo				
		3.1.2.	Esquema de flujo real				
		3.1.3.	Parámetros De Reparto				
		3.1.4.	Flujo de Remanso y Flujo de Cortocircuito				
		3.1.5.	Contenido de Finos en el Grueso $\ldots \ldots 18$				
3.1.6. El lugar geométrico de velocidad vertical cero							
		3.1.7. La columna de aire					
		3.1.8.	Dinámica del flujo dentro del hidrociclón				
	3.2.	Operad	ión de Clasificadores Centrífugos				
	3.2.1. Eficiencia de Separación en Hidrociclones						

	3.3.	Principios Básicos de Control de un Hidrociclón	25
	3.4.	Materiales	28
	3.5.	Características del Diseño de Hidrociclones	29
4.	Resi	ultados	34
	4.1.	Dimensionamiento del Hidrociclón	34
		4.1.1. Datos de Entrada	34
		4.1.2. Estimación de los Parámetros Necesarios	35
		4.1.3. Dimensionamiento del Hidrociclón	37
	4.2.	Estimación de la Capacidad de un Hidrociclón y tamaño de la Batería	37
	4.3.	Estimación de Parámetros de funcionamiento del Hidrociclón	39
	4.4.	Análisis de Sensibilidad de los Resultados Obtenidos	39
5.	Con	clusiones	41
6.	Bibli	iografía	42
Α.	ltera	aciones	43

Capítulo 1

Presentación

1.1. Introducción

En el siguiente informe se presentará una descripción cualitativa de parte de los procesos y equipos asociados a la producción del concentrado de cobre, dentro del marco de la visita desarrollada a la planta de flotación Las Tótolas, dependiente de la mina Los Bronces, propiedad de Anglo American.

Los Bronces se encuentra ubicada en la Región Metropolitana, a 65 kilómetros de Santiago y a 3.500 metros sobre el nivel del mar.

Los Bronces es una mina de cobre y molibdeno que se explota a rajo abierto. El mineral que se extrae es molido y transportado por un mineroducto de 56 kilómetros a la planta de flotación Las Tórtolas, en la que se produce cobre y molibdeno contenido en concentrados. Además, en la mina se produce cobre en cátodos.

En 2008 produjo 235.792 toneladas de cobre fino, entre cátodos de alta pureza y cobre contenido en concentrado, además de 2.578 toneladas de molibdeno contenido en concentrado.

1.2. Objetivos

El proposito del presente informe es el diseño de una bateria de hidrociclones, tomando como referecia los requerimientos de la Planta Concentradora Las Tórtolas, para lo cual se definen son siguientes objetivos:

- La descripción de los distintos procesos llevados a cabo en la Planta Concentradora Las Tórtolas.
- Una descripción cualitativa de la operación de los equipos asociados a los procesos.
- Recolección de antecendentes relativos al funcionamiento de un hidrociclón.

- Recolección de antecendentes relativos a la operación de un hidrociclón.
- Recolección de antecendentes relativos al diseño de un hidrociclón.
- Determinación de los parámetros significativos para el diseño de la bateria de hidrociclones y su diseño.

Capítulo 2

Antecedentes

La división Los Bronces de Anglo American Chile se ubica a 65 km de Santiago, a una altura de 3500 msnm. El mineral es enviado 56 km, en forma hidraúlica, en un mineroducto que desciende de la mina hasta la Planta Las Tórtolas, ubicada a 50 km al norte de Santiago, en la comuna de Colina. En Las Tórtolas se producen los concentrados de cobre y molibdeno, que son enviados a la Fundición Chagres u otras fundiciones dentro o fuera del país.

2.1. Descripción del Proceso

2.1.1. Perforación

El proceso Mina comienza con el análisis de la información por parte de geología e ingeniería. Mediante el análisis del modelo de bloques, generado con la información disponible de los sondajes de exploración, geología define las zonas minerales a explotar en el mediano y largo plazo. Luego, en el corto plazo (área de producción), los resultados del muestreo de pozos de tronadura permiten definir la identificación de zonas minerales y estériles, de cada uno de los disparos.

Con ello, Ingeniería planifica la extracción de la zona, con lo que define el plan semanal de movimiento de la Mina.

Para las diferentes zonas minerales se establecen mallas que van desde 8 m x 9,2 m a 7,3 m x 8,4 m, mientras que en el estéril se perforan mallas de 9,7 m x 11,2 m. Durante la perforación, se llevan controles de la operación por parte de topografia, tomando la ubicación de los cuellos de los pozos de tronadura ya perforados, mediante la utilización de GPS. En el Dispatch, se lleva el control de los parámetros operacionales de las perforadoras como pull-down, metros perforados en cada pozo, el tiempo de perforación y rendimientos como la velocidad de perforación, disponibilidad y uso del equipo.

2.1.2. Tronadura

Esta área analiza el tipo de explosivo en los pozos dependiendo de la zona de explotación. A su vez, la secuencia de salida de los detonadores se maneja dependiendo de la orientación de los planos de fracturas principales detectadas en terreno, para lograr mejores resultados de fragmentación.

El proveedor de servicios de explosivos es Enaex. La operación se inicia con la introducción del detonador electrónico al fondo del pozo. Posterior a la carga del explosivo en los pozos, se procede a programar cada detonador mediante la utilización de las unidades de programación, las cuales se unen a cables de conexión para transferir la información al chip.

Luego de la perforación y tronadura, el material tronado es transportado a los diferentes destinos, dependiendo de la zona de donde provienen. El estéril es depositado en los botaderos San Francisco y botaderos de lixiviación, mientras que la roca mineralizada entra a Planta.

2.1.3. Extracción

El carguío es el proceso responsable de transferir el producto entregado por perforación y tronadura a los respectivos destinos, dependiendo del tipo de material (estéril, mineral o lixiviado).

En el caso del mineral, el destino por defecto es el chancador primario, aunque dependiendo de la planificación y niveles de stock pile, puede dirigirse hacia stocks ubicados fuera del chancador en donde se almacena mineral para los meses de invierno.

2.1.4. Chancado

El chancador primario descarga su producto en una tolva de finos, la cual alimenta a un par de correas, de las cuales la última se encarga de llevar el mineral del lugar de emplazamiento del chancador primario hasta la entrada del stock pile, donde descarga el producto sobre una tercera correa, la cual alimenta el tripper que distribuye a la carga sobre el stock pile.

2.1.5. Molienda

El circuito de la Planta de procesamiento comienza en los alimentadores situados en la parte inferior o subsuelo del stock pile, los cuales alimentan a una molienda humeda, el cual reduce el tamaño de las partículas desde aproximadamente un 80 % bajo 2" a 3", hasta 80 % bajo 190 a 200 micrones.

La Planta de Molienda posee una capacidad de entre 55 y 60 ktpd. Consta de dos lineas que integran 2 molinos SAG y tres molinos de bolas, más un circuito de chancado de pebbles generados por los molinos SAG y retorno de ellos hacia la molienda.

2.1.6. Flotación

El mineral molido es enviado a traves de un mineroducto hasta la Planta de Flotación las Tórtolas en Colina. El proceso se inicia con una etapa de flotación primaria (rougher) cuyo concentrado es remolido y alimentado a columnas de flotación de limpieza. El concentrado de columnas es enviado a una planta de molibdeno para separar los concentrados finales de cobre (29% a 32% de Cu) y de molibdeno (50% a 51% de Cu).

Los relaves de flotación primaria y de repaso constituyen el relave final, que es depositado en el tranque de relaves de Las Tórtolas, con capacidad para cerca de 1.000 Mt de relaves.

El concentrado es sometido a espesaje y posterior filtrado para reducir su humedad a alrededor de 9 % y ser despachado a fundición o puerto mediante camiones, previo almacenamiento en Planta las Tórtolas.

El tranque de relaves cuenta con un sistema de captación y recirculación (bombeo) de infiltraciones de agua consistente en una "cortina" de 14 pozos profundos ubicados "aguas abajo" del muro del tranque.

2.2. Planta Las Tórtolas

A la Planta Las Tótolas entran desde el mineroducto alrededor de 2400 ton/hr de pulpa, que pasan al ciruito Rougher. Aquí, de las 2400 ton/hr se recuperan alrededor de 1% de material que es útil, el resto es material estéril que va al tranque de relave.

Luego del circuito Rougher, la pulpa pasa a través de colectores a los hidrociclones, donde se selecciona el material según su granulometría, despachando el material fino a las Columnas de Limpieza, mientras que el material grueso se recircula a los hidrociclones pasando por los Molinos de Bolas.

Las Columnas de Limpieza son columnas de flotación en las cuales entra el concentrado fino que sale del hidrociclón y, dentro de este material ya fino, se diferencian las partículas finas de las gruesas por medio de la utilización de una solución acuosa con aire, así las partículas finas "flotan" por sobre la solución y son derivadas al espesador y las partículas gruesas se hunden y son retiradas y trasportadas

al circuito Scavenger.

La operación del circuito Scavenger es idéntica a la del circuito Rougher, solo que se trabaja con el concentrado grueso de las Columnas de Limpieza, de granulometría mucho más fina que la pulpa de las celdas Rougher, y su producto se recircula a los Hidrociclones.

La parte fina producto de las Columnas de Limpieza va al Espesador Mixto y, luego de una primera etapa de acondicionamiento, pasa al Circuito Diferencial, donde se separa el concentrado de cobre del molibdeno, que pasa por Columnas de Limpieza. Finalmente, el molibdeno se empaca en maxibags de 1 ton con una concentración de 50 %.



Figura 2.1: Layout Planta Las Tórtolas.

La cola del Circuito Diferencial es un concentrado de cobre que va a al Espesador de Cobre, de donde se despacha a los Filtros Hiperbáricos, de donde se obtiene el producto final con un 11% de humedad y una concentración de entre 27-30%.

2.2.1. Insumos

Parte de los insumos de Las Tórtolas son:

- Aceros 86 $\frac{g}{t}$.
- Cal 0.3 $\frac{Kgs}{t}$.
- Colector 21,1 $\frac{g}{t}$.
- Espumante 26,8 $\frac{g}{t}$.
- Sulfhidrato de Sodio (NaSH) 4.0 kg/ton concentrado de Cu.
- Ácido Sulfúrico 2,9 kg/ton concentrado de Cu.
- Nitrógeno 0,1 $\frac{m^3}{ton}$ concentrado de Cu.

2.2.2. Equipos

Los equipos principales de La Tórtolas:

- 3 filas de celdas auto-aspirantes de flotación Rougher, 3 Celdas de 4.500 pies³ y 27 celdas 3.000 pies³ distribuidas en tres bancos de tres celdas cada uno.
- 2 molinos para remolienda de concentrados (12.5' × 27'. 2000 HP c/u).
- 4 columnas de flotación de 16 m^2 de sección c/u.
- 3 filas de celdas auto-aspirantes para flolación de repaso de 1500 pies³. 21 celdas en total con configuración 2-2-3.
- 2 estaciones de hidroclclones (20") y bombas de alimentación (14" x 12").
- 1 espesador de concentrado mixcto (Cu-Mo). 90' de diámetro.
- 1 espesador de concentrado de Cu. 100' de diámetro.
- 2 filtros hlperbáricos de 5 discos. 60 m^2 c/u.
- 7 sondas de medición en linea de elementos (AMDEL)
- 4 baterías de ciclones para clasificación de relaves. (Primario y Secundario).
- 12 celdas de 300 *pies*³ para flotación diferencial Cu Mo dispuestas en una sola linea.

- 2 celdas de 300 $pies^3$ como primera limpieza concentrados flotación diferencial.
- I columna de 1,77 m^2 como segunda limpieza concentrado Mo.
- 1 espesador de 18' para concentrados de Mo.
- 1 filtro de disco al vacio con 3 discos de 6" de diámetro c/u para concentrados de Mo.
- 1 secador eléctrico para concentrados de Mo.
- 7 estaciones de captación/bombeo de aguas en Cordillera.
- Transformadores de 220/66/15 kV y 5 lineas de 66 kV para distribución de energía eléctrica en Cordillera.
- Linea de 23 kV para distribución de energía en Las Tórtolas.

Capítulo 3

Hidrociclón

La separación por sedimentación de partículas se da en la naturaleza en cualquier lago o estanque donde se introduce agua turbia. Las partículas se posan en el fondo, formando un sedimento que posee un grado de espesado en relación con la concentración de la alimentación (feed), mientras que el agua sobrante es clarificada y eliminada como flujo superior (overflow).

Los mismos fenómenos ocurren en una suspensión en rotación, donde fuerzas centrífugas mucho mayores a las producidas por la gravedad producen los efectos de separación por el aumento del grado de sedimentación. Los equipos que se emplean normalmente para este propósito son las centrífugas con camisa maciza, y los hidrociclones pueden ser considerados como una centrífuga de camisa maciza, en la cual ésta permanece fija, mientras que la rotación de la suspensión es producida por la propia alimentación al ciclón, tangencialmente y a presión.

La suspensión de alimentación forma un torbellino primario a lo largo de la superficie interior de la pared de las partes cilíndrica y cónica, dirigiéndose al exterior a través del vórtice cónico. Al ser éste estrecho, solamente una parte de la corriente es evacuada como flujo inferior (underflow), transportando las partículas gruesas o inclusive todos los sólidos con ella. La mayoría del líquido (que ha sido limpiado por la sedimentación de los sólidos en el torbellino primario, o bien que transporta las partículas finas sobrantes con él), es forzado a abandonar el ciclón a través de la tobera del flujo superior (overflow) formando un torbellino secundario ascendente alrededor del núcleo de la carcasa. En el interior del núcleo se crea una depresión, que recoge todo el aire que ha sido transportado como burbujas o disuelto en el agua de alimentación. También el vapor creará esta visible columna central de aire. Debido al incremento de la velocidad tangencial en el torbellino secundario, las altas fuerzas centrífugas generadas traen consigo una eficiente separación secundaria. Las partículas finas rechazadas sedimentan radialmente y se unen al torbellino primario; la mayoría de estas partículas son evacuadas finalmente a través de la boquilla formada por el vórtice del cono. Por consiguiente, la separación dentro de un hidrociclón tiene lugar

como resultado de estos dos procesos, y el punto de corte final será determinado principalmente por la aceleración centrífuga del torbellino secundario interior.



Figura 3.1: Esquema de funcionamiento de un hidrociclón.

3.1. Principios Básicos de Funcionamiento de los Hidrociclones

Las fuerzas que actúan sobre las partículas livianas dentro de un medio denso, provocando la flotación de éstas, producen además que estas asciendan a la superficie, mientras que las partículas más densas, al ser más pesadas que el fluido que desplazan, se hunden.

Las magnitudes de estas fuerzas, gravitacionales y de empuje, son de mucha importancia, ya que estas son las que regirán la velocidad con la que se producirá la separación de las partículas, lo cual a su vez determinara cual debe ser la capacidad del estanque (hidrociclón).

Para separadores centrífugos, el balance entre estas fuerzas gravitacionales (centrifugas) y de flotación

(empuje) puede escribirse como:

$$F = (M_s - M_f) \frac{\nu^2}{R}$$
 (3.1)

Donde:

- *F*= Fuerza sobre la partícula.
- M_s = Masa de la partícula.
- M_f = Masa del fluido desplazado por la partícula.
- ν = Velocidad Tangencial de la partícula.
- R= Radio del ciclón.

La fuerza resultante sobre la partícula se balanceará, sin embargo, cuando la partícula en cuestión alcance la velocidad terminal. Las partículas que estén sujetas a una fuerza resultante pequeña, se comportarán según la Ley de Stokes, donde la resistencia del fluido se debe principalmente a su viscosidad. Las partículas que estén sujetas a fuerzas de mayor magnitud, se regirán según Newton, donde la resistencia del fluido es principalmente inercial e independiente de la viscosidad. A raíz de esta disyuntiva, es que no es posible lograr una única ecuación que describa la velocidad terminal que alcanzaran las partículas en el medio.

En un hidrociclón típico, las fueras actuando sobre una partícula que se encuentra en el cilindro de alimentación son del orden de 20 veces mayores que la fuerza de gravedad. En la sección cónica del hidrociclón sin embargo, la velocidad tangencial de la partícula aumenta siguiendo la siguiente relación:

$$\nu \sqrt{R} = constante \tag{3.2}$$

Con lo que se obtiene que, en el Ápex, la aceleración aumente hasta ser del orden de 200 veces la aceleración de gravedad.

Los separadores de medios densos que existen actualmente tienen, en su mayoría, diámetros que se mueven en el rango de 0.5 - 1 m, donde los de 0.5 m de diámetro tienen capacidades de procesamiento del orden de las 50 tph. Un ángulo usual para la sección cónica es de 20 grados.

3.1.1. Diagrama ideal de flujo

El flujo ideal en un hidrociclón es una espiral ascendente contenida de otra espiral descendente.

El fluido que entra a gran velocidad debido a la presión de entrada, comienza a deslizarse tangencialmente por las paredes del ciclón, formando el espiral exterior ascendente.

La presencia del Apex en la cabeza de parte cónica hace que una parte del fluido se separe de la masa descendente del espiral exterior, originando el flujo de descarga, llamado también UNDERFLOW, que arrastra consigo los productos gruesos de la separación. Este flujo aumenta cuando el ángulo θ de la sección cónica, crece.

La cantidad de flujo que no descarga en el apex sigue su movimiento rotatorio con un cambio en la componente vertical de si velocidad que origina una espiral interior que lleva consigo los materiales mas finos de la separación, los cuales salen por la abertura superior llamada VORTEX-FINDER. A este flujo ascendente se le llama Overflow.

Es importante notar que tanto el espiral descendente como el ascendente giran hacia el mismo lado, como se aprecia en el esquema de la figura 3.2.



Figura 3.2: Representación esquemática del flujo ideal

La inversión del flujo se explica por la incapacidad del apex de canalizar toda la masa en movimiento.

Es por esto que parte del flujo asciende por el espiral interior y sale por el vortex-finder. En general, el movimiento de rotación produce movimiento relativo del particulado suspendido en el fluido, lo que permite una separación entre ellos, o en relación al fluido.

3.1.2. Esquema de flujo real

En la realidad, el diagrama de flujo ideal se ve alterado por el roce, ya que éste causa pérdidas en la velocidad tangencial, lo que redunda en un flujo no tangencial que lleva partículas al apex, las cuales no siguen el proceso de las espirales y descargan directamente en el underflow.

3.1.3. Parámetros De Reparto

A continuación se definirán una serie de parámetros o indicadores que permitirán lograr y entender el desarrollo posterior. En cualquier operación de un hidrociclón es posible establecer el siguiente esquema, mostrado en la figura 3.3 .



Figura 3.3: Esquema referencial de la nomenclatura a utilizar

Siendo,

 T_i : el flujo másico en tph de solido seco en la corriente i

 M_i : flujo volumétrico en m3h de pulpa en la corriente i

 L_i : volumen en m3h de liquido en la corriente i

 J_i : concentración de sólidos, expresadas en gramos de solido seco por litro de pulpa

Se definen entonces los siguientes parámetros:

Reparto de sólidos (θ)

$$\theta = \frac{T_G}{T_Z} \tag{3.3}$$

Es la relación de masa de sólidos de alimentación que es descargada por la corriente de gruesos

Reparto de pulpa (α)

$$\alpha = \frac{M_F}{M_Z} \tag{3.4}$$

Es la relación de volumen de pulpa de alimentación que es evacuado por la corriente de finos

Reparto de liquido (τ)

$$\tau = \frac{L_F}{L_Z} \tag{3.5}$$

Relación de volumen de líquido de alimentación que es evacuado por la corriente de finos.

A pesar de la simplicidad de las relaciones anteriores, en operaciones normales resulta prácticamente imposible cuantificar las masas de sólido o volúmenes de pulpa en las diferentes corrientes de hidrociclón, por lo que se hace necesario desarrollar un método de cálculo de estos parámetros, en base a las concentraciones de sólidos, las cuales pueden ser determinadas fácilmente mediante toma de muestras.

El desarrollo de estas expresiones es extenso, por lo que se omitirá, presentándose solamente los resultados finales, los cuales son:

Reparto de Solido

$$\theta = \frac{J_Z - J_F}{J_G - J_F} \tag{3.6}$$

Donde se tiene que :

 J_Z :concentración de sólidos a la entrada

 J_G :concentración de sólidos en el grueso

 J_F :concentración de sólidos en el fino

Además, ϵ se define como el Factor de Espesado, que a su vez se define como:

$$\epsilon = \frac{J_G}{J_Z} \tag{3.7}$$

Reparto de Pulpa

$$\alpha = \frac{J_G - J_Z}{J_G - J_F} \tag{3.8}$$

Reparto de Líquido

$$\alpha = \frac{\gamma_S - J_F}{\gamma_S - J_Z} \tag{3.9}$$

Donde: γ_S :densidad específica del sólido.

3.1.4. Flujo de Remanso y Flujo de Cortocircuito

El proceso de separación en un hidrociclón puede representarse gráficamente mediante el trazado de las distribuciones granulométricas de las tres corrientes más importantes al interior de este: alimentación, flujo de finos y flujo de gruesos, según un gráfico R.R.B. (Rossin, Rammler, Bennet) y con el trazado de las eficiencias diferenciales o curva de Tromp, que se presentan en las figuras 3.4 y 3.5.



Figura 3.4: Curvas R-R-B.



Figura 3.5: Curva de eficiencia.

En los gráficos recientemente señalados, los subíndices Z, F y G denotan los flujos de Entrada (del alemán Zulauf), flujo de Finos y flujo de Gruesos. Según el gráfico R.R.B., hay un tamaño de partícula d_p tal que las partículas superiores a dicho tamaño estarán todas en la corriente de gruesos. Denominemos P_G a la masa de partículas superiores a ese tamaño que hay en la corriente de alimentación (gruesos) y P_F a la masa de partículas menores al tamaño d_p que hay en la alimentación (finos), pudiendo establecer la siguiente ecuación:

$$T_Z = P_G + P_F \tag{3.10}$$

Como acabamos de mencionar la masa de partículas gruesas representadas por el valor P_G estará íntegramente en la corriente de gruesos, mientras que la masa de partículas finas P_F estará dividida entre la corriente de finos en el flujo de finos P_{FF} , y la corriente de gruesos en el flujo de finos P_{FG} , pudiendo entonces establecer las siguientes ecuaciones:

$$P_F = P_{FF} + P_{FG} \tag{3.11}$$

$$T_F = P_{FF} \tag{3.12}$$

$$T_G = P_G + P_{FG} \tag{3.13}$$

Un gran número de estudiosos, mantienen la hipótesis de que el inevitable bypass de finos a la descarga, también llamado cortocircuito tendría el mismo valor que el reparto de líquido a la descarga,

es decir:

$$B_P = (1 - \tau) \tag{3.14}$$

La hipótesis anterior se basa en el supuesto que las partículas "ultrafinas" P_F van disueltas en el líquido portante de las partículas sólidas, por lo cual se reparten proporcionalmente al reparto del liquido. Según esta hipótesis el reparto de las partículas finas menores al tamaño d_p será proporcional al reparto de líquido, es decir, según se muestra en la figura 3.6:



Figura 3.6: Balance de finos.

Ahora, el Flujo Muerto o de Remanso se define como el valor de la curva de Tromp al cortar el eje de las ordenadas, esto es:

$$T_G = \frac{P_{FG}}{T_Z} \tag{3.15}$$

Aplicando a esta ultima ecuación, la expresión de Reparto de Peso y de otras igualdades definidas anteriormente, se obtiene la siguiente expresión para el Flujo de Remanso:

$$T_0 = (1-\theta) \cdot \frac{(1-\tau)}{\tau} \tag{3.16}$$

La cual nos permite calcular el cortocircuito en un hidrociclón u otro separador conociendo únicamente las concentraciones de sólido.

3.1.5. Contenido de Finos en el Grueso

Llamamos contenido de finos en la fracción gruesa, o desclasificado fino en gruesos a la relación entre la masa de partículas más finas que el tamaño d_p con respecto a la masa total de partículas de la

corriente de gruesos; es decir:

$$f_C = \frac{P_{FG}}{T_G} = \frac{T_0}{\theta} \tag{3.17}$$

Esta última expresión nos permite estimar el contenido de finos en el grueso que se pierde por el *under flow* del ciclón, a partir de las concentraciones de sólidos en las diferentes corrientes del ciclón (Alimentación, Finos y Gruesos).

Es importante señalar, que gran parte del desarrollo presentado recién, se basa en un supuesto bastante fuerte, el cual es que no existe contenido de gruesos en el fino que sale por el overflow, en contraposición a lo anterior. Esto puede observarse explícitamente en la ecuación 3.11.

3.1.6. El lugar geométrico de velocidad vertical cero

La existencia de un espiral exterior descendente y uno interior ascendente crea una interfaz en la que la velocidad vertical, o axial, es nula. Esto se produce a lo largo de todo el cuerpo del ciclón, y se puede trazar un lugar geométrico en el que la velocidad vertical es cero. Un flujo turbulento se genera en las proximidades de esta región. Esto se ilustra en la figura 3.7.



Figura 3.7: Representación esquemática del lugar geométrica de velocidad vertical cero

3.1.7. La columna de aire

La rotación del fluido al interior del hidrociclón crea un gradiente de presiones, el cual está definido por una baja presión en el centro y una presión elevada en las partes más periféricas del fluido (más cerca a la pared interior del hidrociclón). Esta diferencia de presión se sustenta principalmente a la variación en el empuje que necesitan las partículas, ubicadas a distintos radios del centro, para mantener su trayectoria de rotación.

En otras palabras, partículas que se encuentran a una mayor distancia del centro necesitan de un mayor empuje para permanecer en su trayectoria, pues están expuestas a una mayor aceleración que las arroja hacia las capas más exteriores del fluido, en comparación con una partícula que se encuentra a una menor distancia del centro.

A partir de este gradiente de presión, se produce una zona de baja presión en el centro del hidrociclón, hacia la cual difundirá aire proveniente tanto de las burbujas contenidas en el fluido cuando entró al hidrociclón, como aire proveniente del exterior, que ingresó al fluido a través del underflow, si es que existe la condición de descarga en cono o spray, tal como se observa en la figura 3.9.Un esquema de la formación de la columna de agua se presenta en la figura 3.8.



Figura 3.8: Esquema de la Formacion de la Columna de Aire al interior del Hidrociclí

Dado que la columna de aire representa en el fondo una pérdida de volumen efectivo o de capacidad del hidrociclón, se han estudiado y desarrollado diversas alternativas con el propósito de suprimirla. Una opción es evitar la comunicación directa con la atmosfera (en el underflow por ejemplo), o la inyección de una presión adicional al interior del hidrociclón, con el propósito de disminuir el gradiente de presión y dificultar la formación de la columna de aire.

La superficie de la columna de aire se supone de manera lógica como irregular, debido a la distorsión de las ondas que se generan dentro del ciclón, sin embargo, para diversos estudios esta condición no

aplica y se supone la columna de aire con una superficie constante a lo largo del hidrociclón.

El rango de variación para el diámetro de la columna de aire ha sido dado como 0.06 Dc hasta 0.33 Dc, donde Dc corresponde al diámetro de la parte cilíndrica del cuerpo del ciclón. Experiencias indican que una presión mínima para ciclones normales, suficientes para formar una columna de aire es de 5 psi.

3.1.8. Dinámica del flujo dentro del hidrociclón

La entrada tangencial del flujo al ciclón se traduce en una cantidad de momento angular considerable, pero debido al roce el momento decrece, esto debido al que el número de Reynolds es:

$$R_e = \frac{\rho v_1 r_1}{\eta} \approx 10^5 \tag{3.18}$$

Donde:

 $v_1 =$ Velocidad tangencial en $r = r_1$.

 $r_1 = \mathsf{Radio} \mathsf{ del} \mathsf{ ciclón} \mathsf{ a} \mathsf{ la} \mathsf{ entrada}.$

 $\rho = {\rm Densidad} \, \, {\rm del} \, \, {\rm fluido}$

 $\eta = V$ iscosidad dinámica

Es por esto que r * v decrece muy poco y v llega a ser la principal componente del movimiento. El flujo tangencial requiere un gran gradiente de presión radial para generar la aceleración centrípeta necesaria.

Las aceleraciones verticales son muy bajas y la presión casi no depende de z.

Un tratamiento analítico de las ecuaciones de la hidrodinámica que describen el movimiento dentri de un ciclón es muy complejo.

La ecuación de continuidad es la más simple y se escribe:

$$\frac{\partial u}{\partial r} + \frac{u}{r} + \frac{1}{r}\frac{\partial v}{\partial \theta} + \frac{\partial w}{\partial z} = 0$$
(3.19)

Donde:

- u =Componente radial de la velocidad.
- v = Componente tangencial de la velocidad.
- w =Componente axial de la velocidad.

Tomando en cuenta la simetría cilíndrica y considerando el flujo neto dentro de un anillo sólido circular y elemental con sección transversal drdz, si hacemos que este flujo sea igual a cero se obtiene:

$$r\frac{\partial u}{\partial r} + u = r\frac{\partial w}{\partial z} \tag{3.20}$$

Esta ecuación se puede usar para calcular u, a partir de mediciones de w, o como chequeo sobre los resultados experimentales. La componente u es muy importante para la eficiencia en la separación, especialmente en el interior del cono, dado que las mediciones son muy ambiguas en esa región, de tal manera que la capacidad de la ecuación 3.20 es muy pobre.

Se ha visto que las condiciones en el ciclón casi no dependen de z, por lo tanto:

$$\frac{\partial w}{\partial z} = 0 \tag{3.21}$$

Considerando las ecuaciones de Navier-Stokes en un sistema de coordenadas cilíndricas r, θ , z, para un fluido incompresible (Hipótesis 1), en movimiento permanente (Hipótesis 2) se obtiene:

$$u\frac{\partial u}{\partial r} + \frac{v\partial u}{r\partial \theta} - \frac{v^2\theta}{r} + w\frac{\partial w}{\partial z} = -\frac{1}{\rho}\frac{\partial p}{\partial r} + \sigma \left[\frac{\partial^2 u}{\partial r^2} + \frac{1}{r}\frac{\partial u}{\partial r} - \frac{u}{r^2} + \frac{1}{r^2}\frac{\partial^2 u}{\partial \theta^2} - \frac{2}{r^2}\frac{\partial v}{\partial \theta} + \frac{\partial^2 u}{\partial z^2}\right]$$
(3.22)

$$u\frac{\partial v}{\partial r} + \frac{v}{r}\frac{\partial v}{\partial \theta} + \frac{uv}{r} + w\frac{\partial v}{\partial z} = -\frac{1}{\rho}\frac{\partial p}{\partial \theta} + \sigma \left[\frac{\partial^2 v}{\partial r^2} + \frac{1}{r}\frac{\partial v}{\partial r} - \frac{v}{r^2} + \frac{1}{r^2}\frac{\partial^2 v}{\partial \theta^2} + \frac{2}{r^2}\frac{\partial u}{\partial \theta} + \frac{\partial^2 u}{\partial z^2}\right]$$
(3.23)

$$u\frac{\partial w}{\partial r} + \frac{v}{r}\frac{\partial w}{\partial \theta} + w\frac{\partial w}{\partial z} = -\frac{1}{\rho}\frac{\partial p}{\partial z} + \sigma \left[\frac{\partial^2 w}{\partial r^2} + \frac{1}{r}\frac{\partial w}{\partial r} + \frac{1}{r^2}\frac{\partial^2 w}{\partial \theta^2} + \frac{\partial^2 w}{\partial z^2}\right]$$
(3.24)

Otras hipótesis a considerar son:

- Hipótesis 3: La suma de los esfuerzos viscosos es insignificante.
- Hipótesis 4: Existe simetría cilíndrica, es decir:

$$\frac{\partial}{\partial \theta} = 0 \tag{3.25}$$

Hipótesis 5: u y w son pequeños comparadas con v.

Haciendo las simplificaciones correspondientes se llega a las siguientes ecuaciones:

$$\frac{1}{\rho}\frac{\partial p}{\partial z} = 0 \tag{3.26}$$

$$\frac{1}{\rho}\frac{\partial p}{\partial r} = \frac{v^2\theta}{r} \tag{3.27}$$

Aquí hemos despreciado todos los términos de orden superior para u ó w.

La ecuación 3.27 es la usada por Fontein para determinar la velocidad, derivada de mediciones de presión.

3.2. Operación de Clasificadores Centrífugos

La granulometría de la alimentación varía de gruesa (150 μm) a más finas. Para la mayoría de las operaciones, la presión de alimentación va de 345 a 700 kPa, y en la práctica depende del diámetro del hidrociclón. La presión mínima para un núcleo de aire estable es de 30 a 35 kPa aproximadamente. La velocidad del flujo en la alimentación va de 3.7 a 6.1 $\frac{m}{s}$, y su aceleración en el feed chamber depende inversamente al diámetro del hidrociclón.

3.2.1. Eficiencia de Separación en Hidrociclones

Por convención, la eficiencia de operación y separación de los hidrociclones se miden por la agudeza de separación y en valor d_{50} . Menos frecuente, pero también ampliamente usada es el punto de corte d_{95} , que es el tamaño al que el 95% de las particulas tienen la probabilidad de irse por el underflow.

Para determinar la eficiencia de separación de una muestra de distribución de tamaño, flujo y densidad conocidas, un hidrociclón es operado en circuito cerrado hasta alcanzar el estado estacionario. Muestras simultaneas de la alimentación, underflow y overflow se recolectan, secan y analizan para verificar la distribución de tamaños.

Efecto de las variables del ciclón en la operación

Dado que la operación de los hidrociclones depende de un gran número de variables interdependientes, varios intentos has sido hechos para determinar el grado del efecto de las variables individuales, estas conclusiones de sobtuvieron variando un parámetro miestas se mantenía al resto constantes.

Geometría del Ciclón

- 1. d_{50C} aumenta a mayor diámetro del vortex finder
- 2. d_{50C} aumenta a menor diámetro de spigot

- 3. d_{50C} aumenta a mayor diámetro del inlet
- 4. d_{50C} disminuye a mayor largo

Características de la Pulpa

- 1. A menor grano en la alimentación, menor d_{50C}
- 2. Mayor flujo en la alimentación disminuye el d_{50C}

En la figura 3.9 se muestra la condición normal de descarga, donde el flujo cae en forma de cono, y la descarga tipo cuerda. Una descarga normal describe un como de 20-30° con un centro hueco.



Hydrocyclone discharge. A - Normal spray discharge, B - rope discharge



Para prevenir la condición de cuerda, se debe mantener la densidad del underflow bajo un valor límite. Las condiciones de cuerda fueron cuantificadas por Laguitton[7], quién postuló que las condiciones limitantes del underflow y la alimentación son:

$$V_{S(U)} < 0.56 + 0.20 \cdot (V_{S(F)} - 0.20)$$

Y por Mular y Jull^[8] como:

$$V_{S(U)} \leq 0.5385 \cdot V_{S(O)} + 0.4911$$

Donde

- $V_{S(U)}$ es la fracción volumétrica de sólidos en el underflow.
- V_{S(F)} es la fracción volumétrica de sólidos en la alimentación.
- $V_{S(O)}$ es la fracción volumétrica de sólidos en el overflow.

Otros autores, como Bustamante[9], aseguran que los factores preponderantes son los diámteros de descarga del underflow y overflow. Concha et al[10] cuantificaron la razón D_U/D_O en función de la condición de cuerda. Estos autores establecen que la cuerda se formará si el diámetro del núcleo de aire es mayo al del spigot. dado que el diámetro del núcleo de aire depende de la tensión superficial, viscocidad y los diámetros del underflow y overflow, la razón D_U/D_O se hace determinante. Estos rangos se ven en la tabla 3.1.

Tabla 3.1: Transición de descarga normal a cuerda

	D _U /D _O	Condition
Bustamante [33]	< 0.34	Roping discharge
	0.34 - 0.5	Roping or spray
	> 0.5	Spray discharge
Concha et al [34]	< 0.45	Roping
	0.45 - 0.56	Roping or spray
	> 0.56	Spray discharge

Para una operación eficiente del hidrociclón es necesario operar lo más cerca posible de la condición de cuerda, para así remover la mayor cantidad de partículas gruesas.

3.3. Principios Básicos de Control de un Hidrociclón

Durante el funcionamiento en régimen estacionario del hidrociclón, los productos que salen de este tienen parámetros constantes en el tiempo, como por ejemplo el "tamaño de corte" que exhiben estos. Sin embargo, estos parámetros pueden variar, ya sea debido a variaciones en las propiedades del fluido entrante al hidrociclón o a variaciones en la geometría interior del hidrociclón, producto de la abrasión a la cual está sujeto, como por ejemplo el diámetro del Ápex.

Estas variaciones afectarán directamente el funcionamiento del hidrociclón, por lo que es necesario poder medir y controlar el desempeño de éste. Para esto, se define el parámetro d_{50C} , el cual es "el tamaño de corte del 50 % dentro del rango de tamaños existentes", y se calcula mediante la siguiente ecuación:

$$d_{50C} = \frac{\exp\left(7,02V_{SO}\right)Fr_C^{0,28}\left(\frac{d_{80}}{L_C}\right)^{0,53}}{\exp\left(7,05\left(V_{SF} - V_{SO}\right)\right)Re_C^{0,33}\left(\frac{A_U}{A_C}\right)^{0,48}} \cdot 2L_C$$
(3.28)

Donde:

V_{SF} = Fracción volumétrica de sólidos en el fluido a la entrada.

- V_{SO} = Fracción volumétrica de sólidos a la salida (overflow).
- *Fr*_C= Numero de Froude medido en la sección cónica.
- *Re_C* = Numero de Reynolds medido en la sección cónica.
- A_U = Sección transversal del Ápex.
- A_C = Sección transversal media de la sección cónica.
- d_{80} = Tamaño de partícula para el cual, se selecciona al 80 % de las partículas que entran.

De estudios anteriores, se ha indicado que este parámetro depende de las siguientes variables, en las siguientes medidas:

$$D_U > \varphi_i > Q > H > T$$

Donde:

- D_U = Diámetro del Ápex.
- φ_i = Fracción volumétrica de sólidos en fluido a la entrada.
- *Q*= Caudal volumétrico.
- *H*= Altura del hidrociclón.
- T = Temperatura.

La lógica de los sistemas de control utilizados normalmente opera de la siguiente manera : se calcula el valor de d_{50C} durante una operación bajo régimen estacionario; cuando este valor cambia debido a una variación de cualquiera de las variables descritas anteriormente, el programa buscaba y corregía ésta variable hasta su valor original. Es importante destacar que las variables φ_i , H y T no son manipulables desde este nivel.

Un factor importante en el diseño de estos sistemas de control es el retardo en los tiempos de respuesta. En el caso de los hidrociclones, se presenta a continuación una tabla (tabla3.2) con las fuentes de retardo para cada uno de los equipos necesarios para el funcionamiento y control del hidrociclón.

Equipment	Time delay source	
Motor pump set	Frequency controller,	
	Inertia in motor load.	
Vortex finder positioner	V/I and I/P conversions,	
	Pressure transmission,	
	Mechanical movements,	
	Servo- Mechanism operations	
Spigot diameter	V/I and I/P conversions.	
Density gauges and Flow meters	Electronic,	
	Adjustable response time	
Computer	Conversions	

Tabla 3.2: Fuentes de retardo en un circuito de control de un hidrociclón $\left[5 \right]$

Se adjunta además un esquema que detalla la implementación e instrumentación para el control automático de un hidrociclón Krebs modelo D6B. En este modelo, el Ápex se modificó adjuntando una manga de goma, la cual podía ser manipulada por medio de un sistema neumático, con el fin de lograr variaciones en el diámetro del Ápex.



F/m = Magnetic Flow meter, D/g= γ -Ray Density gauge, P/G= Pressure gauge, D/A = Digital to analog transducer, A/D = Analog to digital transducer

Figura 3.10: Instrumentacion Basica para el control automático de un Hidrociclón Krebs [5]

3.4. Materiales

Las paredes del hidrociclón se ven severamente afectadas por la abrasión provocada por la pulpa, por lo que la vida útil depende en gran medida del material utilizado.

En la tabla 3.3 se observan distintos materiales utilizados en la confección del apex.

Para las paredes de hidrociclónes se tienen distintos materiales y sus vidas útiles, lo que se presenta en la tabla 3.4.

Es posible observar que la vida de los hidrociclónes es en general baja, por lo que se deben buscar

Material	Vida útil (horas)
Fierro fundido	≈ 500
Bronce fosfórico	≈ 200
Bronce alumínico	≈ 400
Nicrolite	≈ 300
Porcelana	>1400
Follsain	>400
Revestimiento de goma	≈ 200

Tabla 3.3: Materiales para uso en secciónes de apex

Tabla 3.4: Materiales para uso en paredes del ciclón

Material	Espesor [pulgadas]	Vida útil
Acero débil	1/4	125-140 horas
Acero especial	1/4	6-8 semanas
Neopreno	3/8	>8 semanas
Goma	1/2	>1 año

materiales que la aumenten.

Se toma como referencia los ciclones diseñados por KREBS Engineers para usos similares, quienes para el casquete utilizan acero al carbono y en la parte interior de la sección cilindrica utilizan una goma crepe o (BLUE PALE CREPE GUM RUBBER), lo que evita la abrasión del acero y aumenta la vida útil del hidrociclón.

3.5. Características del Diseño de Hidrociclones

La segregación rápida y clasificación efectiva de las partículas solidas en un medio denso se consigue aumentando la magnitud de las fuerzas que actúan sobre ellas. Los clasificadores centrífugos logran este aumento reemplazando las fuerzas gravitacionales a las que están sujetas las partículas por fuerzas centrífugas. Dentro de los clasificadores centrífugos, los dispositivos más simples son los hidrociclones, tanto por sus componentes (no poseen partes móviles), como por su facilidad de operación y control.

En la figura 3.11 se muestra un esquema típico de un hidrociclón. Del esquema se debe destacar que la entrada (alimentación) es tangencial al cilindro de alimentación (feed cylinder). La geometría de

la sección de entrada puede variar, siendo por lo general circular, ovalada o rectangular, obteniéndose distintos perfiles de velocidad del fluido para cada geometría.



Figura 3.11: Esquema de funcionamiento de un hidrociclon [5]

Otra característica importante de diseño tiene que ver con el recubrimiento interno que poseen tanto el cilindro de alimentación como las secciones cónicas posteriores, el cual consiste en una capa de goma u otros revestimientos sintéticos (Neopropeno o Uretano), esto debido a la naturaleza abrasiva de los fluidos que se procesan.

Con respecto a las dimensiones actualmente utilizadas en el diseño y construcción de estos dispositivos, es necesario destacar que estas son de origen empírico, existiendo diferencias en las dimensiones si se considera el hidrociclon como un dispositivo de clasificación o uno con el propósito de disminuir la cantidad de agua en una mezcla. Las relaciones entre estas dimensiones (mostradas en la figura 3.12) se muestran a continuación en las tablas 3.5 y 3.6.



Figura 3.12: Nomenclatura de las dimensiones de un hidrociclon [4]

Tabla 3.5: Dimensiones para las partes de un hidrociclon^[5]

Hydrocyclone (Dewatering)	Hydrocyclone (Classifier)
Inlet diameter $D_1 = D_C/4$	Inlet diameter $D_I = D_C/7$
Vortex finder diameter, $D_O = D_C/3$	Vortex finder diameter, $D_0 = D_C/5$
Length or height, $L_C = 5 D_C$	Diameter of underflow = $D_C/15$
Length of vortex finder, $L_V = 0.4 D_C$	Length of vortex finder, $L_V = 0.4 D_C$
-	Length of cyclone =3 D_C

Tabla 3.6: Dimensiones Estandar de un ciclí, segun diversos autores

Cyclone Parameters	Mular and Jull [11]	Arterburn [12]
Cross-sectional area of feed	6-8% of the cross-sectional	$(0.015-0.02) \pi D_{\rm C}^2$
pipe at point of entry	area of the feed chamber	
Vortex finder diameter, Do	35-40% of D _C	0.35 D _C
Cone Angle	12° for D _C < 250 mm	12° for D _C < 250 mm
	20° for D _C > 250 mm	20° for D _C > 250 mm
Apex diameter	> 0.25 D _O	$> 0.10 D_{O}$

Se presentan además relaciones gráficas[6] entre las dimensiones principales del hidrociclón para obtener las mejores condiciones de operación, las cuales se muestran en las figuras 3.13 y 3.14.



Figura 3.13: Relación aproximada entre el diámetro del ciclón y la sección de alimentación



Figura 3.14: Relación aproximada entre el diámetro del ciclón y el diámetro del buscador de vórtices

A modo de conclusión, se puede presentar la siguiente lista de observaciones a considerar en el proceso de diseño y dimensionamiento de un hidrociclón:

- Resultados experimentales muestran que una sección rectangular en la entrada produce mejores resultados.
- Mayores secciones a la entrada permiten el ingreso de mayores flujos, lo que se traduce en un aumento en la velocidad tangencial del flujo al interior del ciclón.

- Hidrociclones de mayor diámetro son mejores para conseguir clasificaciones de mayor tamaño, ya que la aceleración en el interior del hidrociclon será menor.
- Secciones cilíndricas (cilindro de alimentación) más largas producen mayores caudales en el underflow.
- Secciones cilíndricas (cilindro de alimentación) más cortas producen separaciones de mayor tamaño (tamaño "de corte" mayor).
- Secciones cónicas de menor ángulo logran clasificaciones más finas (el tamaño "de corte" se reduce).

Capítulo 4

Resultados

4.1. Dimensionamiento del Hidrociclón

4.1.1. Datos de Entrada

Antes de presentar los resultados finales del dimensionamiento del hidrociclón, es necesario presentar de forma clara y precisa los parámetros necesarios para los distintos cálculos que forman parte del proceso de selección. Los datos necesarios se presentan a continuación:

- Presión a la Entrada del Hidrociclón, 20 psi
- Concentración de Sólidos a la entrada del Hidrociclón, 28 %
- Densidad del Líquido, 1000 kg/mt^3
- Densidad del Sólido, 8960 kg/mt^3
- Densidad de la Pulpa a la entrada del Hidrociclón
- Flujo Másico en el Hidrociclón
- Gravedad Específica del Sólido
- Granulometría de Corte deseada, 50 μm

Como se observa, algunos de los parámetros presentados recientemente presentan valores conocidos, otros no y otros corresponden a valores impuestos, para definir el funcionamiento del hidrociclón (como es el caso de la granulometría de corte). Esto se debe a que solo algunos de estos valores pudieron ser obtenidos de la visita a terreno. El resto de los parámetros fue necesario estimarlos en base a supuestos, algunas veces bastante fuertes, para lograr finalmente el dimensionamiento del equipo.

En la siguiente sección se presentan los cálculos y procedimientos utilizados para estimar los valores faltantes de los parámetros de entrada necesarios para realizar el dimensionamiento y posterior selección del equipo.

4.1.2. Estimación de los Parámetros Necesarios

Densidad de la Pulpa a la entrada del Hidrociclón y Gravedad Específica del Sólido

Conocida la densidad del fluido (Agua, ρ_a), la densidad del sólido (Concentrado de Cobre, pero se aproxima a la densidad del Cobre puro, ρ_s) y la concentración de sólidos a la entrada del equipo (C_s), la densidad de la pulpa puede estimarse mediante la siguiente fórmula.

$$\rho_m = \frac{100}{\frac{C_w}{\rho_s} + \frac{100 - C_w}{\rho_a}}$$
(4.1)

Evaluando la fórmula anterior, se tiene que:

$$\rho_p = 1280 \frac{kg}{mt^3}$$

Ahora, con el propósito de simplificar los cálculos posteriores, se considera el supuesto de que la densidad de la pulpa no varía en las distintas etapas relativas al funcionamiento del hidrociclón.

Por su parte, la gravedad especifica del sólido (γ_s) puede estimarse de manera muy fácil a partir de la siguiente fórmula:

$$\gamma_s = \frac{\rho_s}{\rho_a} = \frac{8960 \frac{kg}{mt^3}}{1000 \frac{kg}{mt^3}} = 8,96$$

Flujo Másico en el Hidrociclón

Los distintos flujos másicos que existen en el proceso de funcionamiento del hidrociclón (flujo de entrada, overflow y underflow) se estimaron a partir de una iteración basada en los siguientes supuestos:

- La densidad de la pulpa se mantiene constante en todos los puntos
- El flujo proveniente del circuito Scavenger se desprecia
- El 20 % del fluido proveniente del circuito Rougher tiene una granulometría de 50µmt, que coincide con la granulometría de corte impuesta para el hidrociclón
- El molino tiene una efectividad del 80 % de efectividad en la molienda
- El hidrociclón tiene un 100 % de efectividad en la selección del material

Como punto de partida se utilizaron datos adquiridos en la visita, a través de imágenes de las pantallas de la sala de control. El circuito considerado entonces para las iteraciones es el que se muestra en la figura 4.1.



Figura 4.1: Esquema de la Iteración utilizada

A modo de ejemplificar la lógica detrás de la iteración, se describirán a continuación los primeros 2 pasos, para la iteración completa, revisar el Anexo:

Al comienzo, entran 1838.63 TPH al ciclón provenientes del circuito rougher, de estas, aprueban el 20 %, correspondientes a 367.73 TPH, y el 80 % que sale por el underflow - 1470.9 TPH - va hacia el molino. En el molino, de estas 1470.9 TPH, el 80 % es satisfactoriamente reducido al tamaño deseado (1176.723 TPH), mientras que el 20 % restante (353.02 TPH) todavía presenta una granulometría mayor a la deseada.

Ahora, las 1470.9 TPH que entraron al molino (y salieron), se juntan con las 1838.63 TPH provenientes del rougher, es decir, en el acumulador tendremos 3309.53 TPH, las cuales entraran al ciclón, aprobando solo 1544.45 TPH (el 20% de las 1838.6 TPH mas las 1176.723 TPH reducidas satisfactoriamente en el molino), mientras que las otras 1765.08 TPH irán al molino a ser procesadas con un 80% de efectividad y así sucesivamente. Finalmente, se puede decir que la iteración converge después de 10 pasos, a los valores que se muestran en la tabla 4.1.

Flujo		
Flujo Másico hacia los Hidrociclones	3677.26	Ton/hr
Flujo de Overflow	1838.63	Ton/hr
Flujo de Underflow	1838.63	Ton/hr

Tabla 4.1: Resultados del la Iteración realizada, para estimar el Caudal M
śico que debe procesar 1 batería de Hidrociclones

4.1.3. Dimensionamiento del Hidrociclón

Las distintas básicas del hidrociclón se estiman mediante recomendaciones que se basan en la parametrización de estas en función de una dimensión base. Se utilizaran las relaciones establecidas en la tabla 3.5 presentada anteriormente, tomando como dimensión base el diámetro de la sección cilíndrica del hidrociclón, el cual tendrá un valor de 50 pulgadas, manteniendo así las dimensiones de los hidrociclones observados en la visita. A partir de esto, las dimensiones obtenidas son las que se muestran en la siguiente tabla 4.2:

Tabla 4.2: Resultados del Dimensionamiento del Hidrociclón

Dimensión		
Dc	508	mm
Di	127	mm
D_0	169.3	mm
Lc	2540	mm
Lv	203.2	mm

4.2. Estimación de la Capacidad de un Hidrociclón y tamaño de la Batería

La capacidad de un hidrociclón se estima mediante la siguiente formula:

$$Cap_C = Cap_N \cdot F_{CS} \cdot F_P \tag{4.2}$$

Donde Cap_C corresponde a la capacidad del ciclón (corregida), Cap_N es la capacidad nominal del ciclón, que se obtiene a partir de la figura 4.2, que requiere el diámetro del hidrociclón como parámetro

de entrada. Los términos F_{CS} y F_P son factores de corrección basados en la concentración de sólidos a la entrada del hidrociclón (figura 4.3) y en la caída de presión (figura 4.4). Para los valores conocidos, se tiene que:

$$\Delta P = 20psi \Rightarrow F_P = 1,6$$

$$C_S = 28\% \Rightarrow F_{CS} = 1,28$$

$$D_c = 508mm \Rightarrow Cap_N = 2,8\frac{mt^3}{min}$$

$$\Rightarrow Cap_C = 1,6 \cdot 1,28 \cdot 2,8\frac{mt^3}{min} = 5,73\frac{mt^3}{min} = 344,06\frac{mt^3}{hr}$$

Con lo que se obtiene finalmente, que la capacidad de un hidrociclón de 50 pulgadas de diámetro trabajando bajo las condiciones descritas anteriormente es de 344 mt^3/hr , por lo que se necesitarán 11 (10.688) hidrociclones por batería para poder procesar los flujos másicos de pulpa estimados anteriormente.



Figura 4.2: Correlación entre el Diámetro del Hidrociclón y su Capacidad Nominal



Figura 4.3: Factor de Corrección debido a la Concentración de Sólidos



Figura 4.4: Factor de Corrección debido a la Caida de Presión

4.3. Estimación de Parámetros de funcionamiento del Hidrociclón

Para terminar con el dimensionamiento del equipo, de presentan a los resultados de los cálculos relacionados con parámetros de funcionamiento del hidrociclón, tales como los parámetros de reparto (reparto de solidos, reparto de pulpa y reparto de liquidos), el porcentaje del fluido de entrada que sale en corto circuito y el porcentaje que queda en el llamado flujo muerto.

- reparto de solidos
 - $\theta=63{,}8\,\%$
- reparto de pulpa
 α = 95,2 %
- reparto de liquidos
 τ = 96.0 %
- flujo en corto circuito
 B_P = 4,0 %
- flujo de remanso

$$T_0 = 13,2\%$$

• porcentaje de finos en el grueso $f_C = 20.7 \%$

Estos resultados se obtuvieron a partir de las formulas y metodologías anteriormente señaladas.

4.4. Análisis de Sensibilidad de los Resultados Obtenidos

Se puede realizar un análisis de sensibilidad de los resultados obtenidos en base a la variación de parámetros significativos que influyen de manera importante en el funcionamiento del equipo, como:

- la presión de entrada
- caudal másico
- porcentaje de sólidos

Para esto, es necesario conocer la relación entre éstos y la concentración de sólidos en los distintos flujos y los parámetros de reparto señalados anteriormente. Con esto se podrá estudiar directamente la influencia de éstos en la variacion de los indicadores de funcionamiento del hidrociclón.

Cualitativamente se puede decir que a mayor presión se obtendrá un mayor nivel de segregación, y también aumentará el flujo en corto cicuito, dado que la velocidad radial, consecuencia de la alimentación, aumentará. Un análisis cuantitativo permitiría ver la influecia de la presión en estos fenómenos.

De la misma forma, un aumento del flujo másico aumentará el nivel de segregación al interior del hidrociclón. Una disminución en el flujo másico, por otra parte, causará una baja en la efectividad de la clasificación del equipo, esto debido a que se producirá un menor gradiente de presión al interior del hidrociclón, causando finalmente un menor grado de separaciíon entre las partículas finas y las gruesas. Estoúltimo puede traducirse en un aumento en el porcentaje de finos en el grueso que sale por el underflow.

Una aumento en la granulometría de de la pulpa (en términos de distribución de tamaños)a la entrada del equipo se traducirá también en una baja de efectividad del equipo, ya que esto significa que habrán menos partículas del tamaño deseado, por lo que el overflow tendrá una menor concentración de sólidos, y el porcentaje de finos en el grueso disminuirá, ya que ahora hay menos fino.

Capítulo 5

Conclusiones

Se desarrolló la selección de una batería de hidrociclones conforme los requerimientos de la Planta Concentradora Las Tórtolas, lo que significó el estudio de los procesos relacionados a la operación minera en plantas concentradoras.

Tras un reconocimiento documentado del equipo, se identificaron y cuantificaron los parámetros relevantes del diseño, junto a lo cual hubo una fase de estimación de parámentros no explicitados en la operación de la planta.

Se investigaron distintas características de funcionamiento y metodelogías de diseño de estos equipos, seleccionando aquella que se acomodaba de mejor manera a la operación con concentrado de cobre.

Tras lo anterior, se procedió al dimensionamiento del equipo y al análisis del funcionamieto de este bajo distintos requerimientos operacionales.

Capítulo 6

Bibliografía

- Hurtado E., Nacif J., Diseño de un sistema Hidrociclones, Informe de Avance, ME56B-Taller de Diseño Mecánico, 2009.
- [2] *Guía de Ingeniería en Operaciones Mineras, Tecnología y Procesos Productivos*, Portal Minero, 2005-2006.
- [3] http://www.anglochile.cl/es/operaciones/pres_bronces.htm
- [4] D. Bradley, The Hydrocyclone, Pergamon Press, London, 1965.
- [5] A.Gupta and D.S.Yan, Introduction to Mineral Processing Design and Operation, Australia, January 2006
- [6] D.T. Tarr, IADC Conference on Hydrocyclones, Dallas, Mayo, 1976.
- [7] C.A. Harris and G.A. Kosick, 20th Annual Metting of Canadian Mineral Processors, Ottawa Ontario, 1988, p.149.
- [8] G. Stephanopoulos, Chemical Process Control, Prentice Hall International, 1984.
- [9] M.J. Burrows, J.D. Carriere, J. Leung and D. Laguitton, 20th Annual Metting of Canadian Mineral Processors, Ottawa, 1989.
- [10] J.A. Herbst, W.T. Pate and A.E. Oblad, Advances in autogenous and Semi-Autogenous Grinding Technology, A.L. Mular and G.E. Agar (eds), University of British Columbia, 1989, p.669.

Apéndice A

Iteraciones

ITERACION						
	si entran	1838.63 tph entonces a	prueba el	0.2 367.72	2 y el resto 6	0.8 va al molino 1470.904
1	de estos	1470.904 tph, el	0.8 aprueba 0.2 falla	esto es esto es	1176.7232 294.1808	y se vuelven a juntar con lo que viene del rougher
	si entran	3309.534 tph entonces a	prueban y fallan	1544.449 1765.08	9 tph que saler 5 tph que van a	directamente a las columnas los molinos
2	de estos	1765.085 tph, el	0.8 aprueba 0.2 falla	esto es esto es	1412.06784 353.01696	y se vuelven a juntar con lo que viene del rougher
	si entran	3603.715 tph entonces a	prueban	1779.79	4 tph que saler	directamente a las columnas
3	de estos	1823.921 tph, el	0.8 aprueba	esto es	1459.13677 364 784192	y se vuelven a juntar con lo que viene del rougher
			0.2 Idiid	estoes	304.784192	
	si entran	3662.551 tph entonces a	prueban y fallan	1826.86 1835.68	3 tph que saler 8 tph que van a	los molinos
4	de estos	1835.688 tph, el	0.8 aprueba 0.2 falla	esto es esto es	1468.55055 367.137638	y se vuelven a juntar con lo que viene del rougher
	si entran	3674.318 tph entonces a	prueban y fallan	1836.27 1838.04	7 tph que saler 2 tph que van a	directamente a las columnas los molinos
5	de estos	1838.042 tph, el	0.8 aprueba 0.2 falla	esto es esto es	1470.43331 367.608328	y se vuelven a juntar con lo que viene del rougher
	si entran	3676.672 tph entonces a	prueban v fallan	1838.15	9 tph que saler 2 tph que van a	directamente a las columnas
6	de estos	1838.512 tph, el	0.8 aprueba 0.2 falla	esto es esto es	1470.80986 367.702466	y se vuelven a juntar con lo que viene del rougher
	si entran	3677.142 tph entonces a	prueban y fallan	1838.53 1838.60	6 tph que saler 6 tph que van a	directamente a las columnas los molinos
7	de estos	1838.606 tph, el	0.8 aprueba 0.2 falla	esto es esto es	1470.88517 367.721293	y se vuelven a juntar con lo que viene del rougher
	si entran	3677.236 tph entonces a	prueban v fallan	1838.61	1 tph que saler 5 tph que van a	directamente a las columnas los molinos
8	de estos	1838.625 tph, el	0.8 aprueba 0.2 falla	esto es esto es	1470.90023 367.725059	y se vuelven a juntar con lo que viene del rougher
	si entran	3677.255 tph entonces a	prueban	1838.62	6 tph que saler	directamente a las columnas
9	de estos	1838.629 tph, el	0.8 aprueba 0.2 falla	esto es esto es	1470.90325 367.725812	y se vuelven a juntar con lo que viene del rougher
	si entran	3677.259 tph entonces a	prueban v fallan	1838.62	9 tph que saler 3 tph que van a	directamente a las columnas los molinos
10	de estos	1838.63 tph, el	0.8 aprueba 0.2 falla	esto es esto es	1470.90385 367.725962	y se vuelven a juntar con lo que viene del rougher
	si entran	3677.26 tph entonces a	prueban v fallan	1838.6	3 tph que saler	directamente a las columnas
11	de estos	1838.63 tph, el	0.8 aprueba 0.2 falla	esto es esto es	1470.90397 367.725992	y se vuelven a juntar con lo que viene del rougher