



UNIVERSIDAD NACIONAL AUTÓNOMA DE MÉXICO

FACULTAD DE INGENIERÍA

**Simulación (MinProSim®) y
comparación del diseño de la batería de
hidrociclones para la clasificación en el
circuito de molienda en la unidad "San
José"**

INFORME DE ACTIVIDADES PROFESIONALES

Que para obtener el título de
Ingeniero Minero Metalurgista

P R E S E N T A

Marco Antonio Bautista Flores

ASESORA DE INFORME

QIM. Guadalupe Contreras Ordaz



Ciudad Universitaria, Cd. Mx., 2022

AGRADECIMIENTOS.

A mi padre, madre y hermano, quienes sustentaron de manera económica y emocional, toda mi vida académica.

A mi esposa e hijo que siempre fueron y han sido una inspiración de superación.

A mi asesora, por el apoyo, dedicación y la paciencia para la elaboración de este informe.

A mis amigos entrañables de la universidad.

A toda mi familia en quienes siempre pude encontrar apoyo y un consejo.

Por último y no menos importante a la Universidad, que me formó no sólo como profesional, también como ser humano.

Las palabras no terminan siendo suficiente para expresar la enorme gratitud que tengo con todos estos seres queridos que han sido parte de mi vida académica y social.

Índice General

Resumen.....	8
Capítulo 1. Generalidades:	9
1.1 Ubicación.....	9
1.2 Geología regional:	10
1.3 Geología local:.....	11
1.4 Caracterización del área	11
1.5 BRECHA HIDROTHERMAL	14
Capítulo 2. Descripción de la planta del proceso de concentración.	16
2.1 Área 100, Trituración de Mineral.	16
2.2 Área 300, Molienda.....	17
2.3 Área 400, Flotación	20
2.4 Área 450-500 Espesamiento y Filtrado de concentrado.....	23
2.5 Área de espesamiento y Filtrado de Jales.	24
Capítulo 3. FUNDAMENTOS:	26
3.1 Operación trituración y molienda (etapa de conminución)	26
3.1.1 La trituración:	28
3.1.2 La molienda:	30
3.2 Ley de Bond.....	33
3.3 Clasificación:.....	38
3.3.1 Variables que afectan la operación del hidrociclón.	46
3.4 DESCRIPCIÓN DEL SOFTWARE:.....	50
Características del MinProSim®:	50
Capítulo 4 SIMULACIÓN CON MINPROSIM DEL MOLINO1	51
4.1 Datos muestreados en Planta:	51
4.1.1 Preparación de la muestra	52
4.1.2 Resultados	53
4.1.3 BALANCE DE MASA EN MINPROSIM.	60
4.1.4 Eficiencia de clasificación y balance de masa en ciclones.....	60
4.2 RESULTADOS:	62
4.1 SIMULACIÓN 1.....	63

4.1.1 Balance de masa minprosim (simulación 1).....	63
4.1.2 Eficiencia de clasificación y balance de masa en ciclones (simulación 1)	64
4.2 SIMULACIÓN 2.....	65
4.2.1 Balance de masa minprosim (simulación 2).....	66
4.2.2 Eficiencia de clasificación y balance de masa en ciclones (simulación 2)	66
4.3 PARÁMETROS E INFORMACIÓN DE DISEÑO:	68
4.3.1Proceso de diseño	69
4.3.2 Balance de masa.....	73
4.4 Histórico de variables en Molino 1 (potencia, W_i , nivel de llenado de bola y P_{80} de alimentación: .	74
4.4.1 W_i	74
4.4.2 P_{80} -200#	75
4.4.3 P_{80} en micrómetros	76
4.6.4 Potencia en Kw's	77
4.4.5 Nivel de llenado de bola.....	78
Capítulo 5. Análisis de Resultados	79
5.1 LIMITACIONES DEL PROCESO:.....	81
5.2 BENEFICIOS ESTABLECIDOS.....	82
5.2.1 COSTOS DIRECTOS VARIABLES DE MOLIENDA (\$/tonelada):.....	82
Capítulo 6. Conclusión:	85
ANEXO 1:	87
BIBLIOGRAFIA:.....	88

Índice de Tablas

*Tabla 1: Medidas del hidrociclón*19

*Tabla 2. Características del circuito de Flotación*20

*Tabla 3. Reactivos de flotación empleados*22

*Tabla 4 Tiempo de las diferentes etapas del filtro prensa*24

Tabla 4.1 Características del molino 151

*Tabla 4.2 Características de la batería de ciclones.*51

*Tabla 4.3 Granulométrico real (descarga y alimentación al molino.*53

*Tabla 4.4 Granulométrico real en cicloneo (alimentación, finos y gruesos).*54

*Tabla 4.5 Granulométricos -200 mallas y menores*56

*Tabla 4.6: Granulométricos-200 mallas y menores*56

*Tabla 4.7: Balance de masa del circuito en condiciones reales. (Empleando MinProSim®)*60

Tabla 4.9: Resumen de los resultados obtenidos y las diferentes simulaciones realizadas. 62

*Tabla 4.1.1 Datos de los resultados en simulación 1: (Empleando MinProSim®).*63

*Tabla 4.1.2 Balance de masa .*63

Tabla 4.1.3 Balance de masa, en base a la distribución de la clasificación, (simulación 1) 63

Tabla 4.2.1 Datos de los resultados en simulación 2 65

Tabla 4.3.1 Datos de diseño en Molino 1 68

Tabla 4.3.2 % de sólidos de diseño 69

Tabla 4.3.3 Granulométricos de diseño en banda y descarga de molino 70

*Tabla 4.3.4 Granulométricos de ciclones (finos, gruesos y alimentación).*71

Tabla 4.4.1 Histórico del Wi 74

Tabla 4.4.2 Histórico P80 a -200# 75

Tabla 4.4.2 Histórico P80 en Mm 76

*Tabla 4.4.3 Histórico promedio de potencia Kw's del molino*77

*Tabla 4.4.4 Histórico de nivel de llenado de bola en molino*78

*Tabla 5.1 Comparación de los modelos de diseño, el real y la propuesta de operación.*80

Tabla 5.2 Diferencia existente entre el % de sólidos de planta y laboratorio metalúrgico.81

Tabla 5.3 Beneficio económico posterior a las mejoras 82

Tabla 5.4 Histórico de bola y potencia consumida durante el 2015 84

Índice de figuras

Fig. 1.1 Localización de la unidad minera 9

Fig 1.2 El mapa Geológico del Estado de Oaxaca 10

Fig. 1.3 Geología Regional de Zaachila, Oaxaca. 13

Fig. 2.1 Diagrama del circuito de trituración 17

Fig. 2.2 El molino 1 17

Fig. 2.3 Celda de Flotación con fondo tipo “U” 21

Fig. 2.3 Circuito de flotación 22

Fig. 2.4 Filtro prensa, FL Smidth 24

Fig. 2.5 Espesador de jales Marca FL Smidth 25

Fig. 3.1 Consumo de energía en trituración y molienda. 29

Fig. 3.2 Tipo de molino según la necesidad en granulometría alimentación y producto. 31

Fig. 3.3 Como es distribuido el costo de la molienda para cada tipo de molino .36

Fig. 3.4. Ciclo del molino de bolas 37

Fig. 3.5 Comportamiento del hidrociclón 39

Fig. 3.6 Operación del hidrociclón 40

Fig. 3.7 Circuito de molienda clasificación cerrado, en estado en estado estacionario. 42

Fig. 3.8 Curva de selectividad y clasificación de un hidrociclón 44

Fig. 3.9 Curva de clasificación reducida. 47

Fig. 4.1 Circuito del molino 1 51

Fig.4.2 Tratamiento de las muestras para obtener los análisis granulométricos.52

Fig. 4.3 Gráf. de la distribución granulométrica en la alimentación a ciclones, fina y gruesos. 55

4.4 Balance de masa, en base a la distribución de la clasificación en condiciones reales.61

4.5 Balance de masa, en base a la distribución de la clasificación, (simulación 1) 64

Fig. 4.6 gráfica de comparación del producto del modelo original al modelo simulado #1.65

4.7 Balance de masa, en base a la distribución de la clasificación, (simulación 2)66

Fig. 4.8 gráfica de comparación del producto del modelo original al modelo simulado #2.67

Fig. 4.9 Graficas del comportamiento granulométrico en ciclones (finos, gruesos y alimentación). 72

Figura 4.10 Balance de masa, en base a la distribución de la clasificación, del modelo de diseño 73

Resumen

Compañía minera Cuzcatlán “Unidad San José”, del grupo de Fortuna Silver Mines con sede en Vancouver, Canadá, requiere aumentar la capacidad de producción de 2000 a 3000 t/d, los equipos destinados a las operaciones de conminución son de gran tamaño, con un alto costo de inversión, por lo que el diseño adecuado es de fundamental importancia en estos casos.

El presente trabajo compara el comportamiento de un circuito de molienda convencional, el cual se busca optimizar manipulando las principales variables del circuito, empleándose como base el simulador comercial (MinProSim®).

La trituración y la molienda parecieran ser un proceso simple, en el que las partículas grandes son quebradas al contacto con las linternas de las quebradoras y el de las bolas en el caso de los molinos, la complejidad aparece al analizar el proceso, debido a un gran número de variables. Por medio de este estudio de simulación se pretende mejorar la eficiencia de la molienda tanto en granulometría como en disminución de carga circulante dentro del molino y de ser posible el incrementar el tonelaje.

Este estudio de simulación se realizó basándose en el resultado de muestreos a nivel planta de la descarga de un molino de bolas de 13' x 19', una batería de ciclones de 15". Por simulación se estudiaron varias configuraciones de los ápex y los vortex para los ciclones. Esto fue para definir la configuración y condiciones de operación, que proporcionaran la máxima capacidad de molienda, con un producto cercano de 80% a -200# (75 micras).

Summary

Compañía Minera Cuzcatlan “San Jose unit” from Fortuna Silver Mines located in Vancouver Canada, wants to expand from 2000 t/d to 3000 t/d, for this reason is important develop the existent equipment destined to the comminution operations, at the same time has a higher inversion ships costs, by the way is important to developed de the operational designs and that's de the most fundamental importance in this cases.

The present document compares the mill and hydrociclone operational behavior

Crushing and grinding seem to be a simple process, in which large particles are broken contact with the shims of crushers and balls in the case of the mills complexity appears to analyze the process, due to a large number of variables. Through this simulation study aims the improved grinding efficiency both granulometry and decreased circulating load inside the mill and be possible to increase the tonnage.

This simulation study was performed based on the result of samplings plant downloading a ball mill 19' 13'x a cyclone battery 15 "level. By simulating various configurations of the apex and vortex for cyclones. This was to define the configuration and operating conditions, to provide the maximum milling capacity, with a nearby product of 80% -200 #.

Cápítulo 1. Generalidades:

1.1 Ubicación.

Compañía minera Cuzcatlán “Unidad San José”, pertenece al grupo de Fortuna Silver Mines con sede en Vancouver, Canadá. Teniendo como filial otra unidad minera en Caylloma, Perú. Y más recientemente se adquirió Goldrock con sede en la provincia de Salta en Argentina.

La unidad “San José” se encuentra ubicada en el estado de Oaxaca, en el Municipio de Ocotlán de Morelos y perteneciente al distrito minero de Tabiche, en el sureste del estado de Oaxaca, aproximadamente a 47 kilómetros en carretera de la ciudad de Oaxaca de Juárez, capital de este Estado, (fig 1.1 Localización).

Esta Unidad fue inaugurada en julio del 2011 y arrancó operaciones en septiembre del mismo año, con una producción de 1000 t/d. En septiembre del 2013 se aumentaron capacidades a 1800 t/d con la adquisición de un nuevo molino y que más tarde para abril del 2014 se aumentaría tonelaje a 2000 t/d. Hoy en día se encuentran los preparativos para la ampliación a 3000 t/d, en lo que destaca un cambio en el modo de tratamiento de jales los cuales ya no son enviados a una presa convencional de jales sino que son filtrados para posteriormente ser apilados en un dry stack para su almacenamiento.



Fig. 1.1. Localización de la unidad minera (fortunasilver.com)

1.2 Geología regional:

La mina de San José se aloja en una secuencia volcánica presuntamente de la era Paleogénica que va del Andesítico al Dacítico. Más al este, estas andesitas y dacitas están cubiertas por Tobas líticas y silíceas cristalinas e ignimbritas correspondientes al Mitla Tuff formación que data de la era del Mioceno. Estas secuencias volcánicas cenozoicas se extienden sobre dos bloques de la corteza: el terreno de Oaxaca o Zapoteco y el Cuicateco o Terreno de Juárez. El terreno Zapoteco se caracteriza por facies granulíticas, Basamento metamórfico de la edad Grenvilliana superpuesta por las secuencias sedimentarias del Paleozoico y Mesozoico. El terreno de Juárez es un prisma de las rocas volcánicas, oceánicas jurásicas y cretáceas fuertemente deformadas que estructuralmente sobrepasa el territorio maya y subyace al territorio de Oaxaca (fig 1.2).

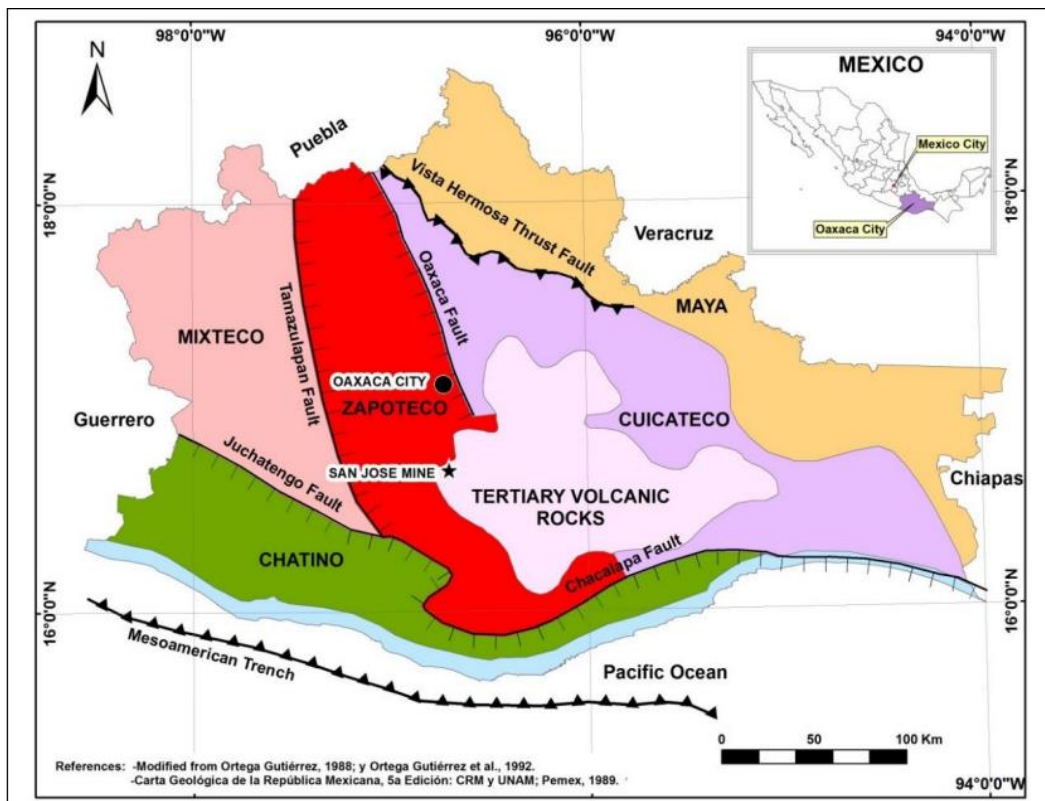


Fig 1.2. El mapa del Estado de Oaxaca muestra la distribución aproximada de las rocas volcánicas del cenozoico y delimita los terrenos tectono-estratigráficos de la zona (Informe Geológico Coto-Vindas, 2008).

Las rocas volcánicas cenozoicas que albergan la mina de San José se interpretan como Subducción a lo largo de la frontera predominantemente convergente del sur de México con la secuencia volcánica que se ha depositado aproximadamente contemporáneamente con los eventos volcánicos iniciales del Cinturón Volcánico Trans-Mexicano.

1.3 Geología local:

La mina de San José se encuentra dentro de una gruesa secuencia de rocas volcánicas que va de andesíticas a dácíticas, volcánicas y volcanoclásticas, que a su vez recorren discordantemente a unidades que van desde ortogénesis y paragénesis de edad mesoproterozoica, calizas y rocas sedimentarias calcáreas de edad Cretácea y continental (Informe geológico área san Ignacio, Coto-Vindas, 2008). En el área de Taviche, los volcanes de edad paleogénica son intrusivas por granodiorita a diorita con una existencia posible de la edad neogénica, presentado en la figura 1.3 Geología regional de Zaachila.

1.4 Caracterización del área

La caracterización del yacimiento es Epitermal de Baja Sulfurización (LS) esta dado por las características fisicoquímicas implicadas en su formación, tanto de las menas que contienen como de las gangas que las acompañan (paragénesis). El depósito de San José, está caracterizado por sus contenidos de Ag-Au, en consecuencia el cuerpo SWK que es parte integral del sistema mineralizado no escapa a estas condiciones. De esta manera se puede decir que las características del yacimiento son:

1. Alteración: Las alteraciones directamente relacionadas a la mineralización son generalmente restringidas, en las periferias se pueden observar principalmente zonas arcillosas expansivas, acompañadas de finas películas de calcita y en menor proporción sericita, más cerca de las zonas mineralizadas se puede apreciar un ligero incremento de la propilitización (clorita, carbonatos, cuarzo, calcita) y en la zonas mineralizadas, la silicificación es dominante, así como alteración argílica avanzada, en muchas ocasiones acompañada de adularia y calcita (zona de ebullición).

2. Mineralización: La mineralización metálica generalmente implica pirita diseminada de grano fino en las periferias (2.5%), en las zonas de mena se observa acantita y pirita, con

ocurrencias aisladas diseminadas o acompañadas, generalmente la acantita bordeando la Py, en otros la acantita se acumula en pequeñas zonas bordeando los límites Qz/Ca, esto es muy común en las zonas de alteración argílica avanzada, microscópicamente se ha identificado electrum. Otros minerales de mena que acompañan en pequeñas cantidades los metales preciosos son galena de grano muy fino, esfalerita y esporádicamente calcopirita cuya suma (Pb+Zn+Cu) es 1%. Los minerales de ganga que caracterizan este cuerpo son cuarzo hialino, cuarzo blanquizco, sílica gris, calcita gruesa, y adularia-fluorita (verde y morada)-rodocrosita en menores cantidades.

Dentro del yacimiento que conforma la mina San José se han detectado a grandes rasgos 3 cuerpos mineralizados principales (V. Bonanza, V. Trinidad y Cuerpo SWK) y varios ramales (p.e. V. Fortuna, V. Paloma, HwBv, FwTv, etc.), cada uno de ellos con características genéticamente relacionadas.

Dentro de estos cuerpos se han desarrollado estructuras mineralizadas que reflejan varias pulsaciones de mineralización, de tal forma que en un mismo espacio pueden observarse sobreimpresiones (overprint) de mineralización y de alteración (principalmente de brechas hidrotermales).

Las distintas pulsaciones de mineralización han generado texturas variables que reflejan las condiciones en que se depositaron tanto los minerales metálicos como los no metálicos. Las principales tipos de estructuras mineralizadas identificadas en el depósito de San José son: HYBX.- Brechas Hidrotermales Polifásicas y/o polimicticas, cuya característica principal es la presencia de clastos o fragmentos (de roca o cuarzo) sub-redondeados a redondeados acusando la intensa dinámica de los fluidos, estas estructuras generalmente se observan dentro de los sistemas Bonanza y Trinidad, y como alimentadores dentro de las zonas de "SWK", típico del cuerpo SWK.

Estas brechas hidrotermales presentan tamaños desde mm hasta decenas de cm. Sus límites pueden ser drásticos (tabulares), transicionales a otro tipo de estructuras o suaves perdiéndose entre la roca. La proporción de mineralizante Vs Roca esta entre 40%:60% a 80%:20%.

CBX.- Brechas Hidrotermales de Mosaico, Tipo Puzle, o de rompecabezas cuya característica principal es la presencia de clastos o fragmentos angulosos a sub-angulosos, los cuales han sufrido muy poca rotación, este tipo de brechas se localizan principalmente en zona de dilatación. Muchas veces estas CBX se forman en las periferias de las HYBX, o pueden localizarse aisladas. El tamaño de las estructuras es variable, se les puede observar desde milimétricas hasta centimétricas. Sus límites generalmente están limitados por vetas o vetillas, pueden ser transicionales con HYBX o con SWK. La proporción de mineralizante Vs Roca oscila entre 25%:75% a 40%:60% respectivamente.

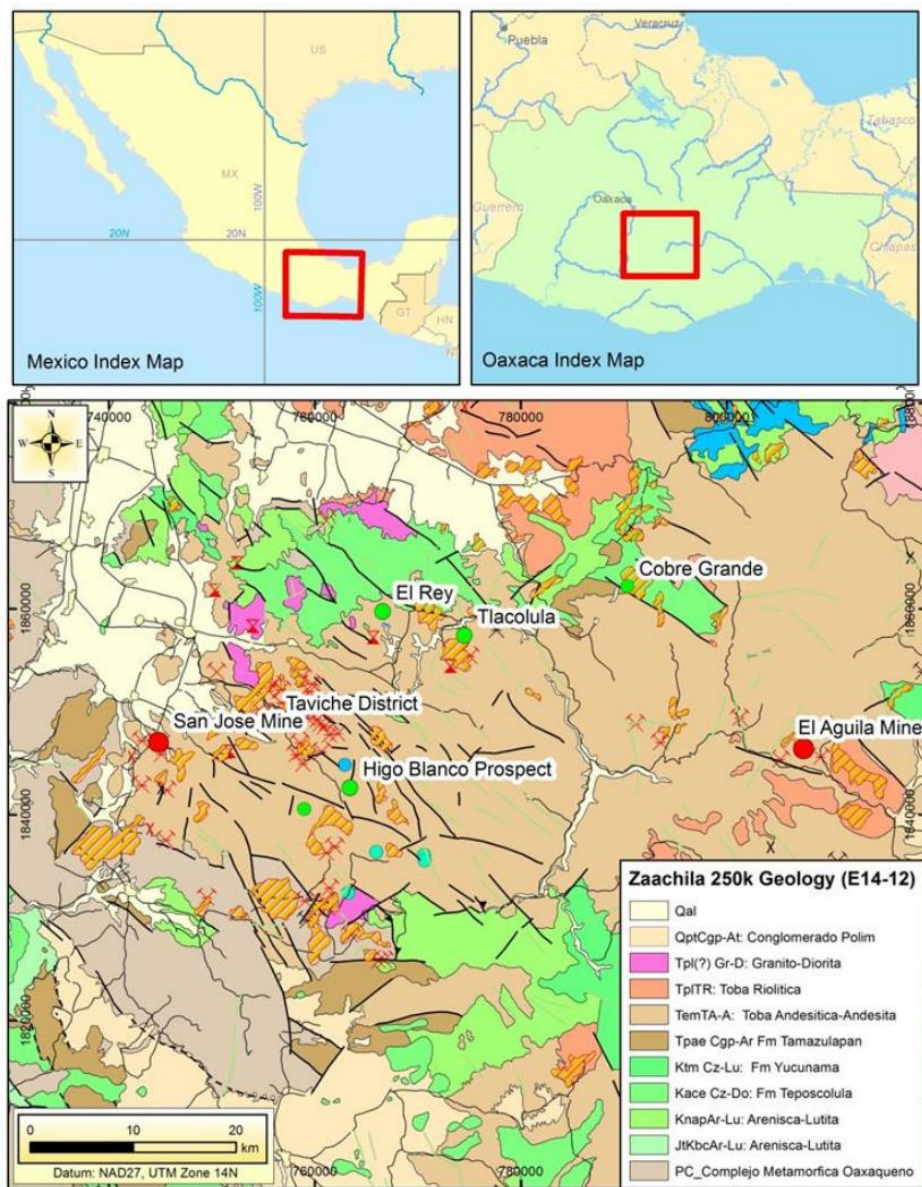


Fig. 1.3. Geología Regional de Zaachila, Oaxaca. (Reporte Geológico, Alexis Vinda 2009)

1.5 BRECHA HIDROTERMAL

Las brechas son algunas de las texturas de roca más ampliamente distribuida que se encuentran en los depósitos hidrotermales vetiformes. Estudios previos han estado principalmente interesados en el desarrollo de enfoques descriptivos cualitativos, lo que ha llevado a una proliferación de términos confusos. El brechamiento se origina de muchas maneras, dando lugar a sistemas de clasificación altamente complejos y frecuentemente malas interpretaciones de facies. Las observaciones de campo son difíciles de reconciliar con las teorías físicas de la fragmentación, en parte debido al hecho de que son pocos los instrumentos o herramientas cuantitativas satisfactorias que se han desarrollado.

Una revisión de los principales procesos que ocurren en brechamiento en los depósitos hidrotermales tipo vetas permite la discriminación entre los mecanismos químicos y físicos, incluyendo trituración tectónica, el desgaste a la abrasión, dos tipos de brechamiento fluido asistida (hidráulica y críticos), expansión del volumen o reducción, de impacto y colapso. Cada uno de estos mecanismos puede distinguirse usando parámetros escalares que describan la geometría de brecha, incluyendo la morfología de los fragmentos, tamaño y distribución de los fragmentos, la fábrica, y la relación de dilatación. Los dos primeros parámetros son especialmente importantes debido a que:

1. La morfología de los fragmentos permite distinguir entre brechas químicas y físicas (mecánicas).
2. La distribución de tamaño de partícula (PSD) está en función de la entrada de energía durante la formación de las brechas.

La pendiente de la PSD acumulativa (dimensión fractal) oscila entre valores altos para los procesos de brechamiento de alta energía, a valores bajos procesos energéticos bajos como lo muestran distribuciones isométricas. La evolución de un sistema de vetas se puede dividir en tres etapas: la propagación, de desgaste y de dilatación. Estas etapas están separadas por un umbral de discontinuidad mecánica y uno de continuidad hidráulica. Estos dos umbrales también marcan la transición entre los diferentes tipos de

brechamiento. La mineralización se produce durante las tres etapas y pueden mostrar diferentes texturas, debido a las variaciones de presión. El uso de parámetros cuantitativos en brechas hidrotermales relacionadas a fallas permite una mejor comprensión de los parámetros físicos relacionados con el entorno de las vetas, incluyendo el ambiente estructural y el nivel cortical, así como la interacción fluido/roca. El reconocimiento de los diferentes tipos de brechas también podría ser importante durante las primeras etapas de la exploración de minerales.

Capítulo 2. Descripción de la planta del proceso de concentración.

La planta concentradora cuenta con capacidad para procesar diariamente 2000 t/d. de mineral, produciendo un concentrado Final de Ag y Au, mediante el proceso de Flotación. La Planta concentradora está compuesta por 5 distintas áreas las cuales se describen a continuación:

2.1 Área 100, Trituración de Mineral.

El objetivo de esta área es establecer las actividades de operación y control del procesamiento del mineral a un tamaño de $-3/8''$ tamaño que es el ideal para la siguiente etapa del proceso.

La reducción del tamaño del mineral comienza en esta área donde se cuenta con una quebradora de quijada marca Sandvik modelo CJ-209 para reducir el material a un máximo de $3''$ de tamaño, mismo material que pasa por una criba vibratoria de marca Tabor la cual se encarga de clasificar el material de $3/4''$ y de $3/8''$, el mineral que no pasa la malla a $-3/4''$ es enviada a una trituración secundaria y la carga que no pasa la malla de $-3/8''$ pasa por la trituración terciaria, ambas trituradoras son cónicas de la marca Sandvik modelo CH-430:01.

Una vez que el material pasa la malla de $-3/8''$ estas son descargadas a las bandas números 8 y 9 para así mismo ser transportado y descargado al stock pile principal.

Para garantizar la continuidad operativa es de gran importancia el que los equipos se encuentren en óptimas condiciones esto se obtiene con el programa de revisión y mantenimiento de los distintos equipos que conforman el circuito, un aspecto indispensable para mantener la operación estable, el circuito está diseñado para una capacidad de operación de 100 t/h, pero bajo condiciones ideales esta es capaz de producir hasta 150 t/h.

A continuación, se muestra el circuito de trituración, utilizándose el programa de Minprosim para su representación.

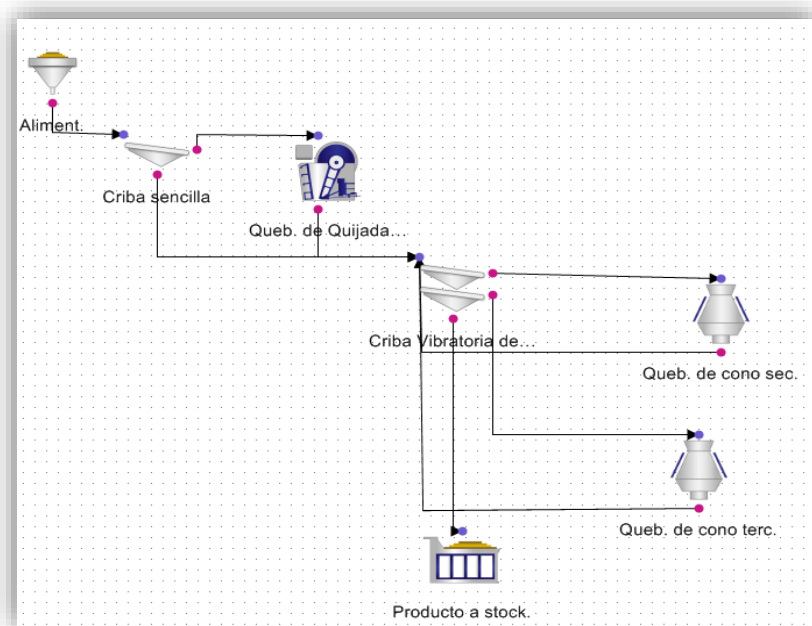


Figura 2.1 Diagrama del circuito de trituración (Modelo usando MinProSim®).

2.2 Área 300, Molienda.

La molienda tiene como objetivo asegurar la granulometría óptima que permita la continuidad operativa y establecer las actividades de operación y control de variables clave del proceso para asegurar además de la integridad física del personal y el respeto al medio ambiente.

La Figura 2.2 muestra el molino 1 de la marca WESTPRO de 3.53 m de diámetro por 5.5 m de longitud, cuenta con un motor síncrono de 1500 hp.



Figura 2.2 En primer plano se aprecia el molino 1 y al fondo el circuito de flotación

El molino 2 ubicado en la nave Oeste de la planta, es de la marca Chinshu, de origen chino, con las medidas de 3.53mts. de diámetro por 5.5 mts. de longitud, al igual que el molino 1 es síncrono de 1100 hp. En la Figura 2 se muestra el molino 1 solamente, por la ubicación del molino 2 en otra nave.

El molino está compuesto por:

- **CASCO:** Es la parte exterior del molino en forma cilíndrica a donde se sujeta el recubrimiento de éste (lainas) y contiene en su interior la bola, carga y agua.
- **TAPAS:** Son las partes laterales de la estructura principal de los molinos, una de ellas el muñón que es la pieza de apoyo del molino sobre sus descansos (chumaceras).
- **CORONA-PIÑÓN:** Es la parte que trasmite el movimiento al molino, acoplado al sistema motriz por el piñón y embrague.
- **LAINAS:** Se fabrican de hule o de acero y se fijan al casco y tapas del molino por medio de tornillos, protegen al casco y tapa del impacto de la carga y bolas, además ayuda a transmitir energía al mineral para su molienda.
- **ELEVADORES:** Estas piezas pueden ser parte de la laina del casco o estar separados, nos ayudan a levantar la carga de mineral y bolas para que alcancen la altura óptima y formar la cascada y catarata.
- **LAINAS DE TAPAS:** Todas las tapas tienen lainas, además cuenta con elevadores de pulpa.
- **CABEZALES PARA MOLINOS DE BOLA:** Protegen las tapas de los molinos ya que está en contacto directo con la pulpa del mineral
- **MUÑONES:** Los molinos giran fijados en estos muñones sobre una capa de aceite que se introduce a ésta por el sistema de lubricación, cuentan con sensores de temperatura, si detectan temperatura excesiva en el aceite de lubricación paran el molino para evitar daños en el muñón.
- **CHUMACERAS:** Envuelven al muñón y al aceite que llega del paquete de lubricación formando una cámara cerrada.

- **TROMMEL:** Parrilla que clasifica al mineral en la descarga del molino, tiene forma de tambor, con abertura que permiten que la pulpa caiga al cárcamo de las bombas y un espiral que saca el mineral de sobre tamaño (Granza).
- **TRANSMISION-CORONA-PIÑÓN:** Los motores de los molinos se conectan a la flecha y a su vez al EMBRAGUE donde se transmite la fuerza motriz a otra flecha que contiene el PIÑÓN, el cual gira y se conecta con la corona proporcionando el giro y movimiento del molino.
- **SISTEMA DE LUBRICACION:** El aceite se suministra a cada molino por medio de un paquete de lubricación que cuenta con un depósito y se dirige a las chumaceras para lubricar los descansos de los muñones. Con un flujo no mínimo a 5 gl/min.

Hoy en día se maneja una alimentación total de 91 t/h, siendo distribuidas 56 t/h al molino 1 y 35 t/h al molino 2. La alimentación a ambos molinos está dada por bandas individuales que a su vez reciben de la banda principal proveniente del stock pile y que cae a un chute repartidor de carga, por medio de una báscula es como se logra regular la alimentación a cada uno de los molinos.

Los molinos operan bajo un circuito cerrado operado de forma paralela, y cada uno cuenta con su propia batería de ciclones en el molino 1 cuentan con una batería de 3 ciclones de la marca Krebs denominado D15 especificándose las características en la tabla 1:

Tabla 1: Medidas de hidrociclones.

Diámetro interno del cuerpo cilíndrico	35 cm
Diámetro interno entrada alimentación	15 cm
Diámetro interno Vortex	13.3 cm
Diámetro interno Apex	6.3 cm
Distancia Apex y Vortex	168 cm

En la descarga hacia flotación es transportada por medio de una tubería de 8" (20.32 cm).

En el molino 2 se cuenta con una batería de 3 ciclones con las mismas características que el molino 1, pero del cual sólo está en operación 2 de ellos y un tercero en stand by. La descarga del Vórtex también tiene una tubería independiente hacia el tanque acondicionador por una tubería de 8" (20.32 cm).

2.3 Área 400, Flotación

El objetivo de la flotación es obtener la máxima recuperación y alta ley del concentrado de Ag-Au. En esta área las actividades establecidas van orientadas para tener el control y las mejores variables claves del proceso de flotación. En la Tabla 2 están las características de los equipos empleados en el circuito.

Tabla 2. Características del circuito de Flotación

Etapa	No de celda	Tamaño [ft ³]	Marca
B. primario	1 y 2	2 x 600	FL Smidth
B. Intermedio	3 y 4	2 x 600	
B2do Intermedio	5 y 6	2 x 600	
B. 1 Agotativo	7 y 8	2 x 600	
B. 2 Agotativo	18 y 19	2 x 600	
1 límpia	9-14	6 x100	
2 límpia	15 y 16	3 x100	

La función de una celda de flotación la podemos definir de la siguiente manera:

- Mantener todas las partículas principalmente las de mena en suspensión dentro de la pulpa en forma efectiva, con el fin de prevenir la sedimentación de éstas.
- Producir una buena aireación, que permita la diseminación de burbujas de aire a través de la celda.
- Promover las colisiones y adhesiones de partícula-burbuja.
- Proveer un eficiente transporte de la pulpa alimentada a la celda, del concentrado y de los jales.
- Proveer un mecanismo de control de la altura de la pulpa y de la espuma, la aireación de la pulpa y del grado de agitación.

Como bien es conocido una celda de flotación se divide en tres partes la más profunda se cataloga a zona de homogenización de la pulpa la parte media es donde se encuentra la zona mineralizada y se tiene contacto con las burbujas de aire, mientras que en la parte

superior se tiene el área de espuma en donde se va a tener el derrame de la espuma con los valores de interés en este caso el Au y Ag.

En la figura 3 se muestran algunas de las partes de una celda de flotación, la cual está compuestas de:

- **ROTOR:** El rotor asemeja una flecha el cual corre desde la polea y recorre hasta la parte inferior de la celda
- **IMPULSOR:** Este se encuentra en la parte inferior de la celda conectado al final del rotor, este parece un disco con una serie de incrustaciones que provoca que la aireación se distribuya a través de la celda
- **DIFUSOR:** este se encuentra constituido por una serie de hojas verticalmente acomodadas, alrededor de todo el impulsor lo que ayuda a la distribución radial hacia las paredes de la celda.

En la unidad, las celdas primarias y las agotativas cuentan con fondo en “U” como se muestra en la Figura 2.3, esto permite tener menos asentamientos en las orillas de la celda como se podía presentar en las celdas convencionales cuadradas.

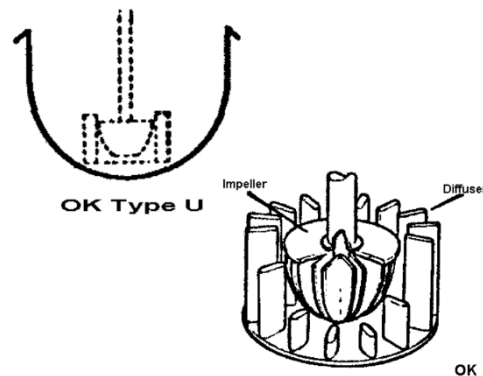


Figura 2.3.- La imagen izquierda muestra el arreglo de una celda con fondo en “U”, y la imagen derecha muestra el mecanismo de aireación del impulsor y su respectivo difusor para la distribución del aire (Flotation technology, FL Smidth).

Para la recuperación de valores no únicamente es necesario el contar con las celdas adecuadas, también reactivos que van a ser agregados en forma líquida a través de bombas dosificadoras, todo el reactivo que se está empleando en la flotación son colectores los cuales se muestran en la tabla 3.

Tabla 3. Reactivos de flotación empleados

Reactivo	Dosificación
▪ Penfloat (PF3)- colector	60 g/t
▪ Aerofina 3416 – colector	60 g/t
▪ Xantato anisopropilico (PAX) – colector.	9 g/t
▪ Max Gold – promotor , colector de oro	4 g/t
▪ Promotor 404 – promotor	25 g/t
▪ Espumante 507 - espumante	10 g/t

El circuito inicia en el tanque acondicionador con capacidad de 10' X 10' que recibe el mineral enviado desde los ciclones. En la figura 2.4 se muestra un diagrama del circuito de flotación.

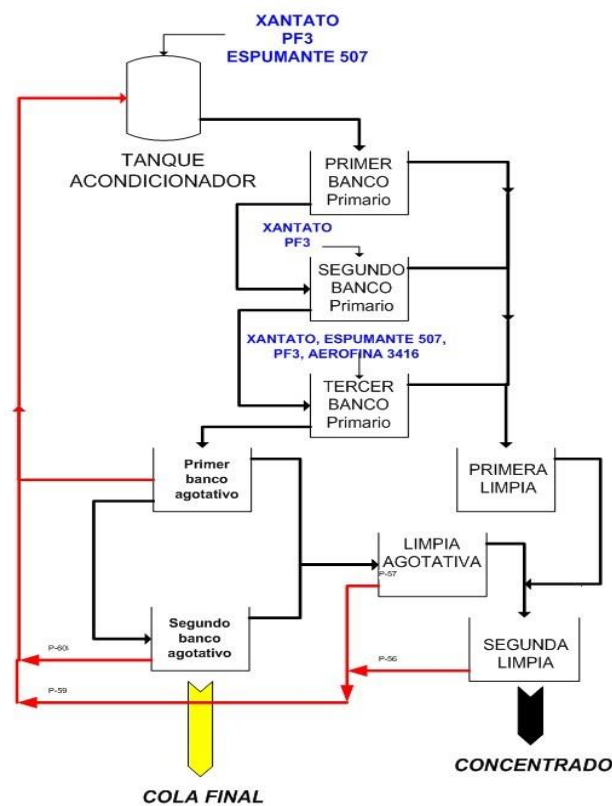


Figura 2.4. Circuito de Flotación: marcando con rojo la recirculación de las colas de la limpia al proceso.

Se cuentan con 3 bancos primarios y 2 bancos agotativos de 2 celdas cada banco y con capacidad de 600 ft^3 cada celda, como ya se especificó anteriormente. Posteriormente se tienen 3 bancos de limpias, en la primera limpia se cuentan con 6 celdas de 100 ft^3 , la segunda limpia cuenta con 3 celdas de 100 ft^3 . Se tiene 4 puntos distintos de adición de reactivo:

-Uno de estos es desde el molino en donde se le agrega la mayoría del reactivo a excepción del Xantato y espumante.

-El segundo punto de adición se realiza en el tanque acondicionador: Espumante (507), PF3 y Xantato.

-Tercer punto de adición la entrada al segundo banco primario dosificándose: Xantato y PF3.

-El último punto de adición es el tercer banco primario donde es adicionado: Xantato, espumante (507), PF3 y Aerofina 3416.

2.4 Área 450-500 Espesamiento y Filtrado de concentrado.

El objetivo de esta área es de eliminar la mayor parte del agua utilizada en el proceso para la obtención de concentrado, al final la humedad adecuada no sobrepasa el 9%.

Se recibe el concentrado con un promedio de 16% de sólidos, entra al espesador marca DELKOR, con una capacidad máxima de 1500 t/d, a este se le adiciona 1.5 L/min de floculante diluido al 25%, para fomentar a que el material sedimente y permanezca un tiempo de residencia en promedio de 45 min.

Una vez que el concentrado se sedimenta se maneja un promedio de 65% de sólidos, mismo que es extraído por un par de bombas peristálticas, las cuales descargan hacia el tanque de alimentación al filtro, el trabajo de estas bombas es intermitente y a baja velocidad para evitar la formación de los llamados vórtices dentro del espesador, se debe de estar midiendo la cama de concentrado, presentando únicamente 2" ya que se puede tener un sobre espesamiento lo que puede llegar a causar una sobre carga del equipo y a su vez un alto torque en el arrastre del material. Una vez terminada la sedimentación se alimenta al tanque de balance que tiene una capacidad de aproximadamente 55 m³ de carga, misma que se mantiene en constante agitación para así evitar la sedimentación del concentrado

Se cuenta con un filtro prensa FL Smidth (Figura 2.5), el cual tiene una capacidad para 1 tonelada por ciclo y del que la torta de concentrado sale con 9% de humedad como máximo, este es alimentado por una bomba horizontal 4 X 3 de 50 hp's, el ciclo del filtro

prensa dura aproximadamente 15 min de los cuales son representados en la tabla 4, esto dependiendo de la calidad del concentrado alimentado, ya que al presentarse con mayor contenido de arcillas su filtrado se demora más tiempo del normal.

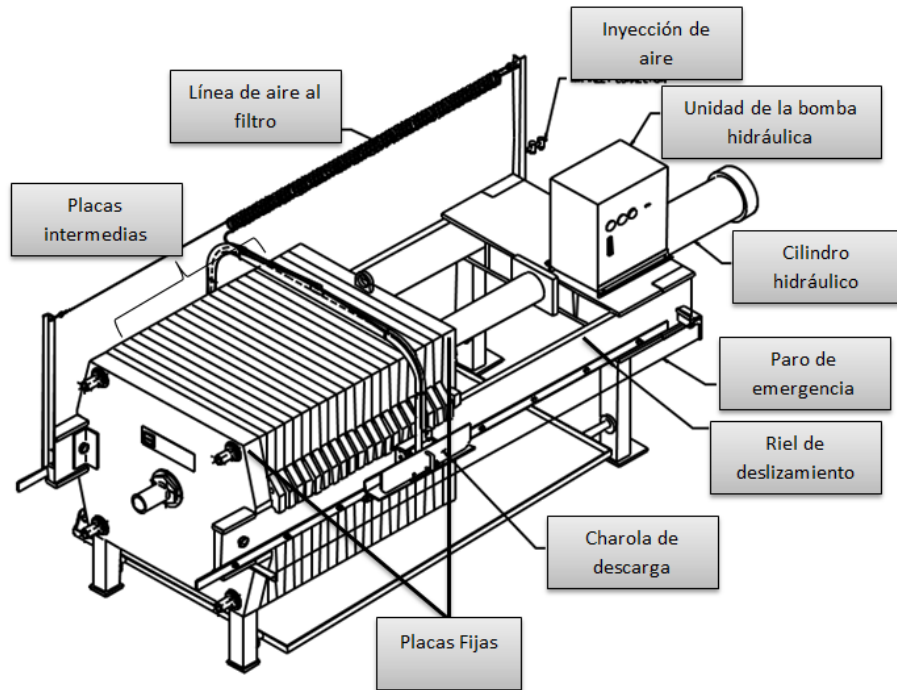


Figura 2.5 Filtro prensa, FL Smidth, el cual tiene una capacidad para 1 tonelada por ciclo y del que la torta de concentrado sale con 9% de humedad como máximo

Tabla 4 Tiempo de las diferentes etapas del filtro prensa

Tiempo de Filtrado	8 min	Tiempo de apertura parcial	08 seg
Tiempo de Falla	12 min	Tiempo de drenado de charola	25 seg
Tiempo de lavado del núcleo	15 seg	Tiempo de sacudido	10 seg
Tiempo de Secado del núcleo	15 seg	Tiempo de lavado de lonas	10 seg
Tiempo de lavado de orificios	15 seg	Tiempo de purgado de aire	05 seg
Tiempo de soplado de torta	210 seg		

2.5 Área de espesamiento y Filtrado de Jales.

El objetivo de esta área es de eliminar la mayor parte del agua utilizada en el proceso para la obtención de Jales, desde enero del **2016** se ha implementado la operación de filtrado de jales, debido a que el espacio en la presa de jales se ha reducido y por

cuestiones completamente ajenas a la operación se ha dejado de enviar flujo, y comenzándose a operar con un depósito de jales secos.

El área de espesamiento comienza con la recepción de jales proveniente de flotación y recibido en el espesador (fig. 2.5), con un porcentaje no mayor a 28% de sólidos, manteniéndose la dosificación de floculante para acelerar el proceso de sedimentación y en el cual se está trabajando con un porcentaje de sólidos en el bajo flujo del espesador de 56% de sólidos como promedio y el cual es enviado por una bomba horizontal de 100 Hp de la marca FLSmith hacia el tanque de recepción y alimentación a filtros prensa de la misma marca.



Figura 2.5. Se muestra el espesador de jales Marca FL Smith en proceso de llenado

En el área de filtrado se cuenta con 3 filtros prensa hidráulicos, similares al de concentrado, teniendo capacidad de filtrado para 1000 toneladas diarias cada uno de estos, los cuales tienen un promedio de alimentación de 55% de sólidos y descargan con un 14% de humedad aproximadamente, que a su vez es descargado y apilado en el dry stack o depósito de jales secos para su almacenamiento final.

Capítulo 3. FUNDAMENTOS:

3.1 Operación trituración y molienda (etapa de conminución).

Se define la etapa de CONMINUCIÓN como el proceso por el cual se produce una reducción de tamaño de las partículas de mineral, mediante trituración y molienda, con la finalidad de liberar el mineral de interés y poder beneficiarse este. Algunos textos nos mencionan el que esta etapa comienza desde interior mina con la fragmentación que se presenta en las voladuras, en este trabajo le daremos mayor énfasis a las etapas de trituración y de molienda. A primera vista la trituración y la molienda parecieran ser un proceso simple, en el que las partículas grandes son quebradas al contacto con las linternas de las quebradoras y el de las bolas en el caso de los molinos, pero la complejidad aparece en el procesos de análisis debido a un gran número de variables activas y de interacciones complicadas entre ellas, las características de la mena es uno de los parámetros que nos marcarán la pauta para la realización de un diseño del circuito, siendo los siguientes los más representativos:

-Dureza. Una roca dura puede requerir varios ciclos de quebrado antes de que haya sido completamente reducida de tamaño en lo cual influye de manera significativa su distribución mineralógica del material recibido.

-Tamaño. Esto nos arroja que el tamaño que en algunos casos son demasiado grandes a lo de diseño. Estas tendrán que ser retiradas o partidas; después de todo, las rocas no pueden ser quebradas si son demasiado grandes para entrar en la quebradora por el riesgo existente de que esta quede encampanada o al no ser considerada para el diseño de la quebradora esta puede detener el equipo dejando cargado el circuito. El tamaño del alimento es una variable que determinará el índice de producción de la mena. Cuanto más tratamiento requiera la mena más lento será la reducción de tamaño, lo que nos arroja un costo mayor de procesamiento, ya que para su procesamiento este debe de apartarse del material para ser reducido hasta el ideal.

-Forma. Algunas formas, especialmente las redondas, son más duras de romper. La mena redonda es una indicación de que hay pocas líneas de fractura en la mena. Debido a que la mena es redonda y probablemente dura también, es difícil para el punto de contracción del filón tomar la roca y romperla. El punto de contracción del filón es aquella parte de la superficie de quebrado que es la primera en entrar en contacto con la roca para romperla. Bajo estas circunstancias, la roca rebotará hacia arriba y hacia abajo en la cámara de contacto, mientras que el punto de contracción del filón trata de sujetarla.

La mayor parte de los minerales son materiales cristalinos que se unen por enlace químico, los cuales poseen una gran cantidad de defectos en su formación. Dependiendo de la forma de aplicar la carga y de la mecánica de la fractura de las partículas, se obtendrá un mecanismo de falla característico y una distribución granulométrica propia. Al hablar de aplicar carga, se puede clasificar de la siguiente manera:

-Por impacto y compresión: El cual es provocado por el estallido por fuerzas de tracción a alta velocidad, siendo muy común que este tipo de cargas o fuerzas en la etapa de trituración que es donde mayor impacto genera la carga que a su vez se presenta la mayor eficiencia en reducción de tamaño ya que dependiendo del diseño del circuito puede disminuirse de 12" en su alimentación a tener un producto de 3/8".

-Fricción: Este es provocado por el esfuerzo cortante de la manera superficial, en la que si bien es menos efectivo si es la que nos genera mayor concentración de finos en nuestro producto, teniendo como desventaja que al tener mayor fricción este tendera a presentar una mayor temperatura, un claro ejemplo de donde sucede esto es en el interior del molino que si bien se genera impacto por el contacto de la bola en el efecto catarata, también esta misma nos genera fricción en el interior de esta, principalmente en lo conocido como el riñón de la carga.

En el proceso de conminución es fundamental conocer la relación entre la energía aplicada para la fractura de partículas y el tamaño de las partículas obtenido. Se ha logrado establecer que en este proceso la mayor parte de la energía se pierde por el

efecto del funcionamiento de los equipos en los cuales se produce la reducción de tamaño (quebradoras y molinos.)

Por lo que el consumo de energía específica es un parámetro controlable de la reducción de tamaño y granulometría del producto. La energía consumida se encuentra estrechamente relacionada con el grado de reducción de tamaño alcanzado por las partículas. (Según en la etapa que corresponda).

Los métodos de reducción de tamaño pueden agruparse de varias maneras, pero como la reducción ocurre en etapas, el tamaño de las partículas aporta el método primario de agrupamiento. Si el cuerpo del mineral es de carácter masivo el minado o extracción es en realidad la primera etapa de reducción de tamaño, como ya se había comentado desde un inicio.

El término de trituración se aplica a las reducciones subsecuentes de tamaños de entre 6mm y 25 mm haciéndose referencia incluso a tamaños más finos como los que se logran con la molienda.

Tanto la trituración como la molienda pueden subdividirse en etapas primaria, secundaria, terciaria y en algunos casos cuaternarios, como estas etapas se relacionan con la maquinaria empleada los límites no son rígidos y en cualquier operación puede que no se requieren todos (Basics in mineral Processing, Metso minerals).

3.1.1 La trituración:

Es aquella operación unitaria o grupos de operaciones concernientes a la reducción de piezas grandes a fragmentos de rocas, donde las partículas más grandes van de 1/2" a 3/8". Dividiéndose esta etapa en:

- Trituración gruesa- trit. Primaria

- Trituración fina- trit secundaria o terciaria y en algunos casos hasta cuaternaria.

Las trituradoras se clasifican:

-Trituración primaria: La fractura de la mena de alimentación proveniente de mena desde 14" para obtener en nuestro caso de 3" todo esto dependerá de las dimensiones del equipo y el tamaño de alimentación a la quebradora.

-Quebradoras giratorias, de quijada, de rodillos.

-Trituración secundaria y terciaria: Toma el producto de la quebradora primaria hasta reducirlo hasta -3/8" ejemplificando el caso de nuestra mina.

-Quebradoras de cono, de cabeza corta, de martillo, de impacto

En el proceso de molienda sólo el 1% de la energía aplicada es utilizada en la fractura de las partículas. Mientras que en la trituración se ha encontrado experimentalmente que la energía necesaria para fracturar el mineral es entre el 1 – 10% la energía que se debe aplicar a la trituradora. En la Figura 3.1 se observa un gráfico guía en el cual cuantifica la cantidad de energía que puede ser requerida para reducir el tamaño de partícula y el proceso que más se puede adaptar a las condiciones proporcionadas.

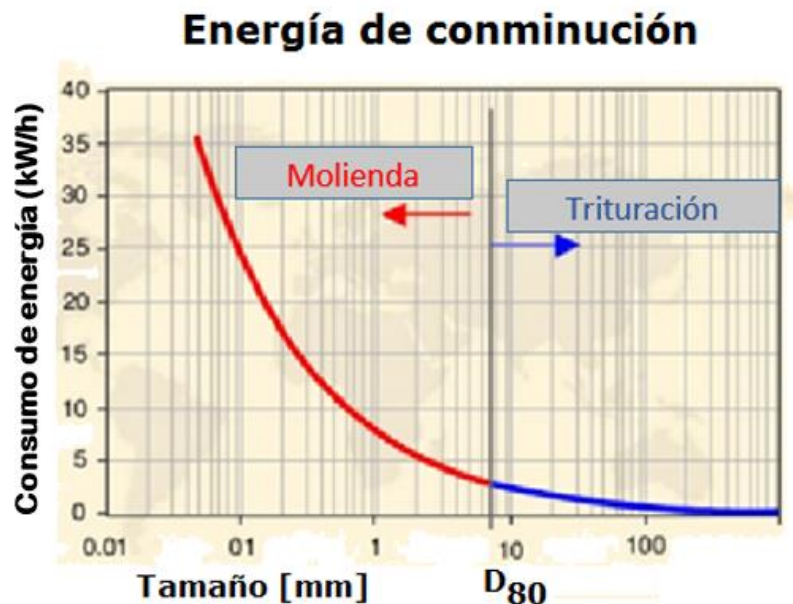


Fig 3.1 Consumo de energía en trituración y molienda. ("procesamiento de minerales", Intercade 2013)

3.1.2 La molienda:

Es la última etapa del proceso de conminución, en la que las partículas son fracturadas por efecto de las fuerzas de impacto y en menor proporción las fuerzas de fricción como ya se había dicho, lo que nos provoca fracturas por estallido y abrasión, se obtiene el mayor grado de finura, siendo la forma de aplicar la carga sobre las partículas y los factores que controlan este proceso limitan su uso a partículas con tamaño inferior al que se puede triturar. Dentro de los tipos más comunes en el mercado se encuentran:

-Los molinos AG o autógenos: los cuales no utilizan medio de molienda ya que estos con su propia carga tienden a realizar la molienda, son característicos por llegar a procesar altos tonelajes con alimentaciones relativamente gruesas superiores a los 400mm, esta molienda puede ser en seco o húmedo.

-Molinos SAG ó semiautógenos: este tipo comparte similitudes con el molino anterior al poder moler tanto en vía seca como húmedo, alimentaciones incluso superiores a los 400mm, y una molienda rápida, lo que lo diferencia es el medio de molienda que se utiliza la bola no sólo se utiliza la carga como el autógeno, utilizándose niveles de bola promedio de entre 4 y 18% de entre 100mm y 125mm el tamaño de la bola.

-Molino de barras: estos molinos como su nombre lo dice su medio de molienda son barras de metal, existiendo 3 tipos diferentes de descarga de estos molinos; por sobre flujo o rebose, por descarga perimetral al final del molino, o por descarga en la parte intermedia del molino. La molienda se lleva únicamente en húmedo, es utilizado en producciones menores a 200 t/h como molinos primarios generalmente presentan productos gruesos por lo que siempre es recomendable el que se lleve una remolienda.

-Molinos de bolas: existen varios tipos uno por rebose; el cual se lleva en molienda húmeda, generalmente utilizado como molienda secundaria, por tener altos tiempos de residencia, con niveles de bola entre el 35-40%. El segundo tipo es con parrilla a la descarga del molino; que se lleva a cabo en molienda húmeda, también es utilizado como molino secundario, a diferencia del de rebose este presenta un tiempo de residencia más

corto. El tercero por guijarros los cuales son bolas de porcelana. El cuarto molino de bolas de forma cónica, por mencionar los más importantes.

-Molino Vertical: Puede ser alimentados por la parte inferior o por la superior, se realiza en molienda húmeda, su alimentación con tamaños no mayores a 6mm, el tamaño de bola que utiliza es 50mm como máximo, la potencia de sus motores oscila entre los 15 y 4500 HP.

La Figura 3.2 nos muestra los diferentes tipos de molinos arriba mencionados y de las 2 principales condiciones tanto los rangos de potencia como las granulometrías de alimentación y descarga (micrómetros y pulgadas), además del tipo de molienda que manejan, húmeda (wet), seca (dry) o ambas.

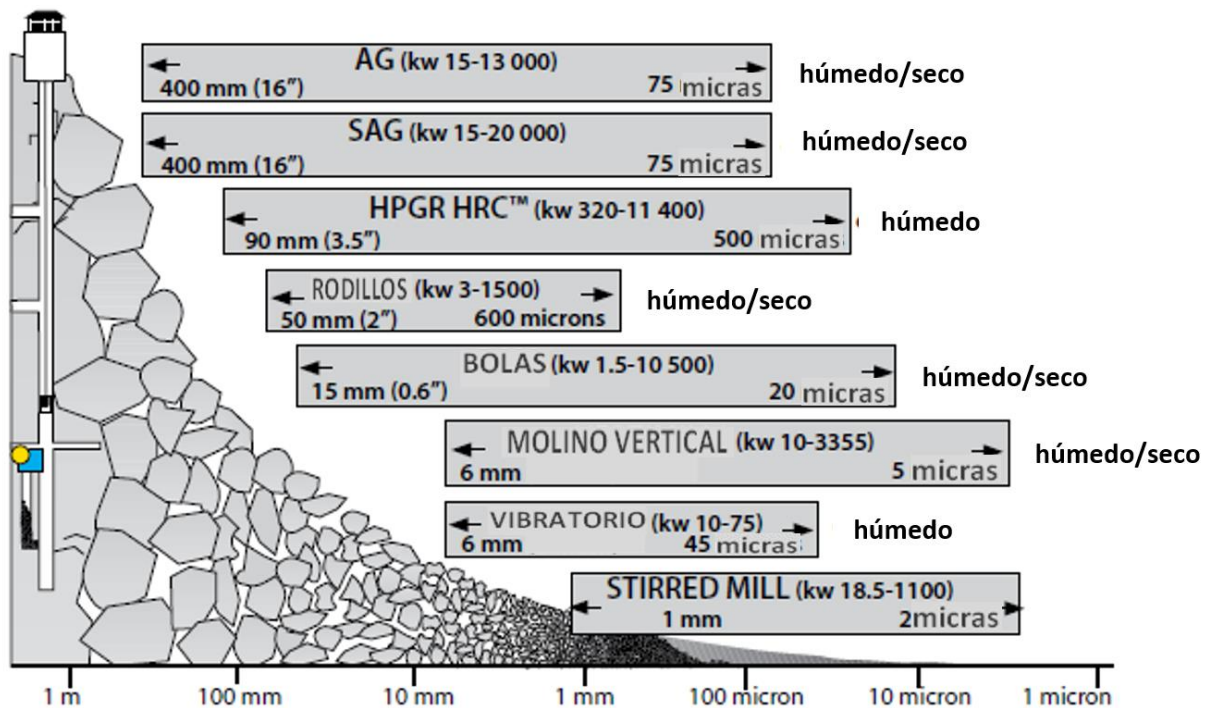


Figura 3.2 Designación de equipos de molienda según sus capacidades y consumos. (Basics in mineral Processing, Metso minerals).

Un sistema de análisis de molienda debe ser usado para analizar y mejorar el rendimiento de la operación de molienda. Podemos catalogar como 3 los principales elementos para un sistema de molienda:

- **Diseño del proceso:** este hace referencia a la selección del diseño y a las variables operacionales para adquirir ambas: las características deseadas del producto, y la operación eficiente del circuito (dimensiones de los hidrociclones, tamaño medio de molienda, velocidad de bombeo, cantidad de agua adicionada al molino, etc.). En este contexto “diseño” incluye rediseño de un circuito existente.
- **Control de proceso:** Es referido a la habilidad de mantener las especificaciones deseadas del producto del circuito de las condiciones de operación que proveen un desempeño eficiente del circuito a través de las variaciones en las entradas del circuito. Algunos ejemplos de control del proceso son los controles del (Tamaño del producto del circuito, nivel del cárcamo de alimentación a ciclones, densidad de la pulpa de alimentación al molino de bolas, etc.)
- **Mediciones del proceso:** Se refiere a obtener la suficiente información para la evaluación del desempeño del circuito. Esta información es requerida para verificar si los objetivos de producción, diseño y control se está alcanzando, y para evaluar los efectos de los cambios operacionales o experimentales a los circuitos. Algunos ejemplos de la obtención de la información son determinadas por (flujos de masa en el circuito, distribución de tamaños, moliendabilidad del mineral, energía y consumo del medio de molienda, costos de operación, etc.)

Cada aspecto del proceso de molienda que consideramos está relacionado a uno o más de estos tres elementos que son esenciales; con un buen diseño o rediseño, podemos controlar el circuito bajo las condiciones eficientes de operación y mantener condiciones eficientes de la operación; con buenas mediciones, podemos establecer un buen diseño y control.

Por lo que, si se imaginara sin uno de estos tres elementos, simplemente no se podría realizar un trabajo efectivo en el mejoramiento de la eficiencia del circuito.

Dentro de la industria Minero-metalúrgica, del proceso de análisis de un circuito de molienda es considerado un problema complejo para las plantas concentradoras ya que

existen una infinidad de referencias técnicas sobre molienda y a diario salen más. Por lo que tal cantidad de información en muchas de estas termina siendo contradictorias, por lo que para distinguir y saber aplicar un sistema en específico de un circuito en específico termina siendo una tarea difícil.

3.2 Ley de Bond

En 1950, Bond nos proporcionó los medios prácticos para medir la eficiencia completa de la reducción de tamaño a través de su trabajo de formulación de índices. Desde entonces, la investigación se ha enfocado en el desarrollo de ecuaciones, que describen las velocidades de molienda y el tamaño del producto desde el rompimiento de las partículas y de cómo ellas progresan a través de un molino. Estos conceptos son utilizados para construir simuladores estáticos de procesos continuos. En los que hoy en día existen varios simuladores no sólo para tener un eficiente sistemas de molienda, también para el cálculo de los medios de molienda y su alcance dentro de los mismos molinos.

Bond desarrollo una ecuación empírica basada en todas sus observaciones, en la que menciona 4 factores que determinan la eficiencia de un circuito de molienda:

- La velocidad (“tonelaje”) del mineral a través del circuito
- El consumo de energía del molino.
- Tamaño de alimentación del circuito y tamaño del producto del circuito.
- La característica de molienda del mineral.

Para todo esto el determinó que una distribución completa del tamaño podría ser representada por el 80% del tamaño de un material que está pasando. Representó la distribución del tamaño de alimentación del circuito con F_{80} y el producto como P_{80} . Dando como resultado la Ley de conminución la cual es expresada de la siguiente manera:

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

Siendo la constante el también llamado “índice de trabajo operacional”, aunque este puede ser usado con el “índice de trabajo del mineral” (Metcom Consulting, Ltc, 1989).

Al tenerse valores del índice de trabajo operacional altos, por obvias razones se ha consumido mucha energía para alcanzar cierto tamaño. Si el mineral es más complicado de moler, esto nos incrementara el índice de trabajo operacional. Y si el circuito se vuelve menos eficiente, también nos incrementará este índice operacional.

Al ser tomados en cuenta tanto el tamaño de alimentación como el producto en la ecuación, el valor del índice del trabajo operacional nos refleja dos cosas:

- La moliendabilidad del mineral
- La eficiencia del circuito de molienda

Siendo este último directamente proporcional del primero ya que para obtener la eficiencia del circuito es necesario tomarse en cuenta la moliendabilidad del mineral.

Para determinarse las características de moliendabilidad del mineral a través de la prueba de laboratorio Bond del índice de trabajo, el mineral puede ser evaluado con los índices de trabajo operacional para determinar la eficiencia del circuito. Expresándolo de la siguiente manera:

$$\text{Eficiencia (\%)} = \frac{\text{Índice de trabajo de bond del mineral (kWh/t)}}{\text{Índice de trabajo operacional del circuito (kWh/t)}}$$

La eficiencia del índice de trabajo de un circuito puede ser igual, mayor o menor que 100%. El análisis del índice de trabajo de Bond puede ser aplicado a cualquier circuito de molienda de bolas o barras. El circuito puede ser analizado individualmente o combinado en series.

Para mantener la continuidad en el proceso de molienda contamos en nuestro proceso con molinos de bolas, en específico existen 2 fórmulas para obtener el cálculo del tamaño de bola ideal para un molino ya sea de bolas convencional en la cual se utiliza muy comúnmente la fórmula de Allis Chalmers y para la molienda SAG es más común el utilizar la fórmula de Ettore Azzaroni's:

- Allis Chalmers $d_B = 6.06 F_{80}^{2.63} (ps * Wi)^4 / (N * D)^{2.5}$
- Ettore Azzaroni's $d_B = 1.354 F_{80}^{.5} \left(\frac{ps * Wi}{N_c D^{.5}} \right)^3$

Donde:

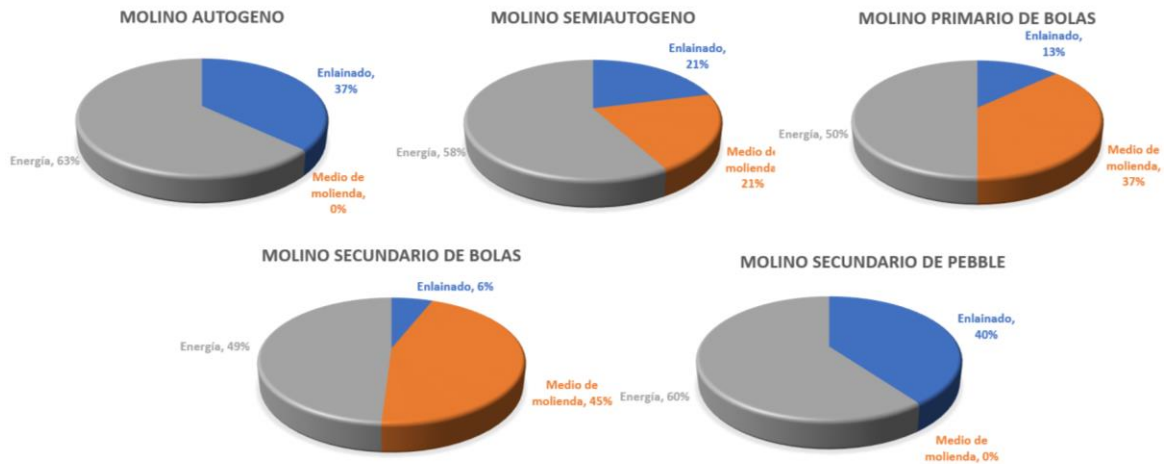
- d_B = tamaño de bola ideal
- F_{80} = 80% que pasa la malla en la alimentación fresca, en micrómetros.
- P_s = Densidad de mineral.
- W_i = Índice de trabajo, kWh/ton
- N = velocidad de rotación del molino, RPM
- N_c = velocidad de rotación del molino interpretado en % de velocidad crítica.
- D = Diámetro efectivo del molino.

Desde un punto de vista económico, es de gran importancia la etapa de molienda en el procesamiento de los minerales. El Costo directo del medio de molienda y energía es típicamente entre el 20 y el 40% del total de los costos de operación de la planta. Cuando el producto del circuito de molienda no es adecuado para el proceso de flotación ya sea porque este es muy grueso y no es posible su recuperación esto resulta en costos indirectos los cuales podrían exceder los costos de molienda.

Los costos directos de molienda para las operaciones con molinos sea el tipo de molino que sea y son dominados por:

- El consumo de energía.
- El consumo del medio de molienda.

Ambos costos contabilizan entre el 70% y el 90% de los costos directos de operación para la molienda. Otros elementos que contribuyen a los costos directos son el enlainado del molino, la energía del bombeo, el mantenimiento, la mano de obra y el personal. La figura 3.3 nos representa una distribución aproximada de los costos tanto del medio de molienda de la energía y el enlainado, esto en base al tipo de molino.



La Figura 3.3 muestra como es distribuido el costo de la molienda para cada tipo de molino. Fuente: metso minerals 2002

Para estos costos en general se tienen 3 maneras de sacarle ventaja a las mejoras en la eficiencia de la molienda:

- 1.- Reduciendo los costos indirectos de molienda (consumo de energía y consumo del medio de molienda).
- 2.- Produciendo una molienda más fina o mejor dicho el mantenerla dentro del diseño sin consumir una mayor cantidad del medio de molienda.
- 3.- Incrementando el tonelaje (dejando a un lado las limitaciones de la explotación de la mina y el manejo de materiales de la planta).

Un circuito de molino de bolas tiene dos “eficiencias”*: el *ambiente** de la molienda en el molino de bolas y el *sistema de clasificación**. Cada eficiencia desempeña una función principal:

- La molienda de la partícula *gruesa*.
- La remoción de partículas finas que crea más espacio para moler partículas gruesas en el molino de bolas.

La eficiencia total del circuito del molino de bolas abarca por lo tanto dos eficiencias: La del “ambiente de molienda del molino de bolas” y la del “sistema de clasificación”.

El producto de un circuito de molino de bolas es por lo tanto una función de dos entradas y dos eficiencias, tal como se muestra en la figura 3.4 del ciclo del molino de bolas.

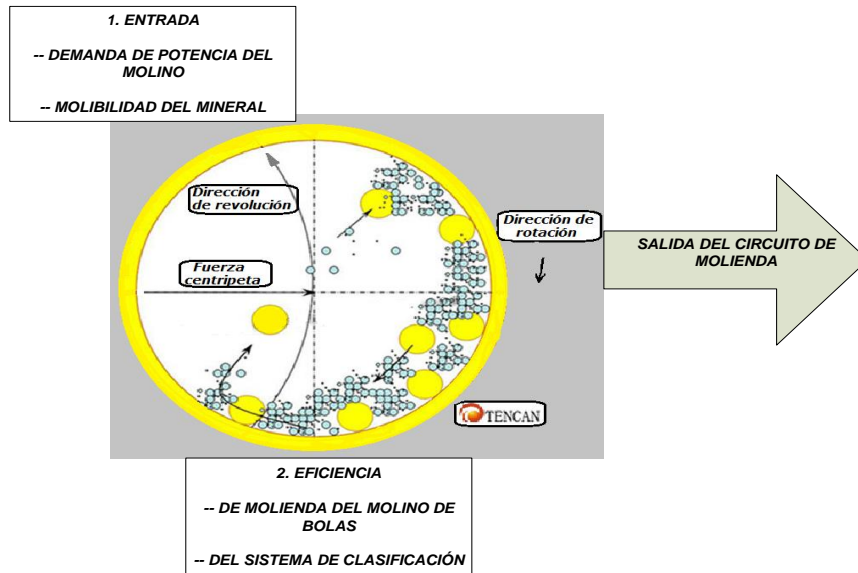


Figura 3.4. Ciclo del molino de bolas

Si un molino de bolas contiene únicamente partículas gruesas, entonces el 100% del volumen de la molienda y la demanda de potencia se podrían aplicar a la molienda de partículas gruesas. En realidad, el molino siempre contiene partículas finas: estas partículas finas se encuentran en el alimentador del molino de bolas y se producen a medida que las partículas pasan a través de este.

La demanda de potencia del molino no se aplica completamente al rompimiento de partículas gruesas porque las partículas finas también están presentes en el molino.

Por ejemplo, si la eficiencia del sistema de clasificación de un circuito es de 60%, el molino contiene el 60% de partículas gruesas y el 40% de partículas finas. En este caso, únicamente el 60% de la potencia disponible es usada efectivamente para moler partículas gruesas. El otro 40% de la potencia disponible es usado para moler partículas finas. Esto es un gasto de energía y crea partículas extremadamente finas lo cual puede causar un efecto negativo en el proceso de recuperación del mineral.

Para calcular la demanda efectiva de potencia del molino de bolas:

$$\left[\begin{array}{c} \text{Demanda efectiva de potencia} \\ \text{en molino de bolas (kW)} \end{array} \right] = \left[\begin{array}{c} \text{Demanda de potencia} \\ \text{del molino (kW)} \end{array} \right] \times \left[\begin{array}{c} \text{Eficiencia del} \\ \text{sistema de clasificación} \end{array} \right]$$

La eficiencia del sistema de clasificación de un circuito de molienda es determinada por el porcentaje de partículas gruesas en el molino de bolas en relación con el contenido total de sólidos del molino. Esto también se conoce como inventario de partículas gruesas en el molino de bolas. Se puede estimar el inventario de las partículas gruesas en el molino de bolas usando el promedio del % de sólidos gruesos en la alimentación del *molino de bolas* y en la descarga del *molino de bolas*.

3.3 Clasificación:

Pero un buen circuito de molienda también está compuesto por su etapa de clasificación y para esta etapa el equipo más utilizado son los hidrociclones el cual es un dispositivo inmóvil o estático. El cual es buen clasificador de partículas por tamaño debido a sus componentes, su forma, el lugar donde se encuentra la entrada de la alimentación y la presión a la cual es alimentado.

Los hidrociclones tienen 7 componentes principales:

- Entrada de alimentación
- Cuerpo cilíndrico
- Extensión del cuerpo
- Cono
- Ápex
- Vórtice
- Vortex.

En los hidrociclones la fuerza centrífuga se produce debido a una entrada tangencial de la alimentación. Posee dos salidas una situada en el centro y en lo alto de la parte cilíndrica, que recibe el nombre de "vortex" y una en el extremo inferior del cono que recibe el nombre de "ápex" (Ver figura 3.6). La entrada tangencial de la suspensión produce en el hidrociclón un movimiento en vórtice en tres dimensiones. El movimiento radial está dirigido al eje en todo el equipo. El movimiento axial es positivo (hacia el vortex) cerca del eje y negativo (hacia el ápex) en las cercanías de las paredes cilíndricas y cónicas del hidrociclón.

La figura 3.5 muestra la distribución de velocidades a una altura determinada del hidrociclón. El movimiento en vórtice produce un campo de fuerza centrífuga que impulsa las partículas hacia las paredes del equipo. En su trayectoria radial, desde la alimentación

en la periferia del equipo hasta el ápex o el vortex, las partículas deben vencer la resistencia del fluido que se mueve hacia el eje del equipo. Por esta razón las partículas mayores llegarían más cerca de las paredes y las menores serían arrastradas hacia el eje del hidrociclón. Se establece así un gradiente radial de tamaño de las partículas en el

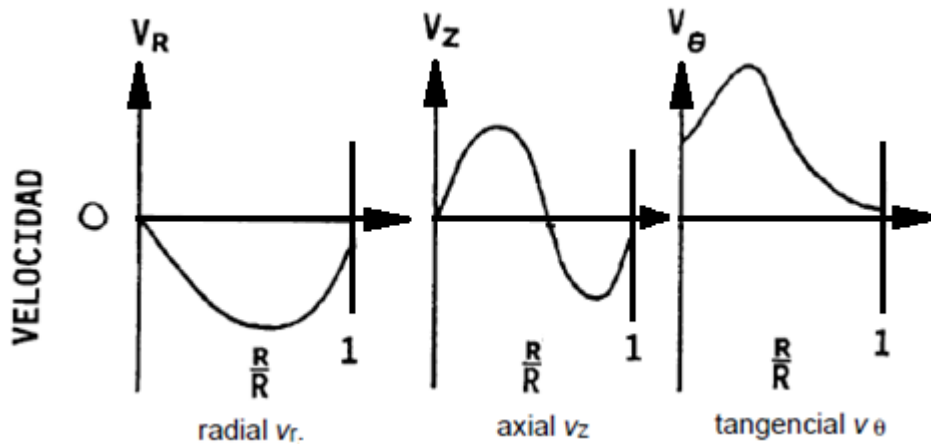


Fig. 3.5 Distribución de velocidades en un hidrociclón (mineral processing, Jan Drzymala)..

equipo. La corriente axial separa las partículas finas de las gruesas, enviándolas en sentido opuesto. Las partículas más grandes bajarán con la corriente descendente, cercana a las paredes, describiendo una trayectoria espiral y saldrán *por el ápex* constituyendo la *descarga, los gruesos o el underflow*. Mientras que los finos formarán una espiral central ascendente que saldrá *por el vórtex* constituyendo *el rebalse*. Cabe mencionar que en un hidrociclón la descarga debe contener suficiente cantidad de líquido para mantener una pulpa fluida, ver figura 3.6.



FIGURA 3.6: Operación del hidrociclón (manual de molienda y clasificación, minera Yaulilacu)

Mientras el hidrociclón está siendo operado; la pulpa entra bajo presión a la periferia externa de la unidad a través de la entrada de alimentación, como este es indicado en el medidor de presión.

Para esto se tienen dos condiciones operacionales que nos indican que un hidrociclón está operando correctamente:

- Si la velocidad del flujo de la pulpa a través del hidrociclón es constante.
- Si el patrón de descarga de la pulpa en el ápex es aceptable no estando ripeado ni tan asombrillado, estando en un punto intermedio de estos dos.

Para un hidrociclón en operación el ápex debe de ser lo suficiente grande para permitir la existencia de un vortex de aire y el paso de todas las partículas gruesas que ya fueron clasificadas dentro del ciclón. Por otra parte el ápex no puede ser tan grande como para minimizar el cortocircuito del agua y partículas finas al bajo flujo.

Podría suceder que la clasificación del hidrociclón y los requerimientos de capacidad sean incompatibles. Por ejemplo, se podría tener que seleccionar un hidrociclón muy grande para obtener un d_{50c} más grande; en este caso, la capacidad del hidrociclón podría ser mayor que la velocidad de alimentación volumétrica total de la pulpa e incluso

tener una presión de alimentación muy baja. Se deberá entonces de considerar en diseñar un circuito de recirculación o seleccionar otro tipo de clasificador como por ejemplo una criba.

Las dos reglas siguientes siempre aplican a la selección de hidrociclones:

- Primero, especificar los hidrociclones en base a los requisitos de clasificación (por ejemplo el d_{50}) a la presión de alimentación esperada o deseada.

-Segundo, seleccionar el número de hidrociclones requeridos en la instalación basándose en la velocidad de alimentación volumétrica de la pulpa y con la presión de alimentación deseada.

La importancia de la carga circulante, dentro de la clasificación del material, ya que esto afecta directamente en el P_{80} , hay que recordar que teóricamente se recomienda una carga circulante entre el 250% y el 300% para presentar condiciones lo más ideales posibles en nuestra molienda; el efecto que este puede causar al aumentarla es tener un P_{80} más fino que en apariencia puede ser satisfactorio, pero esto empieza a repercutir en tu carga volumétrica dentro del molino minimizando o limitando tu tonelaje, además de presentar una pulpa más viscosa también afecta directamente en la capacidad de bombeo de la pulpa que genera una mayor abrasión y desgaste tanto en piezas de desgaste de la bomba como en las líneas distribución (tuberías). Una carga circulante menor nos generaría un P_{80} más grueso por tener una residencia menor dentro del molino.

Al aumentar la carga circulante, el tamaño de corte del hidrociclón disminuye, es decir la operación del hidrociclón se hace mucho más eficiente.

Sin embargo, el efecto negativo del incremento en la carga circulante es que una proporción significativa del material que regresa al circuito está compuesto por material fino lo cual provoca una remolienda de partículas finas y un aumento en el consumo de energía en la molienda (Reyes Bahena, 2006), lo que nos repercute en costos.

Razón de recirculación: Para definir los cambios en la separación de lamas de partículas en un clasificador en función de las condiciones de operación, es necesario poder cuantificar la clasificación. Por cualquiera que sea la naturaleza de la clasificación como el equipo se efectúa. El proceso de separación por tamaños se puede representar mediante el siguiente esquema en la figura 3.7, donde es mostrado un circuito cerrado de molienda-clasificación. En la mayoría de los casos el producto de la clasificación está constituido por dos fracciones:

P (flujo másico de alimentación). – p_i (fracciones en masa de partículas a determinado tamaño i).

Q (flujo másico al vortex).- q_i (fracciones en masa de partículas a determinado tamaño i).

T (flujo másico al ápex).- t_i (fracciones en masa de partículas a determinado tamaño i).

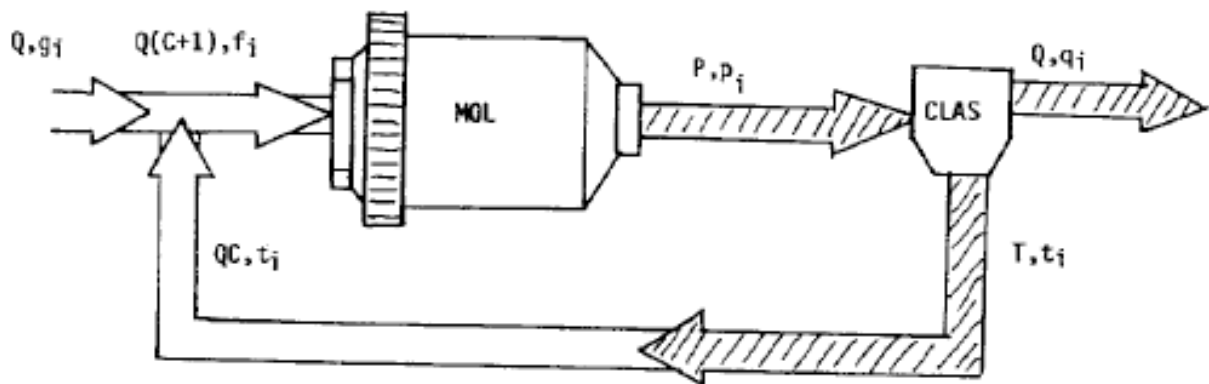


Figura 3.7: Circuito de molienda-clasificación cerrado, en el estado estacionario donde $C=T/Q$ (mineral processing, Jan Drzymala).

La razón de recirculación (C), de un circuito cerrado de molienda-clasificación, como el cociente entre el flujo de alimentación fresca al molino. Como en el estado estacionario (molino detenido, pero con flujo) este flujo de alimentación fresca es igual al flujo de rebose del clasificador, la razón de recirculación será T/Q . En muchos casos es

conveniente el utilizar la carga circulante en lugar de la razón de recirculación, definiéndola como el cociente entre el flujo de alimentación total y el flujo de alimentación fresca al molino esto es $(Q+T)/Q$.

Curvas de Selectividad: La acción de un clasificador se puede caracterizar mediante un conjunto de parámetros, uno por cada intervalo de tamaño, que describe como se divide la masa de la alimentación de cada tamaño en la descarga y el flujo por el vórtex. Cada uno de estos parámetros recibe el nombre de selectividad "si" y queda definido como la razón entre la masa de partículas de tamaño i que es enviada a la descarga y la masa total de partículas de tamaño i alimentadas al clasificador.

Graficando la selectividad versus el tamaño, se denomina curva de selectividad. El tamaño puede ser el límite superior o inferior del intervalo o también el tamaño medio geométrico de este.

En un clasificador ideal todos los tamaños menores al tamaño de separación aparecerán por el vórtex, mientras que todos los tamaños mayores saldrán por el ápex. Lamentablemente aún no existen los clasificadores ideales, y el primer comportamiento no ideal es el corto circuito. Como los finos no llegan al vórtex por efecto de una clasificación, se interpreta este hecho considerando que los finos aparecen allí debido a un cortocircuito entre la alimentación y la descarga.

Se ha demostrado que los clasificadores funcionando a diferentes condiciones de operación dan frecuentemente funciones de clasificación similares. Esto significa que, si se define para cada función, un tamaño característico por ejemplo $d_{50} = 0.5$ (figura 4.14) se puede obtener única curva $c(x_i/d_{50})$ que recibe el nombre de función de clasificación reducida y que es característica del clasificador y del material, pero que es independiente de las condiciones de operación.

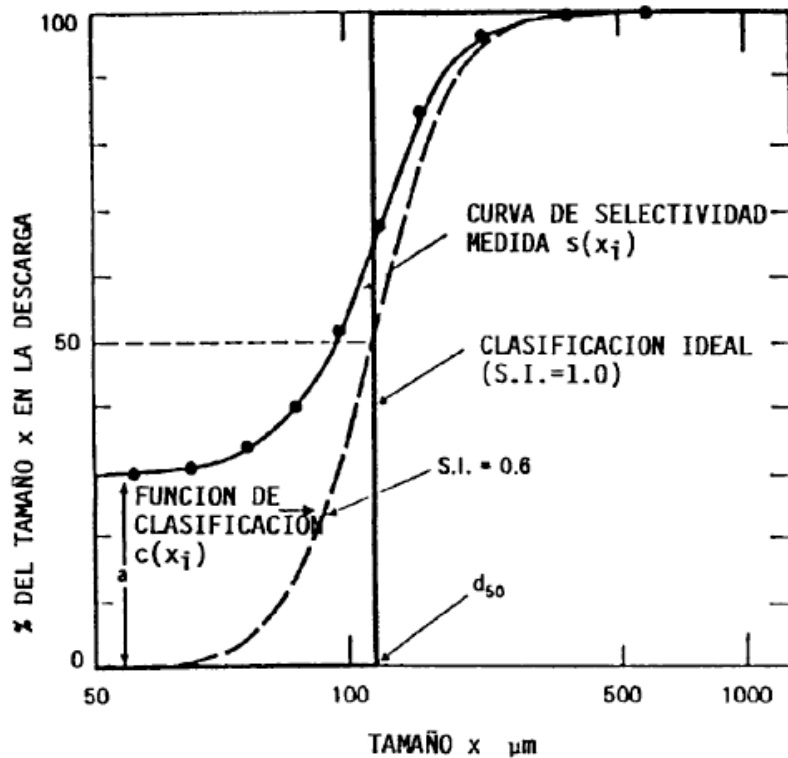


Figura 3.8 curva de selectividad y clasificación de un hidrociclón (mineral processing, Jan Dryzmala).

Plitt realizó una serie de experimentos en los cuales determinó el valor del d_{50c} bajo una variedad de combinaciones de dimensiones del hidrociclón y de las características de alimentación. Como resultado de este trabajo, desarrolló la siguiente ecuación que relaciona d_{50c} para una unidad individual a sus dimensiones y características de alimentación.

$$d_{50c} = \frac{(K D_c^{.46} D_i^{.60} D_o^{1.21} \exp (.063(100V))}{D u^{.71} h^{.38} Q^{.45} (S - L)^{.5}}$$

Esta ecuación muestra que el tamaño de corte corregido (d_{50c}) de un hidrociclón en operación está relacionado a los siguientes factores.

K = Una constante para una unidad de hidrociclón en una aplicación particular.

D_c = El diámetro interno de la sección cilíndrica (cm)

D_i = El diámetro interno de la entrada de la alimentación (cm)

D_o = El diámetro interno del vortex (cm)

V = La fracción de sólidos por volumen de la pulpa de alimentación

Du = El diámetro interno del ápex (cm)

h = La distancia entre el vortex y el ápex (cm)

Q = La velocidad de alimentación volumétrica de la pulpa, por unidad (m^3/h)

S = La densidad de los sólidos en la alimentación (t/m^3 o g/cm^3)

L = La densidad del líquido en la alimentación (t/m^3 o g/cm^3)

El valor de “k”, la constante, para una unidad, se resuelve sustituyendo en la ecuación de Plitt los valores de d_{50c} , V, Q, S, y L (determinados del estudio en la planta) y las dimensiones del hidrociclón, por ejemplo, D_c , D_i , D_o , D_u , y h durante la prueba.

Se puede estimar “k” de información operacional de la instalación de un hidrociclón dado. Se puede usar entonces la ecuación de Plitt para predecir el efecto de varios ajustes a las dimensiones ó condiciones de operación sobre el tamaño de corte corregido de la instalación.

Para disminuir el tamaño de corte corregido en la instalación del hidrociclón en circuito abierto, se puede:

- Incrementar la cantidad de agua en la alimentación del hidrociclón.

- Disminuir el diámetro del vortex.

Cualquiera de estas dos acciones podrá:

- Causar una disminución de d_{50}

- Causar la recuperación de sólidos en el bajoflujo, para incrementar R (sólidos).

- Requerir aumentar el tamaño del ápex para mantener el % de sólidos en el bajoflujo.

- Requerir un incremento en la presión de alimentación en la instalación.

Pero hay que recordar la diferencia entre realizar un cambio en un circuito cerrado a uno abierto ya que en un circuito abierto al cambiar un parámetro este no afecta o altera el rendimiento por no existir una correlación de estos, a diferencia de un circuito cerrado en el que se está teniendo una recirculación y que al mover un parámetro como los ya mencionados arriba afectaran el comportamiento de los hidrociclones.

3.3.1 Variables que afectan la operación del hidrociclón.

Entre las variables que afectan el comportamiento del hidrociclón se pueden distinguir las siguientes:

1.- Variables de diseño: Este primer grupo de variables se caracteriza porque de ellas depende el comportamiento de las partículas gruesas y finas del hidrociclón, por ejemplo, el tamaño al que se produce el corte y la nitidez de la separación. Las variables importantes son el tamaño del hidrociclón y los tamaños de la alimentación, ápex, vórtex.

Está bien establecido que el tamaño de separación de un hidrociclón depende principalmente de su diámetro. La separación de partículas pequeñas requiere de hidrociclones pequeños y la separación de partículas grandes requiere de hidrociclones más grandes. Por ejemplo, para estas variables se tiene 3 teorías la cual Arterburn indica que el $d_{50} \propto dc^{.66}$, mientras que Trawinski da $d_{50} \propto dc^5$, Piers y Massarini encuentra $d_{50} \propto dc^{.75}$, siendo "dc" el diámetro del ciclón. Esto significa que en la selección del tamaño del hidrociclón no interviene el flujo directamente el flujo del material a procesar y que esto sólo aparecerá para establecer el número de hidrociclones que sean necesarios según las necesidades. Datos coleccionados por Lynch de hidrociclones geoméricamente similares, pero de diferentes diámetros, entre 100mm (4"), a 380mm (15"), mostraron que todos presentaban la misma función de clasificación reducida. La Figura 3.9, debida a Klimpel, muestra datos experimentales de dos hidrociclones uno de 350mm (12"), y el otro de 610mm (24"), operando bajo las mismas condiciones sobre un mineral de cobre y muestra que el S.I. o selectividad para ambos hidrociclones es el mismo aun cuando los d_{50} son significativamente diferentes.

En forma general se reconoce que los tamaños de alimentación, ápex y vórtex influyen en el tamaño de separación. El tamaño d_{50} crece al aumentar el diámetro del vortex y el área de alimentación, este disminuye al aumentar el diámetro del ápex. Por ejemplo, Lynch indica que tanto en el caso del vórtex como del ápex la relación es exponencial, esto es, $d_{50} \propto \exp(d_v)$ y $d_{50} \propto \exp(-d_a)$, respectivamente donde d_v es el diámetro del vortex y d_a es el diámetro del ápex.

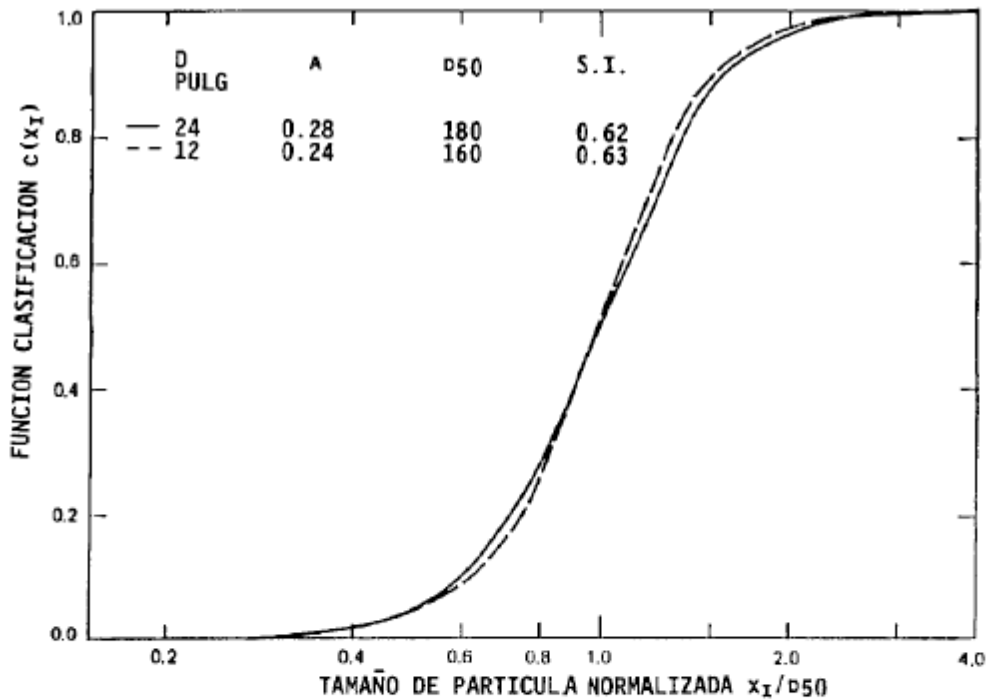


Figura 3.9: Curva de clasificación reducida, para hidrociclones geoméricamente similares, pero con diámetro de operación de 12" y 24" con el mismo material (mineral processing, Jan Dryzmala)

El flujo volumétrico de pulpa que es capaz de tratar un hidrociclón es función de su área de alimentación A . Trawinski indica que $Q_p \propto A^{.5}$ y otros investigadores sugieren que $Q_p \propto A^{.45}$. Como el área de alimentación se elige proporcional a d_c^2 muchas veces se da el flujo como función de d_c en vez de la alimentación. Generalmente los hidrociclones tienen una cierta geometría estándar. Por ejemplo, los hidrociclones Krebs tienen una geometría tal que $A = .05d_c^2$; $d_v = .35d_c$; $.1d_c < d_a < .35d_c$; $L = d_c$; $10^\circ < \alpha < 20^\circ$ donde A es la alimentación, L es el largo de la parte cilíndrica y α es el ángulo de la parte cónica.

2.- Parámetros del material: Tal como se indicó en el punto anterior, la función de la clasificación reducida es constante para un determinado material en hidrociclones geoméricamente similares. Dos son las propiedades del material que tienen mayor influencia en el comportamiento de un hidrociclón: la densidad del material y la composición, o si es que está constituido por una mezcla. El aumento de la densidad de

un material disminuye el tamaño de la separación. Arterburn indica que $d_{50} \propto \Delta\rho^{-.5}$ donde $\Delta\rho$ es la densidad entre el agua y el sólido.

El problema se complica cuando la alimentación a un hidrociclón está constituida por una mezcla de materiales. Klimpel afirma que el comportamiento individual de cada uno de los componentes ensayados en el mismo equipo. Queda claro que la selectividad de los materiales en la mezcla es totalmente diferente de aquellas de los materiales separados, ensayados en el mismo equipo y condiciones de operación

VARIABLES DE OPERACIÓN: Entre las variables que permiten controlar la operación de un hidrociclón podemos mencionar variables de entrada y variables de salida. Las principales variables de entrada son el flujo, la concentración y la presión de la alimentación. De estas tres, la concentración de la suspensión, expresada como fracción volumétrica de sólidos C_v , es principal variable de control que permite cambiar en forma inmediata el tamaño de corte. Muchos investigadores han indicado que un aumento del flujo de alimentación con el resto de las variables mantenidas constantes produce una disminución del tamaño d_{50} .

Para hacer este efecto se debe, en realidad, a un efecto de la presión ya que, el flujo de alimentación, posiblemente debido al aumento asociado en la viscosidad de la suspensión. Por ejemplo, Arterburn dice que $d_{50} \propto (1 - 1.9C_v)$, mientras Pires y Massarini dan una influencia mucho menor a concentraciones altas con $d_{50} \propto e^{4C_v}$. Lynch y Plitt también dan relaciones exponenciales. De acuerdo con estas conclusiones, y como la concentración normal de alimentación a hidrociclones en los circuitos cerrados de molienda es aproximadamente $0.1 < C_v < .25$, el tamaño d_{50} puede variar 1.8 veces aprox. Por este concepto. Es precisamente ésta una de las propiedades que se aprovecha para el control de los circuitos de molienda-clasificación. Klimpel, por su parte, informa que el tamaño d_{50} puede incrementarse al aumentar la concentración para suspensiones diluidas y pasando por un máximo, disminuye cuando las concentraciones se toman muy altas. Además, Klimpel demostró que una disminución de la viscosidad de la pulpa, sin incrementar la concentración, lo que se logró con aditivos químicos, produce un aumento de la selectividad y del d_{50} .

Entre las variables de salida interesa especialmente la granulometría de rebalse y la proporción de agua que aparece en la descarga. Existe una interrelación entre las variables, ya que la proporción de agua influye en la fracción de cortocircuito “a”, aunque en varios casos no es exactamente igual de ella, y la granulometría de rebalse es función de la curva de clasificación de d_{50} . Y de la fracción de corto circuito. Las ecuaciones de Lynch implican que $a \propto \left(\frac{1}{W_p}\right)(1 + Kd_a)$ donde W_p es el flujo másico de agua en la alimentación, d_a el diámetro del ápex y K una constante.

Perturbaciones: La principal perturbación de un hidrociclón funcionando en un circuito cerrado de molienda es la distribución granulométrica de la alimentación. La frecuente variación de esta requiere de un ajuste inmediato de la concentración de la alimentación. La frecuente variación de esta requiere de un ajuste inmediato de la concentración de la alimentación para mantener el d_{50} constante. Otra perturbación, que no ha sido estudiada, es el cambio de la proporción de componentes cuando la alimentación es una mezcla.

3.4 DESCRIPCIÓN DEL SOFTWARE:

MinProSim® es un simulador de procesamiento de minerales desarrollado desde 2003 para el análisis y optimización de procesos de trituración, molienda y concentración.

Características del MinProSim®:

La interfase del simulador es muy amigable, ya que con el sistema de conexión dinámica permite crear cualquier diagrama de flujo acorde al diseño de la planta. Y a su vez este cuenta con un sistema para graficar en el cual permite una mejor descripción al momento de evaluar los resultados obtenidos en la simulación. El módulo de balance de masa permite realizar un mejor desplegado de los datos obtenidos directamente del muestreo. El algoritmo en el que está basado el balance de masa en algebra de matrices y junto al método de solución de ecuaciones genético implementado, asegurando así la mejor representación del modelo de la planta bajo las condiciones obtenidas.

La gran utilidad que este nos arroja es que se pueden realizar una serie de ajustes, llegando a obtener el que mejor se adapte a las necesidades de la planta, Por estas razones es que se empleó para simular el estudio de mejora de la eficiencia de la molienda tanto en granulometría como en disminución de carga circulante, dentro del molino y de ser posible el incrementarse el tonelaje.

Estos estudios de simulación se han realizado basándose en resultados de muestreos a nivel planta de las corrientes de un circuito de molienda en circuito abierto, que consistía en un molino de bolas de 13'x 19', una batería de ciclones de 15". Por simulación se han estudiado varias configuraciones del circuito de molienda. Así mismo se han trabajado en las dimensiones de los ápex y los vórtex para los ciclones. El porcentaje de sólidos en cada una de las corrientes del circuito. Esto ha sido para definir la configuración y condiciones de operación, que proporcionaran la máxima capacidad de molienda, con un producto cercano de 80% a -200#.

Capítulo 4 SIMULACIÓN CON MINPROSIM DEL MOLINO 1

4.1 Datos muestreados en Planta:

En Compañía minera Cuzcatlán se cuenta con 2 molinos de bolas, de los cuales se simulará el molino 1 con las siguientes características:

Tabla 4.1 Características del molino 1

Diámetro interno	3.8 m
Largo interno	5.64m
velocidad critica	73%
Nivel de carga de bola	24%

Tabla 4.2 Características de la batería de ciclones.

Diámetro del ciclón	.350m
Largo del ciclón	1.68m
Diámetro interno del ciclón	.25m
Diámetro del vórtex	0.133
Diámetro del ápex	0.063
Angulo del cono	20°

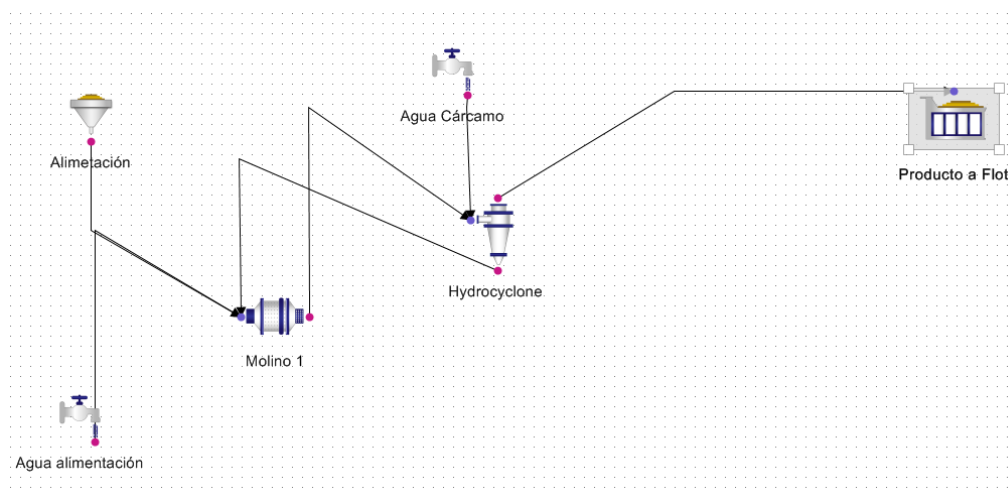


Fig. 4.1 Circuito del molino 1 (Empleando MinProSim®)

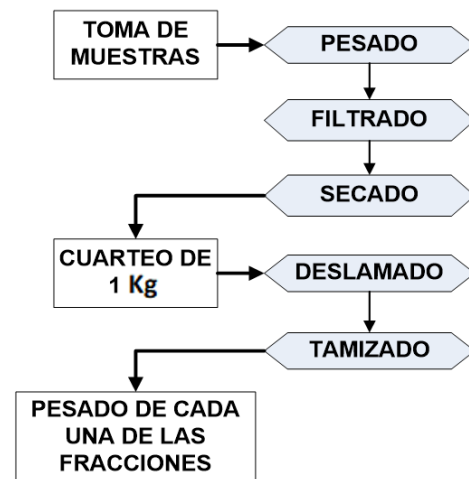
El muestreo se lleva a cabo durante 3 días tomándose muestras en la mañana y otra en la tarde un compósito por día, tomándose en los siguientes puntos:

- Alimentación de banda
- Descarga del molino
- Alimentación a ciclones
- Gruesos de ciclón
- Finos de ciclón

4.1.1 Preparación de la muestra

En la Figura 4.2 se muestran los pasos para tratar a la pulpa muestreada de circuito de molienda a fin de que sea adecuada para realizar el análisis granulométrico.

Fig.4.2 Tratamiento de las muestras para obtener los análisis granulométricos.



Las muestras se toman con cortadores de pico en pulpas y con cortador de banda manual. Fueron tomadas 2 veces al día en 3 diferentes días, en banda de alimentación al molino, bajo flujo, sobre flujo y alimentación a ciclones.

Se registra el peso húmedo de cada una, se filtran en vacío o a presión, se secan por lo menos 8 horas. Se registra el peso seco para obtener el % de sólidos de cada muestra. Se homogenizan para posteriormente obtener una muestra representativa de ± 1 kg en pulpas y ± 2 kg en muestra de banda. Se deslaman para retirar el material a -400 mallas y evitar mal cribado por finos.

Se criban los productos +400 mallas utilizando desde el tamaño de abertura de malla más grande (determinado por el tamaño de partícula más grande que se encuentre en la muestra) hasta la malla 400 (38 micras). Se pesa cada fracción por separado para calcular su distribución granulométrica.

Posterior a la preparación se proceden a calcular % de sólidos, granulometrías, balances, cargas circulantes y eficiencias.

4.1.2 Resultados

✓ Datos de operación

En las tablas 4.3 y 4.4 se expresa los resultados del muestreo para esta simulación se realizó el día 2-diciembre-2015 a las 8:00 hrs.

Tabla 4.3 Granulométrico real (descarga y alimentación al molino).

PRODUCTO	Tamaño (micras, in)	Banda de alimentación				Descarga Molino			
		Retenido		Acumulado		Retenido		Acumulado	
		(g)	(%)	% (+)	% (-)	(g)	(%)	% (+)	% (-)
5/8"	15875	16.00	0.20	0.20	99.80		0.00	0.00	100
1/2"	12700	19.10	0.24	0.44	99.56		0.00	0.00	100
3/8"	9525	288.80	3.58	4.02	95.98		0.00	0.00	100
1/4"	6350	1437.40	17.84	21.86	78.14	4.10	0.41	0.41	99.59
4	4,750	807.30	10.02	31.88	68.12	3.60	0.36	0.77	99.23
6	3,350	944.70	11.72	43.60	56.40	5.50	0.55	1.32	98.68
10	2,000	1096.30	13.60	57.20	42.80	11.90	1.19	2.51	97.49
14	1,180	626.20	7.77	64.97	35.03	12.00	1.20	3.71	96.29
20	850	602.20	7.47	72.44	27.56	35.70	3.57	7.28	92.72
35	425	481.60	5.97	78.41	21.59	93.00	9.30	16.58	83.42
70	212	493.90	6.13	84.54	15.46	266.90	26.69	43.27	56.73
100	150	171.40	2.14	86.68	13.32	164.40	16.44	59.71	40.29
140	106	145.20	1.80	88.48	11.52	123.60	12.36	72.07	27.93
200	75	125.70	1.56	90.04	9.96	74.70	7.47	79.54	20.46
270	53	112.00	1.39	91.43	8.57	45.00	4.5	84.04	15.96
325	45	33.80	0.43	91.86	8.14	15.40	1.54	85.58	14.42
400	38	53.10	0.67	92.53	7.47	13.20	1.32	86.90	13.10
-400	38	602.00	7.47	100.00	0.00	131.00	13.10	100.00	0.00
		8056.70				1000.00			
		D80: 8.765 mm				D80: 0.48 mm (480 micras)			
		% -200#: 7.89		% -400#: 6.17		% -200#: 18.06		% -400#: 12.90	

Tabla 4.4 Granulométrico real en cicloneo (alimentación, finos y gruesos).

Alimentación a ciclones		Gruesos ciclones				Finos ciclones							
	Tamaño (mm)	Retenido		Acumulado		Retenido		Acumulado		Retenido		Acumulado	
		(g)	(%)	% (+)	% (-)	(g)	(%)	% (+)	% (-)	(g)	(%)	% (+)	% (-)
5/8"	15875												
1/2"	12700												
3/8"	9525												
1/4"	6350	3.90	0.28	0.28	99.72								
4	4750	3.00	0.21	0.49	99.51	2.20	0.16	0.16	99.84				
6	3350	5.40	0.40	0.89	99.11	4.10	0.29	0.45	99.55				
10	2000	15.60	1.14	2.03	97.97	16.10	1.15	1.60	98.40				
14	1180	17.80	1.30	3.33	96.67	21.30	1.53	3.13	96.87				
20	850	45.20	3.30	6.63	93.37	61.50	4.42	7.55	92.45				
35	425	194.70	14.20	20.83	79.17	861.10	61.92	69.47	30.53				
70	212	342.80	25.00	45.83	54.17	133.50	9.60	79.07	20.93	15.90	3.04	3.04	96.96
100	150	221.60	16.15	61.98	38.02	88.40	6.35	85.42	14.58	35.00	6.70	9.74	90.26
140	106	158.00	11.52	73.50	26.50	70.30	5.05	90.47	9.53	60.40	11.56	21.3	78.70
200	75	98.80	7.20	80.7	19.3	35.60	2.56	93.03	6.97	63.50	12.16	33.46	66.54
270	53	60.20	4.39	85.09	14.91	17.70	1.27	94.30	5.70	58.40	11.18	44.64	55.36
325	45	17.60	1.28	86.37	13.63	5.60	0.40	94.70	5.30	17.10	3.27	47.91	52.09
400	38	19.00	1.38	87.75	12.25	4.20	0.32	95.02	4.98	26.10	5.00	52.91	47.09
-400	30	168.00	12.25	100.00	0.00	69.10	4.98	100.00	0.00	245.90	47.09	100.00	0.00
		1371.60				1390.70				522.30			
		D80: 0.4 mm				D80: 0.417 mm				D80: 0.099 mm			
		% -200#: 18.65		% -400#: 12.06		% -200#: 5.7		% -400#: 5 %		% -200#: 55.36		% -400#: 47.09	

Distribución granulométrica de alimentación al ciclón

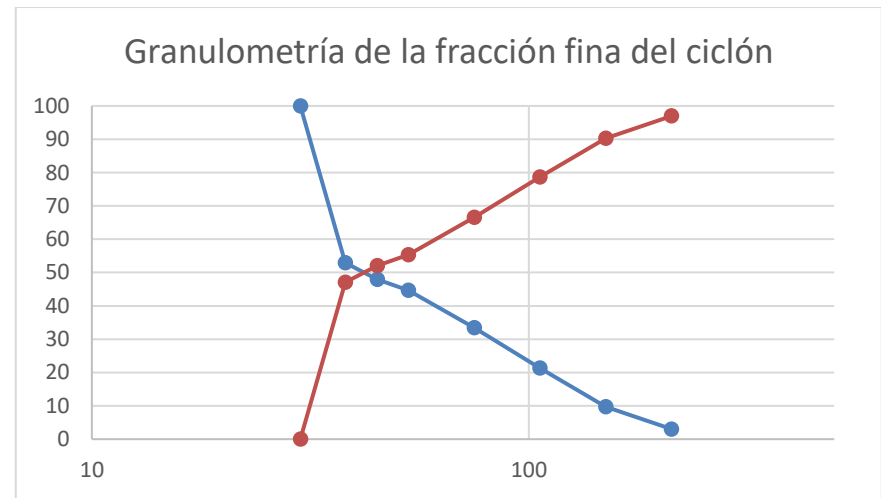
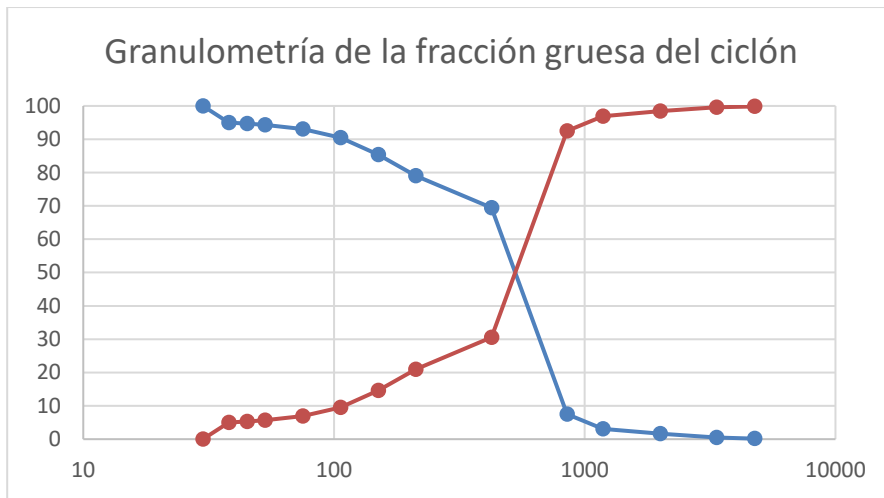
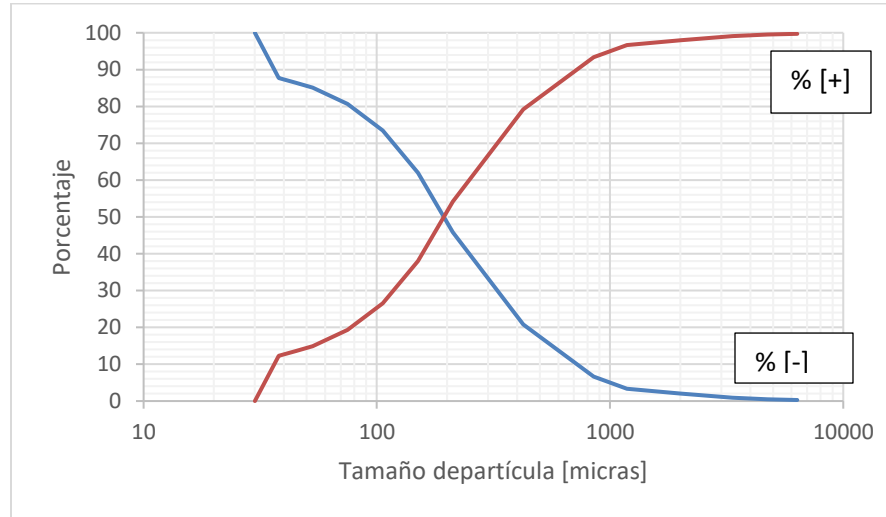


Fig 4.3. Gráficas de la distribución granulométrica en la alimentación a ciclones, finos y gruesos.

La carga circulante resulta del material grueso retornado al molino y clasificado por el hidrociclón. Su valor óptimo para un circuito particular depende de la capacidad del clasificador y su valor oscila, por lo general entre 100 - 350% aunque puede ser tan alta como 600%. En los procesos de concentración de minerales se requiere de un rango adecuado de tamaño de partículas. Del producto de un molino, generalmente solo un porcentaje bajo es de tamaño adecuado para procesos tales como flotación, por lo que este producto deberá ser clasificado para que los gruesos retornen al molino. Se calcula como el cociente de la cantidad de sólidos que pasa por el molino de bolas y la cantidad de sólidos que pasa por el circuito, generalmente se le expresa en porcentaje.

Empleando los porcentajes de las tablas 4.1 y 4.2 del análisis del circuito de molienda, a partir del tamaño 200 y menos, para el caso del circuito del molino 1 tenemos:

Tabla 4.5 Granulométricos -200 mallas y menores

Malla	Alimentación Banda		Descarga Molino	
	Retenido		Retenido	
	(g)	(%)	(g)	(%)
270	112.00	1.39	45.00	4.5
325	33.80	0.43	15.40	1.54
400	53.10	0.67	13.20	1.32
-400	602.00	7.47	131.00	13.10
		9.96		20.46

Tabla 4.6: Granulométricos-200 mallas y menores

Malla	Alimentación al ciclón		Ciclón			
	Retenido		Gruesos		Finos	
	(g)	(%)	(g)	(%)	(g)	(%)
270	60.20	4.39	17.70	1.27	58.40	11.18
325	17.60	1.28	5.60	0.40	17.10	3.27
400	19.00	1.38	4.20	0.32	26.10	5.00
-400	168.00	12.25	69.10	4.98	245.90	47.09
		19.3		6.97		66.54

Previamente a las simulaciones se dispone a realizar los cálculos en lo que se determinaran los alcances que podemos tener con nuestros equipos por lo que se realiza lo siguiente:

Índice de selectividad.

A: Producto nuevo generado por el circuito = [% de Finos del ciclón con tamaño < 200] – [% de Finos <200, de la Banda de alimentación al molino] = 66.54 – 9.96 = **56.58%**.

B: Producto nuevo generado en cada pasada por el molino de bolas = [% de Finos <200 en la descarga del molino] – [% de Finos <200 en los gruesos del ciclón] = 20.46 – 6.97 = **13.49 %**

La razón del Índice de Selectividad es igual a "A" dividido por "B", es decir el número de pasadas por el molino necesarias para generar la cantidad total de producto nuevo del circuito. Para este caso es

$$\text{Índice de Selectividad} = \frac{56.58}{13.49} = 4.1942$$

Ya con esta información se procede a realizar las distintas simulaciones en donde se busca como objetivo el minimizar la carga circulante en molino manteniendo misma granulometría o de ser posible el que se mejore esta última.

Parámetros de molienda: Tamaño del molino: 12.46 m x 18.5 m

Velocidad crítica:

$$N_c = \frac{76.6}{\sqrt{\phi}}$$

$$N_c = \frac{76.6}{\sqrt{12.46}} = 21.7$$

$$N_c \text{ al } 73\% = 21.7 \times .73 = 16 \text{ rpm}$$

Diámetro de bola de reposición en pulgadas:

Pará el cálculo de bola existen 2 métodos similares aunque diferentes el de Azzaroni y el de Chalmers, siendo este último el más recomendable para molinos de bolas mientras que el de Azzaroni para molinos SAG.

Fórmula de Azzaroni: $d_B = 6.06 F_{80}^{.263} \left(\frac{\delta_s * w_i}{(N * D)^{.25}} \right)^4$

Fórmula De Chalmers: $d_B = 1.354 F_{80}^{.5} \left(\frac{(\delta_s * Wi)}{(N * D^{.5})^{1/3}} \right)$

Donde:

F_{80} = 9500 micras

N_c = .73

Diámetro del Molino= 12.46 ft

Densidad del mineral = 2.6

W_i = 18.1

Sust: con la fórmula de Chalmers, esto por ser un Molino de bolas convencional

$$d_B = 1.354 * 9500^{.5} \left(\frac{(2.6 * 18.1)}{(73 * 12.46^{.5})^{1/3}} \right) = 2.94 = 3''$$

Por lo tanto, nuestro tamaño de bola ideal para el molino es de 3".

CONSUMO DE ENERGÍA:

Aplicando la fórmula de la ley de Bond:

$$\text{Consumo de energía} = \frac{10(W_i)}{\sqrt{P_{80}}} - \frac{10(W_i)}{\sqrt{F_{80}}} = kWh/t$$

$$\text{Consumo de energía} = \frac{10(18.1)}{\sqrt{95}} - \frac{10(18.1)}{\sqrt{9500}} = 16.71 kWh/t$$

Donde:

- P_{80} = Producto deseado

- F_{80} = Alimentación al circuito:

- W_i =Índice de trabajo.

GASTO DE PULPA EN EL CICLÓN:

$$Q_f = \frac{\pi}{4} * \sqrt{\frac{2g}{54.3}} * (dc^{.45})(dt^{.60})(dr^{.95})$$

Donde:

g= gravedad 9.8 m/s

dc= diámetro del ciclón en metros.=.381(15")

dr= diámetro del vortex en metros= .133 (5 ¼")

dt= diámetro de la tubería= .203 (8")

sustituyendo:

$$Q_f = \frac{\pi}{4} * \sqrt{\frac{2(9.8)}{54.3}} * (.381^{.45})(.203^{.60})(.133^{.95}) = .00849 \frac{m^3}{seg.}$$

Conversion a horas:

$$\left(.00849 \frac{m^3}{seg} \right) * (3600 \text{ seg}) = 30.564 \frac{m^3}{h}$$

A galones por minuto:

$$(.01497)(264.17 \text{ gal})(60 \text{ seg}) = 237 \frac{gpm}{ciclón}$$

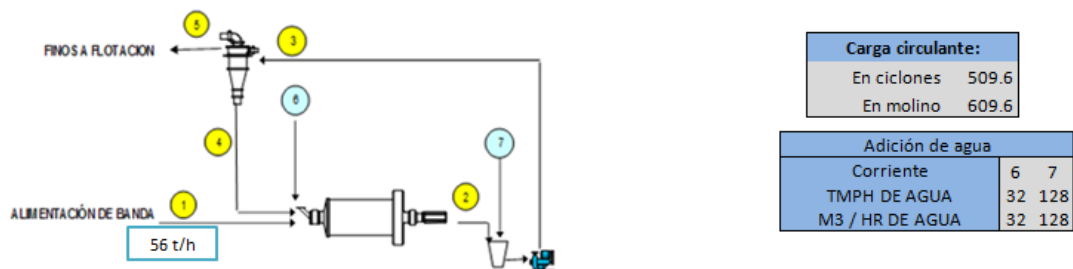
$$(237 \text{ gpm}) * (3 \text{ ciclones}) = 711 \text{ gpm totales}$$

Se puede apreciar gráficamente en el Anexo 1, la representación del gasto de pulpa según sus condiciones en Ápex Vórtex, resultando como consecuencia la variación en la presión del mismo hidrociclón (Metcom Consulting, Ltc, 1989).

4.1.3 BALANCE DE MASA EN MINPROSIM.

A continuación, la tabla 4.7 muestra el balance de masa arrojado por MinProSim®, aunque modificada la presentación para sintetizar la información fuera del programa.

Tabla 4.7: Balance de masa del circuito en condiciones reales. (Empleando MinProSim®)



CORRIENTE	Cabeza de Banda		Alim. a Ciclones	Gruesos de Ciclón	
	1	2		4	5
G.E DE SÓLIDOS	2.6	2.6	2.6	2.6	2.6
% DE SÓLIDOS	97.39	73	57.5	75.4	26
G. E DE PULPA	2.46	1.816	1.548	1.867	1.19
TMPH DE SÓLIDOS	56	349.45	347.35	290.37	56.976
TMPH DE AGUA	2.11	128.29	256.58	94.419	162.163
TMPH DE PULPA	59.02	475.68	603.93	384.789	219.139
M3/HR DE AGUA	2.11	128.29	256.58	94.419	162.163
M3/HR DE PULPA	25.189	261.9	390.178	206.09	184.077
P 80, μm	8765	0.365	365	422	98
%-200# mallas	7.89%	17.61%	17.60%	16.15%	71.10%
%-400# mallas	6.93%	8.78%	8.77%	3.69%	24.25%

4.1.4 Eficiencia de clasificación y balance de masa en ciclones

Las eficiencias de clasificación de los valores anteriores se definen de la siguiente manera:

*Eficiencia de clasificación de finos: por ciento en peso de la fracción a menos 200 mallas (75 micras) de la alimentación que se recupera en los finos del ciclón.

*Eficiencia de clasificación de gruesos: por ciento en peso de la fracción a más 200 mallas (75 micras) de la alimentación que se recupera en los gruesos del ciclón.

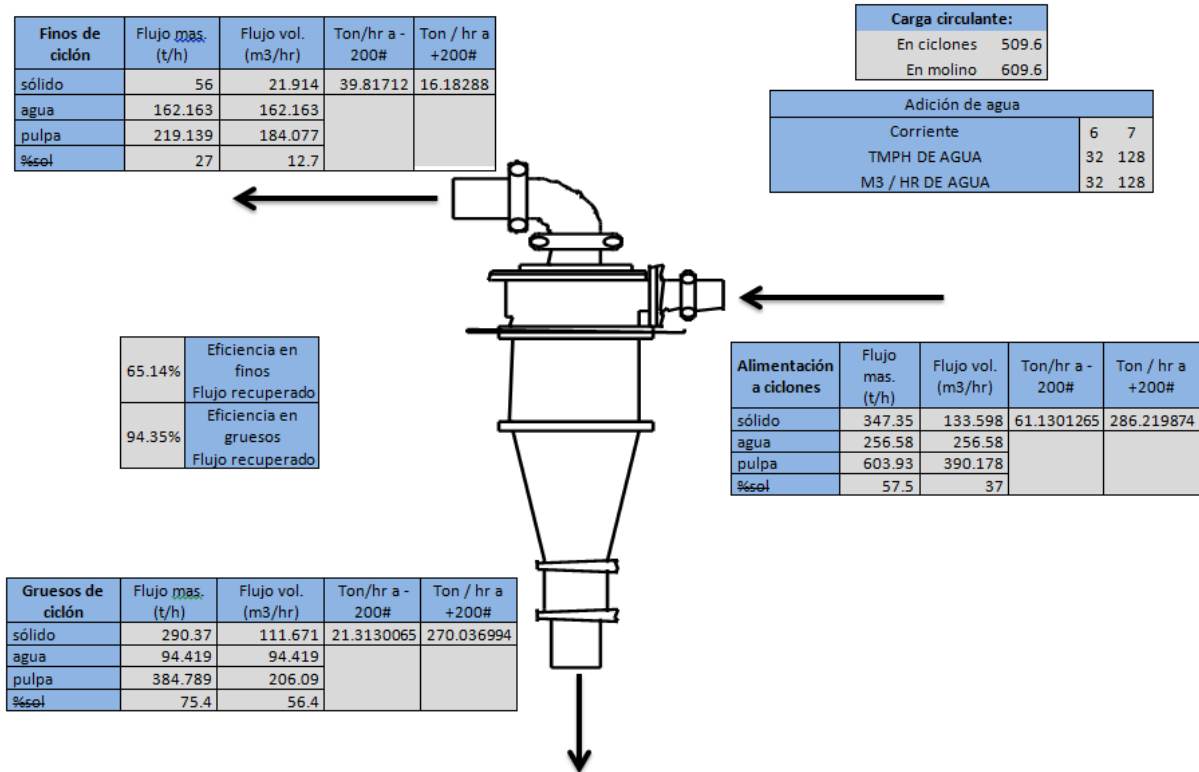
Se determinan las eficiencias de clasificación para ambos productos del ciclón dando el siguiente resultado:

***65.14% de eficiencia de clasificación de finos,**

***94.35% de eficiencia de clasificación de gruesos**

Buscando la mejor optimización en la clasificación del material, se realizan una serie de simulaciones siendo un total de 10 con el programa MinProSim®, mostrando los resultados en la figura 4.4, tomándose como principales variables el agua, lo que nos deriva a una modificación en los sólidos, así como la manipulación del Ápex y el Vórtex modificando el sistema de clasificación.

Figura 4.4: Balance de masa, en base a la distribución de la clasificación en condiciones reales.



4.2 RESULTADOS:

La Tabla 4.9: Resumen de los resultados obtenidos tomándose como base los datos recopilados del modelo real en planta, y en el que se pueden apreciar las principales simulaciones diferenciadas como simulación 1 (S1), y simulación 2 (S2) siendo las principales propuestas y basándonos en los siguientes resultados, detallando cada situación más adelante: (Empleando MinProSim®).

Tabla 4.8 Resumen de resultados (Empleando MinProSim®).

	ORIGINAL	SIMULACIONES							
								S1	S2
TONELAJE	56	56	60	56	60	51	56	56	60
AGUA ALIM. MOLINO	32	21	32.7	0	28.3	25.4	22.5	0	0
SÓL. DESCARGA	73	73	73	74.6	73	73	73	69.8	72
AGUA DESC.	128	141.3	152.8	115.8	141.8	73.9	145.4	131	133
SOL. FINOS.	26	25.4	24	32.2	26	33	24.7	29.6	30.6
SOL GRUESOS	75.4	73.4	75.4	70	74.5	75.3	73.7	66	67.2
P80 FINOS	0.098	0.088	0.087	0.106	0.087	0.108	0.083	0.075	0.079
P80 GRUESOS	0.422	0.51	0.529	0.58	0.529	0.56	0.502	0.469	0.498
SOL. A CICLONES	57.5	55	55	57	56	60	55	55	56
M3 A CICLONES	390.2	379.1	410.1	318.9	399.3	262	390.3	408	418.2
DIAM VORTEX	0.133	0.133	0.139	0.139	0.127	0.127	0.127	0.127	0.127
DIAM APEX	0.063	0.063	0.063	0.063	0.063	0.063	0.063	0.075	0.075
PRESIÓN	12.5	11	12.55	7.7	13.5	13.6	12.8	14	14.7
CARGA CIRC.	509	462.8	468	400	468	388	479	506.3	495.6
% A -200#	71	73.6	73.6	61.3	73.6	60.4	76	80	77.9
# DE CICLONES	3	3	3	3	3	2	3	3	3

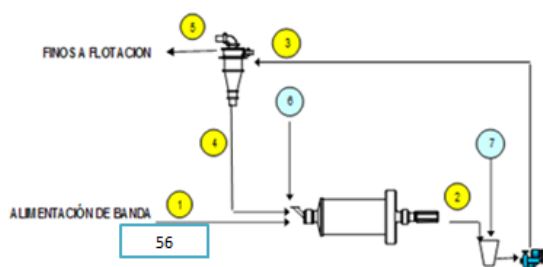
4.1 SIMULACIÓN 1

DESCRIPCIÓN	MEDICIÓN
TONELAJE (t/h)	56
AGUA ALIM (m3/h)	0
SOL DESC (%)	69.8
AGUA DESCARGA (m3/h)	131
SOL. FINOS (%)	29.6
SOL GRUESOS (%)	66
P80 FINOS (mm)	0.075
P80 GRUESOS (mm)	0.469
SOL A CICLON (%)	55
M3 A CICLON	408
DIAM VORTEX (m)	0.127
DIAM APEX (m)	0.075
PRESION (PSI)	14
CARGA CIRC (%)	506

Para esta simulación se realizan cambios tanto en Ápex como en Vórtex como principales ajustes; determinándose que los sólidos hacia ciclones más óptimos son los que se encuentran relativamente bajos, o al menos los que encontramos entre 55% y 57% para no disminuir tanto el sólido hacia flotación; trayendo como consecuencia que se disminuya el tiempo de residencia dentro de las celdas. Los resultados en el balance de masa son los siguientes:

Tabla 4.1.1 Datos de los resultados en simulación 1

4.1.1 Balance de masa minprosim (simulación 1)



Carga circulante:	
En ciclones	504.4
En molino	604.4

Adición de agua	
Corriente	6 7
TMPH DE AGUA	0 131
M3 / HR DE AGUA	0 131

CORRIENTE	Cabeza de Banda				
	1	2	3	4	5
G. E DE SÓLIDOS	2.6	2.6	2.6	2.6	2.6
% DE SÓLIDOS	97.39	69.8	55	66.1	29.77
G. E DE PULPA	2.46	1.752	1.512	1.686	1.22
TMPH DE SÓLIDOS	56	338.43	338.445	282.44	56
TMPH DE AGUA	2.11	146.76	276.9	144.788	100.608
TMPH DE PULPA	59.02	485.19	615.345	427.228	188.11
M3/HR DE AGUA	2.11	146.76	276.9	144.788	100.608
M3/HR DE PULPA	25.189	276.93	407.07	253.4	153.65
P 80, um	8765	940	377	464	75
%-200# mallas	7.89%	20.30%	32.21%	22.73%	80.05%
%-400# mallas	6.93%	5.81%	10.00%	5.74%	31.51%

Tabla 4.1.2 Balance de masa, (simulación 1)

4.1.2 Eficiencia de clasificación y balance de masa en ciclones (simulación 1)

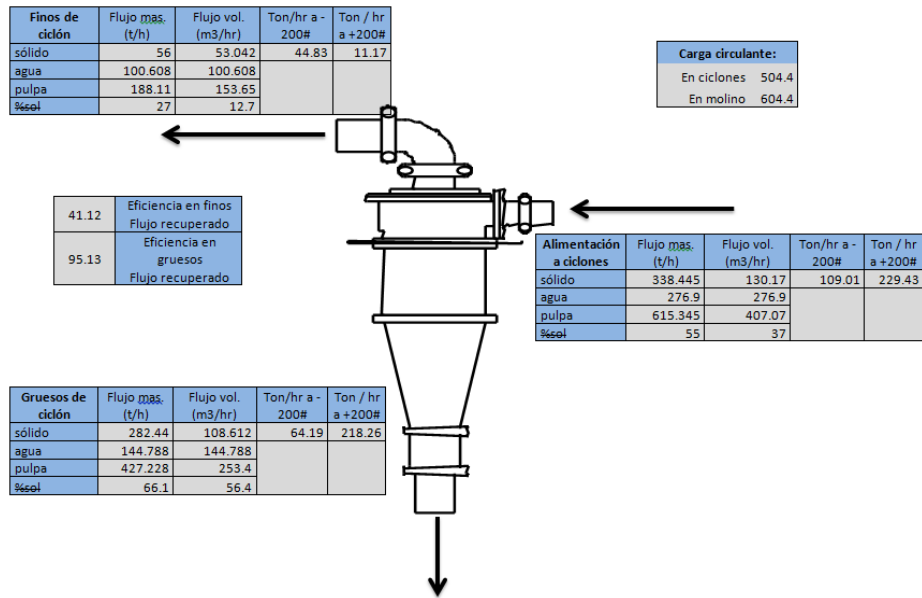


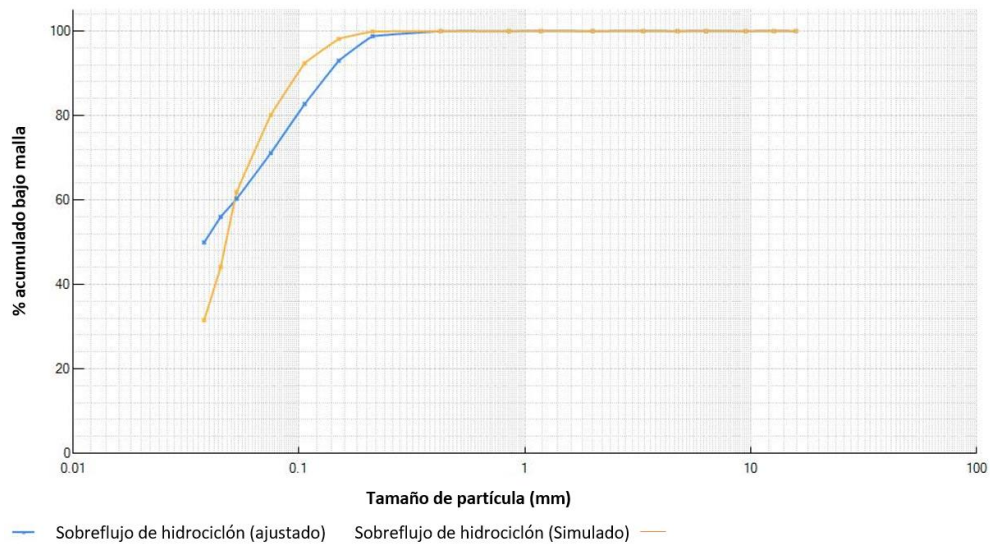
Figura 4.5 Balance de masa, en base a la distribución de la clasificación, (simulación 1)

Se determinan las eficiencias de clasificación para ambos productos del ciclón dando el siguiente resultado:

***41.1% de eficiencia de clasificación de finos**

***95.13% de eficiencia de clasificación de gruesos**

Bajo estas condiciones y después de revisar el análisis que se presenta en el balance podemos determinar que con estas especificaciones en los parámetros logramos tener un mejor producto a flotación en el que se llega a lo esperado del 80% a -200# manteniéndose el mismo tonelaje.



La figura 4.6 Muestra el comportamiento de la simulación que presenta mejora en la granulometría del producto a diferencia del modelo real, y alcanzando el diseño con promedio de 80% a .200#

Tabla 4.2.1 Datos de los resultados en simulación 2

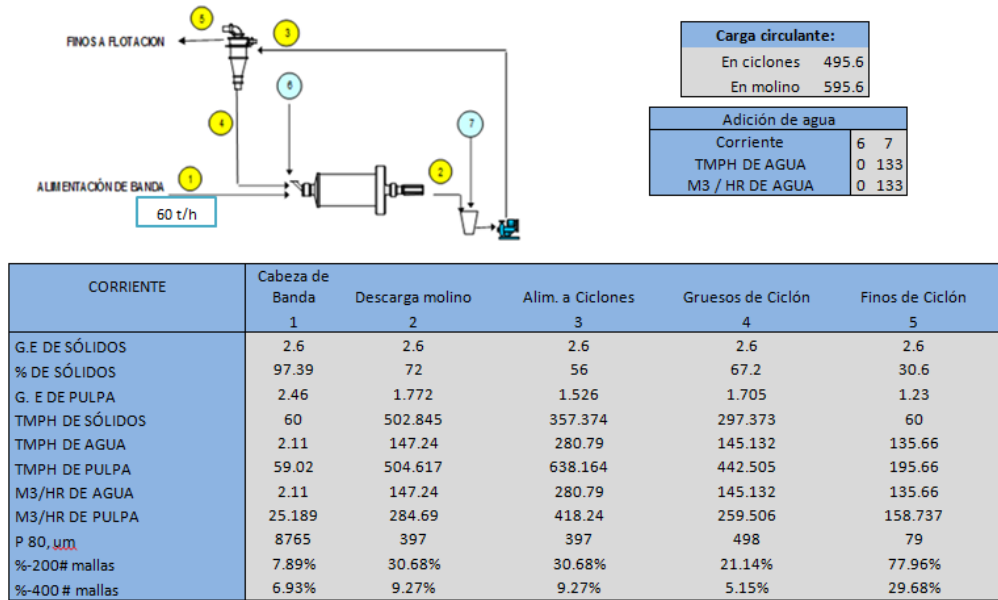
DESCRIPCIÓN	MEDICIÓN
TONELAJE (t/h)	60
AGUA ALIM (m3/h)	0
SOL DESC (%)	72
AGUA DESCARGA (m3/h)	133
SOL. FINOS (%)	30.6
SOL GRUESOS (%)	67.2
P80 FINOS (mm)	79
P80 GRUESOS (mm)	498
SOL A CICLON (%)	56
M3 A CICLON	418.2
DIAM VORTEX (m)	0.127
DIAM APEX (m)	0.075
PRESION (PSI)	14.7
CARGA CIRC (%)	495.6

4.2 SIMULACIÓN 2

Basándonos ya en la última simulación y con resultados ideales; con esta simulación se aumenta el tonelaje como una forma de mayor producción y comprometiendo un poco más la granulometría, que si bien lo ideal es el 80% a -200#; se a comprobado operativamente que con granulometrías más gruesas tales como son hasta 72# a -200#. Con esta última simulación no se pretende llega hasta esos límites, sin embargo, se presentan valores aceptables. Los resultados del balance de masa de esta simulación son los siguientes:

4.2.1 Balance de masa minprosim (simulación 2)

Tabla 4.2.2 Balance del masa, en base a la distribución de la clasificación, (simulación 2)



4.2.2 Eficiencia de clasificación y balance de masa en ciclones (simulación 2)

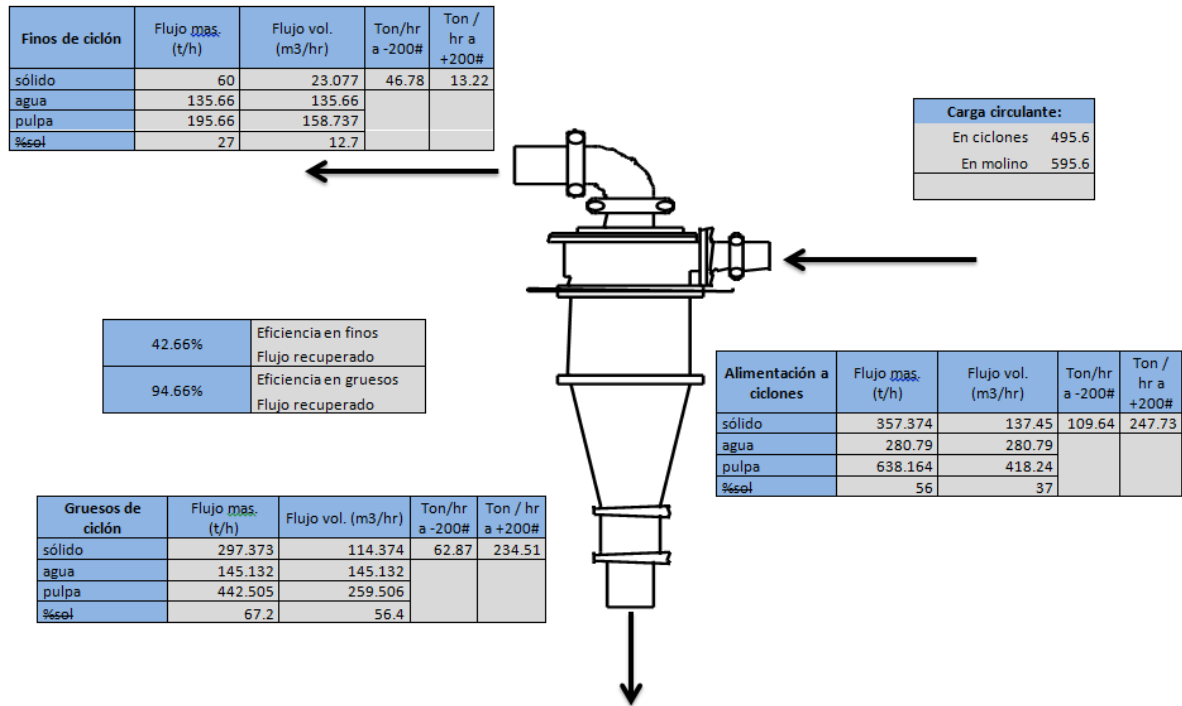


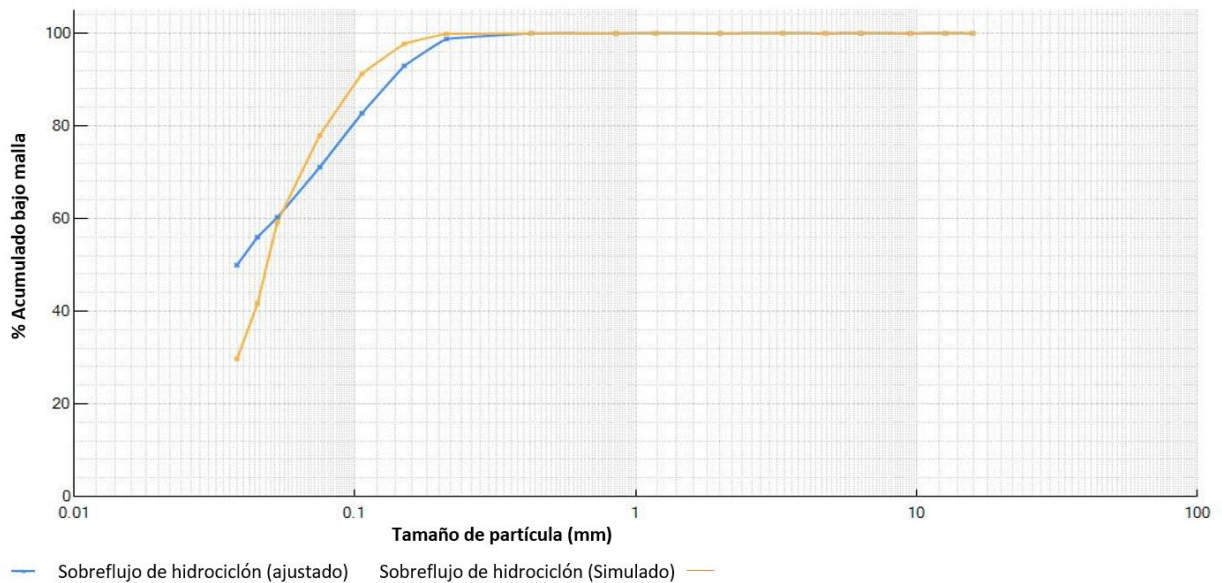
Figura 4.7 Balance de masa, en base a la distribución de la clasificación, (simulación 2)

Se determinan las eficiencias de clasificación para ambos productos del ciclón dando el siguiente resultado:

***42.66% de eficiencia de clasificación de finos**

***94.66% de eficiencia de clasificación de gruesos**

La figura 4.8 Muestra el comportamiento de la simulación que presenta mejora en la granulometría del producto siendo a diferencia de la simulación 1 la cual se manejaba menor tonelaje y a diferencia del modelo real, alcanzando el diseño con promedio de 80% a -200#



La figura 4.8 comportamiento de la simulación 2 en base al original

4.3 PARÁMETROS E INFORMACIÓN DE DISEÑO:

Para el proceso de arranque en el 2011, el molino 1, fue diseñado bajo las siguientes características en las que se toman en cuenta que el diseño original de la planta era para 1000 t/d secas y en las que se contemplaron los siguientes parámetros y características del diseño.

Tabla 4.3.1 Datos de diseño en Molino 1

DESCRIPCIÓN	MEDIDA
Medidas del molino	3.96 x 5.79 m
Tonelaje de alimentación:	53 t/h
Agua alimentación	11.2 m ³ /h
Agua en cárcamo	99.7 m ³ /h
Carga circulante	308.34%
% de carga de bola	25%
Potencia requerida	1047 kW
Potencia instalada	1120 kW
Motor del molino	1500 Hp
% de Sol descarga mol	70%
Medidas hidrociclones:	381 mm
Apex	5.25"
Vortex	2 1/2"
% de sólidos a ciclones	54.9%
% de sólidos a flotación	32.03%
% de sólidos en underflow	67.56%
F80 Alimentación	10600 micrones
d50	37 micrones
P80	75 micrones
Presión (PSI)	12

4.3.1 Proceso de diseño

✓ *Datos de operación*

- Alimentación a molino desde banda: 53 ton/hr húmedas
- Ciclones en operación: 2

✓ *% de sólidos*

4.3.2 Tabla de % de sólidos de diseño

Muestra	% sólidos
Cabeza de Banda	93.55
Descarga del Molino	69.91
Alimentación a Ciclones	56.14
Finos de Ciclón	32.04
Gruesos de Ciclón	67.48

✓ *Granulometrías:*

- **Cabeza de banda:** P_{80} ligeramente menor a 3/8" dentro de parámetros de diseño en trituración.
- **Descarga de molino:** P_{80} de 244 micras, 32% -200 mallas.
- **Alimentación a ciclones:** P_{80} de 235 micras, 31% -200 mallas.
- **Gruesos de ciclón:** P_{80} de 299 micras, 25% -200 mallas.
- **Finos de ciclón:** P_{80} de 80 micras, 78% -200 mallas, 55% -400 mallas.

Todo esto y lo relacionado con los parámetros de diseño se plasma resumido en las tablas 4.3.3, 4.3.4 y 4.3.5.

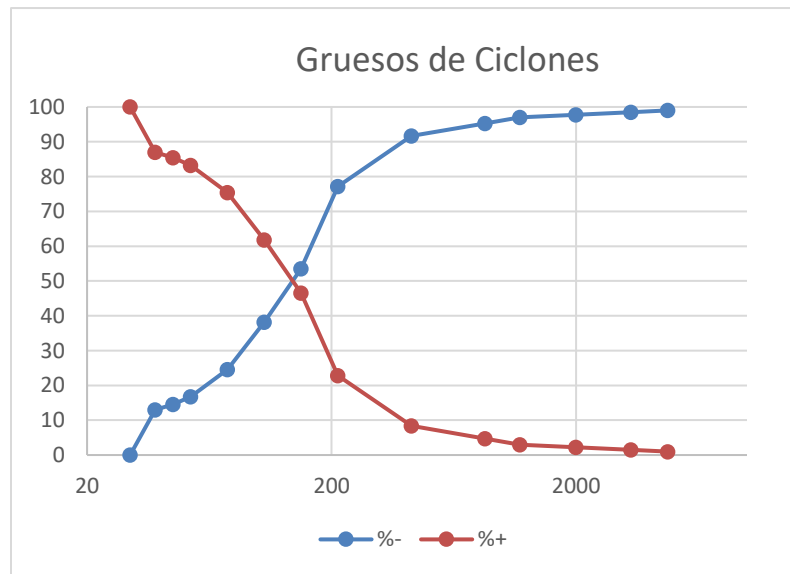
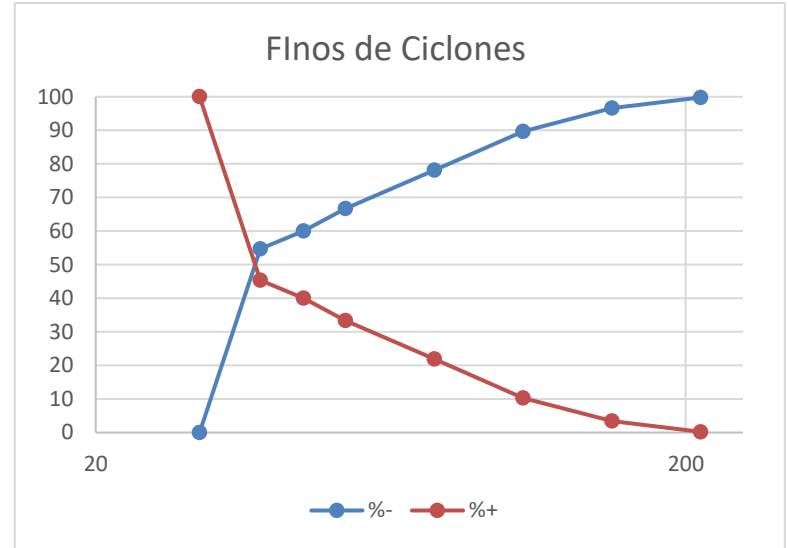
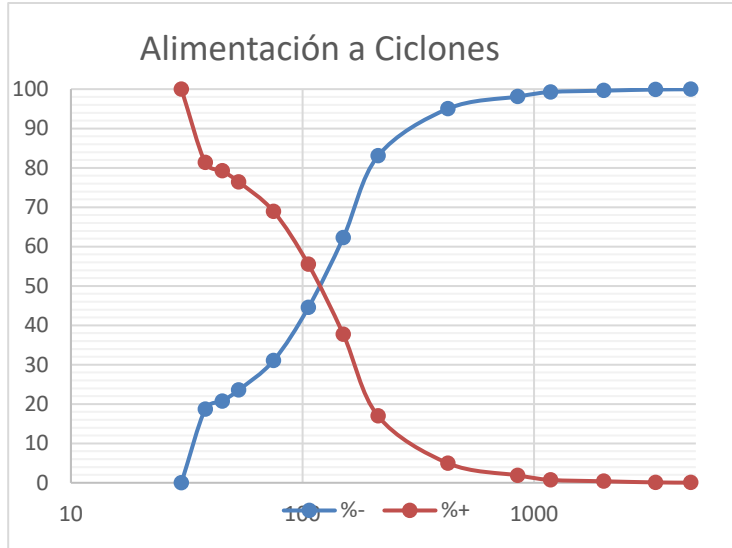
Tabla 4.3.3 Granulométricos de diseño en banda y descarga de molino

PRODUCTO	Tamaño (micras, in)	Banda de alimentación				Descarga Molino			
		Retenido		Acumulado		Retenido		Acumulado	
		(g)	(%)	% (+)	% (-)	(g)	(%)	% (+)	% (-)
5/8"	15875	15.91	0.6	0.6	99.4				
1/2"	12700	38.98	1.47	2.07	97.93				
3/8"	9525	192.57	7.28	9.35	90.65				
1/4"	6350	473.11	17.88	27.23	72.76				
4	4,750	246.27	9.31	36.54	63.45	5.37	1.04	1.04	98.96
6	3,350	250.9	9.48	46.02	53.97	2.06	0.4	1.45	98.55
10	2,000	303.31	11.46	57.48	42.51	3.61	0.7	2.15	97.85
14	1,180	169.94	6.42	63.9	36.08	3.15	0.61	2.76	97.24
20	850	186.1	7.03	70.93	29.05	7.07	1.38	4.14	95.86
35	425	149.58	5.65	76.58	23.39	15.65	3.04	7.18	92.82
70	212	147.88	5.59	82.17	17.81	60.28	11.73	18.91	81.09
100	150	90.13	3.41	85.58	14.4	97.95	19.06	37.96	62.04
140	106	53.04	2	87.58	12.39	77.88	15.15	53.12	46.88
200	75	53.92	2.04	89.62	10.36	75.34	14.66	67.77	32.23
270	53	44.64	1.69	91.31	8.67	33.8	6.58	74.35	25.65
325	45	22.85	0.86	92.17	7.8	13.69	2.66	77.01	22.99
400	38	21.28	0.8	92.97	7	10.19	1.98	79	21
-400	38	185.19	7.03	100	0	108	21	100	0
		2645.6	100			514	100		
		D80: 8.765 mm				D80: 0.48 mm (480 micras)			
		% -200#: 7.89% -400#: 6.17				% -200#: 32.23% -400#: 21			

Tabla 4.3.4 Granulométricos de ciclones (finos, gruesos y alimentación).

	Tamaño (mm)	Alimentación a ciclones				Gruesos ciclones				Finos ciclones			
		Retenido		Acumulado		Retenido		Acumulado		Retenido		Acumulado	
		(g)	(%)	% (+)	% (-)	(g)	(%)	% (+)	% (-)	(g)	(%)	% (+)	% (-)
4	4750	0.15	0.03	0.03	99.97	5.08	0.99	0.99	99.01				
6	3350	0.33	0.06	0.09	99.91	2.71	0.53	1.51	98.49				
10	2000	1.47	0.29	0.38	99.62	3.74	0.73	2.24	97.76				
14	1180	1.78	0.35	0.73	99.27	3.99	0.77	3.01	96.99				
20	850	5.94	1.16	1.88	98.12	8.73	1.7	4.71	95.29				
35	425	15.85	3.08	4.96	95.04	18.75	3.64	8.35	91.65				
70	212	61.57	11.98	16.94	83.06	74.57	14.5	22.83	77.17	1.1	0.21	0.21	99.79
100	150	106.91	20.8	37.74	62.26	122	23.7	46.51	53.49	16.35	3.17	3.39	96.61
140	106	91.24	17.75	55.49	44.51	78.79	15.3	61.81	38.19	35.67	6.93	10.31	89.69
200	75	69.15	13.45	68.95	31.05	70.06	13.6	75.41	24.59	59.62	11.58	21.89	78.11
270	53	38.53	7.5	76.44	23.56	40.08	7.78	83.2	16.8	58.83	11.42	33.31	66.69
325	45	14.46	2.81	79.26	20.74	11.4	2.21	85.41	14.59	34.37	6.67	39.99	60.01
400	38	10.74	2.09	81.35	18.65	8.22	1.6	87.01	12.99	27.6	5.36	45.35	54.65
-400	30	95.88	18.65	100	0	66.92	13	100	0	281.46	54.65	100	0
		514	100			515	100			806.9	100		
		D80: 0.4 mm				D80: 0.417 mm				D80: 0.099 mm			
		% -200#: 31.05% -400#: 18.65				% -200#: 24.59% -400#: 12.99 %				% -200#: 78.11% -400#: 54.65			

Figura 4.9: Graficas del comportamiento granulométrico en ciclones (finos, gruesos y alimentación).



4.3.2 Balance de masa

Tabla 4.3.5 Balance de masa tomando como base los datos de diseño.

CORRIENTE	Cabeza de Banda	Descarga molino	Alim. a Ciclones	Gruesos de Ciclón	Finos de Ciclón
	1	2	3	4	5
G.E DE SÓLIDOS	2.6	2.6	2.6	2.6	2.6
% DE SÓLIDOS	97.39	69.92	54.9	67.56	32.039
G. E DE PULPA	2.49	1.755	1.511	1.712	1.246
TMPH DE SÓLIDOS	53	256.093	256.058	203.081	53
TMPH DE AGUA	1.604	110.138	209.86	97.482	112.378
TMPH DE PULPA	58.434	366.231	465.918	300.563	165.355
M3/HR DE AGUA	1.604	110.138	209.86	97.482	112.378
M3/HR DE PULPA	60	208.636	308.345	175.59	132.754
P 80, um	8765	199	199	250	80
%-200# mallas	7.89%	36.41%	36.41%	22.95%	77.67%
%-400 # mallas	6.93%	17.10%	17.09%	12.66%	54.69%

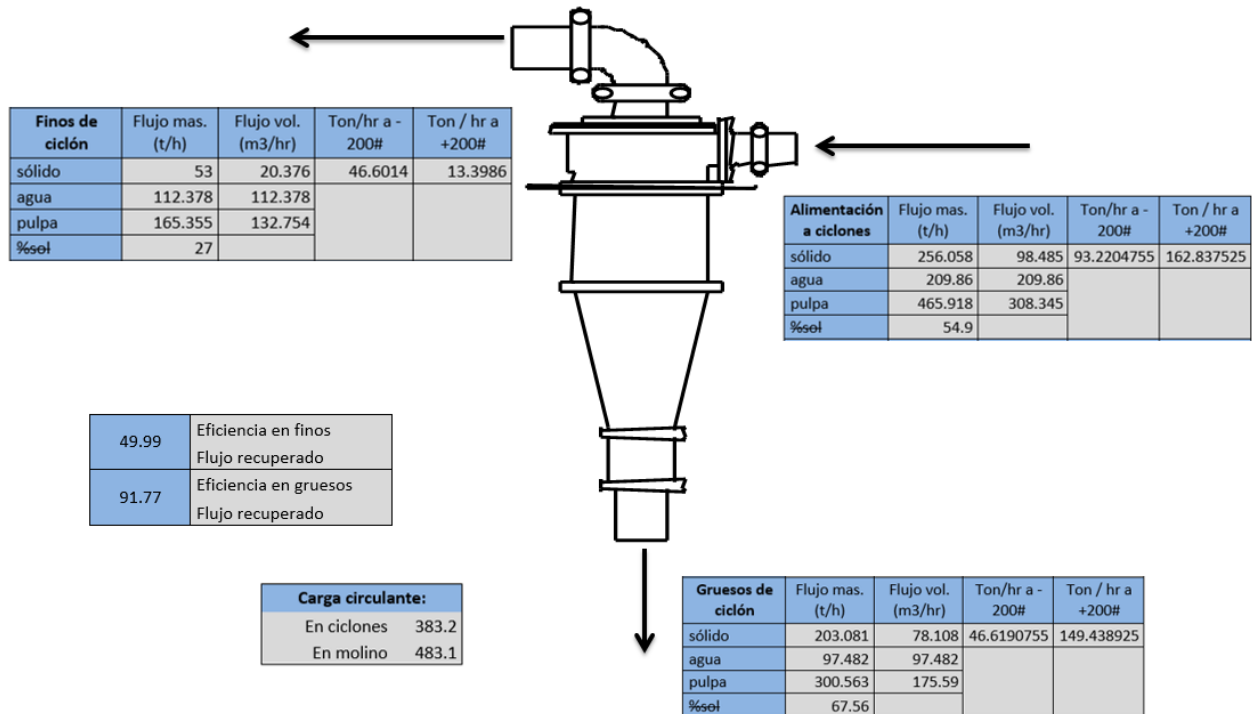


Figura 4.10 Balance de masa, en base a la distribución de la clasificación, del modelo de diseño.

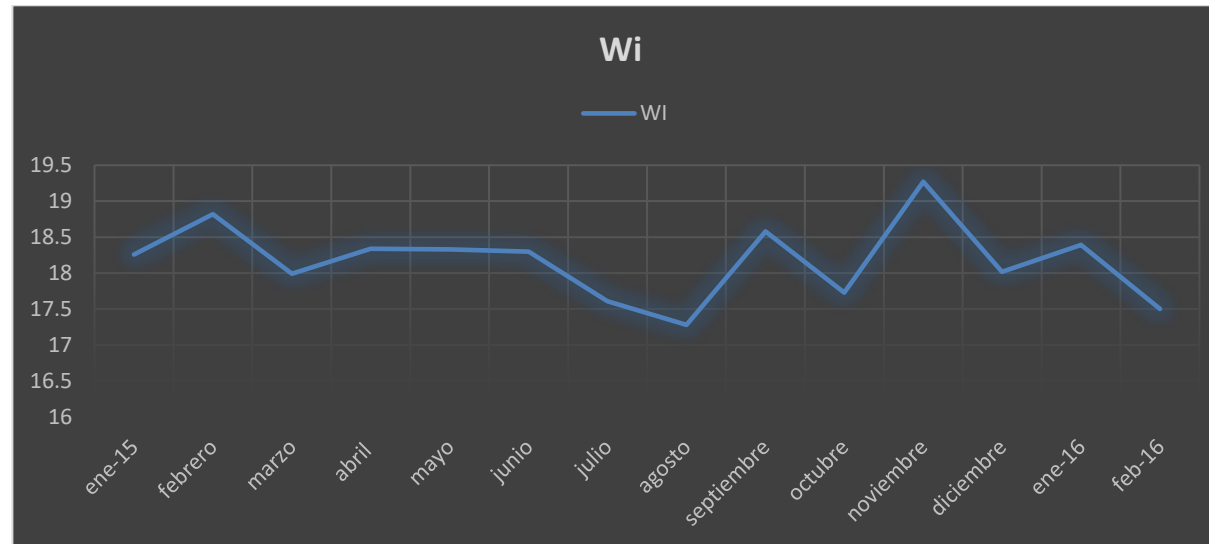
4.4 Histórico de variables en Molino 1 (potencia, Wi, nivel de llenado de bola y P₈₀ de alimentación:

Tabla 4.4.1 histórico Wi

MES	Wi	
2015	ene-15	18.26
	febrero	18.82
	marzo	17.99
	abril	18.34
	mayo	18.33
	junio	18.3
	julio	17.61
	agosto	17.28
	septiembre	18.58
	octubre	17.73
	noviembre	19.27
	diciembre	18.02
2016	ene-16	18.39
	feb-16	17.5

4.4.1 Wi

En la tabla 4.4.1 y su respectiva gráfica se logra apreciar del comportamiento del Wi que se encuentra en la alimentación a la planta desde enero del 2015 que es cuando se comenzó a registrar con mayor continuidad, mismo que es realizado en un laboratorio externo a la compañía.

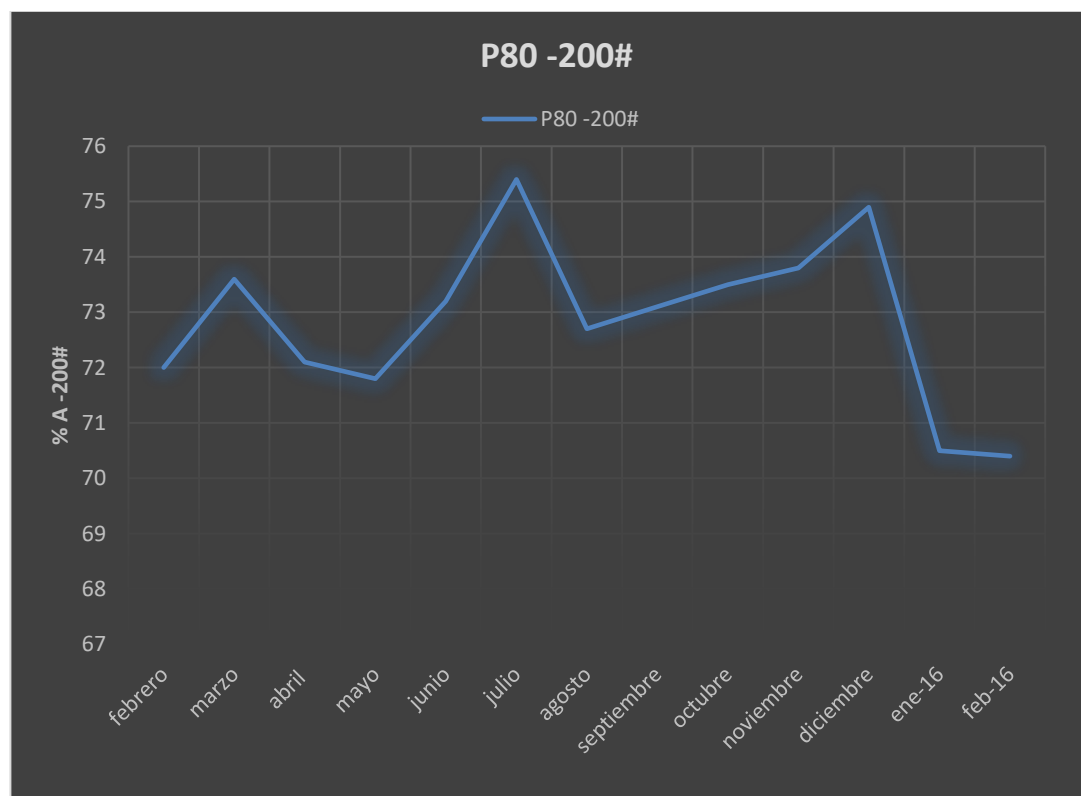


4.4.2 P80 -200#

En la tabla 4.4.2 y su respectivo gráfico nos muestran el comportamiento que ha tenido el producto hacia flotación tomándose para muestreo los compósitos mensuales para su granulométrico, siendo similar a la muestra del WI que se manda mes a mes.

Tabla 4.4.2 Histórico p80 a -200#

	MES	P80 -200#
2015	ene-15	
	febrero	72
	marzo	73.6
	abril	72.1
	mayo	71.8
	junio	73.2
	julio	75.4
	agosto	72.7
	septiembre	73.1
	octubre	73.5
	noviembre	73.8
	diciembre	74.9
2016	ene-16	70.5
	feb-16	70.4

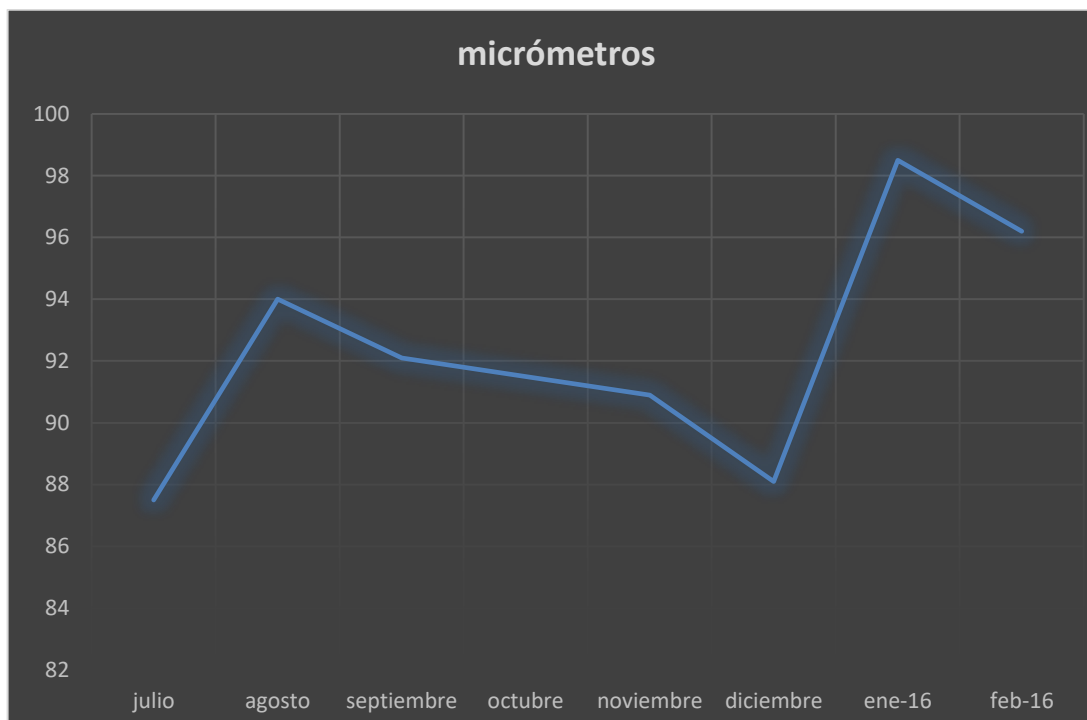


4.4.3 P₈₀ en micrómetros

La tabla 4.4.2 y su respectivo gráfico nos muestra el comportamiento tenido con respecto a los granulométricos realizados en laboratorio y nos arrojó el P₈₀ en micrómetros, hacia flotación.

Tabla 4.4.2 Histórico P₈₀ en micras

	MES	Mm
2015	julio	87.5
	agosto	94
	septiembre	92.1
	octubre	91.5
	noviembre	90.9
	diciembre	88.1
2016	ene-16	98.5
	feb-16	96.2

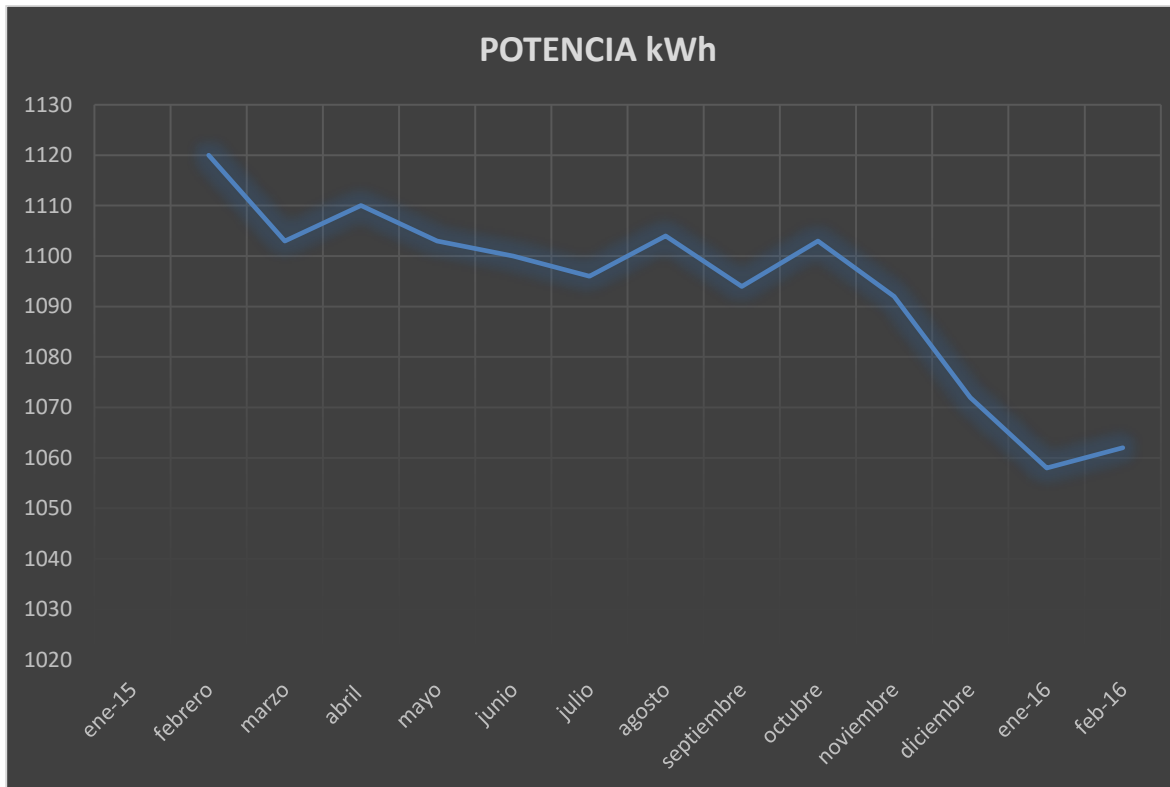


4.6.4 Potencia en Kw's

En la tabla 4.4.3 y su gráfico correspondiente muestra el comportamiento tenido de la potencia en el molino:

Tabla 4.4.3 Histórico promedio de potencia Kw's del molino

	MES	POTENCIA
2015	ene-15	
	febrero	1120
	marzo	1103
	abril	1110
	mayo	1103
	junio	1100
	julio	1096
	agosto	1104
	septiembre	1094
	octubre	1103
	noviembre	1092
	diciembre	1072
2016	ene-16	1058
	feb-16	1062

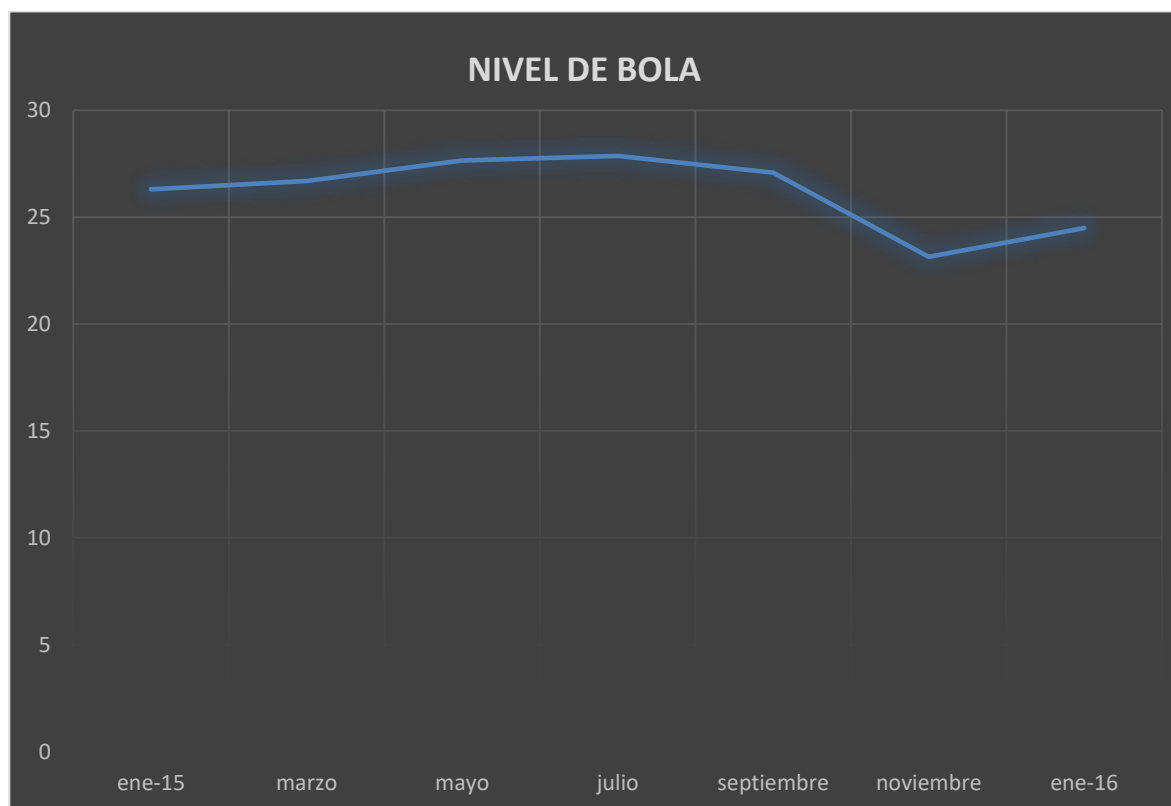


4.4.5 Nivel de llenado de bola

A modo de comparación se muestra en la siguiente gráfica el comportamiento que ha presentado el nivel de bola dentro del molino, a cada medición hecha en cada paro programado de planta:

Tabla 4.4.4 Histórico de nivel de llenado de bola en molino

	MES	NIVEL DE BOLA
2015	ene-15	23.31
	marzo	24.7
	mayo	24.65
	julio	24.87
	septiembre	27.08
	noviembre	23.15
2016	ene-16	24.5



Capítulo 5. Análisis de Resultados

En un inicio se planteó como principales objetivos, la disminución de carga circulante en el circuito y la regulación del P80 a -200#; en el que la mayoría de las simulaciones desglosadas en la Tabla 4.9, se consigue una regulación granulométrica, siendo las simulaciones más significativas las S1 y S2.

La *SIMULACIÓN 1(S1)*: En esta se logra ambos objetivos, que si bien no se disminuye la carga circulante de manera significativa, sí bajó del 509% a 463%, además que se logra obtener el 80% a -200#, esto gracias al cambio en las aperturas tanto del Ápex 0.075 m (3") y del vortex en 0.127 m (5"), minimizándose el consumo de agua en comparación con el modelo original de 160 m³/h (Alimentación más descarga), disminuyéndose a 131 m³/h, teniendo un ahorro de 696 m³/d de agua; dentro del molino es indispensable el mantener el 25% de nivel de llenado de bola para garantizar el producto granulométrico.

La *SIMULACIÓN 2 (S2)*: Se maneja prácticamente el mismo principio que en la simulación 1; ya que se mantienen las mismas condiciones, sólo ajustando el % de sólidos hacia ciclones en 56% de sólidos y aumentando el tonelaje de 56 t/h a 60 t/h; incrementándose 96 t/d y manteniéndose un menor consumo de agua 133 m³/h. Dentro del circuito se identifica que no es necesario la adición de agua en la alimentación, ya que este es compensado con el bajo sólido en el retorno de los gruesos y ajustándose a una carga circulante de 495%. La granulometría no está en lo ideal del 80% a -200# ajustándose a 78% a -200# (85 micras). Siendo así la mejor opción para la operación del molino 1.

Cabe mencionar que en una de las simulaciones se logra llegar a la carga circulante ideal, sin embargo, el comportamiento granulométrico hacia ciclones se ve muy afectado siendo este el factor principal por el cual se descarta.

En la tabla 5.1 se plasma directamente una comparación de la distribución paramétrica, del diseño con lo real y lo sugerido quedándose expresado de la siguiente manera:

Tabla 5.1 Comparación de los modelos de diseño, el real y la propuesta de operación

DATOS OPERATIVOS MOLINOS			
	DISEÑO	ORIGINAL	PROPUESTA SIM. 2
TONELAJE	53	56	60
AGUA ALIM. MOLINO	17	32	0
SÓL. DESCARGA	70	73	72
AGUA DESC.	115	128	133
SOL. FINOS.	32	26	30.6
SOL GRUESOS	67.5	75.4	67.2
P80 FINOS	0.08	0.098	0.079
P80 GRUESOS	0.25	0.422	0.498
SOL. A CICLONES	54.9	57.5	56
M3 A CICLONES	308.3	390.2	418.2
DIAM VORTEX	0.133	0.133	0.127
DIAM APEX	0.063	0.063	0.075
PRESIÓN	12	12.5	14.7
CARGA CIRC.	383	509	495.6
% A -200#	80	71	77.9
# DE CICLONES	2	3	3

En la tabla 5.1 destaca lo marcado en verde, que es la mejora en el tonelaje, siendo la de diseño limitada a 53 t/h y con los sugerido se incrementa hasta 60 t/h, así mismo se logró disminuir la carga circulante a la obtenida en proceso no llegando a los datos de diseño, así mismo se logra la mejora en la granulometría a -200# en comparación con los datos originales actualizados.

5.1 LIMITACIONES DEL PROCESO:

Dentro del proceso se identifican, que debido a las dimensiones en la descarga del tromel del molino, no se puede sobrepasar un llenado mayor al 25% por dos causas, una de estas la capacidad de potencia del motor de 1500 hp, teniéndose como límite de corriente en 1150 Kw y la segunda causa por la amplitud del tromel que evitaría sobrepasar el 25% de llenado.

La tabla 5.2 muestra la diferencia existente entre las mallas procesadas en planta con la balanza marcy por peso y de laboratorio realizada por deslamado, presentándose diferencias considerables principalmente al momento de checar porcentajes altos en sólido como son los siguientes:

Tabla 5.2 diferencia existente entre el % de sólidos de planta y laboratorio metalúrgico.

	EN PLANTA	EN LABORATORIO
VORTEX	27%	26%
ALIM CICLONES	61%	57%
DESC MOLINO	77%	73%
APEX	79%	75%

Para la disminución de este desfaseamiento se sugiere que se realice de una a dos muestras en laboratorio por día; por parte de la gente operativa y detectar los parámetros reales con los que se están trabajando para poder tener un mejor control de nuestras variables operativas, sea cual sea la decisión final; de mantenerse bajo el mismo esquema, o el de tomar como referencia alguna de estas simulaciones realizadas; ya que con la toma de muestras anteriores a esta ha sucedido el mismo efecto.

Si bien este tema se puede reforzar con capacitación de la correcta toma de muestra, es natural la diferencia existente entre una muestra por peso que por deslamado, además de ser una muestra con alto porcentaje de sólidos, está tiende a sedimentarse a una mayor velocidad, por lo que esta se puede definir el margen de variación existente y poder correlacionar los datos adquiridos a través de tiempo.

5.2 BENEFICIOS ESTABLECIDOS

Con las mejoras establecidas dentro del circuito, siendo esta la disminución del trabajo dentro del proceso permitiendo moler lo más grueso posible y aumentar así el tonelaje. Al mismo tiempo esto permite obtener un beneficio económico el cual es desglosado en la tabla 6.1 sólo considerando el aumento de tonelaje:

Tabla 5.3 Beneficio económico posterior a las mejoras

DESCRIPCIÓN	UNIDADES	UNIDADES POR DÍA
Aumento de tonelaje	4 t/h	96 t/d
Costo Prom. Onza Ag	16.6 USD/Oz	
Recuperación Prom.	91%	
Cabeza de Ag	200 g/t	
Contenido total		17472 g/d
		562 Oz totales
Ganancia total:		9329.2 USD/d

5.2.1 COSTOS DIRECTOS VARIABLES DE MOLIENDA (\$/tonelada):

Con el aumento del procesamiento de mineral establecido, se determina que los costos directos de las variables de la molienda son:

Costo de energía = \$1.09 MXD kWh (Se toma como promedio el costo por kWh del 2015 en la zona sur).

Bolas de molienda= \$.65USD/ de 3" kg ya en la mina

Bolas de molienda= \$.75USD/ de 3 1/2" kg ya en la mina

Promedio de demanda de potencia durante el año 1093.6 kW

Promedio del consumo del medio 1.3kg/ton de ambas bolas (.65 kg/ton de 3" y (.65 kg/ton de 3 1/2")

Energía:

$1093.6 \text{ kW} / 56 \text{ t/h} = 19.53 \text{ kW/t} * \$1.09 \text{ kW/t} = \mathbf{\$21.2877 \text{ kW/t}}$

Bola:

$$3'' = .65\text{kg/t} * \$.65/\text{kg} = \$.4225$$

$$3 \frac{1}{2}'' = .65\text{kg/t} * \$.75/\text{kg} = \$.4875$$

$$\$.4225 + \$.4875 = \$.91$$

$$56 \text{ t/h} * 24\text{h} = 1344 \text{ t/d} * \$.91 = \$ 1223.04$$

Al momento de incrementar nuestro tonelaje invariablemente cambiara nuestros consumos tanto de energía por tonelada como de bola por turno, el cual queda representado de la siguiente manera:

$$\text{Energía: } 1093.6 \text{ kW/ } 60 \text{ t/h} = 18.2 \text{ kW/t} * \$ 1.09/\text{ton} = \mathbf{\$ 19.838 \text{ MXD kW/t}}$$

$$\$ 21.2877\text{kWt} - \$ 19.838 \text{ kWt} = \$ 1.4497\text{kwt de ahorro}$$

$$\$ 1.4497\text{kwt} * 60 \text{ t/h} * 24 \text{ h/d} * 7 \text{ d/semana} = \mathbf{\$ 14,612.976 \text{ MXD/semana de ahorro (\$792.9 USD)}}$$

Bola:

$$3'' = .65\text{kg/t} * \$.65/\text{kg} = \$.4225$$

$$3 \frac{1}{2}'' = .65\text{kg/t} * \$.75/\text{kg} = \$.4875$$

$$\$.4225 + \$.4875 = \$.91$$

$60 \text{ t/h} * 24\text{h} = 1440 \text{ t/d} * \$.91 = \$ 1310.4$ (Aumenta el consume un 7.1% de bola con respecto al antiguo tonelaje

$$\$ 1310.4 - \$ 1223.04 = \$ 87.36/\text{d} * 7 = \mathbf{\$ 611.52 \text{ USD /semana}}$$

Bajo las condiciones dadas se logra eficientar el consumo de energía y el medio de molienda que como bien se reflejó en la figura 3.3 son los que mayor costo representa en el proceso de molienda, siendo directamente proporcional el aumento de tonelaje conforme el consumo de bola, pero éste es muy poco en comparación con el ahorro de energía. La tabla 5.4 muestra el histórico de bola consumida con respecto al molido en el año previo a las mejoras.

Tabla 5.4 Histórico de bola y potencia consumida durante el 2015

Unidad :	Mina San José	Ta
Mol Diam.	13.5 ft	
Mol Largo	19.5 ft	Tamaño de bola de repuesto, pulg. 3.25
% Crítica	73 %	% Bolas (Nominal) 1.3
Densidad mineral	2.6 ton/m ³	% Solidos (Nominal) 72

	Mineral Procesado ton/mes	Operación horas h/mes	Molienda Capacidad t/h	Energía Consumo MWh/mes	Molino Potencia kW	Consumo de bolas				Acumulado del consumo de bolas			
						t/mes	g/t	kg/h	gr/kW h	Ton	g/t	kg/h	g/kWh
Enero	37074	696	53	778	1118	44	1186	63	56.5	44	1186	63	56
Febrero	36358	659	55	738	1120	47	1284	71	63.2	91	1234	67	60
Marzo	37550	672	56	741	1103	43	1155	65	58.5	134	1207	66	59
Abril	38940	696	56	773	1110	48	1225	69	61.7	182	1212	67	60
Mayo	39205	721	54	795	1103	46	1179	64	58.1	228	1205	66	60
Junio	39033	714	55	785	1100	51	1315	72	65.4	279	1224	67	61
Julio	38424	685	56	751	1096	53	1389	78	71.1	333	1248	69	62
Agosto	41137	736	56	813	1104	56	1354	76	68.5	388	1262	70	63
Septiembre	37632	672	56	735	1094	41	1082	61	55.4	429	1242	69	62
Octubre	41265	744	55	823	1106	53	1293	72	64.8	482	1248	69	62
Noviembre	35819	648	55	708	1092	47	1304	72	66.0	529	1252	69	63
Diciembre	33892	620	55	665	1072	42	1239	68	63.2	571	1251	69	63

Capítulo 6. Conclusión:

-Con este proyecto se buscó maximizar la cantidad de mineral a procesar, esencialmente en la etapa de molienda y clasificación, sugiriendo principalmente un ajuste en los hidrociclones de:

- Cambio del Apex de 2.5" a 3"
- Cambio del Vortex de 5 ¼ a 5"

-Estos cambios propuestos, cambiarán el modelo original y nos permitirá el aumento de 56 t/h a 60 t/h; permitiendo así reducir costos del consumo de energía.

Al emplear el software la simulación 2, obtuvo la mejor información con las variables de proceso, arrojando una menor carga circulante comparada con el modelo original en operación de 509 a 495, estableciéndose la granulometría en 76% a -200# siendo muy cercano al 80%, lo que resulta suficiente estos dos ajustes para poder aumentar el tonelaje, ya que el volumen en recirculación y el ligero engrosamiento del mineral es compensado con carga fresca.

-Este análisis permitió ver la importancia de las pruebas de laboratorio metalúrgico, que realice muestreos para obtener la distribución granulométrica, en base a los compósitos por turno del producto a flotación para así monitorear el comportamiento de la calidad del producto molido.

-En cuanto al proceso operativo se sugiere iniciar con el registro de una base de datos, la cual nos permita monitorear de manera continua los ajustes realizados y los resultados logrados partiendo de la nueva configuración establecida en este proyecto:

Las variables a monitorear son:

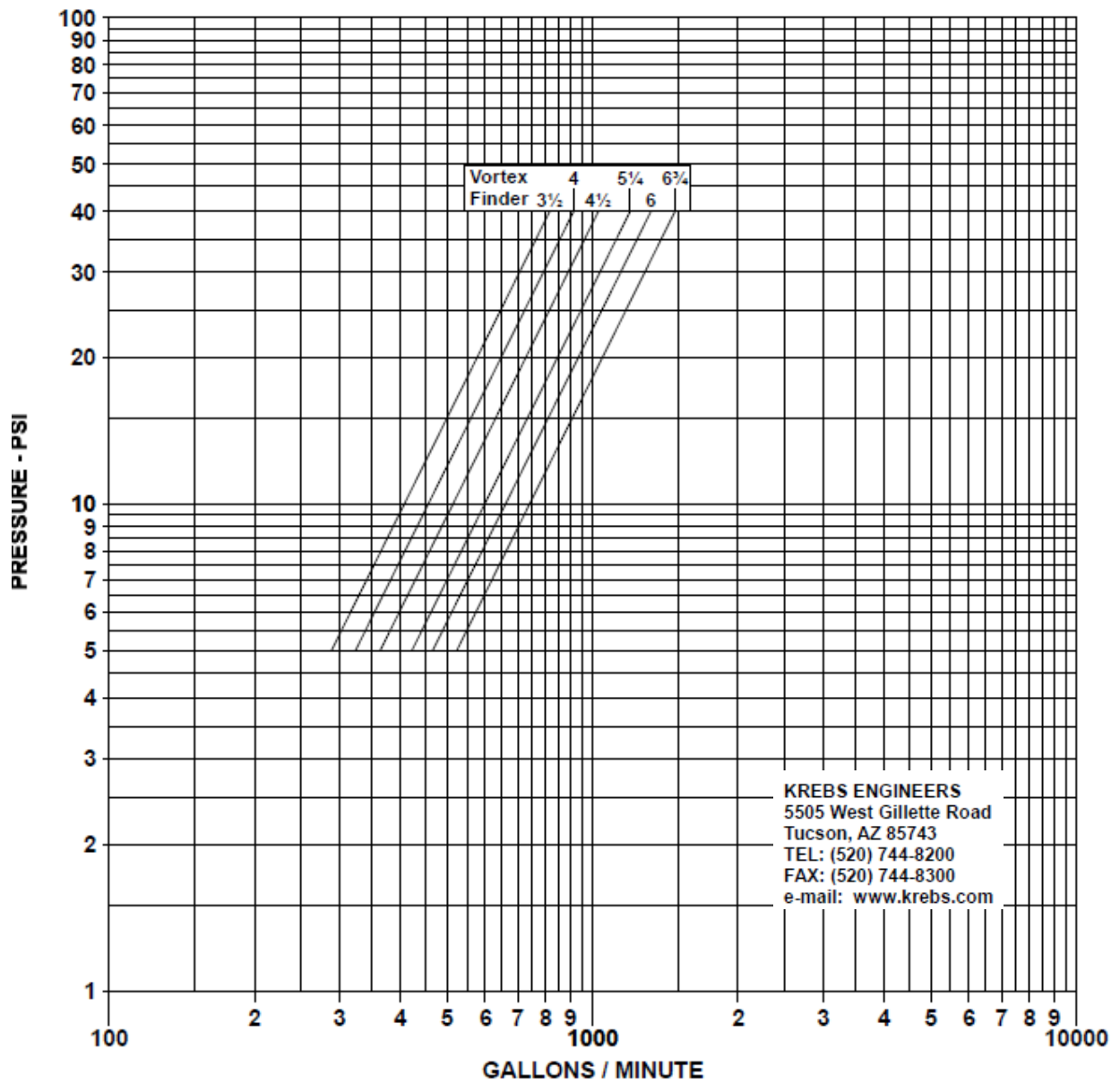
- Presión de alimentación
- Sólidos a la descarga del molino
- Sólidos de alimentación a ciclones
- Sólidos hacia flotación
- Sólidos en ápex
- Procesamiento de malla 20 en descarga de molino
- Procesamiento de malla -3/8" en alimentación a molino

Estableciendo con esto parámetros y así estandarizar la operación de manera lógica, a falta de un sistema experto, se busca así mismo unificar el criterio operativo, sin necesidad de plasmar barreras entre turno, grupo e incluso supervisión.

Si bien un simulador aporta un apoyo para la predicción de datos dentro del circuito de molienda, recabar la información para su análisis, requiere tener buenos fundamentos de la teoría relacionados con la molienda y clasificación, para poder identificar las distintas variaciones que se puedan presentar durante proceso, además de la interpretación que se le puede dar a esto, pues a lo largo de la vida operativa es natural el cambio de condiciones de operación.

Este informe aporta un ejemplo de aplicar un software a un problema que se puede presentar en el ámbito laboral. Es importante que el Ingeniero de Minas, tenga los fundamentos y la práctica necesaria para enfrentar cambios en el proceso, que se requieren para mejorar la producción y disminuir costos, la molienda es una atapa muy costosa en el procesamiento de minerales.

ANEXO 1:



Representación Gráfica de la capacidad del hidrociclón según sus medidas tanto de ápex y vórtex siendo controlado a su vez por la presión resultante.

BIBLIOGRAFIA:

- “Informe geológico área san Ignacio” Luis Coto, Alexis Vindas, diciembre 2008, Compañía minera Cuzcatlán.
- “Basics in mineral procesing” por Metso minerals, edición 10, 2002.
- “El Sistema de ingeniería y administración para Plantas de Operaciones de molienda Metcom”, Módulos, 4, 5, 6 y 7, metcom consulting, Ltc, 1989.
- “Mineral processing” Jan Drzymala, Wroclaw University of technology, 2007.
- “Procesamiento de minerales” Dr Patricio Navarro Donoso, Intercade, 2013.
- “Manual de productos químicos para minería”, Realizado por CYTEC, Edición 2002.
- Flotation technology, FI Smidth, www.krebs.com
- minprosim.com/español/