

**INSTITUTO POLITECNICO NACIONAL**

**ESCUELA SUPERIOR DE INGENIERÍA QUÍMICA E  
INDUSTRIAS EXTRACTIVAS**

---

---

**“Optimización del Proceso de  
Molienda en la Planta 2 de Minera  
Saucito”**

**TESIS**

PARA OBTENER EL TITULO DE:

**INGENIERO en METALURGIA y  
MATERIALES**

**Presenta:**

**Alejandra Bustamante Aguilar**

**Asesor: Dr. Aurelio Hernández Ramírez**



**Mayo 2017**

T-025-17

Ciudad de México, 8 de marzo del 2017.

A la C. Pasante:  
**ALEJANDRA BUSTAMANTE AGUILAR**

Boleta:  
**2009320082**

Carrera:  
**IMM**


Generación:  
**2009-2012**

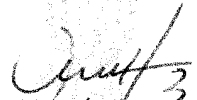
Mediante el presente se hace de su conocimiento que la Subdirección Académica a través de este Departamento autoriza que el C. **Dr. Aurelio Hernández Ramírez**, sea asesor en el tema que propone usted desarrollar como prueba escrita en la opción **Tesis Individual**, con el título y contenido siguiente:

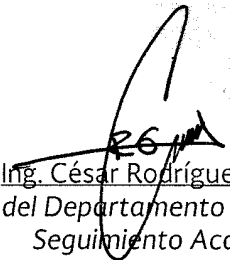
**"Optimización del proceso de Molienda en la Planta 2 de Minera Saucito".**

Resumen.  
Introducción.  
I.- Generalidades.  
II.- Antecedentes- Proyecto.  
III.- Experimentación.  
IV.- Resultados  
V.- Discusión de resultados.  
Conclusiones.  
Referencias.

Se concede un plazo máximo de un año, a partir de esta fecha, para presentarlo a revisión por el Jurado asignado.

  
Ing. José Federico Chávez Alcalá  
Presidente de la Academia de  
Siderurgia y Fundición.

  
Dr. Aurelio Hernández Ramírez  
Director de Tesis  
Ced. Prof. 5164528

  
Ing. César Rodríguez Guerrero  
Jefe del Departamento de Evaluación y  
Seguimiento Académico.

  
Ing. Víctor Manuel Feregrino Hernández  
Subdirector Académico



"Año del Centenario de la Promulgación de la Constitución Política de los Estados Unidos Mexicanos".  
"60 Aniversario del CECyT 14 "Luis Enrique Erro".  
"60 Aniversario del Patronato de Obras e Instalaciones".  
"50 Aniversario de la COFAA-IPN".  
"30 Aniversario de la Unidad Profesional Interdisciplinaria de Biotecnología".

**T-025-17**

Ciudad de México, a 18 de abril de 2017

A la C. Pasante:

**ALEJANDRA BUSTAMANTE AGUILAR**  
**PRESENTE**

Boleta:  
**2009320082**

Carrera:  
**IMM**

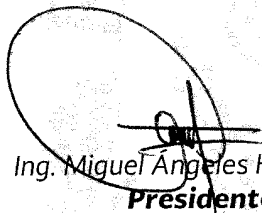
Generación:  
**2009-2012**

Los suscritos tenemos el agrado de informar a usted, que habiendo procedido a revisar el borrador de la modalidad de titulación correspondiente denominado:

**"Optimización del proceso de Molienda en la Planta 2 de Minera Saucito".**

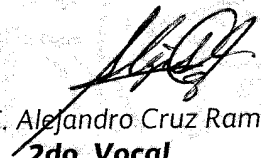
encontramos que el citado Trabajo de **Tesis Individual**, reúne los requisitos para autorizar el Examen Profesional y **PROCEDER A SU IMPRESIÓN** según el caso, debiendo tomar en consideración las indicaciones y correcciones que al respecto se le hicieron.

Atentamente  
**JURADO**

  
Ing. Miguel Ángeles Hernández  
**Presidente**

  
Ing. José Antonio Romero Serrano  
**Secretario**

  
Ing. José Federico Chávez Alcalá  
**1er. Vocal**

  
M. en C. Alejandro Cruz Ramírez  
**2do. Vocal**

  
Dr. Aurelio Hernández Ramírez  
**3er. Vocal**



## Resumen

Al iniciar operaciones en Planta 2 de Minera Saucito se presentó un descontrol de las variables en el área de Molienda del mineral de plomo, zinc, oro y plata; principalmente con los hidrociclones del Molino Sag y el excesivo consumo de energía por la remolienda producida en el Remoedor. A demás se requiere incrementar las toneladas alimentadas al Molino SAG considerando las capacidades de los hidrociclones y disminuir la carga circulante en el Molino Remoedor. En base al análisis del problema, se determinó cambiar la técnica de clasificación para incrementar las toneladas molidas, disminuir la carga circulante y por lo tanto incrementar las toneladas enviadas a flotación mejorando la calidad del producto.

Es común que se utilice como medio de separación mineralógica los Hidrociclones, por ser este un equipo fácil de instalar; sin embargo presenta problemas cuando no se tiene un proceso controlado. En el caso de las Cribas Derrick presenta una operación más controlada. Se optó por la instalación y operación de Cribas Derrick, las cuales sustituyeron a los hidrociclones. Estos equipos garantizan enviar el mineral a flotación con el tamaño adecuado ya que cuentan con un medio físico para separar el mineral.

Los resultados muestran que se tiene un gran beneficio con la operación de las criba derrick. Con la operación de esté equipo se obtiene un aumento en la producción de mineral molido, obteniendo una media de molienda de **1824.45 ton** cuando antes se tenía una media de 1706.6 ton. Se incrementa también la eficiencia en el proceso: con los hidrociclones el proceso presentaba una eficiencia de 58% y con las cribas se obtiene una eficiencia del 79%.

Uno de los mayores beneficios es la disminución en el consumo de energía en el Molino Remoedor, el ahorro fue de un 11.8%. Esto se ve reflejado en la disminución de la carga circulante; ya que con los hidrociclones se tenía un 256% y ahora con el cambio de las cribas se tiene una carga circulante de un 61.07%.



## ÍNDICE DEL CONTENIDO

	PAGINA
Resumen	I
Índice del contenido	II
LISTA DE FIGURAS	IV
<b>Capítulo I</b>	1
Introducción	2
Objetivos	4
Justificación	5
<b>Capítulo II</b>	6
Generalidades	7
Ley de la conminación	8
Operación de la planta concentradora	12
Circuito de flotación	20
<b>Capítulo III</b>	23
Antecedentes	24
<b>Capítulo IV</b>	28
Experimentación	29
IV.1 Incremento en el tonelaje	30
IV.2 Carga circulante	33
Muestreo en ciclones	34
Muestreo en cribas derrick	34
IV.3 Análisis de eficiencia	36
<b>Capítulo V</b>	38
Resultados	39
V.1 Incremento en el tonelaje Hidrociclones	39
Incremento en el tonelaje cribas derrick	40
Informe de capacidad del proceso en el tonelaje	42
V.2 Carga circulante con hidrociclones	45
Carga circulante con cribas derrick	50
V.3 Eficiencia con hidrociclones	53
Eficiencia con cribas derrick	61



<b>Capítulo VI</b>	67
Discusión de resultados	68
VI.1 Incremento en el tonelaje	68
VI. 2 Carga circulante	69
VI. 3 Eficiencia	70
<b>Capítulo VII</b>	71
Conclusiones	72
VII.1 Incremento en el tonelaje	72
VII. 2 Carga circulante	73
VII.3 Eficiencia	73
<b>Bibliografía</b>	74
Adendum	76
Apéndice I	76
Apéndice II	81
Apéndice III	84
Apéndice IV	87
Apéndice V	94



## Lista de figuras

	Página
Fig. 1 Localización de la Unidad Minera	2
Fig. 2 Planta de Minera Saucito	3
Fig. 3 Eficiencia hidrociclones vs cribas derrick	5
Fig. 4 Tipos de fractura del mineral	7
Fig. 5 Molino SAG	9
Fig. 6 Zona de Molienda	10
Fig. 7 Diagrama del Circuito de Molienda	12
Fig. 8 Circuito Molienda. Unidad Minera Saucito	13
Fig. 9 Sobre-flujo de los hidrociclones del SAG	14
Fig. 10 Diagrama del Molino SAG	15
Fig. 11 Diagrama del Molino Remoedor	16
Fig. 12 Alimentación a las cribas derrick	17
Fig. 13 Criba del Concentrador Knelson	18
Fig. 14 Concentrador Knelson	19
Fig. 15 Diagrama del circuito de flotación	20
Fig. 16 Diagrama de los espesadores	21
Fig. 17 Diagrama del espesador de colas y presa de jales	22
Fig. 18 Grafica de serie de tiempo en la planta 2 año 2016	24
Fig. 19 Bateria de hidrociclones	25
Fig. 20 Grafica de cajas planta 2	26
Fig. 21 Reporte de la capacidad del proceso planta 2	27
Fig. 22 Diagrama del circuito de molienda del Molino Remoedor antes y despues	29
Fig. 23 Diagrama del Circuito de Molienda del Molino Remoedor con Hidrociclones	33
Fig. 24 Grafica de Distribución de tamaño Operación con Ciclon	39
Fig. 25 Grafica de Distribución de tamaño Operación con Cribas derrick	40
Fig. 26 Tonelaje 2015 -2016	41
Fig. 27 Informe de Capacidad del Proceso	42
Fig. 28 Prueba 2t	42
Fig. 29 Informe de Resultados de la Prueba 2t	44
Fig. 30 Hidrociclón	45



## Continuación de lista de figuras

	Página
Fig. 31 Diagrama del Circuito del Molino Remolador con Hidrociclones	48
Fig. 32 Diagrama del Circuito del Molino Remolador con CRIBA	52
Fig. 33 Intervalos de mes con mes con el tonelaje 2016	72

## Tablas

Tabla 1 Datos de Alimentación a Ciclones	53
Tabla 2 Datos del Bajo-flujo o gruesos de los Ciclones	55
Tabla 3 Datos del Sobre-flujo o finos de los Ciclones	57
Tabla 4 Resumen en porcentaje de los flujos a los Ciclones	58
Tabla 5 Eficiencia obtenida en Ciclones	60
Tabla 6 Datos de Alimentación a Cribas Derrick	62
Tabla 7 Datos del Bajo-flujo de las Cribas Derrick	63
Tabla 8 Datos del Sobre-flujo de las Cribas Derrick	64
Tabla 9 Resumen en porcentaje de los flujos a las Cribas Derrick	65
Tabla 10 Eficiencia obtenida en las Cribas derrick	66
Tabla 11 Datos de la distribución de tamaño en la alimentación a hidrociclones	76
Tabla 12 Datos de la distribución de tamaño en el Bajo-flujo de los hidrociclones	77
Tabla 13 Datos de la distribución de tamaño en el Sobre-flujo de los hidrociclones	77
Tabla 14 Porcentaje de solios en muestreo de hidrociclones	78
Tabla 15 Datos de la distribución de tamaño en la alimentación a Cribas derrick	78
Tabla 16 Datos de la distribución de tamaño en el Bajo-flujo de las cribas derrick	79
Tabla 17 Datos de la distribución de tamaño en el Sobre-flujo de las cribas derrick	79
Tabla 18 Porcentaje de solios en muestreo de las cribas derrick	80
Tabla 19 Balance Metalúrgico	80





# Capítulo I

## Introducción

Perteneciente al Corporativo Peñoles, en la rama de los metales preciosos el Grupo Fresnillo PLC cuenta con varias unidades mineras donde se extrae oro y plata. Una de ellas es Minera Saucito, ubicada en el municipio de Fresnillo Zacatecas como se observa en la Figura 1



Fig. 1. Localización de la Unidad Minera

En el 2004 se inicia con la exploración y perforación de yacimientos. En el 2009 comienza la construcción de la planta concentradora y finalmente para el 2011 es cuando se tiene su funcionamiento completo. Es una mina subterránea donde se extrae oro, plata, plomo y zinc, el medio de concentración de estos minerales es por la vía de la flotación.

El mineral proveniente de la mina es transportado por camiones hasta ser depositado en el stock pile, este es un lugar donde se almacena provisionalmente el mineral que va a ser alimentado a las plantas concentradoras.

En la planta de beneficio de Minera Saucito (fig. 2) se procesan los siguientes minerales: pirita ( $\text{FeS}_2$ ), galena ( $\text{PbS}$ ), esfalerita ( $\text{ZnS}$ ), Plata electrum y oro. La mina cuenta con dos plantas, la recuperación es vía flotación. El concentrado final es enviado a la Cd. de Torreón, Coahuila en donde va a ser procesado por la empresa MET-MEX perteneciente al grupo.

Como ya se mencionó, la unidad minera cuenta con dos plantas de beneficio; las cuales por el momento no operan con la misma capacidad de producción ya que a finales del 2014 se finalizó la construcción de la planta 2. Al ser una planta nueva, es lógico tener problemas de descontrol en el proceso y no alcanzar los estándares de producción de planta 1. Por tal motivo, el objetivo en planta 2 es la búsqueda de variables para estabilizar y mejorar del proceso logrando una producción idéntica a planta 1.



Fig. 2. Planta de Minera Saucito



## Objetivos

- Aumentar la alimentación de carga fresca al Molino SAG, de 1700t/h que se suministra a 1800 t/h como objetivo.
- Mejorar molienda en el Molino Remoedor
- Disminuir la carga circulante en el Molino Remoedor
- Evaluar eficiencia del nuevo equipo de clasificación en el circuito del Molino Remoedor
- Garantizar el tamaño óptimo de liberación del mineral procesado (75 $\mu$ m) para tener una correcta recuperación en el área de flotación.

## Justificación

Se pretende aumentar la alimentación del Molino SAG de 1700t/h a 1800 t/h. Para lograrlo, es necesario moler más finamente el material asegurándose que tenga el tamaño de  $75\mu\text{m}$  (1), las cuales son adecuadas para una correcta flotación. El Molino Sag solo contribuye con un 18% del volumen que es alimentado al circuito de flotación, el resto del flujo lo aporta el Molino Remoedor, por tal motivo es necesario eficientar el circuito donde se encuentra involucrado el Molino Remoedor. Con esto se garantiza aumentar la carga fresca a los molinos.

En base a lo anterior, se pretende evaluar la eficiencia que se obtiene en el circuito del Molino Remoedor cambiando el modo de clasificación, de hidrociclones a cribas derrick. Considerando la fig. 3, los hidrociclones tienen como máximo un 65% de eficiencia y de acuerdo al fabricante, con las cribas se puede obtener un 92 % de eficiencia teniendo todos los parámetros correctos para su buen funcionamiento. (2)

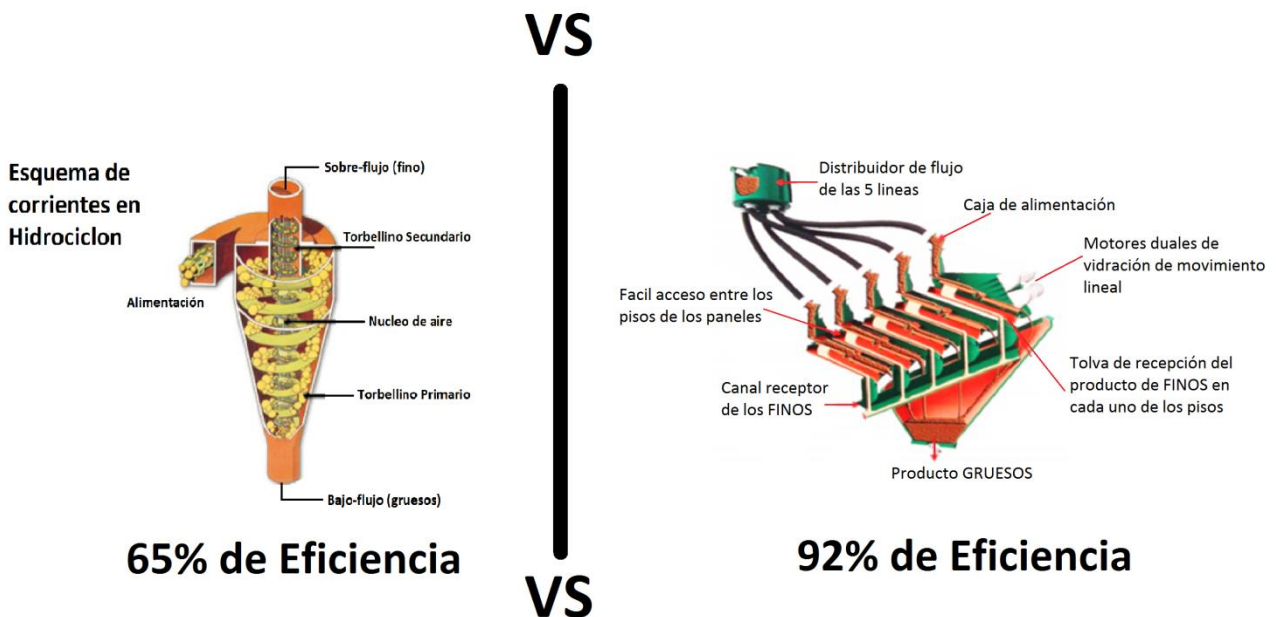


Fig. 3 Eficiencias hidrociclones vs Cribas



## Capítulo II

# Generalidades

En la naturaleza la mayoría de los minerales se encuentran diseminados e íntimamente ligados con material sin valor o ganga, el metal de interés debe ser primeramente liberado para después ser concentrado. Esto se consigue con la conminución, en la cual el mineral es paulatinamente reducido mediante trituración y/o molienda hasta que las partículas de mineral sean liberadas de la ganga.

Los principios de la conminución es la trituración, está es la primera etapa mecánica. Por lo general se realiza en seco y en etapas sucesivas, la trituración se efectúa principalmente a cuatro modos de fractura (impacto, compresión, abrasión y corte) dependiendo del mecanismo de la roca y el tipo de carga. Fig.4

En la trituración por impacto, la fragmentación se produce debido a un golpe instantáneo y seco de un material sólido duro sobre la partícula de roca o mineral, o por golpe de la partícula contra el sólido duro, o finalmente por golpes o choques entre partículas.

En la trituración por abrasión o cizalla, las partículas se desmenuzan debido a fuerzas de fricción que se generan entre dos superficies duras o entre partículas. Como resultado se producen partículas bastante pequeñas o también grandes.

En la trituración por corte, la fragmentación se produce debido a una fuerza cortante.

En la trituración por compresión, la fragmentación se produce por acción de una fuerza de compresión generada entre dos superficies duras. (3)

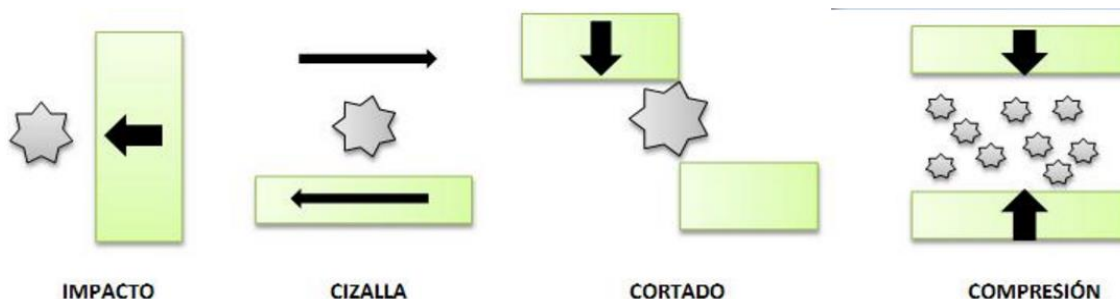


Figura. 4 Tipos de fractura del mineral



Para hacer una correcta reducción del mineral a procesar se debe de conocer la tercera ley de la Conminución postulada por Bond, la cual nos dice: “La energía consumida para reducir el tamaño de un material al 80%, es inversamente proporcional a la raíz cuadrada del tamaño 80%; siendo este ultimo igual a la abertura del tamiz (en micrones) que deja pasar el 80% en peso de las partículas “

Bond definió el parámetro  $W_i$  en función del índice de trabajo, que corresponde a la resistencia de un material a ser triturado y molido. Numéricamente son los kilowatts-hora por tonelada corta requerido para reducir un material desde un tamaño teóricamente infinito a un producto de 80% menos 100 micrones, lo que equivale aproximadamente a un 67% pasante a la malla 200.

$$W = W_i * \left( \frac{10}{\sqrt{P80}} - \frac{10}{\sqrt{F80}} \right)$$

Ecuación 1

Donde

P80 = tamaño del producto pasante al 80% ( $\mu\text{m}$ )

F80 = tamaño de la alimentación pasante al 80% ( $\mu\text{m}$ )

$W_i$  = índice de trabajo (kwh/t corta)

W = consumo de energía especifica (kwh/t corta), para reducir un material desde un tamaño inicial F80 a un tamaño final P80

El índice de trabajo ( $W_i$ ) es la relación entre la facilidad con que una partícula es reducida de tamaño y la resistencia de la partícula misma, este valor expresa la resistencia de un material a ser triturado o molido. Numéricamente son los kilowatts-hora por tonelada corta requerido para reducir un material desde un tamaño teóricamente infinito a una producto de 80% menos 100 micrones, lo que equivale aproximadamente a un 67% pasante a la malla 200. El  $W_i$ , es utilizado para evaluar parámetros del proceso como: tipo de equipo, velocidad, material de fabricación del equipo, etc. (4,5)



La última etapa del proceso de conminución es la molienda. Esta etapa consiste en hacer la reducción de tamaño de las partículas relativamente gruesas dejadas por la trituración en donde las partículas son fracturadas por efecto de las fuerzas de impacto y en menor proporción por fuerzas de fricción y compresión, lo que produce fracturas por estallido, abrasión y crucero, bien sea en medio seco o húmedo. Esta reducción debe realizarse al tamaño óptimo para el proceso de concentración.

La molienda autógena se define como la acción de un material moliéndose a sí mismo, este efecto es posible porque dentro del molino hay diversos tamaños de mineral. La alimentación al molino SAG debe ser suficiente en tamaño y número para quebrar el mineral más pequeño que ya está dentro del molino y a su vez, esta acción debe ser tan rápida como se quiebra el mineral de menor tamaño entre sí en el mismo molino.

Los molinos semi-autógenos, como su nombre lo indica, se necesita de un medio para moler ya que el mineral no es lo suficientemente fuerte para fracturarse entre sí. El medio de molienda son bolas de acero o barras del mismo material

Los molinos autógenos o semi-autógenos cuentan con una parrilla de descarga, esta parrilla evita que el material grueso escape del molino. De este modo, el mineral alimentado al molino puede ser descargado sólo una vez que ha sido molido a un tamaño igual o menor que las aberturas de la parrilla.



Figura. 5 Molino SAG

El movimiento de la carga del molino SAG se caracteriza por una acción de volteo, tal como aparece esquematizado en la figura 6. Allí se aprecia que por la acción de giro del molino en dirección contrarreloj, la carga asciende por el lado derecho hasta un punto en que vuelve a caer nuevamente. Dependiendo de la velocidad de giro y la posición de la bola durante el ascenso, la caída puede ocurrir por desmoronamiento sobre la carga o por caída libre. Este efecto se ha denominado "cascada" y "catarata" respectivamente.

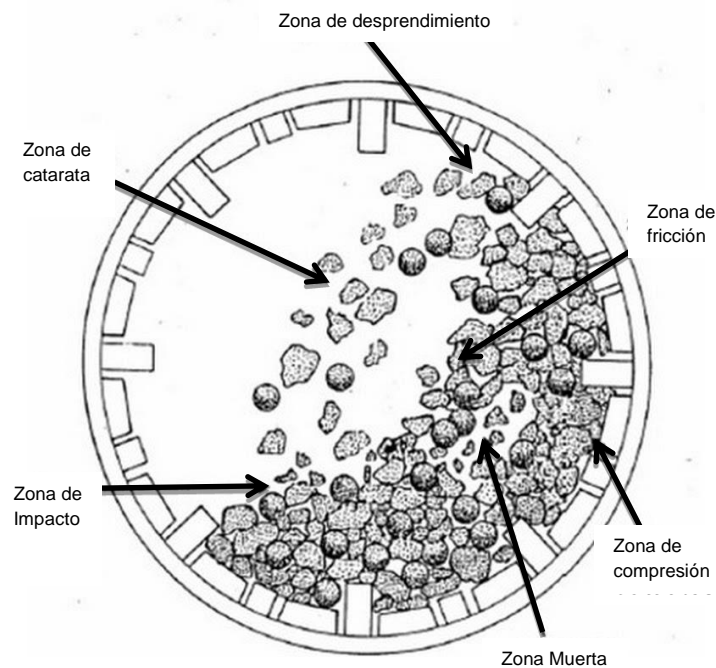


Figura. 6 Zonas de Molienda

### Molino de Bolas

Como su nombre lo indica, el medio de molienda de este molino son bolas de acero. Domina la trituración del mineral en una amplia gama de tamaños, de unos pocos milímetros a unas pocas decenas de micras. En algunos casos se utiliza como molino de molienda primarios con alimentación de hasta 20 mm, pero la principal función es para moler nuevamente el mineral y disminuir aún más su tamaño, debido a las dimensiones del molino (longitud) se tiene mayor tiempo de residencia dentro del molino logrando un mejor efecto de la molienda ya que se tiene mayor áreas de contacto. (6, 7)



Después de la reducción de tamaño, el mineral debe ser clasificado para saber si está dentro del tamaño óptimo de liberación. Para seleccionar un equipo de clasificación, se deben de tomar en cuenta las características del mineral las cuales nos van a indicar equipo necesario. En este caso vamos a hablar de los hidrociclones y las cribas derrick

**Hidrociclones:** separa los sólidos suspendidos en un determinado flujo de la pulpa de “alimentación”, en dos fracciones, una que acompaña al flujo llamado “bajo-flujo” que lleva sólidos gruesos y otra fracción que acompaña al flujo denominado “sobre-flujo” que lleva en suspensión sólidos más finos. Este efecto es logrado por fuerza centrífuga

Las variables que afectan la operación de un hidrociclón son: variables de diseño, parámetros del material, variables de operación y perturbaciones.

- Variables de Diseño: ellas depende el comportamiento del hidrociclón, las variables importantes son el tamaño del hidrociclón y los tamaños de la alimentación, ápex y Vortex.
- Parámetros del material: Dos son las propiedades del material que tienen mayor, la densidad del material y la composición del mismo.
- Variables de Operación: Las principales son el flujo, la concentración y la presión de la alimentación (8)

**Cribas derrick:** son utilizadas para una clasificación fina vía húmeda, cuenta con un medio físico de separación, por tal motivo, el tamaño de partícula clasificado va a ser el modulo que coloquemos. La clasificación se efectúa por la vibración lineal generada para conseguir una mayor capacidad de cribado de minerales en reducido espacio de ocupación; ello ha supuesto la solución de innumerables casos difíciles al alcanzar la capacidad de cribado requerida dentro de un amplio rango de tonelaje y volumen de alimentación.

Las variables que a controlar son: %sólidos enviado a la alimentación y el flujo enviado al distribuidor principal de las cribas. (9)

En la figura 7 se observa el Circuito de Molienda de la planta 2. En esta área es donde se va a desarrollar el proyecto de mejora, en el diagrama se aprecian los flujos de alimentación y descarga que tiene cada equipo.

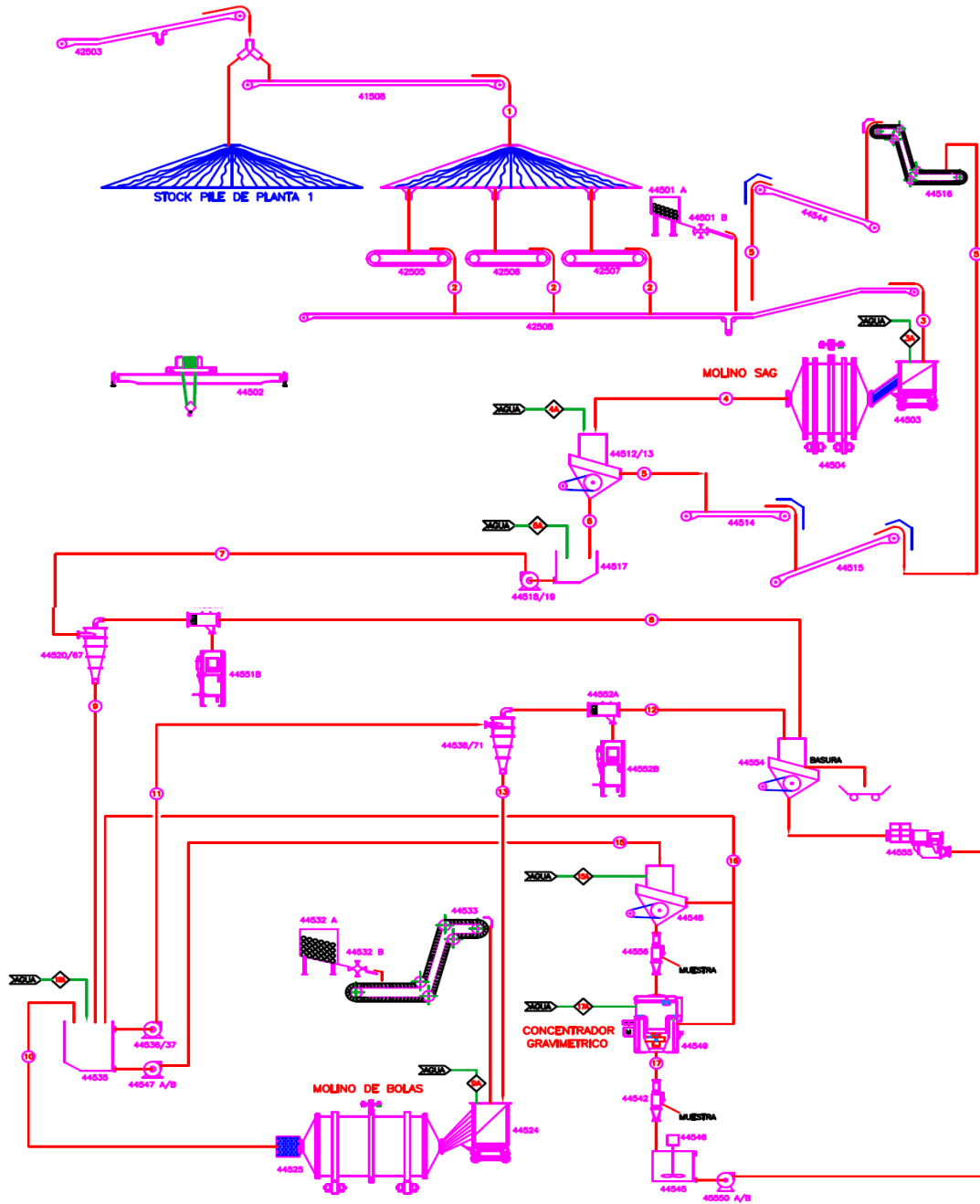


Fig. 7. Diagrama del Circuito de Molienda

En el stock pile la carga o mineral es clasificada en finos y gruesos para lograr una alimentación constante y tener una mejor distribución del mineral. Por medio de un cargador frontal se alimenta el mineral a 3 alimentadores tipo oruga de motor hidráulico, mismos que alimentarán a la banda transportadora principal.

La banda principal cuenta con un electroimán para retirar objetos metálicos provenientes de mina y con 2 pesometros que toman el peso real del mineral en la banda; la banda descarga el mineral al chute del molino SAG. Se alimentan 175 ton/h, dando como resultado 4,200 ton/día aproximadamente.

El Molino SAG (Fig. 8) es un molino Semi-Autogeno (necesita bolas de acero para moler). A demás del mineral se alimenta 1900 L/min de agua, bola de acero al cromo de 5" con un peso aproximado de 8.5kg y 35ml/min aproximadamente de un reactivo llamado promotor 7310, este reactivo es para la colección de oro. El molino cuenta con una apertura de parrilla de 19" que es la descarga de pulpa del SAG, o bien, por donde va a pasar el mineral molido.



Fig. 8. Circuito Molienda. Unidad Minera Saucito

Este flujo va a caer en una criba vibratoria que cuenta con dos camas, la primera cama es de 1 ½" x 3/4" y la segunda es de ¼"x ¼". El mineral grueso que no pase la primera ni la segunda línea de módulos va a caer en unas bandas transportadoras, conocidas como "bandas de retorno" las cuales van a llevar el mineral nuevamente al chute del Molino SAG para reducir otra vez su tamaño y así puedan pasar las dos camas de módulos presentes en la criba. Únicamente se recicla el 6% de la carga (circuito abierto).

El mineral que pasa la "Criba del SAG" o mineral fino (de 90 -92% a -200 mallas Tyler) va a caer al cajón del SAG donde se va a agrega más agua, este cajón cuenta con dos bombas 18 y 19 que van a alimentar a un batería de ciclones. En operación sólo se trabaja con una bomba, la segunda se deja de respaldo.

La pulpa va a llegar a una batería de hidrociclones (Fig. 9) (con 3 ciclones cada batería, los otros 3 ciclones que pertenecen a la otra bomba van a estar en stand by); la pulpa va a ser separada por densidad y fuerza centrífuga, las partículas menores de 80 $\mu$  son consideradas como finos, van a tener salida por el sobre flujo y las partículas que sobrepasan este tamaño o sean más pesadas van a salir por el bajo-flujo. Para lograr una correcta separación, es necesaria que la batería de hidrociclones sea alimentada con un 58% de sólidos, un flujo de alimentación promedio de 2500 L/min y una presión aproximada 9. Opsi.



Fig. 9. Sobre-flujo de los ciclones del Molino SAG

De acuerdo al diagrama del área, fig. 10, los finos van a pasar por un equipo denominado PSI del SAG, es un equipo que a través de rayos laser va a medir el tamaño de las partículas contenidas en la pulpa. El equipo proporciona la medición cada 1min, teniendo este dato constante es como se puede medir la adecuada operación en molienda; además se debe de tomar muestras de este flujo para corroborar el dato que proporciona el equipo PSI. Después de pasar por el analizador los finos van a caer en la criba de basura; este equipo se denomina así ya que en esta criba se recolecta toda la basura que puede traer el mineral de mina como lo son: botes metálicos, plásticos, varillas, etc. El flujo sigue al área de flotación.

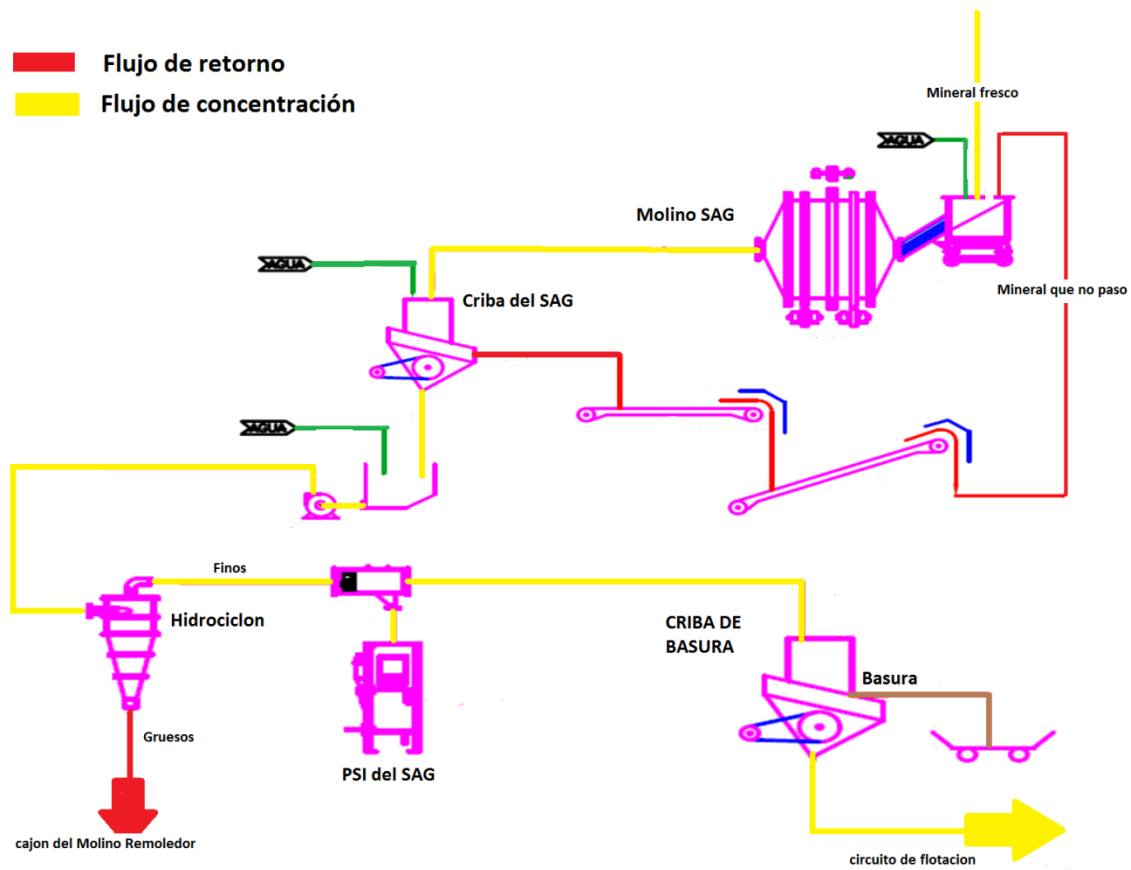


Fig. 10 Diagrama del Molino SAG

En la figura 11 se observa que el bajo flujo del hidrociclón o “gruesos del SAG” van a caer en el cajón del molino Remoedor en donde se va a dosificar 3,500 L/min de agua. El circuito del “Molino Remoedor” es cerrado ya que se va a ser alimentado por los siguientes flujos: los gruesos del hidrociclón del SAG, los gruesos del hidrociclón de su circuito, los gruesos de la criba del Knelson, las colas del Concentrador Knelson, bola de acero de 1” y 1 ½” y sulfato de Zinc ( $ZnSO_4$ ) dosificando 2500ml/min aprox. para el acondicionamiento de la pulpa, el cual tiene como función deprimir el zinc presente en el mineral.

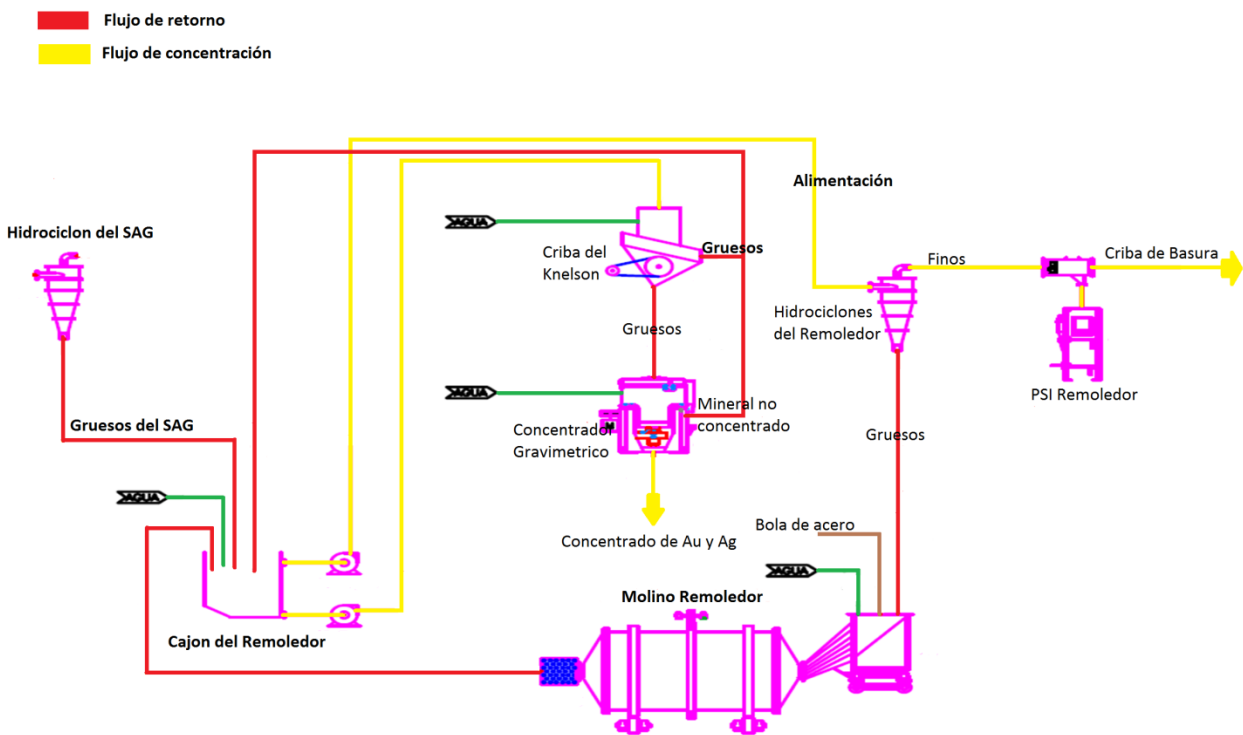


Fig. 11 Diagrama del Molino Remoedor



Con el cambio de hidrociclones a las cribas, la bomba del cajón del molino Remoedor va a alimentar ahora a las Cribas Derrick (Fig. 12), el flujo hacia las cribas es de 6,700 L/min, con un sólido de 57%. Se cuenta con 6 cribas derrick, cada criba cuenta con 4 filas de camas con módulos de 75 $\mu$ m. La pulpa que pasa a través de los módulos va a pasar por el PSI del Remoedor para ser analizado y caer en la criba de basura, juntándose así con los finos del SAG. La pulpa que no pasa los módulos de las cribas va a caer nuevamente a la alimentación del Molino Remoedor para una nueva remolienda y lograr que pasen a través de los módulos de las cribas.



Fig. 12. Alimentación a las cribas derrick

En el cajón del Remoedor la bomba 47 va a alimentar de pulpa a la criba del concentrador gravimétrico (Fig.13), la criba cuenta con módulos de  $100\mu\text{m}$  los finos van a alimentar al Concentrador Knelson, los grueso o el material que no paso van a ser alimentado al chute del molino Remoedor.



Fig. 13. Criba del Concentrador Knelson

La concentración gravimétrica es esencialmente un método para separar partículas minerales de diferente peso específico, por las diferencias en movimiento en respuesta a las acciones que ejercen sobre ellas simultáneamente la gravedad y/u otras fuerzas, como la hidráulica y de fricción. El Concentrador gravimétrico Knelson cuenta con un cono invertido, dotado en su interior con una serie de rebordes circulares. La rotación del cono desarrolla fuerzas del orden de 60 veces la fuerza de la gravedad. Al alimentar la pulpa se establece un lecho o zona de concentración donde las partículas más pesadas quedan atrapadas en el lecho. A través de unas perforaciones existentes en la pared del cono se inyecta agua para evitar la compactación del lecho y crear cierta fluidez que permita concentrar las partículas de mayor densidad

El Concentrador Knelson por fuerza centrífuga (Fig.14) y por deferencia de densidades va a hacer que el oro y la plata se adhieran a las paredes y a las canaletas internas del equipo, el mineral que no se adhirió y continúa atrapada dentro del tornado formado por la fuerza centrífuga va a ser expulsado por el centro del equipo, esto es denominado como las colas del Knelson. El equipo tarda 15min en realizar toda su función, en este tiempo implica realizar las siguientes etapas: alimentación, concentración, purga 1 y purga 2.

En la etapa de concentración, el mineral de oro y plata se va a alojar en las canaletas del equipo; mientras que el mineral menos denso como el Fe, Zn, Pb, etc., va a ser expulsados por la parte del central del equipo. En la etapa de “purga 1”, el equipo va a descargar las colas o el material que no alcanzó al concentrarse; en la etapa de “purga 2” el equipo va a alimentar agua a presión a través de unos orificios presentes en las canaletas donde se va a alojar el concentrado de oro y plata haciendo que caiga en un cajón que va a mandar el concentrado al espesador de plomo por medio de la bomba 50, empezando así nuevamente el ciclo de concentrado.



Fig. 14 Concentrador Knelson

Siguiendo el flujo de la pulpa, los finos del Sag y del Remoedor van a caer en el acondicionador de plomo para ser colectados por flotación los metales de interés los cuales son: el oro, la plata, el plomo y el zinc.

En la figura 15 se muestra el diagrama del circuito de flotación de plomo y de zinc.

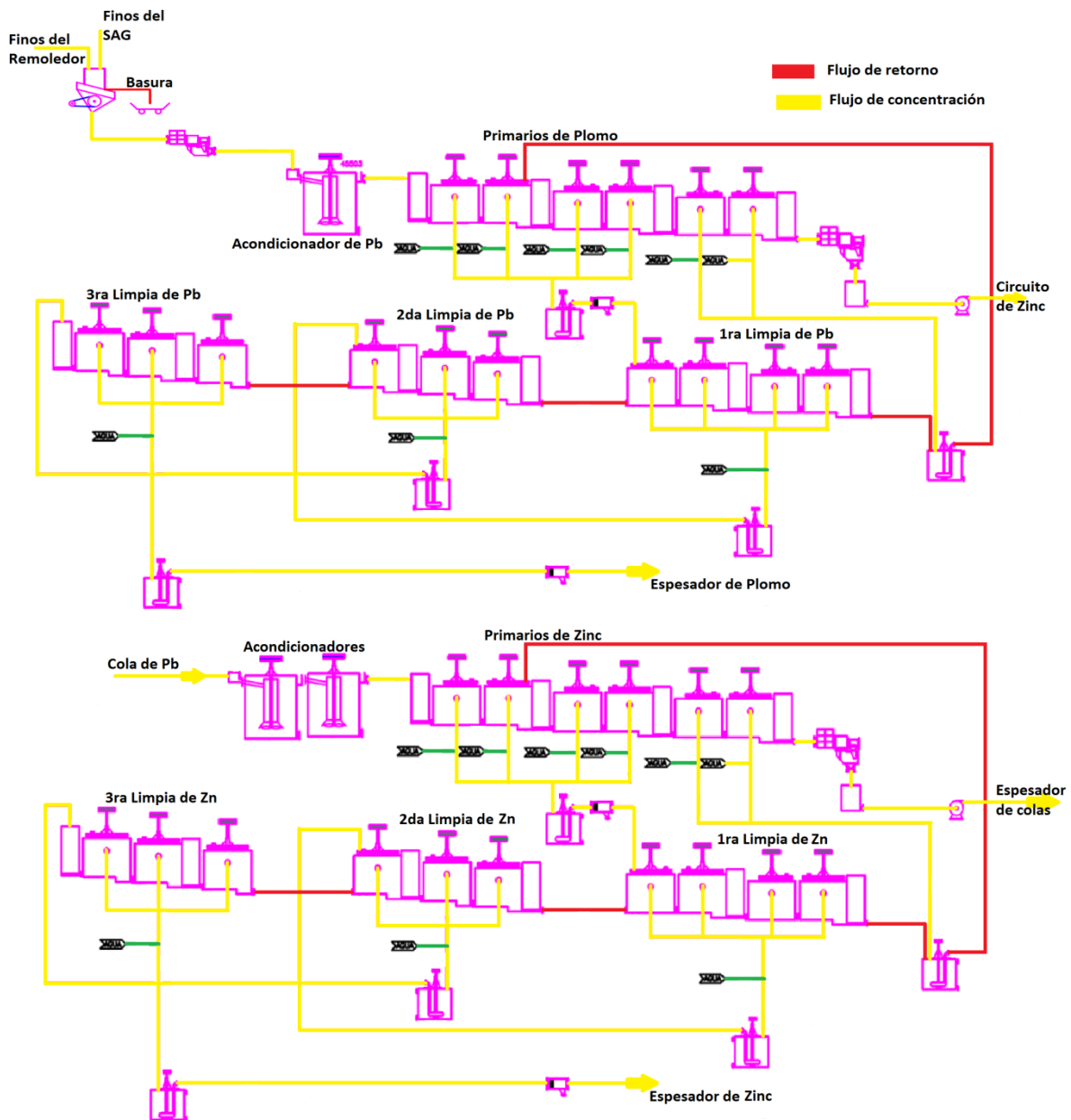


Fig. 15. Diagrama del circuito de flotación

El concentrado de plomo y zinc que se obtuvo en flotación va a ser almacenado en su respectivo tanque de espesamiento. El mineral presente en el espesador de plomo y zinc va a ser enviado a los filtros Larox para quitar el agua presente. El concentrado ya seco va a ser enviado en camiones a la fundidora MET-MEX en Torreón Coahuila.

En la figura 16 se muestra el flujo que lleva el mineral, en el caso de plomo y zinc, para obtener el concentrado final y poder ser transportado.

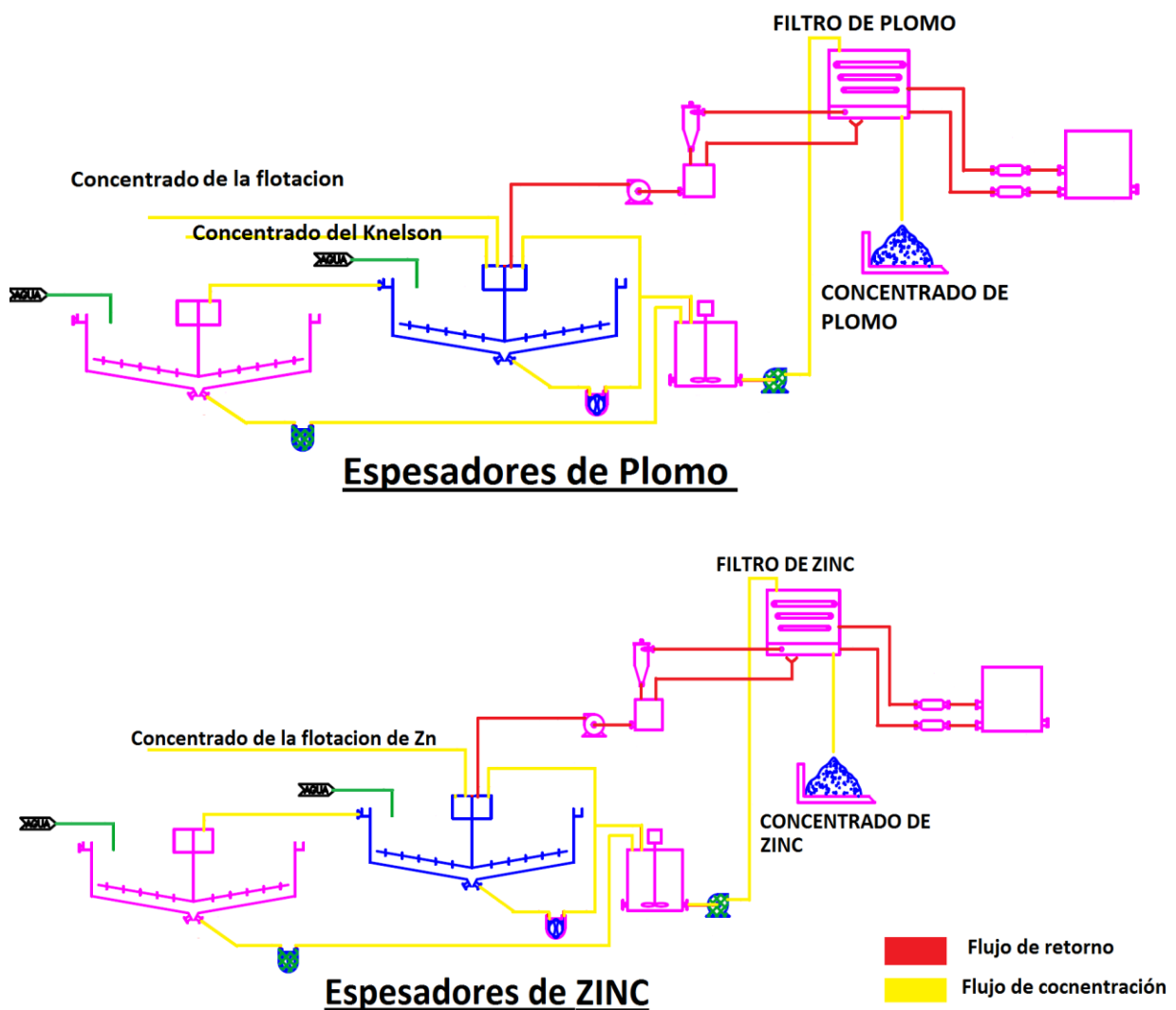


Fig. 16. Diagrama de los espesadores de Pb y Zn

El mineral no colectado o colas del circuito de flotación también va ser depositado en un espesador denominado de la misma forma. Este mineral que no fue concentrado va a ser precipitado en el fondo del espesador y así ser enviado a la presa de jales, el agua presente en el tanque va a ser recuperada y retornada a planta para seguir siendo utilizada.

La figura 17 muestra los espesadores de colas y el flujo que sigue el mineral hasta la presa de jales. En la presa de jales también se recupera agua, ya que el flujo enviado a la presa solo van con 48% en sólidos el resto del flujo es agua que se retorna a la planta para también ser utilizada.

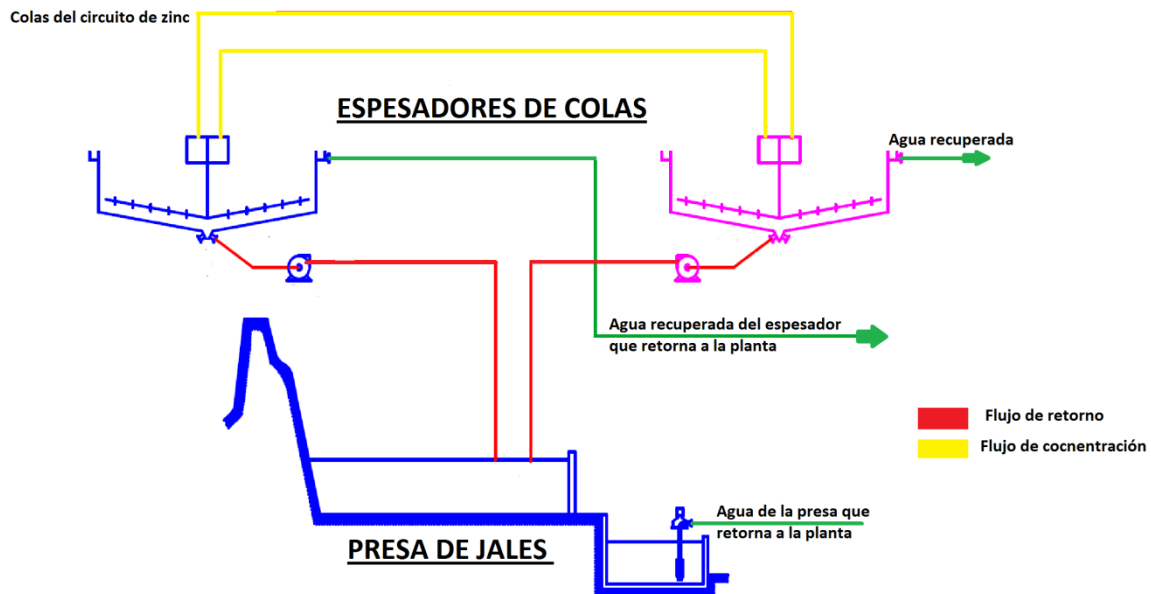


Fig. 17. Diagrama del espesador de colas y presa de jales



## **Capítulo III**

### **Antecedentes**

Al iniciar operaciones en la Planta 2 se presentaron dificultades en la alimentación del tonelaje (fig.18), ya que la planta se encontraba en fase de automatización y definición de los parámetros. Esto ocasiono varios problemas en el área de molienda, en la figura 15 se observa el descontrol que se tiene en la alimentación del mineral.

En el 2015 se realizaron varias modificaciones en molienda en busca de los parámetros de control adecuados y con la finalidad de aumentar el tonelaje procesado. El parámetro a controlar es el mineral alimentado al molino Sag, al igual que el tamaño de partícula enviado a flotación.

De acuerdo a estos parámetros, las variables a controlar involucradas directamente son: granulometría en ambos molinos, muestras de sólidos y presión de los hidrociclones para evitar un descontrol o posible arenamiento. El arenamiento ocurre cuando los gruesos salen por el sobre flujo del hidrociclón, impidiendo así su función de una correcta separación. Una de las principales causas del arenamiento es la excesiva carga de mineral.

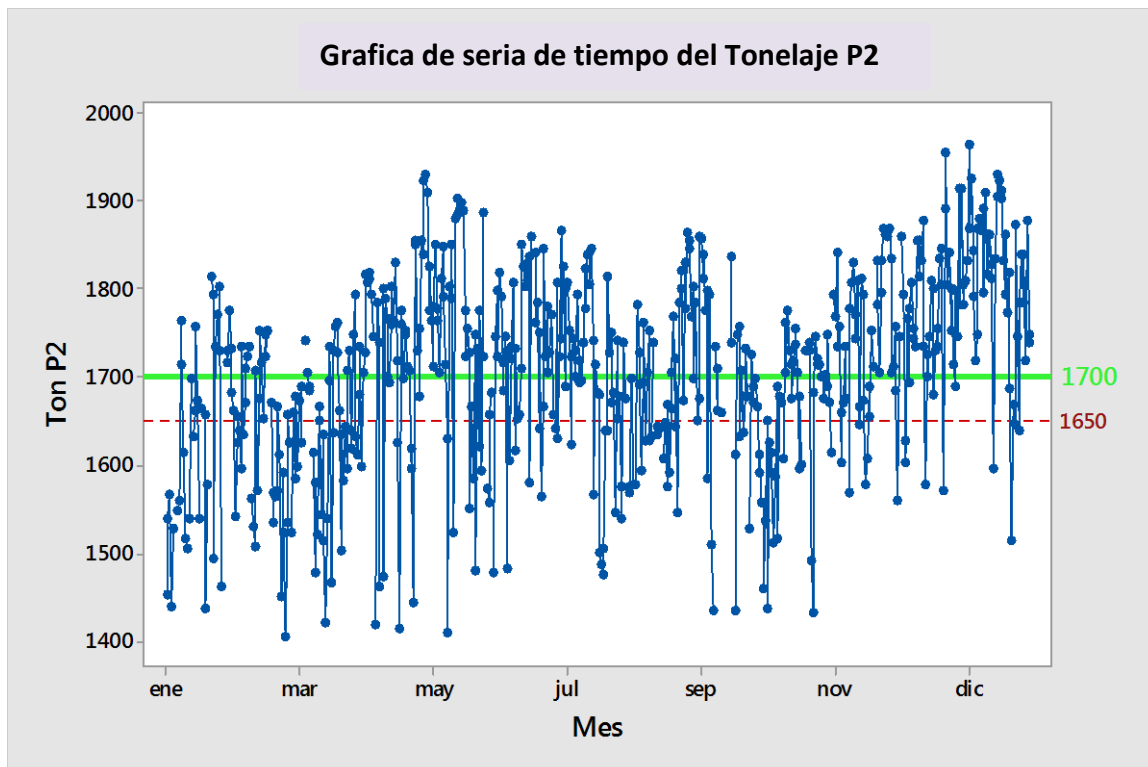


Figura. 18 Grafica de Serie de Tiempo en Plata 2 año 2015



Una de las variables a controlar es la constante variación de velocidad en los alimentadores, esto se debe al mineral de sobre-tamaño que necesita mayor fuerza para ser movido y así ser alimentado a la banda principal. Este descontrol en el tonelaje se refleja en que el molino Sag se llene o en su defecto se vacíe. El constante moviendo de agua para disminuir este efecto repercute en la presión de los hidrociclones ocasionado arenamientos y paros de banda principal, esto se traduce en mineral no alimentado al molino Sag. Para corregir esto, se modificó la fuerza con la que se mueve el alimentador y así pueda dosificar las 170 t/h requeridas.

Otra modificación hecha fue la apertura de las parrillas de descarga del molino SAG de 19mm a 25mm. Esto ayuda a bajar el nivel de llenado del molino debido a la disminución del tiempo de residencia del mineral dentro de molino porque ahora el mineral no debe de alcanzar los 19mm. Dando así oportunidad a alimentar más carga fresca.

Al presentar el molino Sag mayor desfogue ocasiona un aumento en el nivel del cajón donde cae la pulpa. Estas repentinas variaciones de nivel hacen que las bombas envíen mayor o menor flujo a los ciclones para mantener la presión que el hidrociclón necesita para la correcta separación, estas variaciones de flujo y presión en la batería de hidrociclones producen arenamientos. Para disminuir este problema, se creó un software que controla el flujo y mantiene la presión adecuada a los hidrociclones, todo esto cuidando el nivel del cajón del Sag. En la figura 19 se puede ver la caja que controla la batería de los hidrociclones.



Figura. 19 Batería de hidrociclones

En noviembre se hizo un cambio en la configuración de los hidrociclones del molino SAG, se dio mayor apertura a la parte superior o Vortex del hidrociclón para aumentar el volumen enviado a flotación; esta modificación solo ayuda al aumento del material molido. En la figura 20 se observa que con la modificación de los ciclones hay un incremento en el tonelaje sobrepasando claramente el objetivo señalado.

Los meses de enero a marzo, era cuando se presentaba una mayor alteración de los alimentadores; por eso en la gráfica se aprecia una considerable variación de tonelaje alimentado. Los meses siguientes es cuando se hace la modificación de las parrillas para subir el SP (set point) de las toneladas alimentadas. A partir de octubre y lo que resta del año se aprecia un incremento en el tonelaje debido a las modificaciones realizadas.

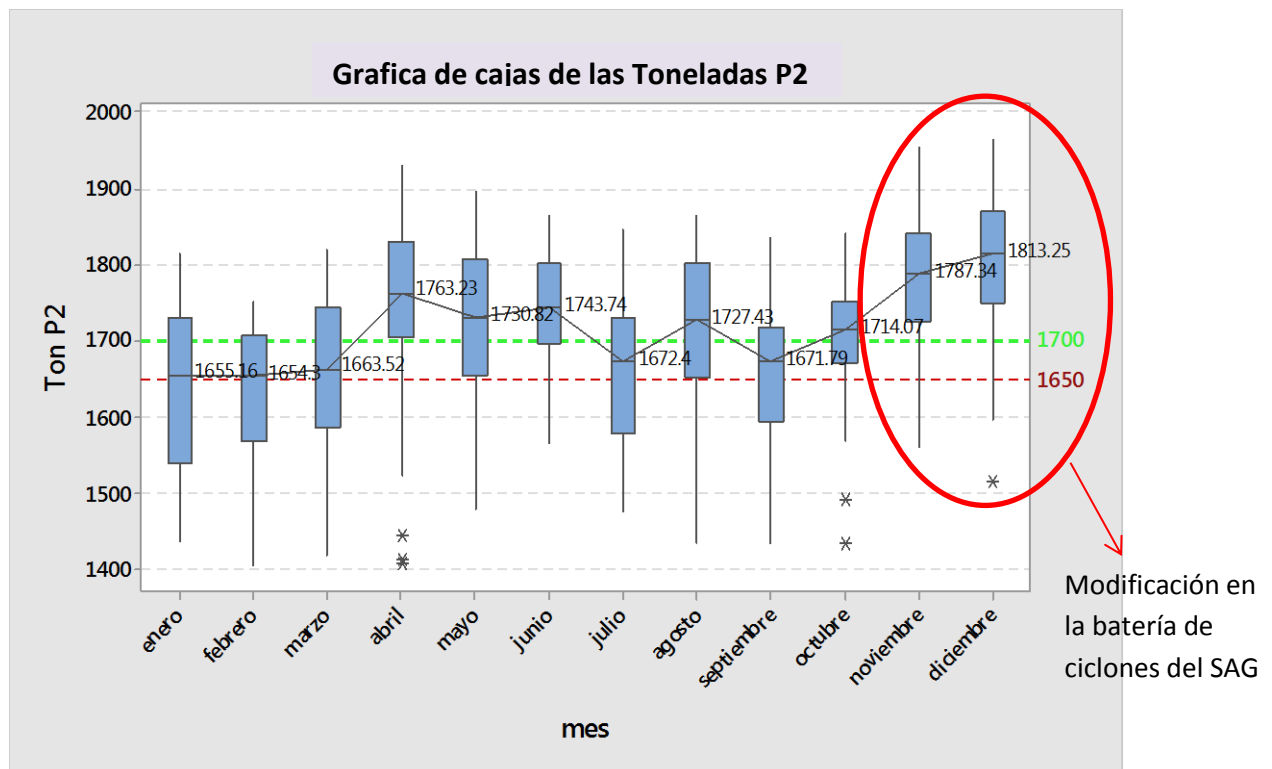


Figura. 20 Gráfica de Cajas Plata 2

En resumen, la molienda en el 2015 a pesar de los descontrolados producidos por los equipos se tiene una **media aritmética de 1706.6 t** contra el tonelaje del año pasado de 1633.7t. Como se puede apreciar en la figura 21, que es el reporte de la capacidad del proceso, la campana gaussiana está perfectamente distribuída en el proceso, aunque un porcentaje considerable sigue fuera del límite inferior especificado. En el caso del nivel sigma, siendo éste un parámetro de dedicación de mejora en el proceso, se obtuvo a final de año un **nivel sigma de 0.76**.

Por tal motivo se opta por hacer el cambio de los hidrociclones a las Cribas Derrick, pretendiendo reducir el porcentaje fuera de especificación, aumentar el nivel sigma y lograr un aumento en el tonelaje molido. (10)

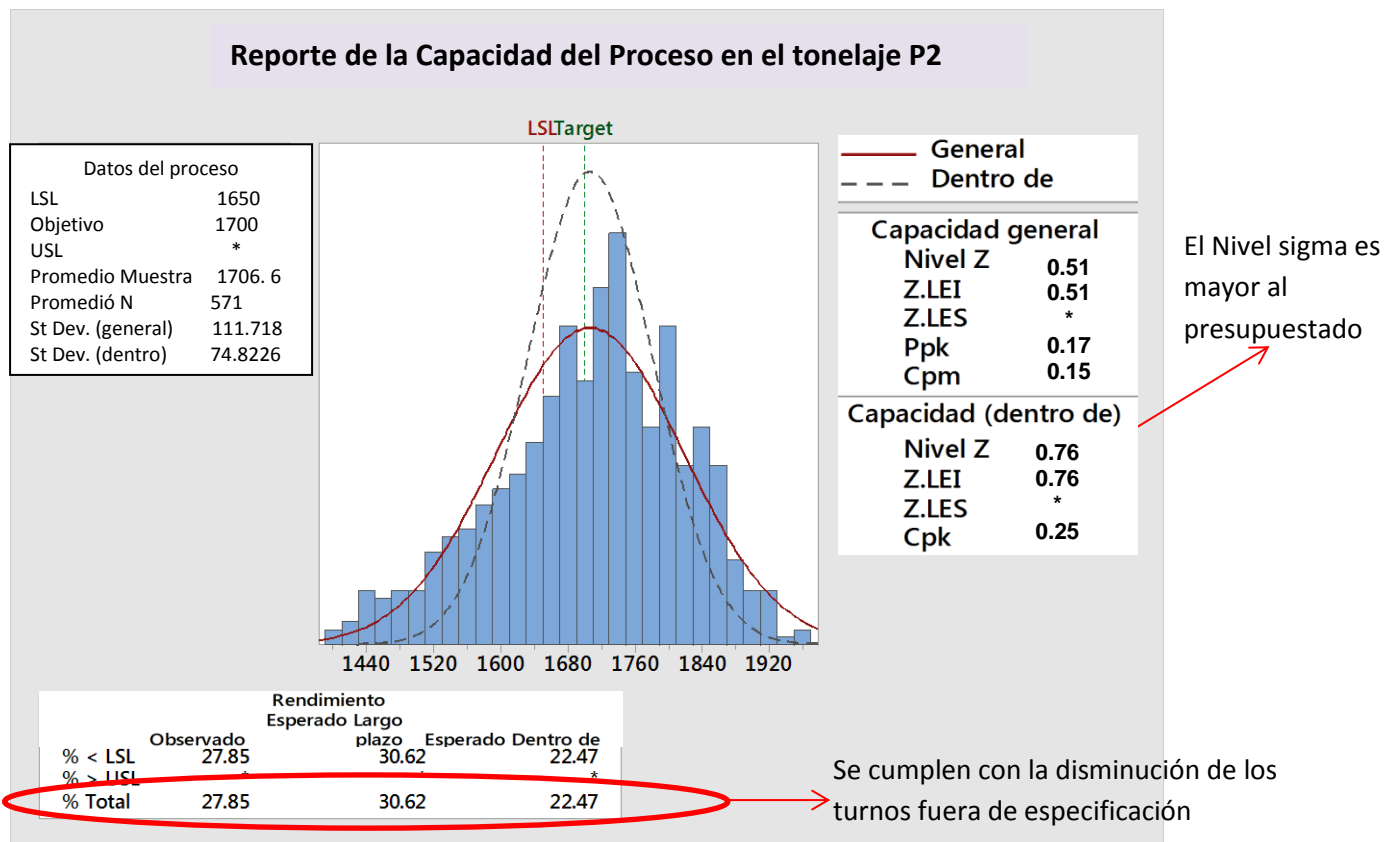


Figura 21 Reporte de la Capacidad del Proceso Plata 2



# Capítulo IV

## Experimentación

Previo al desmante de la batería de los hidrociclones se hizo un muestreo para evaluar su funcionamiento. Evaluando las toneladas alimentadas al molino Sag, la carga circulante que presente el molino Remoedor y la eficiencia que tienen los hidrociclones.

Con la modificación que se realizó de los hidrociclones a las cribas derrick (fig. 22), es necesario hacer una evaluación del nuevo equipo. Para esto se deben hacer muestreos en las cribas derrick, evaluando las mismas variables que se consideraron en los hidrociclones para hacer un comparativo de los equipos y así poder determinar si fue una buena decisión el cambio de equipo para el circuito de molienda.

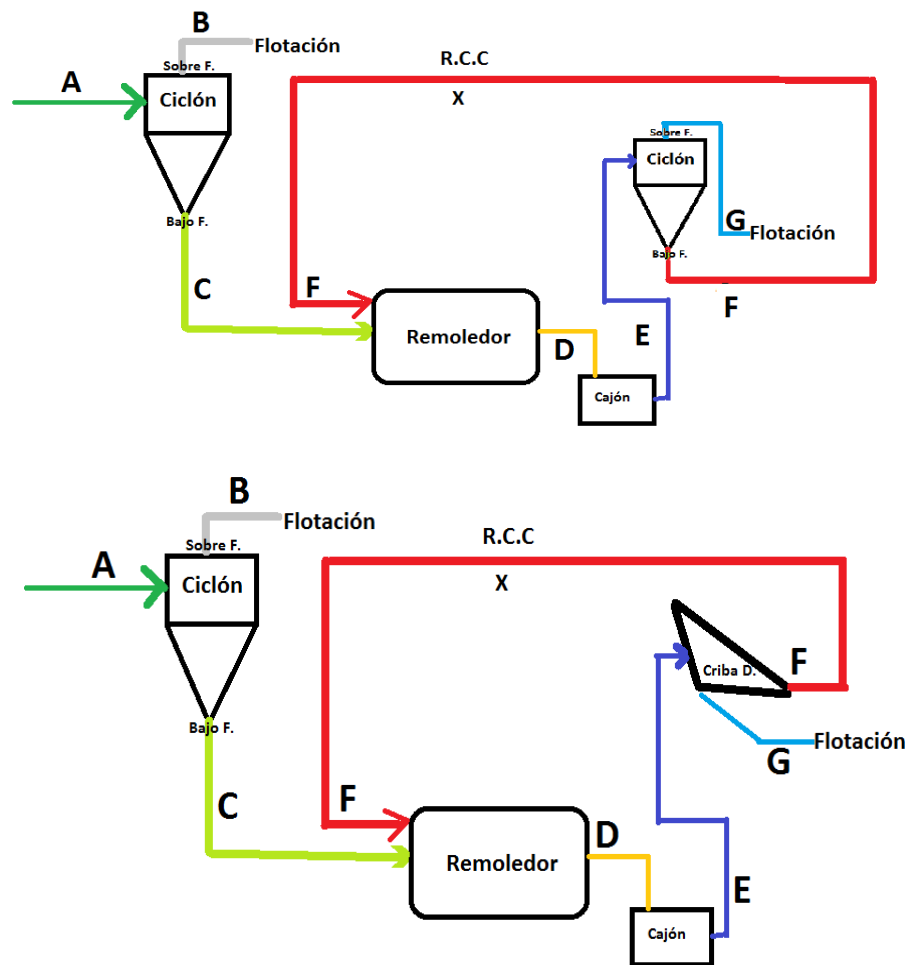


Fig.22. Diagrama del Circuito de Molienda del Molino Remoedor antes y después



## I.1 Incremento del tonelaje

### ➤ Hidrociclones y Cribas Derrick

Para la realización del muestreo en molienda se debe de seguir un método ya establecido para la toma de muestras, esto es para evitar resultados erróneos por muestras mal tomadas. Para iniciar con el muestreo se debe de tener un proceso estable y tratar de mantenerlo así durante el muestreo.

A continuación se enumeran los pasos a seguir para la realización de un muestreo en el área de molienda:

1. Establecer un diagrama del circuito de molienda, como el que se presentó anteriormente. Esto nos va a ayudar a identificar los puntos que se van a muestrear.
2. Tarar e identificar cubetas de 20 litros para recolectar cada una de las muestras.
3. Solicitar ajuste de tonelaje a **170 t/h** y verificar %sólidos en los diferentes puntos a muestrear con la balanza Marcy (escala 2.7):
  - Descarga molino Sag 68%
  - Alimentación ciclones molino Sag 55%
  - Sobre flujo ciclones molino Sag 27%
  - Bajo flujo ciclones molino Sag 62%
  - Descarga molino bolas 70%
  - Alimentación ciclones molino bolas 56%
  - Sobre flujo ciclones molino bolas 36%
  - Bajo flujo ciclones molino bolas 79%
4. una vez comenzado el muestreo, anotar hora de inicio y coordinarse con cuarto de control de planta 2 para que el operador registre en cada corte realizado los siguientes parámetros: tonelaje en el molino, % sólidos en la alimentación a ciclones o cribas del molino de bolas y agua de dilución, adición y criba del molino Sag y Remoedor.



5. El muestreo consiste en realizar 4 cortes; 1 litro de pulpa en cada corte, con espacios de 15 minutos entre sí. utilizar el tipo de cortador adecuado para el tipo de muestra:  
Nota: La alimentación a la batería de ciclones siempre debe muestrearse después de tomar las muestras de sobre flujo y bajo flujo, para evitar que la caída de presión que se presenta al abrir la válvula para el muestreo altere la operación de los ciclones y modifique la granulometría.
6. Una vez concluido el muestreo, pesar las muestras recolectadas y registrar los pesos en el formato indicado.
7. Filtrar cada una de las muestras, pesando previamente las charolas donde se van a depositar para el secado, además del papel filtro o periódico a utilizar en la actividad. registrar los pesos en el formato correspondiente.
8. Colocar las muestras dentro del horno y retirar hasta que estén totalmente secas, pesar entonces las charolas con las muestras y registrarlo en el formato correspondiente.
9. Calcular el %sólidos considerando la siguiente ecuación y registrarlo donde corresponde:

$$\%SÓLIDOS = \frac{PESO SECO NETO}{PESO HÚMEDO NETO} * 100$$

Ecuación 2

10. Rolar con cuidado las muestras secas, evitando presionar de más el rodillo de acero inoxidable para no alterar la granulometría de las mismas.
11. La totalidad de las muestras “descarga molino Sag” y “banda cangilones” clasificarlas primeramente con la criba Tyler (2.0”, 1.5”, 1.0”, 0.75”, 0.50” y 0.375”). pesar y registrar los pesos de cada una de las fracciones.
12. Cuartear las muestras con ayuda del cuarteador jones hasta reducir a 1000 g cada una, incluyendo la fracción -0.375” de las muestras “descarga molino Sag” y “banda cangilones”.



13. Deslamar los 1000 g de cada muestra utilizando los tamices 400 o 500, según corresponda:

- Descarga molino Sag #400
- Alimentación ciclones molino Sag #400
- Sobre flujo ciclones molino Sag **#500**
- Bajo flujo ciclones molino Sag #400
- Descarga molino bolas #400
- Alimentación ciclones molino bolas #400
- Sobre flujo ciclones molino bolas **#500**
- Bajo flujo ciclones molino bolas #400
- Banda cangilones #400

14. Recolectar las fracciones negativas de cada muestra (-400 o -500), una vez deslamadas, en una cubeta para filtrarlas. Tarar previamente el papel filtro utilizado y registrar los pesos para poder calcular el peso neto de dichas fracciones una vez que las muestras se hayan secado. Las fracciones positivas retenidas por el tamiz (+400 y +500), colocarlas en un plato de peltre y ponerlas a secar.

15. Utilizar la siguiente torre de tamices para clasificar las fracciones +400 y +500, una vez que se hayan secado: #4, #6, #8, #12, #16, #20, #30, #40, #50, #70, #100, #140, #200, #270, #400, #500 (sólo en el caso de los sobre flujos de los ciclones del molino Sag y del molino bolas).

16. Registrar los pesos de cada una de las fracciones retenidas por los tamices en los formatos correspondientes.

Este procediendo se va hacer para los hidrociclones como para las cribas derrick, la única diferencia es que, en el caso de las cribas se va a obtener más pulpa de la alimentación, de los finos y los gruesos por tener más cribas. (11)



## IV.2 Carga circulante

Para el cálculo de la carga circulante se hace un muestreo puntual en campo, esto va a ayudar a determinar la RCC (% de carga circulante). Se van a seguir los mismos pasos al hacer el muestreo en los hidrociclones como en las cribas derrick.

En el diagrama de la figura 23, se presenta el circuito de Molienda y los flujos que se van a considerar para analizar la RCC que se tiene con la operación de los ciclones como medio de separación en el Molino Remoedor. Para las cribas derrick es el mismo diagrama (son los mismos flujos), solo cambia la figura del hidrociclón por una criba.

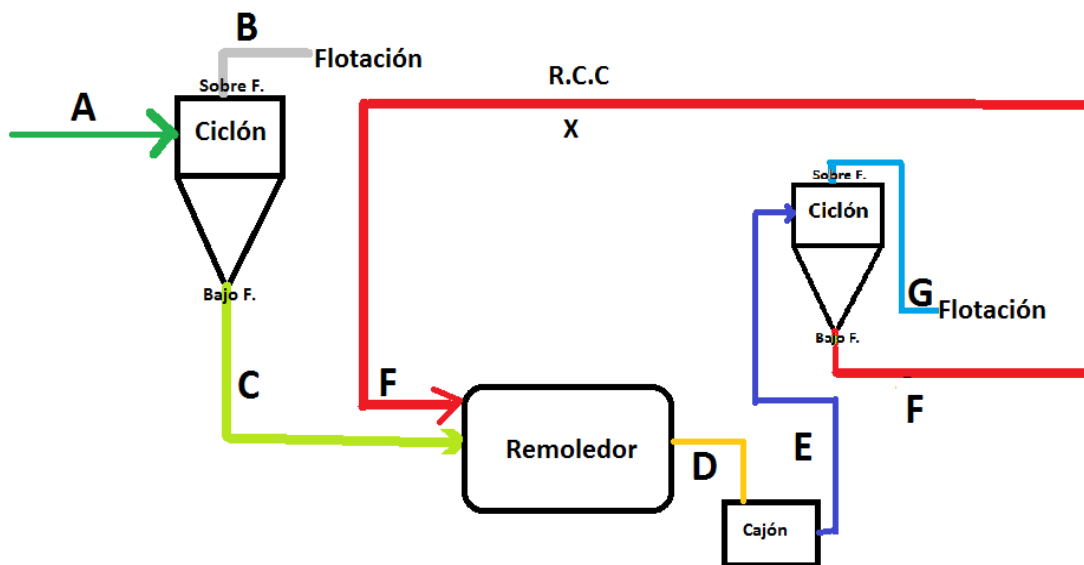


Fig. 23. Diagrama del Circuito de Molienda del Molino Remoedor con Hidrociclones

Como ya se mencionó, un paso importante es tener estable el circuito de molienda; al tener el proceso estable se procede a hacer el muestreo. Para la toma de las muestras previamente se debe de tener ciertas variables en el molino Sag, estos datos fueron previamente establecidos.



El molino Sag debe de cumplir con los siguientes parámetros, no importar si se va a muestrear los hidrociclones o las cribas derrick deben de tener los siguientes datos:

% de Sólidos que se debe cumplir en los Ciclones del Molino SAG

Alimentación a hidrociclones	55 % Sólidos
Bajo flujo de los hidrociclones (Gruesos)	27 % Sólidos
Sobre flujo de los hidrociclones (Finos)	62 % Sólidos

Se debe de tomar en consideración que siendo un proceso continuo a veces no se va a lograr cumplir por completo con alguna de las variables, en especial en el sobre flujo y bajo flujo de los hidrociclones. Por cuestiones de tiempo y para dar continuidad al proceso de la planta, se pueda hacer el muestreo teniendo una diferencia de  $\pm 2$  en cada flujo.

➤ Muestreo en los hidrociclones

Se va a tomar el tonelaje que se adecue para cumplir con estas características, siempre buscando alimentar la mayor cantidad de mineral pero sin sacrificar la operación y estabilidad del mismo. Solo se logró **alimentar 170t/h** ya que el exceso de esta cantidad afectaba la estabilidad del proceso

Teniendo las variables de los hidrociclones del Molino Sag ya establecidas, se procede a hacer el muestreo. En el muestreo se va a tomar los flujos de alimentación, bajo y sobre flujo del Molino Remolador, al igual que del Molino Sag aunque ya se hayan tomado previamente (solo es para asegurar que el muestreo va a ser correcto).



En la tabla se muestran los datos obtenidos del muestreo en los hidrociclones del molino Remolador

#### Muestreo en Hidrociclones

Corriente	SAG	Remolador
% Solidos en Alimentación a Ciclones	50	58
% Solidos en el Bajo flujo de los Ciclones (Gruesos)	20	35
% Solidos en el Sobre flujo de los ciclones (Finos)	75	78
Alimentación al Molino	170 t/h	

#### ➤ Muestreo en las cribas derrick

Se debe de establecer previamente los parámetros ya mencionados para los hidrociclones del molino Sag, después se debe de buscar alimentar la mayor cantidad de mineral, pero sin sacrificar la operación y estabilidad del mismo.

El tonelaje máximo obtenido fue de **185 t/h**, en el muestreo se consideran todos los flujos de las cribas (alimentación, sobre y bajo flujo) y también los mismos flujos de la batería del Molino SAG (solo para reafirmar que se cumple con las condiciones establecidas en un inicio).

#### Muestreo de las cribas derrick

Corriente	SAG hidrociclones	Remolador Cribas
% Solidos en Alimentación	50	41
% Solidos en el Bajo flujo (Gruesos)	20	35
% Solidos en el Sobre (Finos)	75	57
Alimentación al Molino	185 t/h	



### IV.3 Análisis de eficiencia

Para este análisis se pueden tomar muestras sin la necesidad de previos ajustes al proceso, pero sin perder de vista la estabilidad del área de molienda cuando se esté realizando el muestreo; esto es para garantizar datos confiables. Las muestras que se van a tomar van a ser: el % de sólidos de la alimentación, el sobre-flujo y el bajo-flujo de los ciclones del Molino Remoedor, estos mismos flujos pero ahora las cribas derrick.

Se va procurar alimentar la mayor cantidad posible de mineral fresco al Molino Sag para identificar cual sería la mayor eficiencia que se puede lograr trabajando las cribas o los ciclones pero sin sacrificar la estabilidad de la operación.

Después se va a llenar un formato donde se requiere del % de sólidos y la gravedad específica (G.E) del mineral que se está trabajando, como el mineral que es extraído de mina contiene las mismas especies mineralógicas y siendo esta ya previamente analizada se va a utilizar una **G.E = 2.7**

Datos del muestreo

Corriente	Hidrociclones	Cribas derrick
Toneladas alimentadas	170 t/h	185 t/h
Sólidos de Alimentación	53 %	38 %
Sólidos del Bajo-flujo (gruesos)	70 %	56 %
Sólidos del Sobre-flujo (finos)	28 %	29 %
G.E	2.7	2.7

Datos obtenidos de la muestra de ALIMENTACION

Corriente	Hidrociclones	Cribas derrick
Sólido inicial	53 %	38 %
Sólido final	27 %	20 %



Datos obtenidos de la muestra del Bajo-flujo

Corriente	Hidrociclones	Cribas derrick
Sólido inicial	70 %	56 %
Sólido final	55 %	50 %

Datos obtenidos de la muestra del Sobre-flujo del Ciclón

Corriente	Hidrociclones	Cribas derrick
Sólido inicial	28 %	29 %
Sólido final	13 %	8 %

Al término del muestreo se deben filtrar las muestras, pesando previamente las charolas donde se van a dejar para el secado. Solo se van a retirar las muestras del horno cuando estén totalmente secas, también se debe de calcular el %solidos con la ecuación 2.

Los pasos específicos a seguir son los 16 puntos del método ya establecido para la toma de muestras



# CAPITULO V

# RESULTADOS

## V.1 Incremento en el tonelaje

### ➤ Resultados de las operación de los hidrociclones

En el apéndice I, se presentan las tablas con los datos obtenidos después del análisis de mallas para conocer la distribución de tamaño que presenta el mineral en cada flujo o corriente que se analizó. En el flujo de alimentación se presentó el mayor porcentaje del mineral acumulado es de 212  $\mu\text{m}$  a 150  $\mu\text{m}$  y los gruesos del ciclón, que son los que retornan al Remolador, el 80 % del acumulado se encuentra entre 600 a 425  $\mu\text{m}$ .

En la gráfica de distribución de tamaño (fig. 24), se muestra el mismo comportamiento de la alimentación y los gruesos. Indicando una mala reducción del mineral, también la grafica muestra que el sobre-flujo es ultra fino.

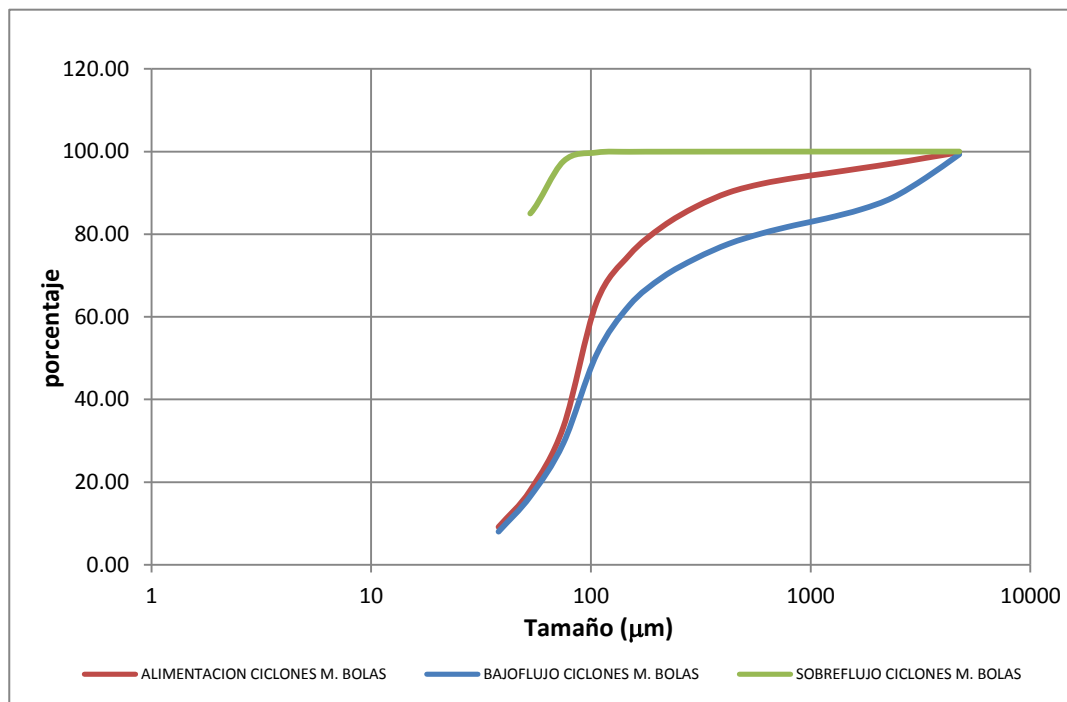


Figura 24. Grafica de Distribución de tamaño Operación con Ciclones

➤ Resultados de las operación de las cribas derrick

En el apéndice 1 en el apartado 1.2, se presentan los datos del análisis de mallas con la operación de las cribas derrick. El dato primordial es el 80% acumulado o P80, en la alimentación este dato se encuentra entre los 2360  $\mu\text{m}$  a 1700  $\mu\text{m}$ .

En el bajo-flujo o gruesos el P80 es de 3350 a 2360  $\mu\text{m}$ . Como ya se sabe, en molienda, es necesario contar con la presencia de gruesos dentro del molino para tener una buena molienda y en este caso se cumple con un P80 de 3350  $\mu\text{m}$ . En el sobre-flujo o finos, flujo enviado a flotación el P80 es 75  $\mu\text{m}$  a 53  $\mu\text{m}$ .

En la gráfica de distribución de tamaño (fig. 25) es claro que el P80 de los finos se encuentra dentro de las especificaciones. Siendo las cribas un medio físico para la separación del mineral, este va a garantizar disminuir el efecto de arrastre mecánico de partículas de sobre tamaño las cuales no son adecuadas para el circuito de flotación. (12, 13)

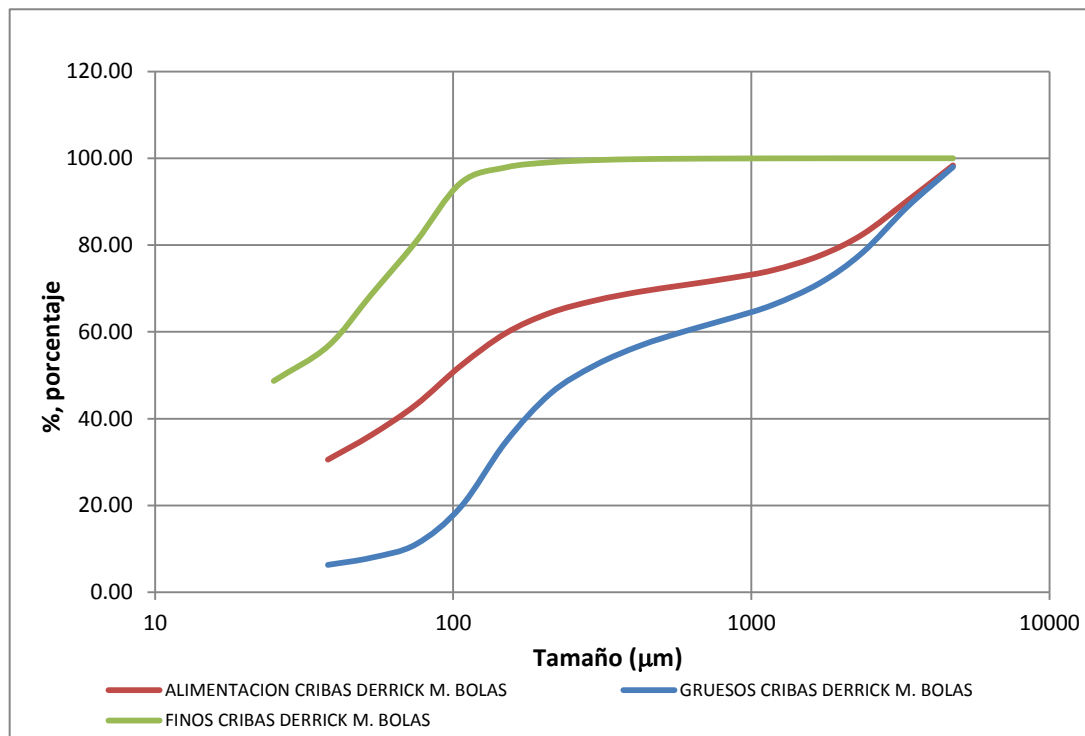


Figura 25. Grafica de Distribución de tamaño Operación con Cribas derrick



De acuerdo a la estadística, basta solo analizar 3 meses antes y después de un cambio en el proceso para que los datos arrojados sean significativos para aceptar o desechar el cambio realizado. Tomando como base este concepto, se hace un balance metalúrgico tomando valores del mes de octubre del 2015 hasta abril del año 2016. Los resultados del balance se observan en la tabla, en la gráfica de la figura 26 solo se grafica el tonelaje de la Planta 2.

En el apéndice I se muestra la tabla completa de los resultados obtenidos del balance metalúrgico, tomando en cuenta el comportamiento de los metales de valor como lo son el oro y la plata.

año	2015			2016			
mes	OCTUBRE	NOVIEMBRE	DICIEMBRE	ENERO	FEBRERO	MARZO	ABRIL

TON	Presupuesto	91,000	87,750	94,500	109,200	97,500	105,000	101,250
	operación	84,792	94,354	105,556	106,923	100,553	97,815	108,292

Balance Metalúrgico

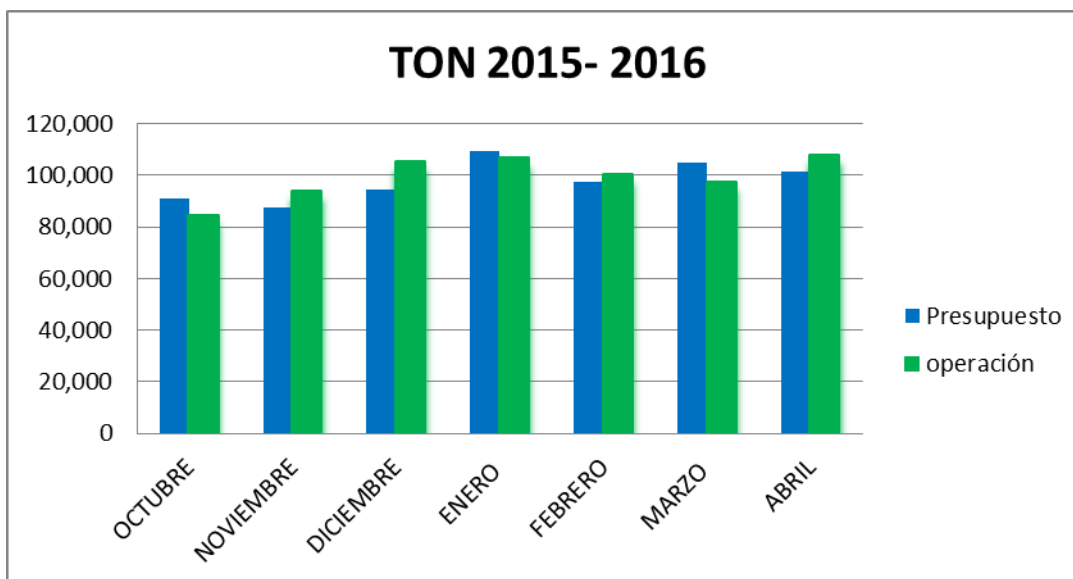


Figura. 26 Tonelaje 2015 -2016

La molienda de este año a pesar de la falta de precisión de los alimentadores y la búsqueda de las variables para la correcta operación de las derrick se tiene una **media aritmética de 1824.45 t** contra un objetivo establecido de 1800 t mínimo. Como se puede apreciar en el informe de capacidad del proceso en la figura 27, el proceso de molienda se encuentra distribuido dentro de la campana gaussiana, pero aun con muchos datos fuera de los límites de especificación presentando áreas de oportunidad para seguir ajustando el proceso.

El nuevo nivel sigma que tiene el área de molienda es de 0.87, superando el 0.76 que se tenía antes de las cribas. El nivel sigma indica el desempeño que tiene el proceso, en este caso, evalúa el beneficio que ha presentado la instalación de las cribas derrick.

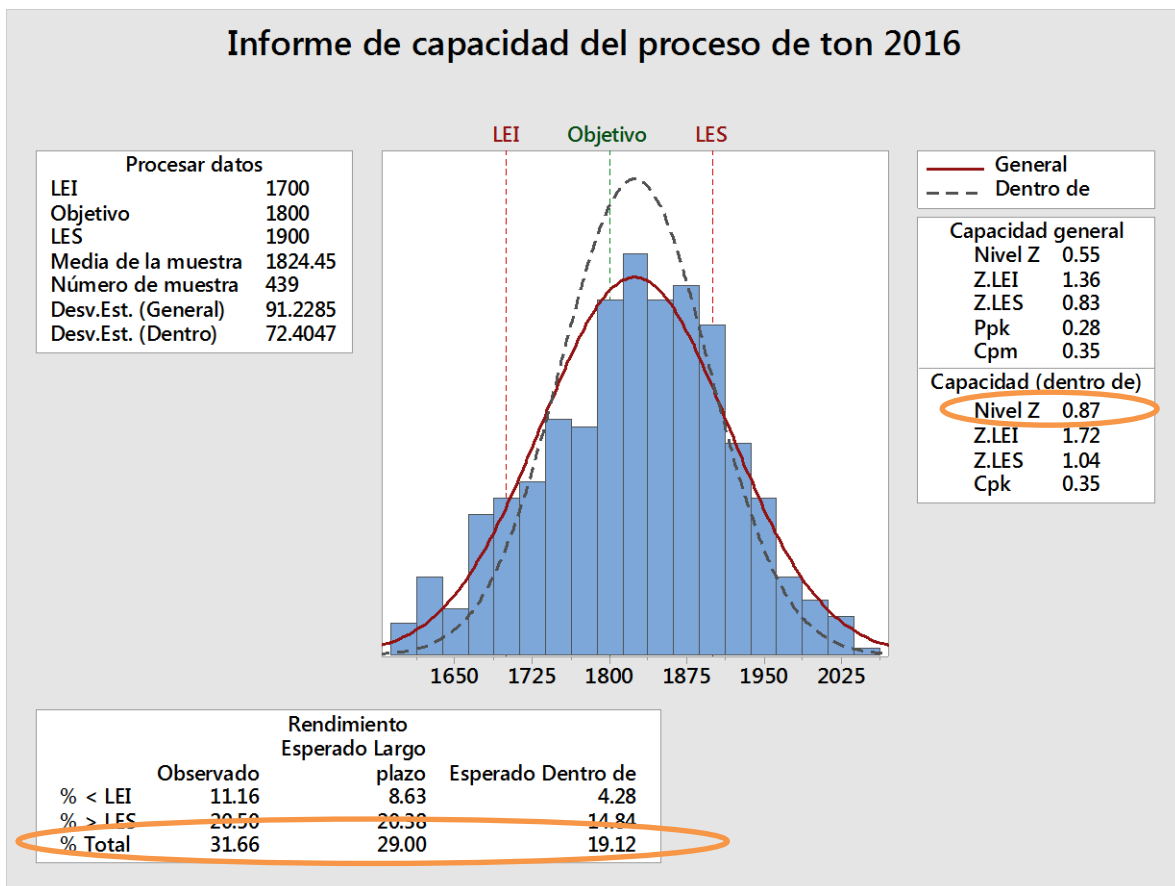


Figura 27 Informe de Capacidad del Proceso

Se tiene la hipótesis que las cribas derrick presentan una mejor operación para el incremento del tonelaje y el adecuado tamaño de liberación del mineral que el obtenido con la operación de los ciclones, para aceptar esta hipótesis, es necesario evaluar ambas opciones y la forma para hacerlo es con una prueba t.

En la prueba t de 2 muestras (fig.28), se puede utilizar para comparar los promedios entre dos grupos y determinar si existe una diferencia significativa entre ellos o si la diferencia observada se debe en cambio a una probabilidad aleatoria. Se utiliza este análisis para:

- Determinar si las medias de dos grupos independientes difieren.
- Calcular un rango de valores que probablemente incluya la diferencia entre las medias de las poblaciones.

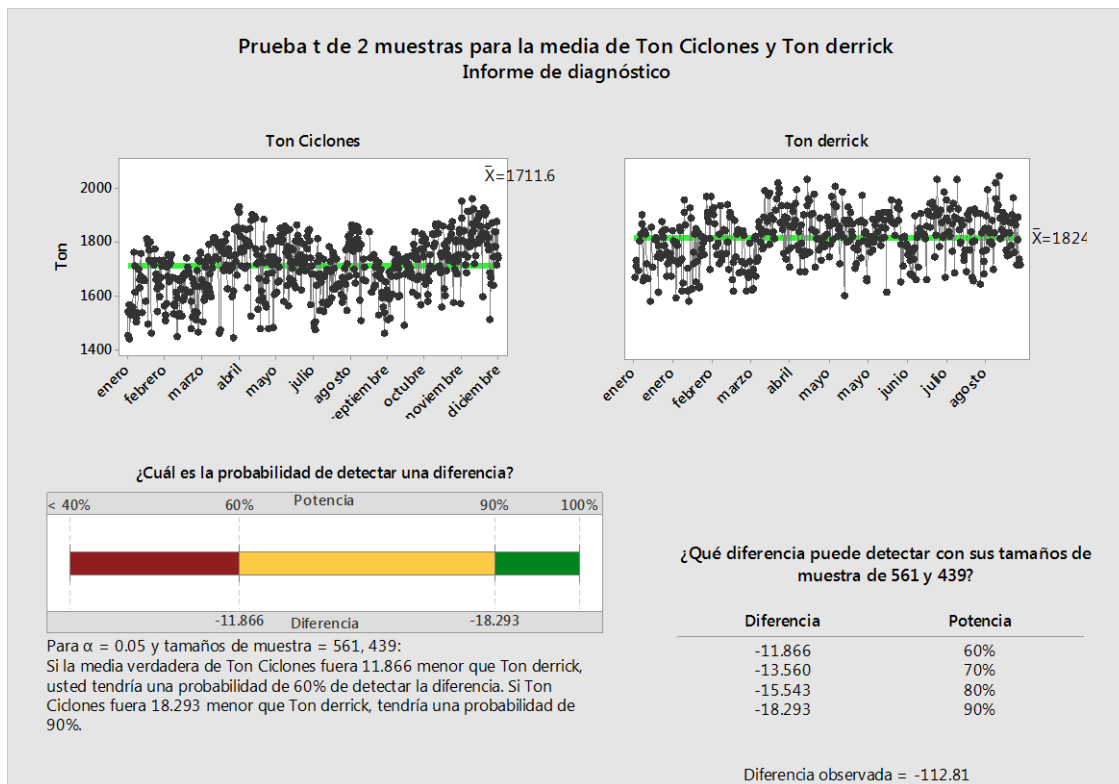


Figura 28 Prueba 2t

Esta prueba también crea un intervalo de confianza que proporciona más detalles sobre la diferencia entre los grupos. Los datos se analizaron con un nivel de significancia de 0.05, de modo que Minitab proporciona un intervalo de confianza de 0.95; es decir, el 95% de los datos obtenidos son confiables.

De acuerdo a la hipótesis planteada, esta prueba confirma la mejora obtenida por el funcionamiento de las cribas derrick. Presentando una media aritmética de 1824.4 t cribas contra 1711.6 ton ciclones y como es de esperarse se tiene una mayor desviación estándar con los ciclones; esto quiere decir, que existía una variabilidad en el proceso cuando se operaba con ciclones.

Es claro el incremento en el tonelaje con el cambio de equipo, siendo este el objetivo principal de la modificación del medio de separación del mineral. El incremento del tonelaje es de **112.8** considerando las medias aritméticas arrojadas por este informe, figura 29.

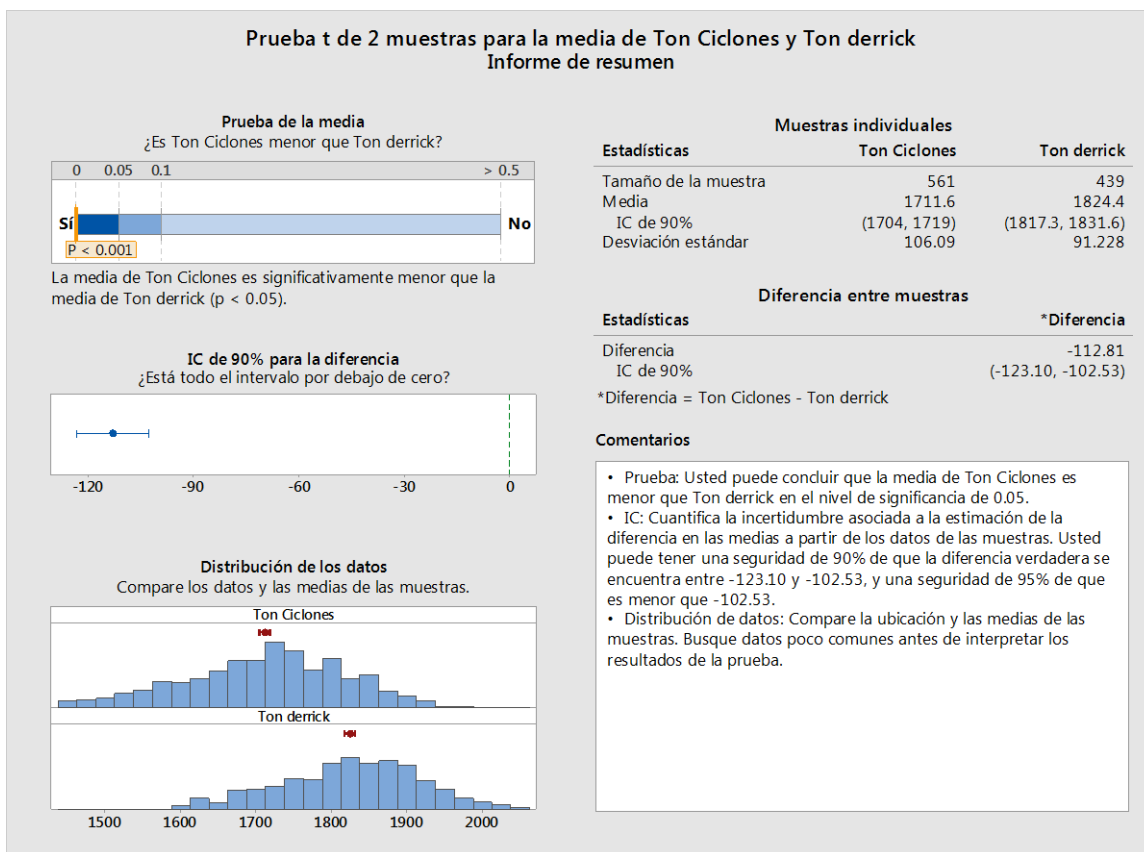


Figura 29 Informe de Resultados de la Prueba 2t

## V.2 Carga Circulante RCC

- Resultado de la operación de los hidrociclones

Para determinar la carga circulante, se debe de calcular la relación Líquido-Sólido de cada una de las corrientes del hidrociclón las cuales son señaladas en la figura 30. Para el Molino SAG sólo se va a necesitar la de alimentación, ya que el sobre flujo de este ciclón va hacia flotación y el bajo flujo es una de las varias alimentaciones del Molino Remolador (14)

Las ecuaciones que se van a utilizar van a ser las siguientes

$$\left. \begin{aligned} A &= B + C \\ AX &= BX + CX \end{aligned} \right\} \text{ Ecuación 3}$$

$$X = \frac{T (R \text{ alimentacion ciclón} - R \text{ derrame ciclón})}{(R \text{ descarga ciclón} - R \text{ alimentacion ciclón})}$$

Ecuación 4

Dónde:

X = Carga circulante (ton/hr)

T = Alimentación (ton/hr)

R = Relación Líquido-Sólido

La Relación Líquido-Sólido se determina de la siguiente manera:

$$R = \frac{(100 - \% \text{ Sólido})}{\% \text{ Sólido}}$$

Ecuación 5

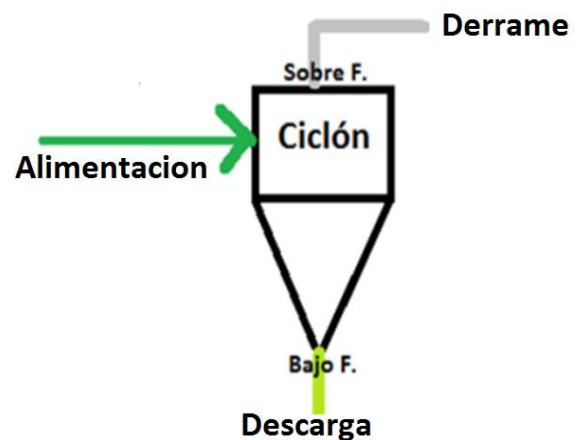


Figura 30 Hidrociclón



El cálculo de las operaciones se puede ver en el apéndice II, a continuación se muestran los resultados obtenidos.

RLS en A = 1	Alimentación al Ciclón del Molino SAG
RLS en E = 0.724	Alimentación al Ciclón del Molino Remoedor
RLS en G = 1.857	Sobre flujo del Ciclón del Molino Remoedor
RLS en F = 0.282	Bajo flujo del Ciclón del Molino Remoedor

Para los siguientes cálculos, se debe de determinar la cantidad de sólidos presentes en toneladas por hora (STPH) que contiene cada corriente. Solo se calculan las toneladas por hora del sobre flujo y bajo flujo de los hidrociclones del Molino Sag.

El cálculo se hace de la siguiente manera (las operaciones se pueden ver en el apéndice II).

• Flujo A, Alimentación al ciclón del Sag

1. STPH (liquido)

$$STPH (L) = \frac{STPH (S) en A}{RLS en A} = 170 \quad \text{Ecuación 6}$$

2. STPH (pulpa)

$$STPH (P) = STPH (S) en A + STPH (L) en A = 340 \quad \text{Ecuación 7}$$

3. Determinación de AX

$$AX = BX + CX = 170 \quad \text{Ecuación 8}$$



- Flujo C, Bajo Flujo o gruesos del ciclón del Sag

1. STPH (pulpa)

$$STPH(p) = \frac{AX - \left(\frac{\%Sol\ derrame\ ciclón\ SAG}{100}\right) * STPH(p) A}{\left(\frac{\%Sol\ descarga\ ciclón\ SAG}{100} - \frac{\%Sol\ derrame\ ciclón\ SAG}{100}\right)}$$
$$= 185.4545$$

Ecuación 9

2. STPH (solido)

$$STPH(s) = STPH(p)C * \left(\frac{\%Sol\ descarga\ ciclón\ SAG}{100}\right) = 139.0909$$

Ecuación 10

- Flujo B, Sobre Flujo o finos del ciclón del Sag

1. STPH (pulpa)

$$STPH(p) = STPH(p) de A - STPH(p) de C = 154.5454$$

Ecuación 11

2. STPH (solido)

$$STPH(s) = STPH(p) en B * \left(\frac{\%Sol\ derrame\ ciclón\ SAG}{100}\right) = 30.9090$$

Ecuación 12

En resumen, los valores obtenidos son los siguientes:

STPH (l)	170	STPH (pulpa) en C	185.4545	STPH(pulpa) = B	154.5455
STPH(pulpa) = A	340	STPH(s) en C	139.0909	STPH(s) en B	30.9091

Ahora se debe de calcular la carga circulante o flujo F, es el flujo de la descarga del hidrociclón hacia la alimentación del Remoedor. Para esto se van a tomar los valores obtenidos de la RLS de los ciclones del Remoedor; que son los flujos E (alimentación del cajón del Remoedor al ciclón), Flujo G (sobre-flujo o finos del ciclón) y Flujo F (Bajo-flujo o gruesos del ciclón) o mejor conocida como carga circulante (R.C.C). También se debe de tomar en cuenta las toneladas que en ese momento el Molino Remoedor está produciendo, este es el flujo C; guiarse con el diagrama del circuito Fig. 31.

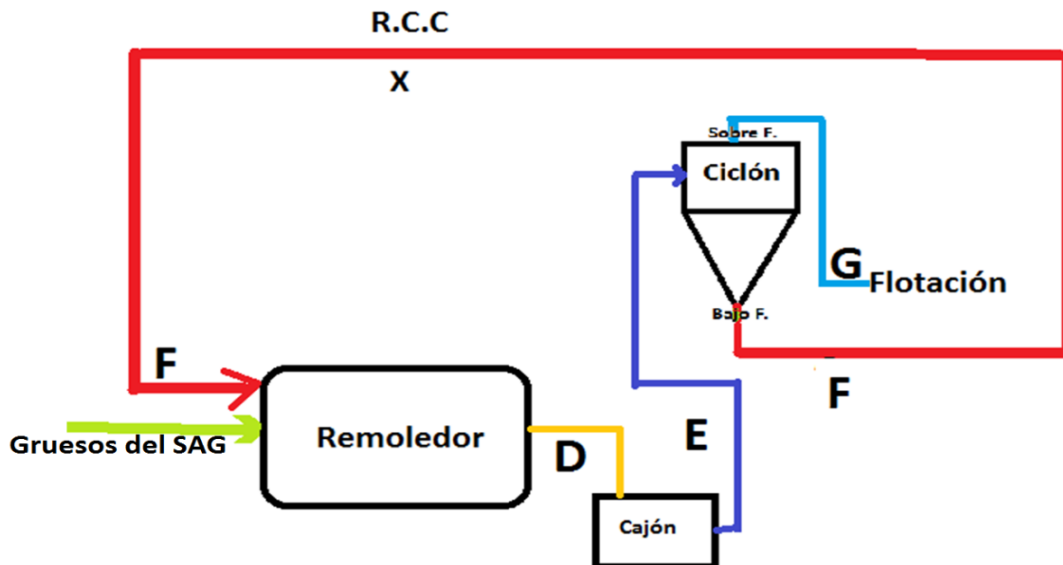


Fig. 31. Diagrama del Circuito del Molino Remoedor con Hidrociclones





De acuerdo a la literatura de molienda Metcom Consulting rendimiento del hidrociclón, la forma de calcular la **carga circulante** o flujo F se debe utilizar la ecuación 4 ya mencionada.

Haciendo la sustitución de los valores o flujos del diagrama, el resultado de la ecuación es:

$$STPH(s) = \frac{STPH (s) en C * (RLS en E - RLS en G )}{RLS en F - RLS en E} = 356.4701$$

Ecuación 13

Como se sabe, la carga circulante se debe de obtener en porcentaje, por lo tanto, se va a utilizar esta ecuación

$$\% = \frac{STPH (s) en F * 100}{STPH (s) en C}$$

Ecuación 14

El resultado obtenido es de:  $\% = 256$

La carga circulante que se presenta con la utilización de los ciclones en el molino Remolador es:

**R.C.C** ciclones = **256%**

Todas las operaciones se pueden observar en el apéndice 2



➤ Resultado de la operación de las cribas derrick

Se van a seguir las mismas ecuaciones ya mostradas pero ahora con los datos de las cribas derrick para determinar el % de carga circulante (15)

Los caculos se pueden ver en el apéndice III, a continuación se muestran los resultados obtenidos de las ecuaciones 6 a la 14.

Relación líquido – sólido

RLS en A = 1	Alimentación al Ciclón del Molino SAG
RLS en E = 1.440	Alimentación a las Cribas Derrick
RLS en G = 1.857	Sobre flujo de las Cribas Derrick
RLS en F = 0.754	Bajo flujo de las Cribas Derrick

Resultado de los sólidos presentes en toneladas por hora (STPH) que contiene cada corriente

• Flujo A, Alimentación a las cribas

1. STPH (liquido)

$$STPH (L) = 185$$

2. STPH (pulpa)

$$STPH (P) = 370$$

3. Determinación de AX

$$AX = 185$$



- Flujo C, Bajo Flujo o gruesos del ciclón del Sag

1. STPH (pulpa)

$$STPH (p) = 201.8182$$

2. STPH (solido)

$$STPH (s) = 151.3636$$

- Flujo B, Sobre Flujo o finos del ciclón del Sag

1. STPH (pulpa)

$$STPH (p) = 168.1818$$

2. STPH (sólido)

$$STPH (s) = 33.6363$$

En resumen, los valores obtenidos son los siguientes

STPH (l)	185	STPH (pulpa) en C	201.8182	STPH(pulpa) = B	168.1818
STPH(pulpa) = A	370	STPH(s) en C	151.3636	STPH(s) en B	33.6363

Calcular la carga circulante que se tiene con la operación de las cribas derrick como se aprecia en la figura 32.

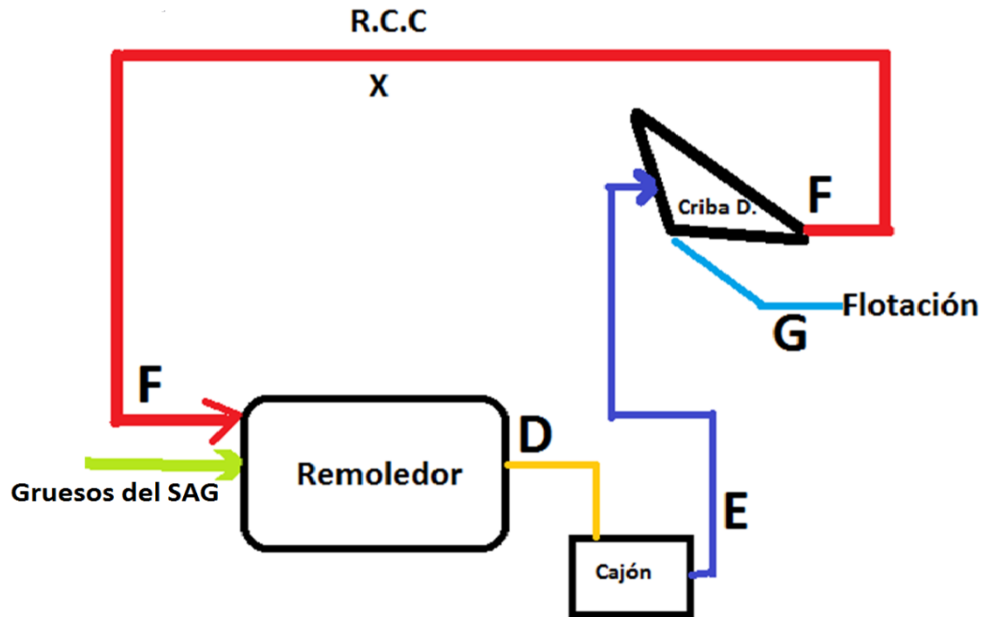


Fig. 32. Diagrama del Circuito del Molino Remoedor con CRIBA

Sustituyendo los valores numéricos de los flujos presentes en el diagrama, el dato obtenido de la ecuación es:

$$STPH(s) = 92.4393$$

Con la ecuación ya mencionada para el cálculo de la carga circulante y sustituyendo en ella los datos, se obtiene un resultado de:

$$\% = 61.07$$

La carga circulante con la operación de las cribas derrick como medio de separación en el Molino Remoedor es de:

**R.C.C** cribas derrick = **61.07%**

Todas las operaciones se pueden observar en el apéndice 3



### V.3 Eficiencia

➤ Operación con hidrociclones

Para determinar la eficiencia se va a utilizar el dato del % de sólidos obtenido en cada flujo analizado de los hidrociclones, estos son: alimentación, sobre-flujo (fino) y bajo-flujo (gruesos). Recordaremos que la gravedad específica a utilizar es de 2.7

Datos obtenidos de la muestra de ALIMENTACION al Ciclón

Sólido inicial 53 %

Sólido final 27 %

G.E 2.7

Teniendo estos datos se va a hacer un formato en Excel para ir almacenando y graficando posteriores pruebas de análisis de la eficiencia. La tabla 1 muestra los datos de alimentación a los ciclones.

Tabla 1 Datos de Alimentación a Ciclones

FEED - ALIMENTACIÓN							
%-140 mallas	%+140 mallas	%sólidos inicial	%sólidos final	Dinicial	Dfinal	K	G.E.
59.10	40.90	53.00	27.00	1501	1205	1.59	2.70

Las formulas a utilizar son tomadas del reporte de Molienda Metcom Consulting modulo No.8 Ajustes del Hidrociclón. Los datos de la tabla anterior son obtenidos con las siguiente con las siguientes formulas.



Para determinar los datos se aplican las siguientes fórmulas:

- ❖ Para calcular K

$$K = \frac{G.E}{(G.E - 1)} = 1.59 \quad \text{Ecuación 15}$$

- ❖ Determinar el Diámetro inicial de la partícula

$$D \text{ inicial} = \frac{1000 * K}{\left(\frac{K - \% \text{solidos inicial}}{100}\right)} = 1501 \quad \text{Ecuación 16}$$

- ❖ Determinar el Diámetro final de la partícula

$$D \text{ final} = \frac{1000 * K}{\left(\frac{K - \% \text{solidos final}}{100}\right)} = 1205 \quad \text{Ecuación 17}$$

- ❖ Determinar el porcentaje de muestra que no pasa la malla 140 o 106micras

$$\% (+)140 \text{ mallas} = \frac{\% \text{solidos final} * D \text{ final}}{\% \text{solidos inicial} * D \text{ inicial}} * 100$$

$$\% (+)140 \text{ mallas} = 40.90$$

Ecuación 18

- ❖ Determinar el porcentaje de muestra que si pasa la malla 140 o 106micras

$$\% (-)140 \text{ mallas} = 100 - (\% (+)140 \text{ mallas})$$

$$\% (-)140 \text{ mallas} = 59.10$$

Ecuación 19



Se van a utilizar las mismas fórmulas para obtener los datos pero ahora del bajo flujo o gruesos del hidrociclón. Los resultados se van a anotar en la tabla 2 para la captura de datos.

Datos obtenidos de la muestra del Bajo-flujo del Ciclón

Solido inicial	70 %
Solido final	55 %
G.E	2.7

Tabla 2 Datos del Bajo-flujo o gruesos de los Ciclones

OVERSIZE - GRUESOS							
%-140 mallas	%+140 mallas	%sólidos inicial	%sólidos final	Dinicial	Dfinal	K	G.E.
32.78	67.22	70.00	55.00	1788	1530	1.59	2.70

Sustituir valores en las ecuaciones 15 a 19

- ❖ Calcular K

$$K = \frac{G.E}{(G.E - 1)} = 1.59$$

- ❖ Determinar el Diámetro inicial de la partícula

$$D_{inicial} = \frac{1000 * K}{\left(\frac{K - \%sólidos\ inicial}{100}\right)} = 1788$$



- ❖ Determinar el Diámetro final de la partícula

$$D_{final} = \frac{1000 * K}{\left(\frac{K - \%sólidos_{final}}{100}\right)} = 1530$$

- ❖ Determinar el porcentaje de muestra que no pasa la malla 140 o 106  $\mu\text{m}$

$$\% (+)140 \text{ mallas} = \frac{\%sólidos_{final} * D_{final}}{\%sólidos_{inicial} * D_{inicial}} * 100$$

$$\% (+)140 \text{ mallas} = 67.22$$

- ❖ Determinar el porcentaje de muestra que si pasa la malla 140 o 106  $\mu\text{m}$

$$\% (-)140 \text{ mallas} = 100 - (\% (+)140 \text{ mallas})$$

$$\% (-)140 \text{ mallas} = 32.78$$





Para el sobre-flujo o Finos del ciclón también se utilizan las mismas ecuaciones y se continúa con el llenado de la tabla 3.

Datos obtenidos de la muestra del Sobre-flujo del Ciclón

Solido inicial 28 %

Solido final 13 %

G.E 2.7

Tabla 3 Datos del Sobre-flujo o finos de los Ciclones

UNDERSIZE - FINOS							
%-140 mallas	%+140 mallas	%sólidos inicial	%sólidos final	Dinicial	Dfinal	K	G.E.
58.35	41.65	28.00	13.00	1214	1089	1.59	2.70

Sustituir datos en las ecuaciones ya mencionadas 15 a 19

❖ Calcular K

$$K = \frac{G.E}{(G.E - 1)} = 1.59$$

❖ Determinar el Diámetro inicial de la partícula

$$D_{inicial} = \frac{1000 * K}{\left(\frac{K - \%solidos\ inicial}{100}\right)} = 1214$$



- ❖ Determinar el Diámetro final de la partícula

$$D_{final} = \frac{1000 * K}{\left(\frac{K - \%solidos_{final}}{100}\right)} = 1089$$

- ❖ Determinar el porcentaje de muestra que no pasa la malla 140 o 106micras

$$\% (+)140 \text{ mallas} = \frac{\%solidos_{final} * D_{final}}{\%solidos_{inicial} * D_{inicial}} * 100$$

$$\% (+)140 \text{ mallas} = 41.65$$

- ❖ Determinar el porcentaje de muestra que si pasa la malla 140 o 106micras

$$\% (-)140 \text{ mallas} = 100 - (\% (+)140 \text{ mallas})$$

$$\% (-)140 \text{ mallas} = 58.35$$

Continuando con el formato, la tabla 4 va a tener un apartado donde se almacene el porcentaje que se tiene de finos y gruesos de cada corriente; alimentación, bajo-flujo y sobre-flujo. Este resumen se puede a continuación

Tabla 4 Resumen en porcentaje de los flujos a los Ciclones

<b>O</b> (porcentaje en peso de gruesos)	<b>U</b> (porcentaje en peso de finos)	<b>A</b> (porcentaje de gruesos en la alimentación)	<b>B</b> (porcentaje de finos en la alimentación) (100 -A)	<b>C</b> (porcentaje de gruesos mayor a +140 mallas en el bajo-flujo)	<b>D</b> (porcentaje de finos a -140 mallas en el sobre-flujo)
-2.96	102.96	40.90	59.10	67.22	58.35



Los datos de la letra A, C y D van a ser tomados de las tablas que previamente se llenaron, tomando como base el corte de malla de 140 o 106  $\mu\text{m}$

Letra	Flujo	Corte de malla	Porcentaje
A	Alimentación	% + 140 mallas	40.90
C	Bajo-flujo	% + 140 mallas	67.22
D	Sobre-flujo	% - 140 mallas	58.35

Para determinar los finos de la alimentación o denominada variable B se va a seguir una sencilla formula:

$$\begin{aligned} B &= 100 - A \\ B &= 100 - 40.90 \\ \therefore B &= 59.10 \end{aligned} \quad \left. \vphantom{\begin{aligned} B &= 100 - A \\ B &= 100 - 40.90 \\ \therefore B &= 59.10 \end{aligned}} \right\} \text{Ecuación 20}$$

Las demás variables se van a calcular de la siguiente manera:

Porcentaje en peso de finos "U"

$$U = \frac{100 * "C" - "A"}{"C" + "D" - 100} = 102.96$$

Ecuación 21

Porcentaje en peso de Gruesos "O"

$$O = 100 - U = -2.96$$

Ecuación 22



La tabla 5 va a contener los datos más importantes, el valor de eficiencia que se tiene en lo finos y gruesos, el tonelaje máximo donde se obtuvo estos resultados y la eficiencia total del equipo analizando.

Tabla 5 Eficiencia obtenida en Ciclones

TONELAJE	MALLA CORTE	E (eficiencia total )	E <sub>0</sub> (eficiencia en los gruesos)	E <sub>U</sub> (eficiencia en los finos)
170	140	58.08	-4.87	101.64

Para calcular las eficiencias se utilizan las siguientes ecuaciones

Eficiencia en los finos “EU”

$$EU = \frac{"U" * "D"}{"B"} = 101.64 \quad \text{Ecuación 23}$$

Eficiencia en los gruesos “EO”

$$EO = \frac{"O" * "C"}{"A"} = -4.87 \quad \text{Ecuación 24}$$

Eficiencia en general

$$E = \frac{("U" * "D") + ("O" * "C")}{100} = 58.08 \quad \text{Ecuación 25}$$

**E ciclones = 58.08 %**

Una operación óptima en el hidrociclón es cuando se tiene una eficiencia de un 65%. La eficiencia de los hidrociclones del Molino Remolador es de 58% un porcentaje excelente ya que trabaja eficientemente el equipo, pero se debe de considerar que cambios en la operación; como el aumento en el tonelaje afecta rápidamente la estabilidad de equipo (16).

Todas las operaciones se pueden observar en el apéndice 4



➤ Eficiencia operando las cribas derrick

Para el análisis de la eficiencia de las cribas se va a tomar el mismo formato del llenado de las tablas y se va seguir la misma secuencia de las formulas utilizadas para el cálculo de los hidrociclones

Datos de la muestra de ALIMENTACION a las cribas derrick

Solido inicial	38 %
Solido final	20 %
G.E	2.7

En el apéndice 5 se muestran las formulas y los cálculos hechos para el llenado de la tabla, a continuación se muestran los resultados obtenidos de las ecuaciones 15 a la 19

❖ Calcular K

$$K = 1.59$$

❖ Determinar el Diámetro inicial de la partícula

$$D_{inicial} = 1315$$

❖ Determinar el Diámetro final de la partícula

$$D_{final} = 1144$$

❖ Determinar el porcentaje de muestra que no pasa la malla 140 o 106  $\mu\text{m}$

$$\% (+)140 \text{ mallas} = 45.81$$

❖ Determinar el porcentaje de muestra que si pasa la malla 140 o 106  $\mu\text{m}$

$$\% (-)140 \text{ mallas} = 54.19$$



Con los datos se procede al llenado de la tabla 6, para ir almacenando y graficando posteriores pruebas de análisis de la eficiencia de las cribas.

Tabla 6 Datos de Alimentación a Cribas Derrick

FEED - ALIMENTACIÓN							
%-140 mallas	%+140 mallas	%sólidos inicial	%sólidos final	Dinicial	Dfinal	K	G.E.
54.19	45.81	38.00	20.00	1315	1144	1.59	2.70

Datos obtenidos de la muestra del Bajo-flujo de las cribas derrick

Solido inicial 56 %

Solido final 50 %

G.E 2.7

Se van a seguir las mismas operaciones para el bajo-flujo de las cribas, las ecuaciones a utilizar van a ser de la 15 a la ecuación 19.

- ❖ Calcular K

$$K = 1.59$$

- ❖ Determinar el Diámetro inicial de la partícula

$$D \text{ inicial} = 1545$$

- ❖ Determinar el Diámetro final de la partícula

$$D \text{ final} = 1459$$



- ❖ Determinar el porcentaje de muestra que no pasa la malla 140 o 106  $\mu\text{m}$

$$\% (+)140 \text{ mallas} = 84.36$$

- ❖ Determinar el porcentaje de muestra que si pasa la malla 140 o 106  $\mu\text{m}$

$$\% (-)140 \text{ mallas} = 15.64$$

En la tabla 7 se muestran los datos anteriormente calculados para el bajo-flujo de las cribas:

Tabla 7 Datos del Bajo-flujo de las Cribas Derrick

<b>OVERSIZE - GRUESOS</b>							
<b>%-140 mallas</b>	<b>%+140 mallas</b>	<b>%sólidos inicial</b>	<b>%sólidos final</b>	<b>Dinicial</b>	<b>Dfinal</b>	<b>K</b>	<b>G.E.</b>
15.64	84.36	56.00	50.00	1545	1459	1.59	2.70

Datos obtenidos de la muestra del Sobre-flujo de las cribas

Solido inicial 29 %

Solido final 8 %

Sustituir valores en las ecuaciones 15 a 19 ya presentadas

- ❖ Calcular K

$$K = 1.59$$

- ❖ Determinar el Diámetro inicial de la partícula

$$D \text{ inicial} = 1223$$



- ❖ Determinar el Diámetro final de la partícula

$$D_{final} = 1053$$

- ❖ Determinar el porcentaje de muestra que no pasa la malla 140 o 106  $\mu\text{m}$

$$\% (+)140 \text{ mallas} = 23.75$$

- ❖ Determinar el porcentaje de muestra que si pasa la malla 140 o 106 micras

$$\% (-)140 \text{ mallas} = 76.25$$

Resumen de datos obtenidos del sobre-flujo de las cribas, tabla 8.

Tabla 8 Datos del Sobre-flujo de las Cribas Derrick

UNDERSIZE - FINOS							
%-140 mallas	%+140 mallas	%sólidos inicial	%sólidos final	Dinicial	Dfinal	K	G.E.
76.25	23.75	29.00	8.00	1223	1053	1.59	2.70

Los datos de la letra A, C y D van a ser tomados de las tablas que previamente se llenaron, tomando como base el corte de malla de 140 o 106 micras

Letra	Flujo en cribas	Corte de malla	Porcentaje
A	Alimentación	% + 140 mallas	45.81
C	Bajo-flujo	% + 140 mallas	84.36
D	Sobre-flujo	% - 140 mallas	76.25





Ahora se va a determinar los porcentajes de finos y gruesos en cada una de las corrientes. Se utilizaron las ecuaciones 20 a 22 obteniendo los siguientes resultados:

- ❖ Porcentaje de finos en la alimentación.

$$\therefore B = 54.19$$

- ❖ Porcentaje en peso de finos "U"

$$U = 63.60$$

- ❖ Porcentaje en peso de Gruesos "O"

$$O = 36.40$$

Continuando con el formato de la tabla 9, se va a almacenar el porcentaje que obtuvo de finos y gruesos de cada corriente: alimentación, bajo-flujo y sobre-flujo.

Tabla 9 Resumen en porcentaje de los flujos a las Cribas Derrick

<b>O</b> (porcentaje en peso de gruesos)	<b>U</b> (porcentaje en peso de finos)	<b>A</b> (porcentaje de gruesos en la alimentación)	<b>B</b> (porcentaje de finos en la alimentación) (100 - A)	<b>C</b> (porcentaje de gruesos mayor a +140 mallas en el bajo-flujo)	<b>D</b> (porcentaje de finos a - 140 mallas en el sobre-flujo)
36.40	63.60	45.81	54.19	84.36	76.25



La tabla 10 se va a complementar con los datos más importantes, el dato de la eficiencia al analizar las cribas Derrick.

Tabla 10 Eficiencia obtenida en las Cribas derrick

TONELAJE	MALLA CORTE	E (eficiencia total )	E <sub>o</sub> (eficiencia en los gruesos)	E <sub>u</sub> (eficiencia en los finos)
185	200	79.21	67.03	89.50

Para calcular las eficiencias se deben utilizar las ecuaciones 23 a 25, los resultados son los siguientes:

- ❖ Eficiencia en los finos “EU”

$$EU = 89.50$$

- ❖ Eficiencia en los gruesos “EO”

$$EO = 67.03$$

- ❖ Eficiencia en general

$$E = 79.21$$

Como se puede notar en la tabla, la malla de corte es la de 200 que es igual a 75 $\mu$ m, esta malla es la indicada para tener la partícula del mineral liberada y como resultado una buena flotación del mineral de interés. (14)

La literatura indica que una criba va a presentar una eficiencia de un 92% en un proceso ideal. Como se puede observar, la eficiencia que se tiene con la operación de las cribas derrick como medio de separación en el Molino Remolador es de:

$$E_{\text{cribas derrick}} = 79.21 \%$$

Todas las operaciones se pueden observar en el apéndice 5



## CAPITULO VI

# DISCUSIÓN DE RESULTADOS



## VI.1 Incremento en el tonelaje

De acuerdo a la gráfica de la figura 21 de distribución de tamaño, con la operación de los hidrociclones el P80 del sobre-flujo es de  $38\mu\text{m}$  esto indica una sobre molienda del mineral. Siendo esto perjudicial para el circuito de flotación, ya que le mineral ultra fino no se colecta fácilmente

Con las cribas derrick, el P80 de los finos se encuentra dentro de la especificación de las  $75\mu\text{m}$ . Siendo las cribas un medio físico para la separación del mineral, este va a garantizar disminuir el efecto de arrastre mecánico de partículas de sobre tamaño, las cuales no son adecuadas para el circuito de flotación.

En la grafica del informe de capacidad de la figura.24, el porcentaje de desempeño o de rendimiento son los valores del proceso que se encuentran fuera de los límites de especificación o turnos fuera de los límites. En el caso de los hidrociclones se tenía un 22.47% de días de operación fuera de especificación. Con la cribas derrick se obtuvo un 19.12% turnos fuera de especificación. Con esta pequeña disminución de los turnos malos se ve reflejado un incremento en el nivel sigma teniendo como resultado un aumento en la calidad del mineral enviado a flotación. El nuevo nivel sigma que ahora tiene en el área de molienda es de 0.87, superando el 0.76 que se tenía con los ciclones. El nivel sigma indica el desempeño que tiene el proceso, en este caso, evalúa el beneficio que ha presentado la instalación de las cribas derrick.

De acuerdo a la hipótesis planteada, la prueba 2t nos confirma la mejora obtenida por el funcionamiento de las cribas derrick. Se obtuvo una media aritmética de 1824.4 t obtenida en la operación de las cribas contra 1711.6 t en la operación con los ciclones; es de esperarse que se tenga una mayor desviación estándar con los ciclones; esto quiere decir, que existía una variabilidad en el proceso cuando se operaba con ciclones.



## **VI.2 Carga circulante**

La carga circulante que se tenía con los hidrociclones fue de un 256%, con la operación de las cribas derrick la carga circulante disminuyó hasta un 61 %. La disminución de la carga circulante ayuda a reducir el tiempo de residencia del mineral dentro del molino. Esto permitió incrementar la alimentación fresca al sistema de molienda en promedio de 139.6 tph a 162.92 tph ingresadas al Molino Remolador. Este aumento en el tonelaje equivale al 15.97%.

Al hacer el cambio de equipos de clasificación de hidrociclones a cribas Derrick, se notó la disminución del amperaje del molino de bolas. Esto se debe, que al disminuir la carga enviada al molino; no va a ser necesario consumir tanta energía para moler y disminuir el mineral al tamaño deseado.



## **VI.3 Eficiencia**

La evaluación de la eficiencia es indicativo de la operación del equipo, en el caso de los ciclones es difícil mantener el 65% de eficiencia que puede alcanzar este equipo. Ya que intervienen varios factores para lograr una buena separación, como lo son: porcentaje de sólidos, velocidad de trabajo de la bomba, caudal o flujo, presión en la batería de los ciclones, por nombrar algunos.

Teniendo un proceso estable la máxima eficiencia que se pudo obtener en los ciclones fue de un 58% esta eficiencia es difícil mantenerla, ya que constantemente están cambiando los parámetros y variables del circuito de Molienda. Estos cambios pueden llegar a ocasionar mala operación en el equipo, por este motivo se debía sacrificar un considerable porcentaje de la eficiencia para garantizar un proceso estable.

La operación de las cribas derrick es más noble al proceso, en este caso solo se debe cuidar el flujo enviado al distribuidor y el porcentaje de sólidos enviados a las cribas. Al disminuir el número de variables a considerar es sencillo tener un proceso más controlado, en este caso la eficiencia obtenida en las cribas derrick fue de un 79% superando por mucho el que se tenía con la operación de los ciclones



# **CAPITULO VII**

# **CONCLUSIONES**

## VII.1 Incremento en el tonelaje

Al sustituir los hidrociclones por las cribas derrick se dio un incremento de 112.8 t considerando el comparativo de las medias aritméticas arrojadas del informe de capacidad del proceso. La **media aritmética en las cribas derrick es de 1824.45 t** contra un objetivo establecido de 1800 t mínimo.

Se dio un aumento en el índice de desempeño del proceso, el nivel sigma aumento de 0.76 a 0.87 con las cribas Derrick. Esto confirma la mejora en el proceso con la utilización del nuevo equipo y los resultados de la prueba 2t confirmar lo reafirman.

En la figura 43, se aprecia un incremento en las toneladas molidas, como se mencionó antes, los primeros meses después de la instalación de las cribas derrick se presenta un periodo de ajuste. De ahí que a partir del mes de abril es claro el aumento en el tonelaje con la utilización de este nuevo equipo.

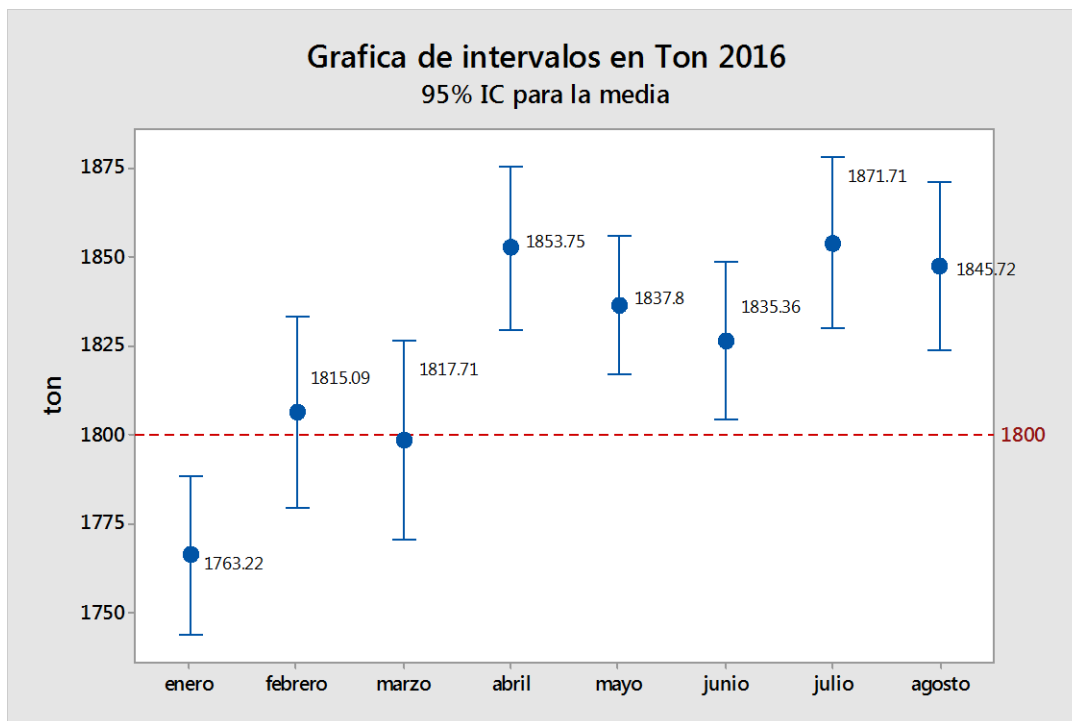


Figura 33 Intervalos de mes con mes con el tonelaje 2016





## **VII.2 Carga circulante**

La disminución de la carga circulante da oportunidad de incrementar el tonelaje molido, esto da oportunidad al aumento de la molienda útil sin la preocupación de sobre cargar el molino afectando al proceso.

Las cribas derrick disminuyen la sobre molienda y el mineral ultra fino enviado a flotación. Esto se debe a que los finos van a tener las 75  $\mu\text{m}$  de liberación ideales para una correcta recuperación. El flujo que no cumple con estas características va a retorna al molino, este mineral no tiene un sobre tamaño, solo no cumple con las especificaciones requeridas. Comparando este mineral que es retornado al circuito con el mineral fresco que es alimentado hay una diferencia de tamaños, esta diversidad mineralógica producida dentro del molino es idónea para tener una correcta molienda.

## **VII.3 Eficiencia**

La operación de las cribas derrick es más sencilla para los operadores que la de los ciclones, tomando como base ese criterio, es motivo suficiente para mantener en operación las cribas.

Otro beneficio es la alta eficiencia que el equipo puede ofrecer, el 79% obtenido sobrepasada por mucho el funcionamiento de los hidrociclones. Pero aun es un porcentaje bajo para el rendimiento del 92% de las cribas derrick. (Utilización de las ribas derrick). Dando paso a un continuar con las mejoras y control de las variables paro ahora de las cribas.





10. Laboratorio Interno Minera Fresnillo PLC  
Reporte Interno Minera Saucito Periodo 2014-2016  
Reportes semanales de la Planta concentradora de Minera Saucito
  
11. Laboratorio Interno Minera Saucito PLC  
Reporte Interno de la Unidad Última revisión: 2015  
Procedimiento de muestreo para hidrociclones o cribas derrick
  
12. Laércio Albuquerque, Jobe Wheeler, Steven Valine And Brenno Ganahl  
Derrick Corporation, USA. Godofredo Barrios and Goldex S.A., Peru  
Internal report Derrick Corporation Pag.113  
Application of high frequency screens in closing Grinding circuits
  
13. Jaime E. Sepulveda Moly-Cop Grinding Systems  
La Cuarta Ley de la Molienda/ Clasificación
  
14. Sistema de Ingeniería y Administración para Plantas de Operación de  
Reporte Interno Minera Fresnillo  
Molienda Metcom Consulting, LLC Modulo #7  
Rendimiento del Hidrociclón
  
15. Derrick® Corporation  
Internal report Derrick Corporation  
Reporte de eficiencia y comportamiento de las cribas derrick
  
16. Sistema de Ingeniería y Administración para Plantas de Operación de  
Reporte Interno Minera Fresnillo  
Molienda Metcom Consulting, LLC Modulo #8  
Ajustes del Hidrociclón



## Adendum

### Apéndice I

#### i. Incremento en el tonelaje

##### 1.1 Resultados del muestreo hecho Operando con ciclones

Para la realización de la prueba de distribución de tamaño se utilizaron en el RO-TAP los tamices del #4 al #500 y se obtuvieron los siguientes datos.

ALIMENTACION CICLONES M. BOLAS					
MUESTRA (g)	848.01				
MALLA	TAMAÑO (mm)	PESO (g)	% RETENIDO	% ACUMULADO RETENIDO EN MALLA	% ACUMULADO PASANDO MALLA
4	4750	1.43	0.17	0.17	99.83
6	3350	11.58	1.37	1.53	98.47
8	2360	11.49	1.35	2.89	97.11
12	1700	9.69	1.14	4.03	95.97
16	1180	10.59	1.25	5.28	94.72
20	850	9.14	1.08	6.36	93.64
30	600	12.21	1.44	7.80	92.20
40	425	17.76	2.09	9.89	90.11
50	300	29.47	3.48	13.37	86.63
70	212	40.50	4.78	18.14	81.86
100	150	57.96	6.83	24.98	75.02
140	106	98.31	11.59	36.57	63.43
200	75	254.90	30.06	66.63	33.37
270	53	130.26	15.36	81.99	18.01
400	38	75.16	8.86	90.85	9.15
-400	-38	77.56	9.15	100.00	0.00
<b>TOTAL</b>		848.01	100.00		

DIFERENCIA		0.00	0.00		
------------	--	------	------	--	--

Tabla 11 Datos de la distribución de tamaño en la alimentación a Hidrociclones

<b>BAJOFLUJO CICLONES M. BOLAS</b>					
<b>MUESTRA (g)</b>		<i>804.08</i>			
<b>MALLA</b>	<b>TAMAÑO (mm)</b>	<b>PESO (g)</b>	<b>% RETENIDO</b>	<b>% ACUMULADO RETENIDO EN MALLA</b>	<b>% ACUMULADO PASANDO MALLA</b>
4	4750	5.44	0.68	0.68	99.32
6	3350	45.42	5.65	6.33	93.67
8	2360	38.94	4.84	11.17	88.83
12	1700	22.67	2.82	13.99	86.01
16	1180	17.63	2.19	16.18	83.82
20	850	13.13	1.63	17.81	82.19
30	600	15.97	1.99	19.80	80.20
40	425	20.22	2.51	22.31	77.69
50	300	28.60	3.56	25.87	74.13
70	212	36.56	4.55	30.42	69.58
100	150	54.28	6.75	37.17	62.83
140	106	96.51	12.00	49.17	50.83
200	75	171.87	21.37	70.54	29.46
270	53	103.67	12.89	83.44	16.56
400	38	68.67	8.54	91.98	8.02
-400	-38	64.50	8.02	100.00	0.00
<b>TOTAL</b>		804.08	100.00		

<b>DIFERENCIA</b>		0.00	0.00		
-------------------	--	------	------	--	--

Tabla 12 Datos de la distribución de tamaño en el Bajo-flujo de los hidrociclones

<b>SOBREFLUJO CICLONES M. BOLAS</b>					
<b>MUESTRA (g)</b>		<i>523.19</i>			
<b>MALLA</b>	<b>TAMAÑO (mm)</b>	<b>PESO (g)</b>	<b>% RETENIDO</b>	<b>% ACUMULADO RETENIDO EN MALLA</b>	<b>% ACUMULADO PASANDO MALLA</b>
4	4750	0.00	0.00	0.00	100.00
6	3350	0.00	0.00	0.00	100.00
8	2360	0.02	0.00	0.00	100.00
12	1700	0.01	0.00	0.01	99.99
16	1180	0.00	0.00	0.01	99.99
20	850	0.00	0.00	0.01	99.99
30	600	0.00	0.00	0.01	99.99
40	425	0.04	0.01	0.01	99.99
50	300	0.03	0.01	0.02	99.98
70	212	0.05	0.01	0.03	99.97
100	150	0.14	0.03	0.06	99.94
140	106	0.90	0.17	0.23	99.77
200	75	11.19	2.14	2.37	97.63
270	53	66.02	12.62	14.98	85.02
400	38	22.02	4.21	19.19	80.81
500	-38	422.77	80.81	100.00	0.00
<b>TOTAL</b>		523.19	100.00		
<b>DIFERENCIA</b>		0.00	0.00		

Tabla 13 Datos de la distribución de tamaño en el Sobre-flujo de los hidrociclones

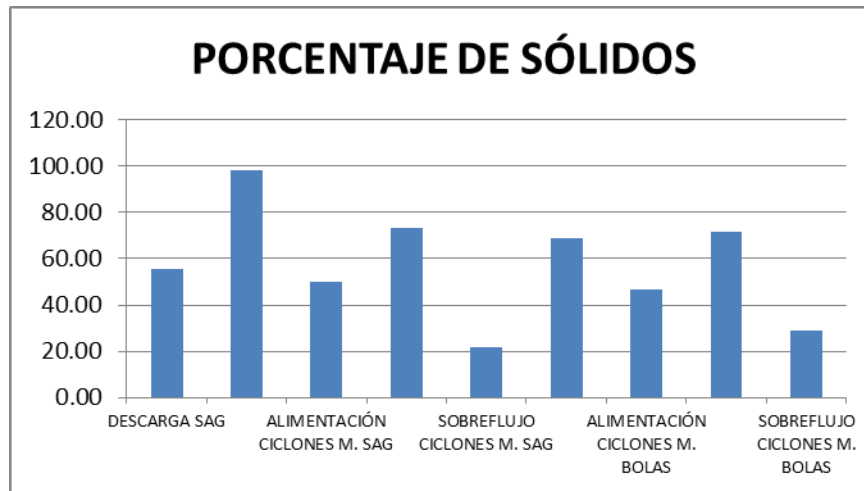


Figura 14 Porcentaje de solios en muestreo de hidrociclones

## 1.2 Muestreo hecho operando con cribas derrick

ALIMENTACION CRIBAS DERRICK M. BOLAS					
MUESTRA (g)	1000.00				
MALLA	TAMAÑO (mm)	PESO (g)	% RETENIDO	% ACUMULADO RETENIDO EN MALLA	% ACUMULADO PASANDO MALLA
4	4750	16.27	1.63	1.63	98.37
6	3350	80.69	8.09	9.72	90.28
8	2360	78.13	7.83	17.55	82.45
12	1700	48.54	4.87	22.42	77.58
16	1180	33.75	3.38	25.80	74.20
20	850	18.05	1.81	27.61	72.39
30	600	15.68	1.57	29.19	70.81
40	425	15.34	1.54	30.72	69.28
50	300	20.23	2.03	32.75	67.25
70	212	28.38	2.85	35.60	64.40
100	150	47.09	4.72	40.32	59.68
140	106	74.78	7.50	47.82	52.18
200	75	89.76	9.00	56.81	43.19
270	53	69.85	7.00	63.82	36.18
400	38	56.08	5.62	69.44	30.56
-400	-38	304.82	30.56	100.00	0.00
<b>TOTAL</b>		997.44	100.00		
<b>DIFERENCIA</b>		-2.56	-0.26		

Tabla 15 Datos de la distribución de tamaño en la alimentación a Cribas derrick

GRUESOS CRIBAS DERRICK M. BOLAS					
MUESTRA (g)	1000.00				
MALLA	TAMAÑO (mm)	PESO (g)	% RETENIDO	% ACUMULADO RETENIDO EN MALLA	% ACUMULADO PASANDO MALLA
4	4750	20.01	2.01	2.01	97.99
6	3350	90.60	9.09	11.09	88.91
8	2360	106.24	10.65	21.75	78.25
12	1700	69.80	7.00	28.74	71.26
16	1180	50.30	5.04	33.79	66.21
20	850	30.86	3.09	36.88	63.12
30	600	29.50	2.96	39.84	60.16
40	425	33.03	3.31	43.15	56.85
50	300	44.97	4.51	47.66	52.34
70	212	65.19	6.54	54.20	45.80
100	150	111.66	11.20	65.40	34.60
140	106	149.14	14.96	80.35	19.65
200	75	85.74	8.60	88.95	11.05
270	53	30.97	3.11	92.06	7.94
400	38	16.38	1.64	93.70	6.30
-400	-38	62.85	6.30	100.00	0.00
<b>TOTAL</b>		997.24	100.00		
<b>DIFERENCIA</b>		-2.76	-0.28		

Tabla 16 Datos de la distribución de tamaño en el Bajo-flujo de las cribas derrick

FINOS CRIBAS DERRICK M. BOLAS					
MUESTRA (g)	1000.00				
MALLA	TAMAÑO (mm)	PESO (g)	% RETENIDO	% ACUMULADO RETENIDO EN MALLA	% ACUMULADO PASANDO MALLA
4	4750	0.00	0.00	0.00	100.00
6	3350	0.00	0.00	0.00	100.00
8	2360	0.04	0.00	0.00	100.00
12	1700	0.04	0.00	0.01	99.99
16	1180	0.17	0.02	0.03	99.97
20	850	0.31	0.03	0.06	99.94
30	600	0.47	0.05	0.10	99.90
40	425	0.93	0.09	0.20	99.80
50	300	2.25	0.23	0.42	99.58
70	212	5.02	0.50	0.92	99.08
100	150	11.87	1.19	2.11	97.89
140	106	35.43	3.55	5.66	94.34
200	75	135.43	13.57	19.23	80.77
270	53	122.34	12.25	31.48	68.52
400	38	118.03	11.82	43.31	56.69
500	25	79.90	8.00	51.31	48.69
-500	-25	486.06	48.69	100.00	0.00
<b>TOTAL</b>		998.29	51.31		
<b>DIFERENCIA</b>		-1.71	-0.17		

Tabla 17 Datos de la distribución de tamaño en el Sobre-flujo de las cribas derrick

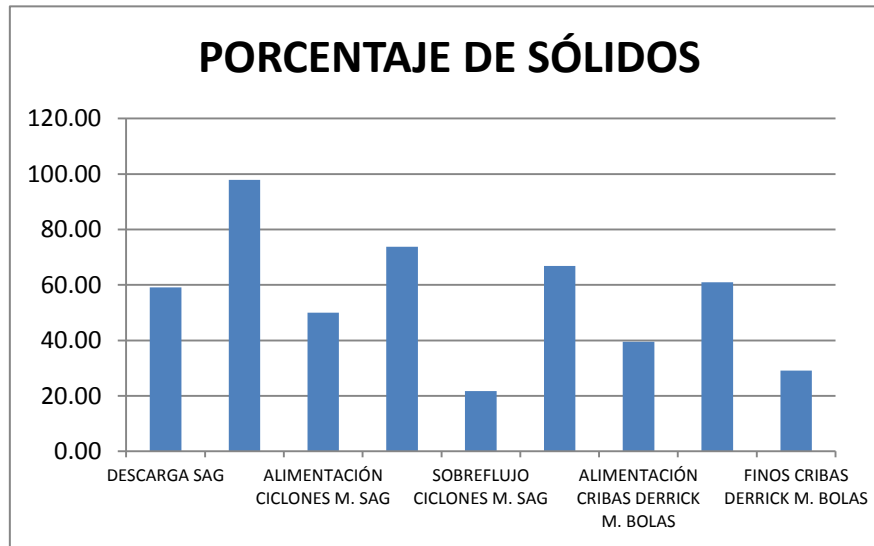


Tabla 18 Porcentaje de solios en muestreo de las cribas derrick

### Balance Metalúrgico

Para la realización del balance se utiliza la estadística de Planta 2, tomando en cuenta el presupuesto establecido y comparándolo con la operación de mes con mes. Se evalúan 3 mes antes de la instalación de las criba derrick y 3 meses después de la operación, teniendo así un comparativo en operación, funcionamiento, utilidad y eficiencia

	año	2015			2016			
		mes	OCTUBRE	NOVIEMBRE	DICIEMBRE	ENERO	FEBRERO	MARZO
TON	Presupuesto	91,000	87,750	94,500	109,200	97,500	105,000	101,250
	operación	84,792	94,354	105,556	106,923	100,553	97,815	108,292
LEY Au	Presupuesto	1.53	1.57	1.23	1.60	1.58	1.52	1.49
	operación	1.19	1.11	1.16	1.16	1.29	1.23	1.28
LEY Ag	Presupuesto	295	298	303	297	297	297	297
	operación	361	408	366	313	317	303	367

Tabla 19 Balance Metalúrgico





## Apéndice II

La Relación Líquido-Sólido se determina de la siguiente manera:

$$R = \frac{(100 - \% \text{ Sólido})}{\% \text{ Sólido}}$$

- Relación Líquido-Sólido del flujo A (Alimentación al ciclón del Sag)

$$R = \frac{(100-50)}{50} = 1$$

- Relación Líquido-Sólido del flujo E (Alimentación al ciclón del Remolador)

$$R = \frac{(100-58)}{58} = 0.7241$$

- Relación Líquido-Sólido del flujo G (Sobre flujo del ciclón del Remolador)

$$R = \frac{(100-35)}{35} = 1.8571$$

- Relación Líquido-Sólido del flujo F (Bajo flujo del ciclón del Remolador)

$$R = \frac{(100-78)}{78} = 0.2820$$

Cálculos de sólidos presentes en toneladas por hora (STPH) que contiene cada corriente

- Flujo A, Alimentación al ciclón del Sag

3. STPH (líquido)

$$STPH (L) = \frac{STPH (S) \text{ en } A}{RLS \text{ en } A} = \frac{170}{1} = 170$$



4. STPH (pulpa)

$$STPH (P) = STPH (S) \text{ en } A + STPH (L) \text{ en } A = 170 + 170 = 340$$

4. Determinación de AX

$$AX = BX + CX$$

$$AX = STPH (pulpa) * \left( \frac{\%Sol \text{ Alim ciclón Sag}}{100} \right)$$

$$AX = 340 * \left( \frac{50}{100} \right) = 170$$

- Flujo C, Bajo Flujo o gruesos del ciclón del Sag

3. STPH (pulpa)

$$STPH (p) = \frac{AX - \left( \frac{\%Sol \text{ derrame ciclón SAG}}{100} \right) * STPH(p) A}{\left( \frac{\%Sol \text{ descarga ciclón SAG}}{100} - \frac{\%Sol \text{ derrame ciclón SAG}}{100} \right)}$$

$$STPH (p) = \frac{170 - \left( \frac{20}{100} \right) * 340}{\left( \frac{75}{100} - \frac{20}{100} \right)} = 185.4545$$

4. STPH (solido)

$$STPH (s) = STPH (p)C * \left( \frac{\%Sol \text{ descarga ciclón SAG}}{100} \right)$$

$$STPH (s) = 185.4545 * \left( \frac{75}{100} \right) = 139.0909$$



- Flujo B, Sobre Flujo o finos del ciclón del Sag

3. STPH (pulpa)

$$STPH(p) = STPH(p) \text{ de } A - STPH(p) \text{ de } C$$

$$STPH(p) = 340 - 185.4545 = 154.5454$$

4. STPH (solido)

$$STPH(s) = STPH(p) \text{ en } B * \left( \frac{\% \text{Sol derrame ciclón SAG}}{100} \right)$$

$$STPH(s) = 154.5454 * \left( \frac{20}{100} \right) = 30.9090$$

- Calculo del flujo F, Bajo flujo del ciclón del Remolador o RCC

1. STPH (solido)

$$STPH(s) = \frac{STPH(s) \text{ en } C * (RLS \text{ en } E - RLS \text{ en } G)}{RLS \text{ en } F - RLS \text{ en } E}$$

$$STPH(s) = \frac{139.0909 * (0.72413 - 1.8571)}{0.28205 - 0.72413} = 356.4701$$

2. Porcentaje de RCC

$$\% = \frac{STPH(s) \text{ en } F * 100}{STPH(s) \text{ en } C}$$

$$\% = \frac{356.4701 * 100}{139.0909} = 256$$



## Apéndice III

La Relación Líquido-Sólido se determina de la siguiente manera:

$$R = \frac{(100 - \% \text{ Sólido})}{\% \text{ Sólido}}$$

- Relación Líquido-Sólido del flujo A (Alimentación al ciclón del Sag)

$$R = \frac{(100-50)}{50} = 1$$

- Relación Líquido-Sólido del flujo E (Alimentación a las Cribas Derrick )

$$R = \frac{(100-41)}{41} = 1.4390$$

- Relación Líquido-Sólido del flujo G (Sobre flujo de las Cribas Derrick )

$$R = \frac{(100-35)}{35} = 1.8571$$

- Relación Líquido-Sólido del flujo F (Bajo flujo de las Cribas Derrick )

$$R = \frac{(100-57)}{57} = 0.7543$$

Cálculos de sólidos presentes en toneladas por hora (STPH) que contiene cada corriente

- Flujo A, Alimentación al ciclón del Sag

3. STPH (líquido)

$$STPH (L) = \frac{STPH (S) \text{ en } A}{RLS \text{ en } A} = \frac{185}{1} = 185$$



4. STPH (pulpa)

$$STPH (P) = STPH (S) \text{ en } A + STPH (L) \text{ en } A = 185 + 185 = 370$$

4. Determinación de AX

$$AX = BX + CX$$

$$AX = STPH (\text{pulpa}) * \left( \frac{\% \text{Sol Alim ciclon Sag}}{100} \right)$$

$$AX = 370 * \left( \frac{50}{100} \right) = 185$$

- Flujo C, Bajo Flujo o gruesos del ciclón del Sag

3. STPH (pulpa)

$$STPH (p) = \frac{AX - \left( \frac{\% \text{Sol derrame ciclon SAG}}{100} \right) * STPH(p) A}{\left( \frac{\% \text{Sol descarga ciclon SAG}}{100} - \frac{\% \text{Sol derrame ciclon SAG}}{100} \right)}$$

$$STPH (p) = \frac{185 - \left( \frac{20}{100} \right) * 370}{\left( \frac{75}{100} - \frac{20}{100} \right)} = 201.8182$$

4. STPH (solido)

$$STPH (s) = STPH (p) C * \left( \frac{\% \text{Sol descarga ciclon SAG}}{100} \right)$$

$$STPH (s) = 201.8182 * \left( \frac{75}{100} \right) = 151.3636$$



- Flujo B, Sobre Flujo o finos del ciclón del Sag

3. STPH (pulpa)

$$STPH(p) = STPH(p) \text{ de } A - STPH(p) \text{ de } C$$

$$STPH(p) = 370 - 201.8182 = 168.1818$$

4. STPH (solido)

$$STPH(s) = STPH(p) \text{ en } B * \left( \frac{\% \text{Sol derrame ciclón SAG}}{100} \right)$$

$$STPH(s) = 168.1818 * \left( \frac{20}{100} \right) = 33.6363$$

- Calculo del flujo F, Bajo flujo del ciclón del Remolador o RCC

1. STPH (solido)

$$STPH(s) = \frac{STPH(s) \text{ en } C * (RLS \text{ en } E - RLS \text{ en } G)}{RLS \text{ en } F - RLS \text{ en } E}$$

$$STPH(s) = \frac{151.3636 * (1.4390 - 1.8571)}{0.7543 - 1.4390} = 92.4393$$

2. Porcentaje de RCC

$$\% = \frac{STPH(s) \text{ en } F * 100}{STPH(s) \text{ en } C}$$

$$\% = \frac{92.4393 * 100}{151.3636} = 61.07$$



## Apéndice IV

Estos cálculos van a ser para la **alimentación a ciclones**

### Datos de los solidos

% Solidos Inicial = 53.0 %

% Solidos Inicial = 27.0 %

❖ Como calcular K

$$K = \frac{G.E}{(G.E - 1)}$$

$$K = \frac{2.70}{(2.70 - 1)} = 1.59$$

❖ Determinar el Diámetro inicial de la partícula

$$D \text{ inicial} = \frac{1000 * K}{\left(\frac{K - \%solidos \text{ inicial}}{100}\right)}$$

$$D \text{ inicial} = \frac{1000 * 1.59}{\left(\frac{1.59 - 53}{100}\right)} = 1501$$



- ❖ Determinar el Diámetro final de la partícula

$$D_{final} = \frac{1000 * K}{\left(\frac{K - \%solidos_{final}}{100}\right)}$$

$$D_{final} = \frac{1000 * 1.59}{\left(\frac{1.59 - 27}{100}\right)} = 1205$$

- ❖ Determinar el porcentaje de muestra que no pasa la malla 140 o 106micras

$$\% (+)140 \text{ mallas} = \frac{\%solidos_{final} * D_{final}}{\%solidos_{inicial} * D_{inicial}} * 100$$

$$\% (+)140 \text{ mallas} = \frac{27 * 1205}{57 * 1501} * 100 = 40.90$$

- ❖ Determinar el porcentaje de muestra que si pasa la malla 140 o 106micras

$$\% (-)140 \text{ mallas} = 100 - (\% (+)140 \text{ mallas})$$

$$\% (-)140 \text{ mallas} = 100 - 40.90 = 59.10$$





Estos cálculos son para **el bajo-flujo o gruesos de los ciclones**

### Datos de los solidos

% Solidos Inicial = 70.0 %

% Solidos Inicial = 55.0 %

❖ Como calcular K

$$K = \frac{G.E}{(G.E - 1)}$$

$$K = \frac{2.70}{(2.70 - 1)} = 1.59$$

❖ Determinar el Diámetro inicial de la partícula

$$D \text{ inicial} = \frac{1000 * K}{\left(\frac{K - \%solidos \text{ inicial}}{100}\right)}$$

$$D \text{ inicial} = \frac{1000 * 1.59}{\left(\frac{1.59 - 70}{100}\right)} = 1788$$

❖ Determinar el Diámetro final de la partícula

$$D \text{ final} = \frac{1000 * K}{\left(\frac{K - \%solidos \text{ final}}{100}\right)}$$

$$D \text{ final} = \frac{1000 * 1.59}{\left(\frac{1.59 - 55}{100}\right)} = 1530$$



- ❖ Determinar el porcentaje de muestra que no pasa la malla 140 o 106micras

$$\% (+)140 \text{ mallas} = \frac{\% \text{solidos final} * D \text{ final}}{\% \text{solidos inicial} * D \text{ inicial}} * 100$$

$$\% (+)140 \text{ mallas} = \frac{55 * 1530}{70 * 1788} * 100 = 67.22$$

- ❖ Determinar el porcentaje de muestra que si pasa la malla 140 o 106micras

$$\% (-)140 \text{ mallas} = 100 - (\% (+)140 \text{ mallas})$$

$$\% (-)140 \text{ mallas} = 100 - 67.22 = 32.78$$

Cálculos para **el sobre-flujo o finos de los ciclones**

### Datos de los solidos

% Solidos Inicial = 28.0 %

% Solidos Inicial = 13.0 %

- ❖ Como calcular K

$$K = \frac{G.E}{(G.E - 1)}$$

$$K = \frac{2.70}{(2.70 - 1)} = 1.59$$



- ❖ Determinar el Diámetro inicial de la partícula

$$D \text{ inicial} = \frac{1000 * K}{\left(\frac{K - \% \text{solidos inicial}}{100}\right)}$$

$$D \text{ inicial} = \frac{1000 * 1.59}{\left(\frac{1.59 - 28}{100}\right)} = 1214$$

- ❖ Determinar el Diámetro final de la partícula

$$D \text{ final} = \frac{1000 * K}{\left(\frac{K - \% \text{solidos final}}{100}\right)}$$

$$D \text{ final} = \frac{1000 * 1.59}{\left(\frac{1.59 - 13}{100}\right)} = 1089$$

- ❖ Determinar el porcentaje de muestra que no pasa la malla 140 o 106micras

$$\% (+)140 \text{ mallas} = \frac{\% \text{solidos final} * D \text{ final}}{\% \text{solidos inicial} * D \text{ inicial}} * 100$$

$$\% (+)140 \text{ mallas} = \frac{13 * 1089}{28 * 1214} * 100 = 41.65$$



- ❖ Determinar el porcentaje de muestra que si pasa la malla 140 o 106micras

$$\% (-)140 \text{ mallas} = 100 - (\% (+)140 \text{ mallas})$$

$$\% (-)140 \text{ mallas} = 100 - 41.65 = 58.35$$

Cálculos de la tabla

- Porcentaje en peso de finos "U"

$$U = \frac{100 * "C" - "A"}{"C" + "D" - 100}$$

$$U = \frac{100 * (67.22 - 40.90)}{(67.22 + 58.35 - 100)} = 102.96$$

- Porcentaje en peso de gruesos "O"

$$O = 100 - U$$

$$O = 100 - 102.96 = -2.96$$

- Eficiencia en los finos "EU"

$$EU = \frac{"U" * "D"}{"B"}$$

$$EU = \frac{102.96 * 58.35}{59.10} = 101.64$$



- Eficiencia en los gruesos "EO"

$$EO = \frac{"O" * "C"}{"A"}$$

$$EO = \frac{-2.96 * 67.22}{40.90} = -4.87$$

- Eficiencia en general

$$E = \frac{("U" * "D") + ("O" * "C")}{100}$$

$$E = \frac{(102.96 * 58.35) + (-2.96 * 67.22)}{100} = 58.08$$



## Apéndice V

### Eficiencia en las cribas derrick

Estos cálculos van a ser para la **alimentación a las cribas**

#### Datos de los solidos

% Solidos Inicial = 38.0 %

% Solidos Inicial = 20.0 %

❖ Como calcular K

$$K = \frac{G.E}{(G.E - 1)}$$

$$K = \frac{2.70}{(2.70 - 1)} = 1.59$$

❖ Determinar el Diámetro inicial de la partícula

$$D \text{ inicial} = \frac{1000 * K}{\left(\frac{K - \%solidos \text{ inicial}}{100}\right)}$$

$$D \text{ inicial} = \frac{1000 * 1.59}{\left(\frac{1.59 - 38}{100}\right)} = 1315$$



- ❖ Determinar el Diámetro final de la partícula

$$D_{final} = \frac{1000 * K}{\left(\frac{K - \%solidos_{final}}{100}\right)}$$

$$D_{final} = \frac{1000 * 1.59}{\left(\frac{1.59 - 20}{100}\right)} = 1144$$

- ❖ Determinar el porcentaje de muestra que no pasa la malla 140 o 106micras

$$\% (+)140 \text{ mallas} = \frac{\%solidos_{final} * D_{final}}{\%solidos_{inicial} * D_{inicial}} * 100$$

$$\% (+)140 \text{ mallas} = \frac{20 * 1144}{38 * 1315} * 100 = 45.81$$

- ❖ Determinar el porcentaje de muestra que si pasa la malla 140 o 106micras

$$\% (-)140 \text{ mallas} = 100 - (\% (+)140 \text{ mallas})$$

$$\% (-)140 \text{ mallas} = 100 - 45.81 = 54.19$$

Estos cálculos son para **el bajo-flujo o gruesos de las cribas**

#### Datos de los solidos

% Solidos Inicial = 56.0 %

% Solidos Inicial = 50.0 %



- ❖ Como calcular K

$$K = \frac{G.E}{(G.E - 1)}$$

$$K = \frac{2.70}{(2.70 - 1)} = 1.59$$

- ❖ Determinar el Diámetro inicial de la partícula

$$D \text{ inicial} = \frac{1000 * K}{\left(\frac{K - \% \text{solidos inicial}}{100}\right)}$$

$$D \text{ inicial} = \frac{1000 * 1.59}{\left(\frac{1.59 - 56}{100}\right)} = 1545$$

- ❖ Determinar el Diámetro final de la partícula

$$D \text{ final} = \frac{1000 * K}{\left(\frac{K - \% \text{solidos final}}{100}\right)}$$

$$D \text{ final} = \frac{1000 * 1.59}{\left(\frac{1.59 - 50}{100}\right)} = 1459$$





- ❖ Determinar el porcentaje de muestra que no pasa la malla 140 o 106micras

$$\% (+)140 \text{ mallas} = \frac{\% \text{solidos final} * D \text{ final}}{\% \text{solidos inicial} * D \text{ inicial}} * 100$$

$$\% (+)140 \text{ mallas} = \frac{50 * 1459}{56 * 1545} * 100 = 84.36$$

- ❖ Determinar el porcentaje de muestra que si pasa la malla 140 o 106micras

$$\% (-)140 \text{ mallas} = 100 - ( \% (+)140 \text{ mallas} )$$

$$\% (-)140 \text{ mallas} = 100 - 84.36 = 15.64$$

Cálculos para el **sobre-flujo o finos de las cribas**

#### Datos de los solidos

% Solidos Inicial = 29.0 %

% Solidos Inicial = 8.0 %

- ❖ Como calcular K

$$K = \frac{G.E}{(G.E - 1)}$$

$$K = \frac{2.70}{(2.70 - 1)} = 1.59$$



- ❖ Determinar el Diámetro inicial de la partícula

$$D_{inicial} = \frac{1000 * K}{\left(\frac{K - \%solidos_{inicial}}{100}\right)}$$

$$D_{inicial} = \frac{1000 * 1.59}{\left(\frac{1.59 - 29}{100}\right)} = 1223$$

- ❖ Determinar el Diámetro final de la partícula

$$D_{final} = \frac{1000 * K}{\left(\frac{K - \%solidos_{final}}{100}\right)}$$

$$D_{final} = \frac{1000 * 1.59}{\left(\frac{1.59 - 8}{100}\right)} = 1053$$

- ❖ Determinar el porcentaje de muestra que no pasa la malla 140 o 106micras

$$\% (+)140 \text{ mallas} = \frac{\%solidos_{final} * D_{final}}{\%solidos_{inicial} * D_{inicial}} * 100$$

$$\% (+)140 \text{ mallas} = \frac{8 * 1053}{29 * 1223} * 100 = 23.75$$



- ❖ Determinar el porcentaje de muestra que si pasa la malla 140 o 106micras

$$\% (-)140 \text{ mallas} = 100 - (\% (+)140 \text{ mallas})$$

$$\% (-)140 \text{ mallas} = 100 - 23.75 = 76.25$$

Cálculos de la tabla

- Porcentaje en peso de finos "U"

$$U = \frac{100 * "C" - "A"}{"C" + "D" - 100}$$

$$U = \frac{100 * (84.36 - 45.81)}{(84.36 + 76.25 - 100)} = 63.60$$

- Porcentaje en peso de gruesos "O"

$$O = 100 - U$$

$$O = 100 - 63.60 = 36.40$$

- Eficiencia en los finos "EU"

$$EU = \frac{"U" * "D"}{"B"}$$

$$EU = \frac{63.60 * 76.25}{54.19} = 89.50$$



- Eficiencia en los gruesos "EO"

$$EO = \frac{"O" * "C"}{"A"}$$

$$EO = \frac{36.40 * 84.36}{45.81} = 67.03$$

- Eficiencia en general

$$E = \frac{("U" * "D") + ("O" * "C")}{100}$$

$$E = \frac{(63.60 * 76.25) + (36.40 * 84.36)}{100} = 79.21$$