



UNIVERSIDAD DE OVIEDO

**Escuela de
Ingeniería de Minas, Energía y Materiales de Oviedo**

Máster en Ingeniería de Minas



Trabajo Fin de Máster

**Diseño de una planta mineralúrgica de mineral de
cobre de 200 t/h**

Autor: D. Moisés Barrera Cuervo

Tutor: D. Mario Menéndez Álvarez

Oviedo, junio de 201



AGRADECIMIENTOS

En primer lugar, quiero agradecer a **D. Mario Menéndez Álvarez**, Catedrático de la Universidad de Oviedo, por todo el apoyo y dedicación desde el primer momento que acudí al él, haciendo que el presente proyecto haya sido una experiencia agradable y enriquecedora.

No puedo olvidarme de **D. Enrique Rosón Menéndez**, **D. Juan Manuel Martínez Álvarez**, alumnos de la Escuela de Minas, Energía y Materiales, que han hecho que mi transición de estudiante a profesional mucho más sencilla aportando su apoyo incluso en los momentos más difíciles.

Por último, no quisiera olvidarme de nadie en este momento tan especial, por lo que agradezco profundamente a todos aquellos que de alguna forma han contribuido a que esta etapa esté llegando a su fin.



Índice

1.	Introducción	- 1 -
1.1.	Objetivos	- 1 -
1.2.	Descripción general de minerales de cobre	- 1 -
1.3.	Métodos de extracción	- 2 -
1.4.	Procesamiento	- 2 -
2.	Descripción general de la planta	- 4 -
2.1.	Diagrama de flujo.....	- 4 -
2.2.	Características del mineral	- 5 -
2.3.	Trituración primaria	- 5 -
2.3.1.	Trituradora de mandíbulas	- 5 -
2.4.	Trituración secundaria.....	- 6 -
2.5.	Trituración terciaria.....	- 8 -
2.7.	Molienda y clasificación	- 9 -
2.8.	Deslamado.....	- 11 -
2.9.	Flotación por espumas.....	- 12 -
2.9.1.	Reactivos de flotación	- 12 -
2.9.2.	Reguladores.....	- 13 -
2.10.	Separación sólido-líquido.....	- 13 -
3.	Metodología de cálculo	- 15 -
3.1.	Equipos de trituración	- 15 -
3.1.1.	Quebrantadora de mandíbulas.....	- 15 -
3.1.2.	Triturador de cono Simmons estándar.....	- 17 -
3.1.3.	Triturador de cono Simmons de cabeza corta	- 19 -
3.1.4.	Molino de bolas.....	- 20 -
3.2.	Equipos de cribado	- 22 -
3.3.	Hidrociclones	- 27 -



3.4.	Celdas de flotación	- 29 -
3.5.	Tanque espesador	- 31 -
3.6.	Filtros estériles	- 32 -
3.7.	Filtros de concentrado de calcopirita.....	- 34 -
4.	Cálculo de equipos	- 35 -
4.1.	Quebrantadora de mandíbulas	- 35 -
4.2.	Triturador de cono Simmons estándar.....	- 38 -
4.3.	Criba vibrante en circuito abierto.....	- 40 -
4.4.	Trituración terciaria y cribado en circuito cerrado.....	- 43 -
4.4.1.	Conos Simmons de cabeza corta.....	- 43 -
4.4.2.	Cribas vibratorias en circuito cerrado	- 47 -
4.5.	Circuito cerrado de molienda	- 50 -
4.5.1.	Molino de bolas.....	- 51 -
4.5.2.	Hidrociclones en circuito cerrado.....	- 58 -
4.6.	Deslamado.....	- 59 -
4.7.	Flotación por espumas.....	- 61 -
4.7.1.	Etapas de acondicionamiento.....	- 61 -
4.7.1.1.	Primera etapa de acondicionado.....	- 62 -
4.7.1.2.	Segunda etapa de acondicionado.....	- 62 -
4.7.1.3.	Tercera etapa de acondicionado	- 62 -
4.7.2.	Cálculo de las celdas de flotación	- 62 -
4.8.	Separación sólido-líquido.....	- 64 -
4.8.1.	Tanque espesador de estériles	- 64 -
4.8.2.	Equipo de filtración de estériles	- 67 -
4.8.3.	Equipo de concentrado de Calcopirita.....	- 68 -
4.9.	Conclusión equipos	- 69 -
5.	Inversión necesaria.....	- 70 -



5.1. Metodologías de cálculo..... - 70 -
6. Bibliografía - 76 -

Índice de tablas

Tabla 1:Propiedades del cobre..... - 1 -
Tabla 2: Minerales de cobre con importancia económica - 1 -
Tabla 3: Diferentes tamaños de celdas de flotación Denver Sub-A - 29 -
Tabla 4: Finura de los productos de las quebrantadoras de mandíbulas definida la proporción de los productos que pasan por el tamiz de malla igual al reglaje de la quebrantadora. - 36 -
Tabla 5: Composición granulométrica del producto de trituración primaria - 38 -
Tabla 6: Composición granulométrica del producto de trituración secundaria mediante cono Simmons estándar, en circuito abierto..... - 39 -
Tabla 7: Composición granulométrica del rechazo del cribado en circuito abierto ...- 43 -
Tabla 8: Composición granulométrica del producto de trituración terciaria mediante cono Simmons de cabeza corta..... - 44 -
Tabla 9: Composición granulométrica de pasante en cribas de circuito cerrado. - 45 -
Tabla 10: Composición granulométrica de rechazo de cribas de circuito cerrado - 45 -
Tabla 11: Composición granulométrica de entrada a los trituradores terciarios - 46 -
Tabla 12: Composición granulométrica de pasante en cada criba de circuito cerrado- 47 -
-
Tabla 13: Composición granulométrica del pasante de la criba vibratoria de circuito abierto - 51 -
Tabla 14: Composición granulométrica de pasante de cribas de circuito cerrado - 51 -
Tabla 15: Composición granulométrica de alimentación al circuito cerrado de molienda- 51 -
-
Tabla 16: Composición granulométrica del producto de salida de un molino de bolas- 54 -
-
Tabla 17: Composición granulométrica del producto de recirculación del hidrociclón.... - 55 -
-
Tabla 18: Composición granulométrica de alimentación al molino de bolas - 55 -



Tabla 19: Resumen de equipos principales	- 70 -
Tabla 20: Coste en tanto por uno de las partidas auxiliares en función del equipamiento principal	- 72 -
Tabla 21: Coste de equipos principales	- 73 -
Tabla 22: Coste seleccionado en tanto por uno de las partidas auxiliares en función del equipamiento principal	- 74 -

Índice de figuras

Figura 1: Cobre nativo (izquierda)	- 1 -
Figura 2: Etapas en el procesamiento del cobre desde la extracción a la fabricación ..	- 3 -
Figura 3: Diagrama de flujo	- 4 -
Figura 4: Corte transversal de una trituradora de mandíbulas de doble efecto.	- 6 -
Figura 5: Molino de bolas.....	- 10 -
Figura 6: Corte transversal de un Hidrociclón.....	- 11 -
Figura 7: Corte transversal de una celda de flotación	- 12 -
Figura 8: Esquema de diseño de un tanque espesador.....	- 14 -
Figura 9: Análisis granulométricos típicos de productos de diferentes tipos de quebrantadora	- 16 -
Figura 10: Datos técnicos de las quebrantadoras de doble efecto en función de la dimensión de la boca de admisión.....	- 17 -
Figura 11: Composición granulométrica del producto de cono Simmons estándar trabajando en circuito abierto.	- 18 -
Figura 12: Capacidad de los trituradores de cono Simmons estándar.....	- 19 -
Figura 13: Potencia del molino de bolas en el eje del piñón	- 20 -
Figura 14: Factor de corrección en función de: el porcentaje de tamaños inferiores a la semidimensión de malla, el porcentaje de tamaños superiores que la malla, y la eficacia de cribado	- 23 -
Figura 15: Factor de corrección en función de la posición de la tela de cribado	- 23 -
Figura 16: Factor de corrección en función de los diferentes tipos de superficie cribante.	- 23 -
Figura 17: Factor de corrección en función de la inclinación.	- 24 -



Figura 18: Factor de corrección en función de la humedad y medio de cribado.....	- 24 -
Figura 19: Capacidad básica de una criba para densidad aparente 1,6 kg/m ³	- 25 -
Figura 20: Características técnicas de cribas vibratorias Triman	- 26 -
Figura 21: Carta de espesores de lecho basada en caudal promedio de 18,29m/min. -	27 -
Figura 22: Promedio de velocidad de desplazamiento del material para cribas vibratorias en movimiento circular.....	- 27 -
Figura 23: Ábaco para la selección de hidrociclones Krebs.....	- 29 -
Figura 24: Características técnicas de los filtros de presión VPA 15.....	- 34 -
Figura 25: Área total y área efectiva de filtros de vacío de discos.....	- 35 -
Figura 26: Relación entre el d _{50c} y el porcentaje inferior a un tamaño determinado -	52 -
Figura 27: Producto típico de salida de un molino de bolas en circuito cerrado con un clasificador.....	- 53 -



1. Introducción

1.1. Objetivos

El presente documento tiene como objeto conocer el coste de la inversión, así como el diseño de una planta de tratamiento de calcopirita de 200 t/h, tomando como hipótesis de trabajo que la especie cuya concentración se persigue alcanza su liberación casi total cuando se muele el mineral con un tamaño con el 90% en peso inferior a 69.3 micras. Una vez molido y clasificado el mineral será procesado mediante flotación por espumas, ya que diversos estudios muestran que las diferencias en propiedades eléctricas, susceptibilidad magnética y densidad no son significativas entre la especie de interés y la ganga acompañante.

1.2. Descripción general de minerales de cobre

El cobre es un metal no ferroso cuya concentración en la corteza terrestre es de 50 ppm y es necesario un grado medio de concentración de 0,4 % para que el depósito sea explotable lo que equivale a un factor de concentración de un 80 basándose en la concentración media de la corteza terrestre. El cobre, al igual que la plata o el oro puede ser encontrado en forma nativa, y al tratarse de uno de los metales de transición en la tabla periódica indica que también puede formar compuestos como la calcopirita (CuFeS_2), que es la principal mena de cobre.



Figura 1: Cobre nativo (izquierda)



Como se observa tiene un color entre rojo y marrón y en muestras frescas presenta brillo metálico; sin embargo, se oxida rápidamente. Además, presenta una dureza entre 2.5 y 3 en la escala de Mohs. Otras propiedades físicas se reflejan a continuación.

Tabla 1: Propiedades del cobre

Característica	Valor
Número atómico	29
Peso atómico	63.546
Densidad	8960 kg/m ³
Punto de fusión	1083°C
Punto de ebullición	2567°C
Capacidad térmica específica (293 K)	386
Conductividad eléctrica (298 K)	5.98 x 10 ⁷ Ohm ⁻¹ m ⁻¹
Resistividad eléctrica	1.673 x 10 ⁻⁸ Ohm m

En relación a la mineralogía el cobre se combina con un gran número de elementos y han sido identificados más de 150 minerales de cobre; sin embargo, solo unos pocos tienen relevancia económica.

Tabla 2: Minerales de cobre con importancia económica

Mineral	Fórmula	Máximo contenido en Cu (wt %)
Cobre Nativo	Cu	100
Calcosina	Cu ₂ S	79.9
Cuprita	Cu ₂ O	88.8
Covelina	CuS	66.4
Bornita	Cu ₅ FeS ₄	66.3
Malaquita	Cu ₂ CO ₃ (OH) ₂	57.5
Azurita	2CuCO ₃ Cu(OH) ₂	55.3
Antlerita	Cu ₃ SO ₄ (OH) ₄	53.7
Enargita	Cu ₃ AsS ₄	49.0
Crisocola	CuSiO ₃ 2H ₂ O	36.2
Calcopirita	CuFeS ₂	34.6



Estos minerales de cobre pueden ser divididos en tres grupos: primarios o minerales relacionados con procesos hidrotermales donde están incluidos la bornita, la calcopirita y la enargita. El segundo grupo está constituido por los óxidos de cobre que se forman a partir del desgaste de los sulfuros de cobre y donde están incluidos la Malaquita o la Cuprita. Por último, el tercer grupo están incluidos los sulfuros secundarios tales como la Covelina. De entre estos tres grupos los sulfuros de cobre (primarios) son los que presentan mayor abundancia de cobre y por ello la producción mundial de cobre se consigue a partir de los mismos principalmente.

1.3.Métodos de extracción

Las menas de cobre son extraídas principalmente mediante tres métodos, cuya selección depende de las características y localización del yacimiento.

Minería a cielo abierto: forma más común de extracción y que siendo adecuada para profundidades inferiores a los 100 metros utilizando para la explotación del yacimiento voladuras. Luego, es cargada y transportada mediante cintas transportadoras o camiones a una pila de almacenaje para posteriormente ser tratada.

Minería subterránea: hoy en día es menos común este tipo de minería debido a que presenta mayores costes y problemas de seguridad; pese a ello las instalaciones activas emplean principalmente “block caving” para yacimientos masivos y uniformes y cámaras y pilares para yacimientos planos ($<30^\circ$).

Lixiviación in situ: puede ser empleado para extraer cobre relativamente profundo de bajo grado en cuerpos de mineral con una mínima perturbación de la superficie. Este proceso requiere que el yacimiento sea permeable y la roca circundante impermeable. Entonces, una disolución de ácido sulfúrico es bombeada hacia el cuerpo mineral. Posteriormente, la disolución rica en cobre es bombeada hacia el exterior a través de los pozos de extracción.

1.4.Procesamiento

La ley del mineral o la composición de la mineralización variara dependiendo del tipo de mineralización. El mineral extraído normalmente contiene un 0.5%-3% Cu. La primera fase del procesamiento la cual aumenta la concentración a valores del 25%-30%



Diseño de una planta mineralúrgica de mineral de cobre de 200 t/h



Cu es típicamente llevada a cabo “on-site” y consiste en una trituración y molienda seguido de un tratamiento y/o físico y etapas de clasificación. Es decir, la mena es alimentada en un triturador primario seguida de una o más etapas de trituración secundaria. En cada etapa cribas vibratorias permiten al material con las dimensiones adecuadas avanzar hacia la siguiente etapa de tratamiento. Después de estas etapas se añade agua a la mena para formar una pulpa para realizar una molienda en húmedo a la que puede seguir una clasificación mediante hidrociclones. A continuación, se realiza una flotación por espumas que es un proceso selectivo de separación de minerales usando agua, químicos y aire. Pero para ello, es necesario una vez realizada la molienda y posterior clasificación añadir una cierta cantidad de agua con el fin de crear una suspensión. Entonces, la especie de interés es recuperada con las espumas en superficie. El concentrado obtenido en las espumas es deshidratado en espesadores y filtros conteniendo una concentración final de 25%-30% Cu 25% S y 25% Fe.

Finalmente, una vez que el cobre ha sido concentrado se puede convertir en cobre puro usando una de las dos posibles técnicas: procesos pirometalúrgicos o hidrometalúrgicos.

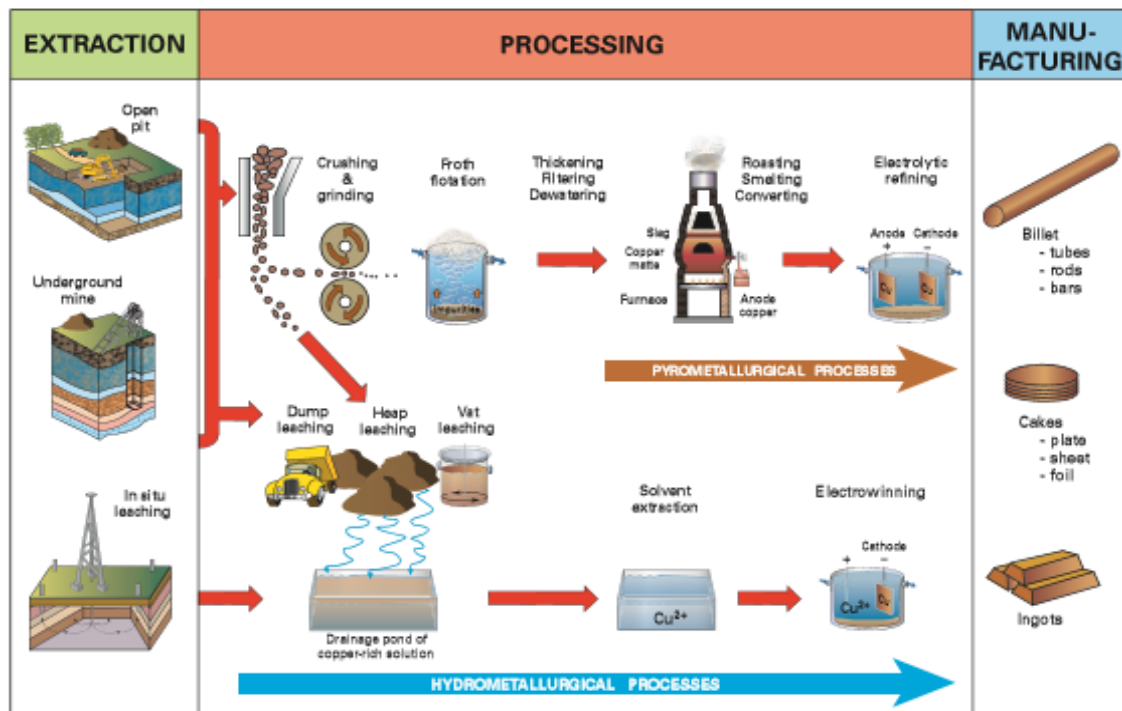


Figura 2: Etapas en el procesamiento del cobre desde la extracción a la fabricación



2.2. Características del mineral

Se trata de un mineral con una densidad real de $2,82 \text{ g/cm}^3$ y un diámetro máximo de alimentación de 500 mm en el que se ha observado una abundancia de minerales arcillosos en la fracción menor de 20 micras. Es sabido, que esta fracción es muy perjudicial para el tratamiento mediante flotación por espumas, y sabiendo además que la ley de la especie de interés es muy baja en este intervalo granulométrico se opta por desechar dicha fracción

2.3. Trituración primaria

Se trata de la primera fase del proceso de fragmentación, cuyo principal objetivo es la liberación de los minerales útiles a partir de la ganga. Las trituradoras primarias son equipos robustos y pesados, que se caracterizan por el ancho de boca y la abertura de admisión, para reducir el todo uno a un tamaño adecuado para el transporte y la alimentación de trituradores secundarios. Se trata de equipos que operan siempre en circuito abierto, existiendo fundamentalmente dos trituradores primarios: las trituradoras de mandíbulas y las trituradoras giratorias.

2.3.1. Trituradora de mandíbulas

El funcionamiento de estos equipos se basa en dos placas que se abren y se cierra como las quijadas de un animal, donde una mandíbula es móvil y la otra es fija. De este modo, durante el movimiento el mineral es comprimido y liberado continuamente dentro de la cámara de trituración hasta que sale por la boca de descarga. Dentro de las trituradoras de mandíbulas es de especial interés en el presente documento las trituradoras de doble efecto, también conocidas como Blake. Las trituradoras tipo Blake, que se caracterizan por el ancho de boca y abertura de admisión, el movimiento oscilatorio de la mandíbula está producido por el movimiento vertical de la Biela motriz, que se mueve hacia arriba y hacia abajo gracias a un eje excéntrico y permite variar el número de compresiones varía entre 50 y 700 veces por minuto, siendo lo más habitual valores comprendidos entre 150 y 300.

El desplazamiento horizontal de la mandíbula móvil es mayor en la parte más baja del ciclo de la biela motriz, y disminuye de modo progresivo a medida que el ángulo entre la biela motriz y la riostra trasera es más agudo. De este modo, la fuerza de trituración es mínima cuando el ángulo entre trituraciones es más agudo.



La dimensión del tamaño de descarga del material se regula mediante el reglaje, que es la abertura en la descarga de la máquina en su posición más alejada. Asimismo, el reglaje puede ser regulado usando riostras de una dimensión adecuada. Una característica intrínseca a la trituradoras de doble efecto es el volante de inercia que tienen calado sobre el eje de accionamiento, que almacena energía cuando la mandíbula se aleja y libera energía cuando se tritura el mineral.

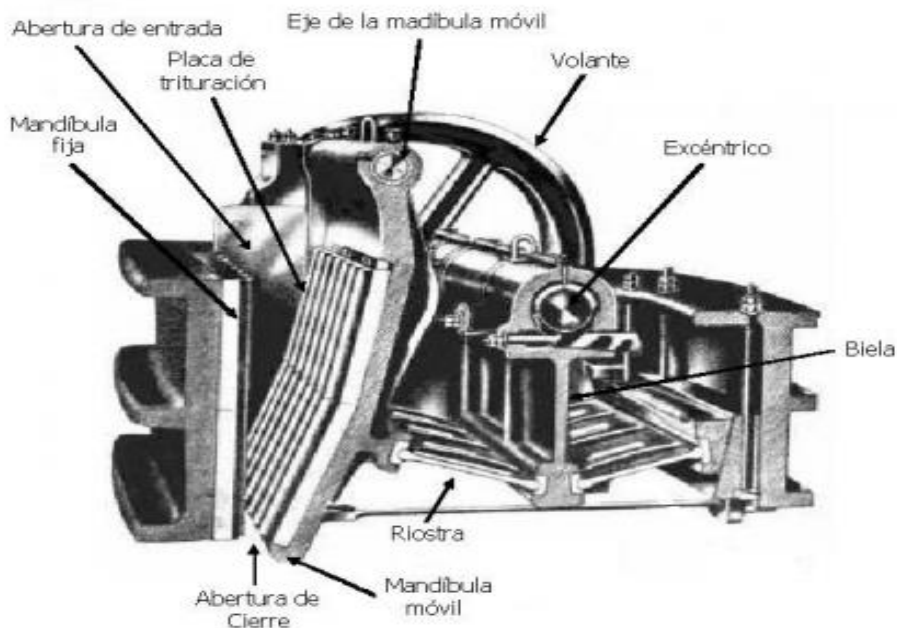


Figura 4: Corte transversal de una trituradora de mandíbulas de doble efecto.

En trituración primaria y para minerales de dureza media-dura hasta 1000 t/h se suelen emplear trituradoras de mandíbulas, y no giratorias. Ello conllevará a una menor inversión inicial ya que las trituradoras giratorias pueden llegar a costar 3 veces el valor de una trituradora de doble efecto. Además, como medida preventiva para evitar demasiados cambios en las placas de trituración debido al desgaste, se emplea una trituradora de mandíbulas tipo Blake como la descrita.

2.4. Trituración secundaria

La trituración secundaria consta de una etapa de reducción volumétrica con un triturador de cono Simmons estándar, y posteriormente una clasificación mediante cribas vibrantes.



Se trata del triturador secundario más empleado en la industria para la trituración de rocas duras o semiduras, cuyo rango de tamaños disponible oscila aproximadamente entre 60cm y 300cm. Además, la potencia de estas máquinas, para producir un material de venta o para ser tratado en una etapa de trituración posterior, varía entre 10 y 700 Hp. Este tipo de triturador presenta relaciones de reducción altas, pudiendo estar comprendidas entre 6 y 8, operando normalmente en circuito abierto. Se recomienda el cribado previo si a la alimentación si esta contiene más del 25% en peso inferior al reglaje del triturador.

Un triturador de cono es una trituradora giratoria modificada en el que el eje está apoyado sobre un cojinete cabeza debajo de la cabeza giratoria. Además, la carcasa que configura la cámara de quebrantado está dispuesta al contrario que una giratoria para conseguir aumentar el área transversal hacia la descarga. En este caso se emplea un triturador de cono Simmons estándar por ser el de uso más extendido hoy en día en la etapa de trituración secundaria normal. Esta máquina presenta la peculiaridad de que el forro de la cámara de quebrantado tiene un perfil en escalera, y al contrario que la quebrantadora de mandíbulas el reglaje se define como la mínima abertura de descarga. Dicho reglaje, se puede variar subiendo o bajando la carcasa que forma la cámara de quebrantado, haciendo uso de un dispositivo hidráulico o mecánico. Normalmente, el reglaje se comprueba haciendo uso de piezas de plomo y midiendo el grosor a la salida.

Este tipo de triturador, es decir de cono Simmons, presenta las siguientes variables.

- Velocidad de giro: relacionada con el número de impactos que recibe el material a su paso por la cámara de trituración, requiriendo la acción más eficaz para la trituración un número de pasos aproximado de 4 o 5
- Desplazamiento excéntrico (carrera): viene dado por el desplazamiento transversal del cono durante el ciclo de trituración.
- Relación de reducción: cada máquina está caracterizada por varias relaciones de reducción, dependiendo de la longitud de la cámara que puede ser incorporada a un determinado diseño. Depende asimismo de la velocidad de giro y de la carrera.



- Pendiente de la cámara de trituración: determina el efecto de la gravedad sobre el material y de ahí su velocidad de desplazamiento a través de la cámara.
- Potencia del motor: es sabido que la productividad de un triturador de cono es función de la potencia transmitida al material en su paso por la cámara de trituración; luego, si aumenta la potencia de la máquina aumenta la producción de la misma.

2.5. Trituración terciaria

Se realiza haciendo uso de un triturador de cono Simmons de cabeza corta en circuito cerrado con cribas vibrantes; dicho triturador posee en la parte superior de la cabeza un ángulo menor que evita posibles atascos por finos.

2.6. Sistemas de cribado

Las cribas vibratorias, que son empleadas en trituración secundaria y terciaria, son las máquinas más importantes de cribado en las aplicaciones de procesamiento de minerales. Normalmente, se emplean para cortes comprendidos entre 25 cm y 250 micras. Su frecuencia habitual de vibrado varía en el rango de 600 a 3600s⁻¹, oscilando con valores de amplitud entre 0,5 y 15 mm.

Estas cribas pueden ser:

- Movimiento vibratorio rectilíneo, normal a la superficie de cribado.
- Movimiento vibratorio circular.
- Movimiento vibratorio elíptico

Y los factores que afectan a la producción de una máquina de cribado son:

- Factores propios de la superficie de cribado: dimensión y forma de abertura, perfil de la sección de paso, inclinación, porcentaje de vacíos.
- Factores propios al movimiento de las cribas: frecuencia del movimiento, amplitud, forma de la curva, coeficiente de aceleración, ángulo de la criba, ángulo de proyección.



- Factores propios del producto a cribar: granulometría, coeficiente de forma, porcentaje de granos difíciles, contenido de humedad libre y contenido de elementos coloidales.
- Factores propios de las condiciones de explotación de la criba: número de telas superpuestas, ritmo de alimentación, regularidad de salida, coeficiente de mantenimiento y coeficiente de selectividad asociado.

Debido a las características de la instalación en este caso se emplean, tanto en trituración secundaria como primaria cribas de movimiento circular.

2.7.Molienda y clasificación

La molienda se trata de la última etapa de fragmentación para conseguir liberar el mineral. En esta etapa las partículas son reducidas de tamaño por esfuerzos de impacto y abrasión. Se puede realizar en seco o mediante suspensión en agua. Es importante destacar que la molienda es la etapa de mayor consumo energético en el procesamiento de minerales, pudiendo establecerse valores de hasta el 50% de la energía de la planta. Como ya se ha mencionado, el objetivo de la molienda es liberar la especie de interés a partir de la ganga; no obstante, en ocasiones se emplean para aumentar la superficie de la especie útil incluso cuando esta pueda estar liberada de la ganga. A diferencia de la trituración, que es llevada a cabo entre superficies relativamente rígidas, el proceso de molienda es más un proceso de azar, sujeto a las leyes de la probabilidad.

La molienda, como en este proyecto, se desarrollado generalmente en húmedo. Entonces, cuando el molino gira, la carga del molino se mezcla íntimamente produciéndose la trituración. Cabe destacar, que la mayor parte de la energía cinética de la carga del molino (agua y mineral) se disipa en forma de calor, ruido y otras pérdidas, empleándose solo una pequeña parte para producir la trituración del material. De entre los diferentes tipos de molinos: molino de barras, molino de bolas, molinos autógenos, molinos vibrantes, molinos torre, pendulares, etc. Se emplea el molino de bolas, que es el que mejor satisface las necesidades de la instalación. Los molinos de bolas se caracterizan por una relación longitud diámetro comprendida entre 1,5 y 1, o incluso, en casos especiales, menos. Asimismo, los molinos de bolas se clasifican también por la naturaleza del rebose. Así pues, pueden ser de descarga por rebose (solamente en



húmedo), trabajando en circuito abierto o cerrado, y descarga por rejilla (húmedo y seco). Además, los molinos de bolas se clasifican por la potencia en vez de por su capacidad, existiendo una tendencia a molinos de gran potencia con el fin de abaratar costes de automatización.

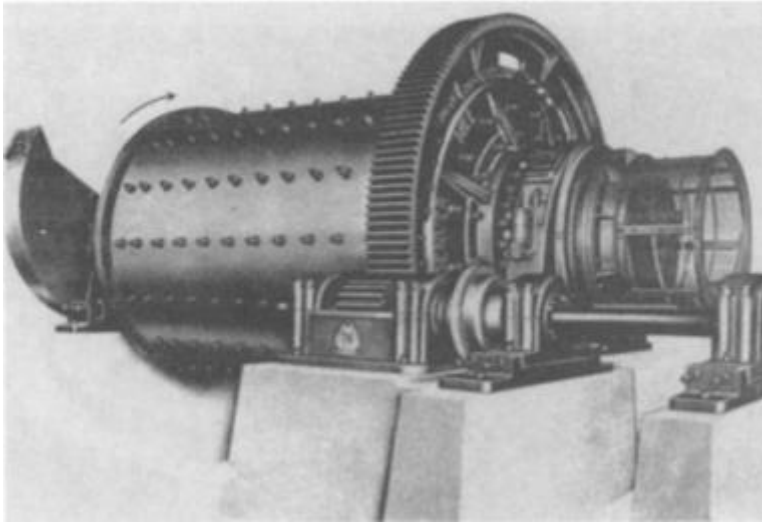


Figura 5: Molino de bolas

Posteriormente, y trabajando en circuito cerrado, se realiza una etapa de clasificación mediante hidrociclones. Un hidrociclón es un equipo que permite dar un corte entre 150 y 5 micras, utilizando para ello, la fuerza centrífuga. El uso de la fuerza centrífuga es importante pues aumenta la velocidad de sedimentación de las partículas. Principalmente, está constituido por un cuerpo cilíndrico-cónico, abierto en la punta del cono, y equipado en la parte cilíndrica de una entrada tangencial para la alimentación. La parte cilíndrica está cerrada con una placa a través de la cual pasa un tubo montado axialmente, que permite la salida de la pulpa de rebose. Dicho tubo se prolonga en el interior del cuerpo del ciclón para evitar el cortocircuito de la pulpa y su salida directamente por el rebose.

La alimentación se introduce a presión por la entrada tangencial proporcionando un movimiento de giro a la pulpa. Ello provoca un vórtice en el ciclón, con una zona de baja presión a lo largo del eje vertical. Gracias a ello, se genera un núcleo de aire a lo



largo del eje, que, por lo general, va conectado a la atmósfera a través de la abertura de la punta.

El funcionamiento del hidrociclón, según la teoría clásica, se basa en que las partículas están sometidas a dos fuerzas opuestas, una fuerza centrífuga dirigida hacia afuera, y una fuerza de arrastre dirigida hacia el centro. De este modo, las partículas con mayor velocidad de sedimentación se mueven hacia la pared del ciclón, donde la velocidad es menor, y se dirigen hacia la punta; mientras que las partículas con menor velocidad de sedimentación se mueven hacia la zona de baja presión situada a lo largo del eje. Estas son desplazadas hacia el diafragma, saliendo por el rebose.

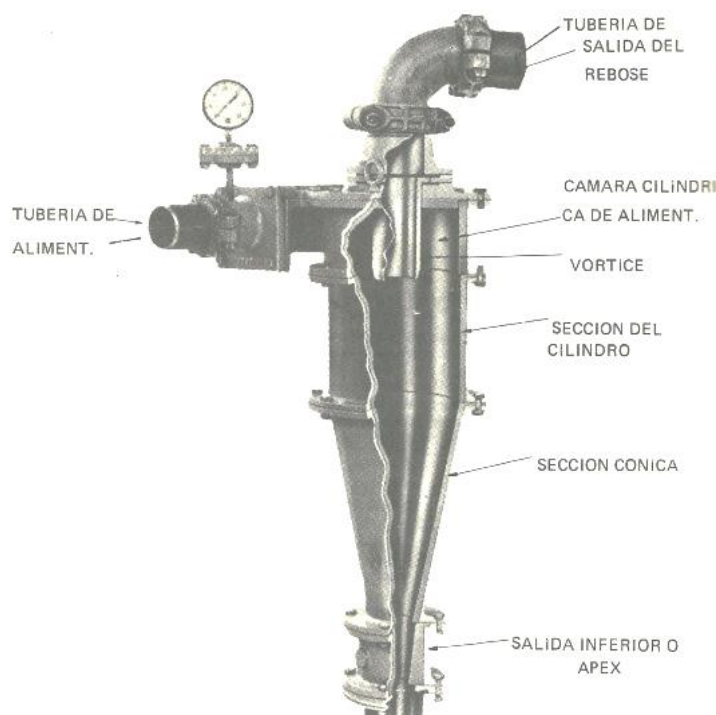


Figura 6: Corte transversal de un Hidrociclón

2.8.Deslamado

Se realiza mediante hidrociclones con un corte a 20 micras. Por el rebose salen los estériles y por la punta sale el mineral, que será tratado mediante flotación por espumas, pero previamente debe ser tratado con reactivos.



2.9. Flotación por espumas

Actualmente, la teoría de flotación por espumas aún no ha sido totalmente comprendida, pero utiliza diferentes propiedades físico-químicas de las partículas de diferentes minerales. Una vez realizado el tratamiento con los reactivos adecuados, el diferente carácter hidrófobo o hidrófilo permite la separación. El proceso solamente puede ser aplicado a partículas finas, pues si estas son demasiadas gruesas la fuerza de adhesión entre partícula y burbuja será menor que el peso de esta y la burbuja dejará caer su carga. En flotación, el mineral útil es usualmente transferido a la espuma, o fracción flotada dejando la ganga en la pulpa o colas, conociéndose esta como flotación directa. Si es proceso de produce a la inversa, se denomina flotación inversa.

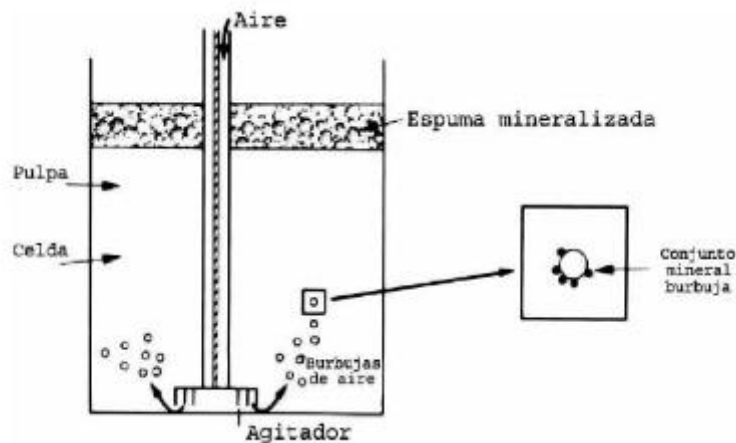


Figura 7: Corte transversal de una celda de flotación

2.9.1. Reactivos de flotación

Colectores: la hidrofobicidad debe ser impartida en la mayoría de minerales para poder flotarlos, y para ello se denominan los reactivos llamados colectores. Estos reactivos se añaden a la pulpa y son sometidos a un tiempo de agitación, en nuestro caso 4 minutos. Este periodo se conoce como periodo de acondicionamiento. Los colectores son compuestos orgánicos que convierten en hidrófobos a determinados minerales gracias a la adsorción de moléculas o iones sobre la superficie del mineral. Las moléculas de colector pueden ser compuestos ionizables, los cuales se disocian en iones en agua o compuesto no ionizables, los que son prácticamente insolubles, y convierten el mineral en hidrófobo gracias al recubrimiento con una película delgada. En este caso se utilizará un compuesto ionizable del tipo xantato, concretamente el etilxantato potásico.



Espumantes: una vez conseguida la hidrofobicidad, la estabilidad de la unión burbuja-mineral, especialmente en la superficie se debe a la eficacia del epumante. Un buen espumante debe tener un poder colector despreciable, y producir una espuma estable justamente para facilitar la transferencia desde la superficie de la celda de flotación hasta el canal de recogida de espumas. En este caso se utilizará un alcohol como espumante, el Metil-Isobutil-Carbinol (MIBC) con un tiempo de acondicionamiento de 0.5 minutos, pues proporcionan una frágil espuma lo que permite un buen control y transferencia de materiales a través de los conductos y las bombas.

2.9.2. Reguladores

Los reguladores, también conocidos como modificadores, se usan ampliamente en flotación para modificar la acción del colector, bien intensifican o reducen el efecto del colector sobre la superficie del mineral.

Modificadores del pH: se emplean en cantidades muy pequeñas en todas las operaciones de flotación, y aunque son más baratos que los colectores que los colectores y espumantes el coste global de los reguladores de pH por tonelada de mineral tratada es generalmente mayor que el de los reactivos empleados en el procesamiento.

2.10. Separación sólido-líquido

Los métodos empleados en separación solido-liquido son los siguientes:

- Sedimentación
- Filtración
- Secado térmico

En procesamiento de minerales lo habitual es utilizar una combinación de los dos primeros sistemas, como se realiza en el presente documento. Mediante la sedimentación a partir de una pulpa con un determinado contenido de sólidos en suspensión, se obtiene un líquido clarificado y una pulpa espesada, que posteriormente se somete a filtrado. La sedimentación se realiza por gravedad, mediante tanques espesadores, pues se trata de un proceso relativamente barato que puede manejar grandes capacidades, así como proporcionar condiciones adecuadas para la floculación de partículas finas. Los tanques espesadores pueden trabajar en continuo o discontinuo y presentan una altura relativamente baja, y desde donde se extrae la pulpa espesada por el fondo y el líquido clarificado en superficie. La alimentación se realiza mediante un



tubo que penetra en el centro del tanque, hasta un metro de profundidad con el fin de reducir su agitación. Los sólidos sedimentados en el fondo del tanque son conducidos hacia el orificio de salida gracias al giro de unos brazos radiales equipados con paletas, que en este caso por tener un diámetro superior a los 30 metros se utilizan brazos con doble pendiente. Ello lleva a construir paredes y fondo de hormigón. La velocidad de giro de los brazos es de 8 m/min en el extremo de los mismos.

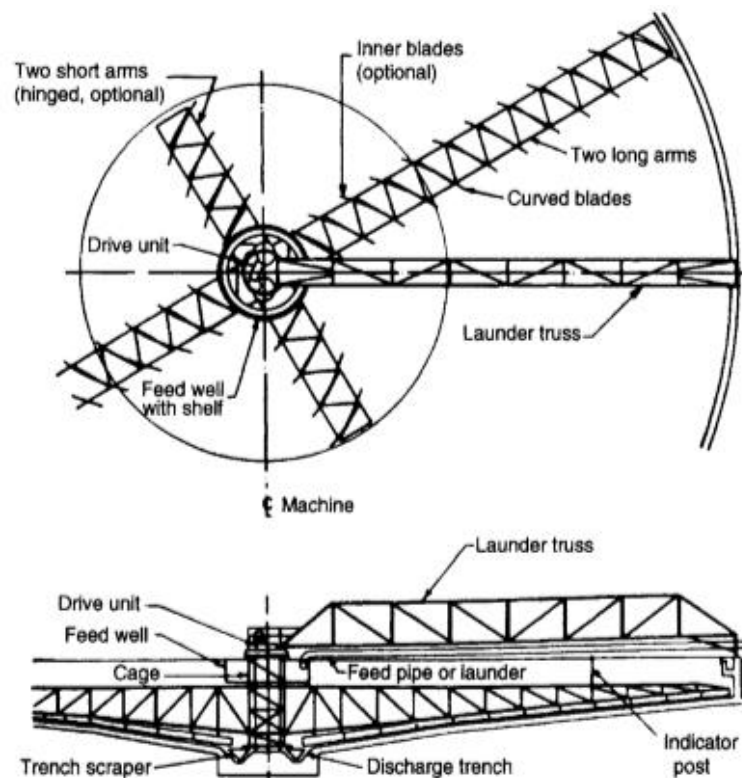


Figura 8: Esquema de diseño de un tanque espesador

La filtración es un proceso de separación sólido líquido, que emplea un medio poroso que retiene los sólidos y permite el paso del líquido. Por lo tanto, el medio filtrante posee las siguientes características:

- Retención de sólidos sin cegarse
- Mecánicamente fuerte
- Resistente a la corrosión
- Debe ofrecer poca resistencia al paso del filtrado (agua)

En minería se utilizan varios tipos de filtros en función del sistema empleado para generar la caída de presión y el régimen de trabajo (continuo o discontinuo)



Por un lado, los filtros de presión generan la filtración mediante la aplicación de una presión positiva del lado de la pulpa, presentando como principales ventajas frente a los filtros de vacío que operan a mayores presiones, procesan mayores caudales, mejoran el lavado de la torta y menor porcentaje de humedad en el producto final. La principal desventaja es que a pesar de existir en el mercado filtros en continuo la mayoría de los empleados son en discontinuo.

Por el contrario, los discos de vacío generan la caída de presión a ambos lados de la tela filtrante lo que se consigue creando un vacío en el lado opuesto de la pulpa.

En esta planta de tratamiento se instalar

3. Metodología de cálculo

3.1. Equipos de trituración

3.1.1. Quebrantadora de mandíbulas

En el dimensionado de una trituradora de mandíbulas se tiene en cuenta los siguientes criterios:

- Diámetro máximo y boca de admisión.
- Capacidad y reglaje.
- Granulometría y porcentaje de paso por la malla de reglaje.
- Potencia teórica y potencia instalada.

Una vez obtenido el valor del índice de Bond (W_i), realizado en laboratorio mediante ensayos normalizados y que representa la resistencia del mineral a ser fragmentado, se determina el valor de la energía necesaria (kW/h) para reducir el material desde el D80 hasta el d80 mediante la tercera ley de la fragmentación o ley de Bond.

$$W = 10W_i \times \left(\frac{1}{\sqrt{d_{80}}} - \frac{1}{\sqrt{D_{80}}} \right)$$

Los valores de D80 y d80 se expresan en micras, donde en este caso el D80 es el diámetro máximo de alimentación y el d80 de salida se obtiene mediante curvas granulométricas.

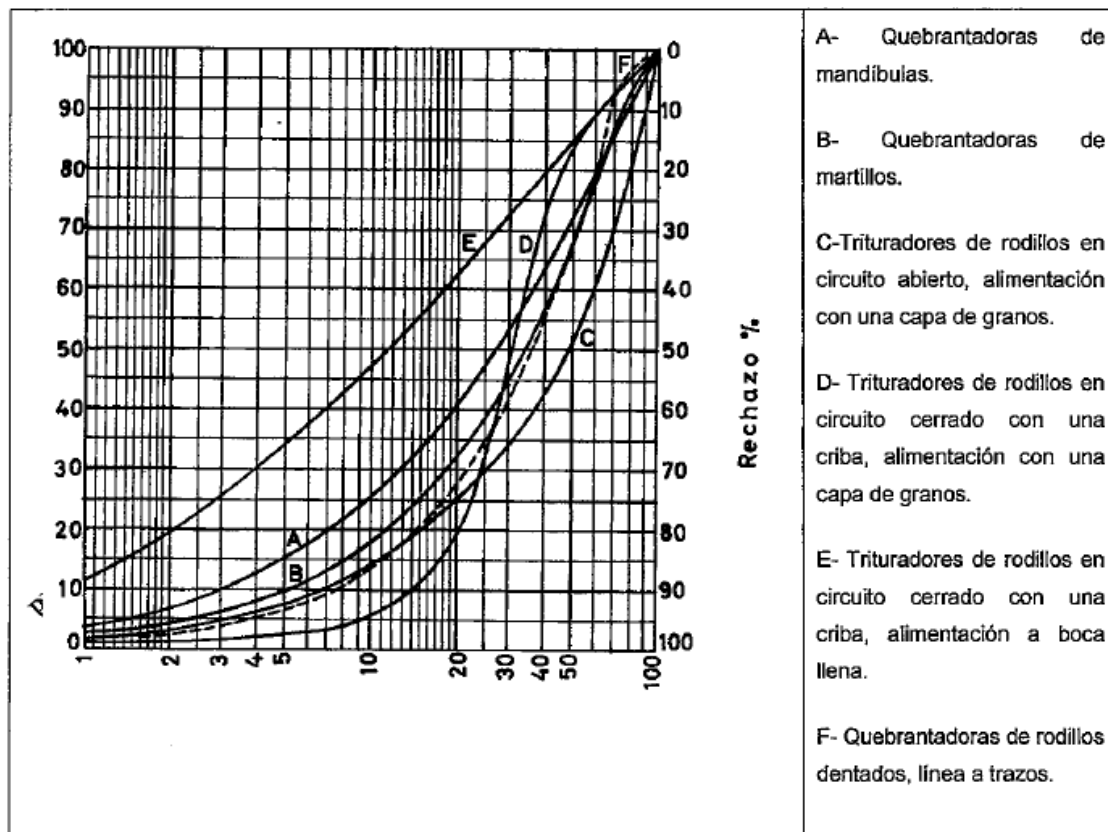


Figura 9: Análisis granulométricos típicos de productos de diferentes tipos de quebrantadora

Con ello, y sabiendo las t/h (Q) que tritura la quebrantadora de mandíbulas, se determina el valor de la potencia teórica.

$$P_t = Q \times W$$

Sabiendo por aportaciones experimentales que el valor de la potencia teórica es insuficiente, se estima que el valor de potencia instalada tiene que ser:

$$P_n = 2 \times P_t$$

Luego, de acuerdo con los datos técnicos de las quebrantadoras de mandíbulas de doble efecto en función de las dimensiones de la boca de admisión, se selecciona la adecuada.



Dimensiones de entrada m/m	Producciones medias en toneladas						Motor Reco- mendado kW	Peso Kgs.	
	R mín. m/m	Tm.	R medio m/m	Tm.	R máximo m/m	Tm.			
350 x 225	25	3 à 4,5	40	7,5 à 9	70	9 à 11	350	10	2 500
450 x 275	25	6 à 7,5	40	9 à 11	70	15 à 20	320	20	4 000
550 x 325	40	12 à 18	70	25 à 35	100	40 à 50	300	30	6 000
650 x 400	70	38 à 45	100	52 à 60	120	55 à 70	270	40	11 500
800 x 500	70	50 à 60	100	70 à 80	100	80 à 100	250	50	18 500
1 000 x 700	80	60 à 90	125	90—120	150	120—150	220	70	35 000
1 250 x 700	90	75—110	125	110—150	150	150—200	220	75	40 000
1 250 x 900	100	100—120	150	150—200	200	190—225	170	90	60 000
1 600 x 900	100	135—160	150	210—240	200	225—300	170	100	67 000
1 400 x 1 070	125	150—186	175	190—225	225	250—300	150	115	82 500
2 000 x 1 070	135	200—250	175	270—315	225	375—430	150	125	100 000
1 600 x 1 250	150	200—266	200	260—300	250	375—415	132	135	117 000
2 000 x 1 250	150	260—335	200	335—390	250	495—540	132	150	129 000

Figura 10: Datos técnicos de las quebrantadoras de doble efecto en función de la dimensión de la boca de admisión

3.1.2. Triturador de cono Simmons estándar

El cálculo y selección de un triturador depende de una serie de variables dependientes de la máquina, como ya se ha mencionado, y de una serie de variables externas que son las siguientes:

- Propiedades físicas del material.
- Trayectoria del flujo del material.
- Situación del equipo en el circuito de trituración.
- Disponibilidad de tolvas de la capacidad requerida.
- Eficiencia del dimensionado de equipos. Por ejemplo, cribas.

Luego, para la determinación de la potencia necesaria en un triturador de cono se realizan ensayos en un triturador de cono con el material a triturar, preferiblemente, operando en circuito cerrado y con las mismas granulometrías de la planta. Así pues, cuando el circuito alcanza el equilibrio, y se conocen los datos de capacidad y consumo energético, se pueden extrapolar los valores a la planta de diseño. Por motivos de disponibilidad de muestra, está prueba no ha sido realizada. Como alternativa se ha realizado el cálculo aplicando la fórmula de Bond para el cálculo del consumo específico de energía, debiendo para ello determinar el valor del índice de Bond en cuestión.



$$W = 10W_i x \left(\frac{1}{\sqrt{d_{80}}} - \frac{1}{\sqrt{D_{80}}} \right)$$

Para determinar el d_{80} del producto triturado, se hace uso de las composiciones granulométricas de dicho producto en función del tamaño de la máquina y del reglaje de la misma, reflejadas en tablas de los fabricantes.

Tamaño producto	Regulación del triturador lado cerrado											
	2½"	2"	1½"	1¼"	1"	7/8"	¾"	5/8"	1/2"	3/8"	1/4"	
+ 4½"	2%		Esta tabla de valores medios variará con el método de alimentación, selección de la cavidad del triturador, el peso, limpieza y contenido de humedad del material y su forma de fracturar. Los valores precisos habrán de establecerse mediante pruebas reales.									
-4½" + 4"	4%											
-4" + 3½"	6%	3%										
-3½" + 3"	12%	5%										
-3" + 2½"	16%	13%	4%									
-2½" + 2¼"	9%	10%	5%	2%								
-2¼" + 2"	7%	10%	7%	4%								
-2" + 1½"	8%	10%	11%	6%	3%							
-1½" + 1¼"	7%	10%	13%	12%	6%	4%						
-1¼" + 1"	7%	9%	14%	16%	12%	7%	4%					
-1" + 7/8"	5%	8%	13%	17%	19%	17%	12%	6%				
-1" + 7/8"	2%	3%	6%	7%	11%	12%	11%	6%	3%			
-7/8" + ¾"	2%	3%	5%	7%	9%	12%	13%	12%	6%			
-¾" + 5/8"	2%	3%	4%	7%	10%	11%	14%	16%	12%	4%		
-5/8" + 1/2"	11%	2%	4%	5%	8%	10%	12%	17%	19%	12%		
-1/2" + 3/8"		11%	3%	4%	6%	8%	12%	14%	20%	24%	8%	
-3/8" + 5/16"			11%	2%	3%	4%	4%	7%	10%	14%	13%	
-5/16" + 1/4"				11%	2%	3%	4%	5%	8%	12%	19%	
-1/4" + 3/16"					11%	12%	2%	4%	6%	12%	20%	
-3/16" + 6M							12%	3%	4%	7%	12%	
-6M + 10M								10%	12%	6%	11%	
-10M + 14M										9%	4%	
-14M + 28M											13%	
-28M												
	100%	100%	100%	100%	100%	100%	100%	100%	100%	100%	100%	

Figura 11: Composición granulométrica del producto de cono Simmons estándar trabajando en circuito abierto.

Luego, una vez conocido el valor de la energía específica, y conociendo el flujo de deberá procesar (Q) se determina la potencia teórica y necesaria.

$$P_t = Q x W$$

$$P_n = 1,3 x P_t$$

Con ello, se selecciona el triturador adecuado:



Size	Type of cavity	Recommended minimum discharge setting A, in.	Feed opening with minimum recommended discharge setting A		Capacities in tons (2,000 lb) per hour passing through the crusher at indicated discharge setting A														
			B, Closed side, in.	B, Open side, in.	¼ in. (6 mm)	½ in. (10 mm)	¾ in. (13 mm)	1 in. (16 mm)	1 ¼ in. (19 mm)	1 ½ in. (22 mm)	1 ¾ in. (25 mm)	2 in. (32 mm)	2 ¼ in. (38 mm)	2 ½ in. (51 mm)	2 ¾ in. (64 mm)				
			2 ft	Fine	¼	2¼	2¾	18	20	25	30	35	40	45	50	60			
	Coarse	¾	3¼	3¾															
	Extra coarse	1½	3½	4															
3 ft	Fine	¾	3¾	4½		40	50	60	70	75	80								
	Coarse	1½	4¾	5½			50	60	75	90	100	120	140						
	Extra coarse	¾	6¾	7½					75	90	100	120	140						
4900	Fine	¾	5	5¾		70	90	110	130	140	150	170							
	Medium	1½	6¼	6¾			100	110	140	150	175	200	220						
	Coarse	¾	7¾	8¼					145	165	190	220	270						320
	Extra coarse	¾	8½	9¾					145	175	200	230	280						330
5100	Fine	¾	4½	5¾			120	140	150	160	175	200							
	Medium	¾	7¾	8¼				140	175	195	190	240	265						
	Coarse	¾	9	10					175	210	225	265	325						385
	Extra coarse	1	10¾	11¼							240	275	335						395
5½ ft	Fine	¾	7¾	7¾				180	200	235	275	300	350						
	Medium	¾	8¾	9½						275	300	375	400	450					450
	Coarse	1	9¾	10¾							300	375	450	500					700
	Extra coarse	1½	13½	14½									450	500					800
7 ft	Fine	¾	10	11					370	400	500	620	750						
	Medium	1	11¾	12¾						500	600	750	800	1100					
	Coarse	1¼	13½	14¾								750	850	1200					1400
	Extra coarse	1½	16¾	18¾									850	1200					1400
10 ft	Fine	¾	12¾	14						900	1300	1650							
	Medium	1	15¾	17							1400	1650	1800						
	Coarse	1½	18¾	20									1900	2500					3000
	Extra coarse	1½	24½	26									1900	2500					3000

Note: See Fig. 51 for definition of dimensions A and B.
After Rexnord, Inc.

Figura 12: Capacidad de los trituradores de cono Simmons estándar

3.1.3. Triturador de cono Simmons de cabeza corta

Por lo mismos motivos que los expuestos anteriormente, el cálculo de la potencia de este tipo de triturador se realiza mediante la aplicación de la fórmula de Bond para el consumo específico de energía, debiendo para ello determinar el índice de Bond.

$$W = 10W_i x \left(\frac{1}{\sqrt{d_{80}}} - \frac{1}{\sqrt{D_{80}}} \right)$$

Para determinar el d_{80} del producto triturado, se hace uso de las composiciones granulométricas de dicho producto en función del tamaño de la máquina y del reglaje de la misma.

Luego, una vez conocido el valor de la energía específica, y conociendo el flujo de deberá procesar (Q), se determina la potencia teórica y necesaria.

$$P_t = Q x W$$

$$P_n = 1,3 x P_t$$



Diseño de una planta mineralúrgica de mineral de cobre de 200 t/h



Siendo necesario, asimismo, establecer la condición de que la alimentación presente entre un 10 y un 20% de tamaños mayores de la abertura de admisión en su dimensión menor, y que toda ella sea menor que el 90% de la abertura de entrada en su dimensión mayor.

Con ello, se selecciona el triturador.

3.1.4. Molino de bolas

Las dimensiones del molino de bolas se determinan mediante catálogos de fabricantes; no obstante, se podría realizar mediante ábacos o fórmulas. Para seleccionar las dimensiones catalogo

Ø Molino bolas		Long. Molino bolas		Tamaño bolas		Veloc. molinos			peso carga de bolas						Potencia molino						Ø interior de los forros nuevos	
M	FT	M	FT	MM	IN	RPM	% C _s	FPM	ton. métricas			tonel. cortas			desc. rebose			desc. parrilla			M	FT
									% volumen carga			% volumen carga			% volumen carga			% volumen carga				
									35	40	45	35	40	45	35	40	45	35	40	45		
0.91	3.0	0.91	3.0	50	2.0	38.7	79.9	304	0.68	0.77	0.87	0.75	0.85	0.96	7	7	7	8	8	9	0.76	2.5
1.22	4.0	1.22	4.0	50	2.0	32.4	79.1	355	1.77	2.02	2.28	1.95	2.23	2.51	19	20	21	22	24	25	1.07	3.5
1.52	5.0	1.52	5.0	50	2.0	20.2	78.1	399	3.66	4.19	4.71	4.03	4.61	5.19	42	45	47	49	52	54	1.37	4.5
1.83	6.0	1.83	6.0	50	2.0	25.5	78.0	441	6.56	7.50	8.44	7.23	8.27	9.30	80	85	89	93	99	103	1.68	5.5
2.13	7.0	2.13	7.0	50	2.0	23.2	77.2	474	10.7	12.3	13.8	11.8	13.5	15.2	137	145	151	158	168	175	1.98	6.5
2.44	8.0	2.44	8.0	50	2.0	21.3	76.1	502	16.2	18.6	21.0	17.9	20.5	23.1	215	228	237	249	265	275	2.29	7.5
2.74	9.0	2.74	9.0	50	2.0	20.4	75.3	513	18.5	21.1	23.8	20.4	23.3	26.2	250	266	277	290	308	321	2.44	8.0
2.99	9.5	2.74	9.0	50	2.0	19.7	75.0	526	23.5	26.9	30.2	25.9	29.6	33.3	322	342	356	373	397	413	2.55	8.5
3.20	10.5	2.74	9.0	50	2.0	19.15	75.0	541	26.4	30.1	33.9	29.1	33.2	37.4	367	390	406	425	453	471	2.74	9.0
3.05	10.0	3.05	10.0	50	2.0	18.65	75.0	557	32.7	37.3	42.0	36.0	41.1	46.3	462	491	512	535	570	593	2.89	9.5
3.20	10.5	3.05	10.0	50	2.0	18.15	75.0	570	36.1	41.4	46.5	39.9	45.6	51.2	519	552	575	602	640	667	3.05	10.0
3.35	11.0	3.35	11.0	50	2.0	17.3	72.8	565	43.0	49.2	55.4	47.4	54.2	61.0	610	649	676	708	753	784	3.17	10.4
3.51	11.5	3.35	11.0	50	2.0	16.75	72.2	574	49.1	54.0	60.8	54.1	59.5	67.0	674	718	747	782	832	867	3.32	10.9
3.66	12.0	3.66	12.0	50	2.0	16.3	71.8	584	56.4	64.4	72.5	62.2	71.0	79.9	812	864	900	942	1003	1044	3.47	11.4
3.81	12.5	3.66	12.0	50	2.0	15.95	71.8	596	61.4	70.2	79.0	67.7	77.4	87.1	896	954	993	1040	1106	1152	3.63	11.9
3.96	13.0	3.66	12.0	50	2.0	15.60	71.7	607	72.3	82.7	92.6	79.7	91.1	102	1063	1130	1177	1233	1311	1365	3.78	12.4
4.12	13.5	3.96	13.0	64	2.5	15.30	71.7	620	75.2	89.4	99.8	86.2	96.5	111	1139	1209	1256	1321	1409	1469	3.93	12.9
4.27	14.0	4.27	14.0	64	2.5	14.6	70.7	623	90.7	104	117	100	115	129	1375	1464	1527	1595	1699	1771	4.08	13.4
4.42	14.5	4.27	14.0	64	2.5	14.55	70.8	635	98.0	112	126	108	123	139	1492	1588	1656	1730	1842	1921	4.24	13.9
4.57	15.0	4.57	15.0	64	2.5	14.1	69.8	638	113	129	144	124	142	159	1707	1817	1893	1960	2102	2195	4.39	14.4
4.72	15.5	4.57	15.0	64	2.5	13.85	69.8	648	121	138	155	133	152	171	1838	1956	2037	2132	2264	2368	4.54	14.9
4.85	16.0	4.88	16.0	64	2.5	13.45	68.9	651	137	157	179	151	173	194	2084	2217	2309	2417	2571	2678	4.69	15.4
5.03	16.5	4.88	16.0	64	2.5	13.2	68.7	659	146	167	188	161	184	207	2229	2370	2468	2585	2750	2863	4.85	15.9
5.18	17.0	5.18	17.0	75	3.0	13.0	68.7	670	165	189	212	182	208	234	2595	2764	2883	3010	3206	3344	5.00	16.4
5.33	17.5	5.18	17.0	75	3.0	12.7	68.1	674	176	201	226	194	221	249	2750	2929	3053	3190	3397	3542	5.15	16.9
5.49	18.0	5.49	18.0	75	3.0	12.4	67.5	678	197	225	253	217	248	279	3077	3276	3414	3569	3800	3961	5.30	17.4

Figura 13: Potencia del molino de bolas en el eje del piñón

Es preciso conocer la potencia del molino, que se calcula empleando la fórmula de bond.

Según Allis Chalmers, la potencia necesaria es:

$$P_n = 10W_i x \left(\frac{1}{\sqrt{d_{80}}} - \frac{1}{\sqrt{D_{80}}} \right) x T x Q$$

Donde el término “T” hace referencia a un factor de corrección, que se calcula como sigue:



$$T = EF_1 \times EF_2 \times EF_3 \times EF_4 \times EF_5 \times EF_6 \times EF_7 \times EF_8$$

EF_1 : Se aplica solo en caso de molienda en seco, y toma valor 1.3

EF_2 : Se aplica para molinos de bolas en circuito abierto. El valor medio de este coeficiente es 1.2

EF_3 : Factor de eficacia del diámetro del molino. Su valor viene dado por:

$$(2,44/D)^{0.2}$$

EF_4 : Se aplica para molinos de barras y de bolas en el caso de que el D80 de la alimentación supere el valor óptimo.

$$D_{80\ op} = 4000 \times 13/W_i$$

$$EF_4 = \frac{R_r + (W_i - 7) \times \frac{D_{80} - D_{80\ op}}{D_{80\ op}}}{R_r}$$

EF_5 : Se aplica a molinos de bolas en los que el d80 de salida es inferior a 75 micras. Su valor se obtiene a partir de:

$$EF_5 = \frac{d_{80} + 10.3}{1.145 \times d_{80}}$$

EF_6 : Se aplica solo a molinos de barras.

EF_7 : Se aplica a molinos de bolas cuando la razón de reducción es menor de 6.

$$EF_7 = \frac{2 \times (R_r - 1,35) + 0,26}{2 \times (R_r - 1,35)}$$

EF_8 : Se aplica solamente a molinos de barras.



Además, se debe tener en cuenta que, según Blanc, el grado de llenado óptimo tiene que ser el 40% del volumen del molino, y que la carga circulante óptima para la liberación del mineral está en el rango 300-500% mientras que para la producción de superficies específicas grandes está en el rango 50-250%.

3.2. Equipos de cribado

Para el cálculo de cribas vibrantes, se realiza mediante la siguiente formulación de C.W. Mattews y K.G. Colman.

$$A = \frac{C_t}{C_u \times F}$$

A = área de la criba en pies cuadrados.

C_t = tonelaje horario de tamaños inferiores a la malla de cribado en la alimentación.

C_u = capacidad básica en t/h pie² para la luz de malla considerada y el material en cuestión.

F = producto de factores correctores de la capacidad base calculada

$$F = F_f \times F_o \times F_e \times F_d \times F_w \times F_{oa} \times F_s \times F_h \times F_i$$

Estos factores, se establecen en función de las características de la criba, conforme a lo establecido en las siguientes figuras.

Se establecen los factores de corrección para F_f, F_o y F_e.

F_f: Se establece en función del porcentaje inferior a la semidimensión de malla.

F_o: Se establece en función del material con dimensión superior a la malla de corte.

F_e: Se establece en función de la eficacia de cribado.



Chart B

%	Factor		
	Fines, F_f	Oversize, F_o	Efficiency, F_e
0	0.44		
10	0.55	1.05	
20	0.70	1.01	
30	0.80	0.98	
40	1.00	0.95	
50	1.20	0.90	
60	1.40	0.86	
70	1.80	0.80	
80	2.20	0.70	1.75
85	2.50	0.64	1.50
90	3.00	0.55	1.25
95	3.75	0.40	1.00

Figura 14: Factor de corrección en función de: el porcentaje de tamaños inferiores a la semidimensión de malla, el porcentaje de tamaños superiores que la malla, y la eficacia de cribado

Se establece, asimismo, un factor de corrección F_d en función de la posición de la tela de cribado.

Chart C

Decks	Deck Factor, F_d
Top	1.00
2nd	0.90
3rd	0.75

Figura 15: Factor de corrección en función de la posición de la tela de cribado

Asimismo, se establece un factor de corrección F_s en función de la forma que presente la malla de cribado

Chart F—Slotted opening factor

Typical Screen Media	Length/Width Ratio [[A_2/A_1], Chart E]	Slotted Opening Factor, F_s
Square and slightly rectangular openings	Less than 2	1.0
Rectangular openings, Ton-Cap	Equal to or greater than 2, but less than 4	1.1
Slotted openings Ty-Rod nonblind	Equal to or greater than 4, but less than 25	1.2
Parallel rod decks	Equal to or great than 25	1.4

Figura 16: Factor de corrección en función de los diferentes tipos de superficie cribante.

Además, según la inclinación de trabajo de la criba se establece un factor de corrección F_i .



	<u>f_i</u>
▪ Cribas inclinadas (20°):	1.00
▪ Cribas inclinadas (15°):	0.96
▪ Cribas inclinadas (10°):	0.94
▪ Cribas inclinadas (5°):	0.87
▪ Cribas horizontales:	0.83

Figura 17: Factor de corrección en función de la inclinación.

Asimismo, es preciso establecer un factor de corrección F_h , en función de la humedad del producto y del medio en que se realiza en cribado F_w .

Chart D

Opening Size, sq in.	Wet Screening Factors		
	Limiting Moisture*	F_w	F_{wa}^\dagger
1/32 or less	0%	1.25	1.10
1/16	1%	3.00	2.00
1/8	1%	3.50	2.50
3/16	2%	3.50	2.50
5/16	4%	3.00	2.00
3/8	4%	2.50	1.50
1/2	6%	1.75	1.30
3/4	6%	1.35	1.20
1-2	6%	1.25	1.10
1-1/2	No limit	1.25	1.10
+2	No limit	1.0	1.0

*When screening dry: If moisture exceeds this limit, must consider special aperture constructions.
 †Use F_{wa} when uncertain about maximum spray water being available, or being used efficiently.

Figura 18: Factor de corrección en función de la humedad y medio de cribado.

Además, es preciso establecer un factor de corrección F_{oa} , que relaciona el porcentaje de superficie abierta de una criba de referencia con el porcentaje de la misma en la tela empleada.

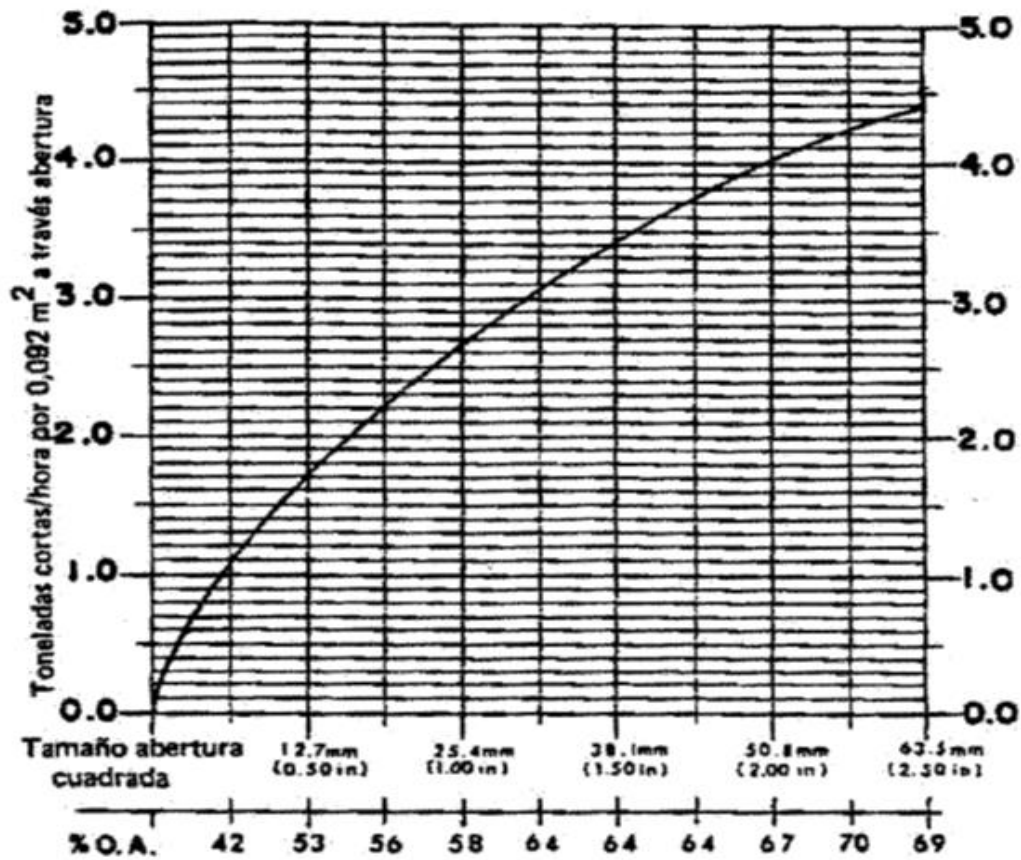


Figura 19: Capacidad básica de una criba para densidad aparente 1,6 kg/m³.

De acuerdo con la experiencia se sabe que este área es insuficiente, por lo tanto, se le aplica un pequeño factor de corrección:

$$A_{necesaria} = 1,1 \times A$$

Se selecciona en catálogo la criba adecuada.



CARACTERÍSTICAS TÉCNICAS

MODELO	Longitud útil mm	Ancho útil mm	Potencia Kw 2 tamices	Potencia Kw 3-4 tamices	Superficie útil area m2
CVT-1025	2.500	1.100	5,5	7,5	2,5
CVT-1230	3.000	1.360	7,5	11	3,75
CVT-1540	4.000	1.600	11	15	6
CVT-1545	4.500	1.600	11	15	6,75
CVT-1750	5.000	1.800	15	18,5	9
CVT-2060	6.000	2.100	22	22	12
CVT-2270	7.000	2.250	22	22	15
CVT-2570	7.000	2.550	30	30	18

Figura 20: Características técnicas de cribas vibratorias Trimán

Una vez seleccionada la criba se comprueba que el espesor de lecho de rechazo al final de la criba sea inferior a cuatro veces la luz de malla de la criba. Para ello, si es preciso, se aplica un factor de corrección en función de la inclinación del lecho de rechazo. Para ello, es preciso conocer el caudal horario al final de la criba por cada cm de espesor de lecho y número de toneladas cortas por hora y pulgada de espesor de lecho desplazándose sobre la criba a una velocidad de un metro por segundo en función del ancho.

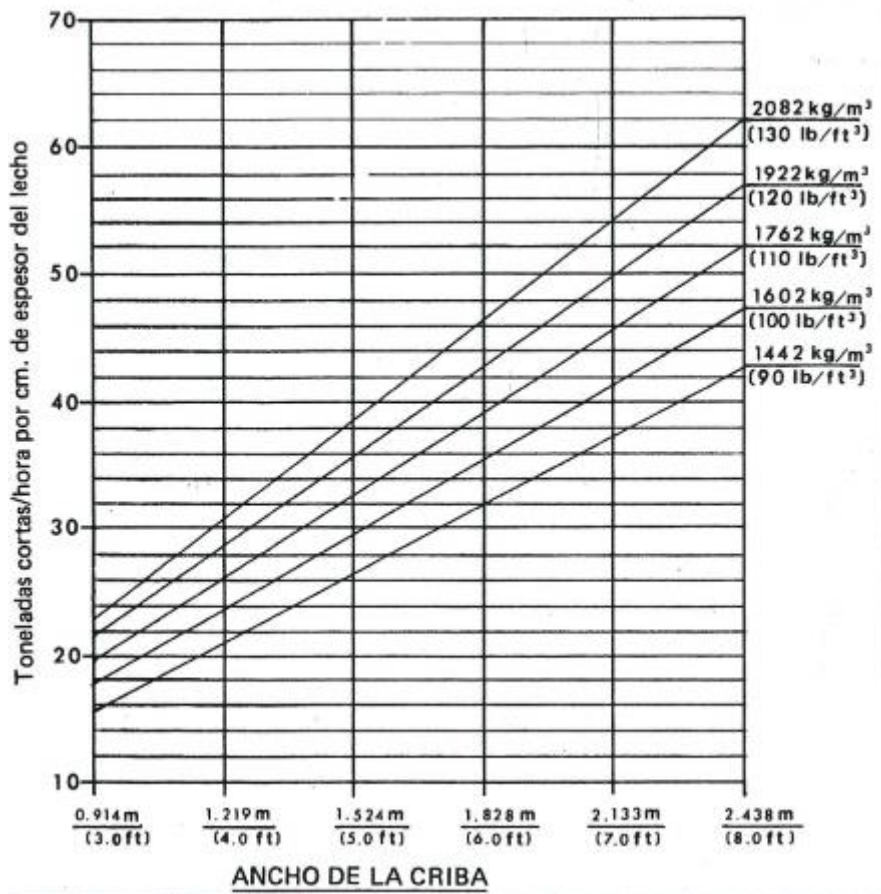


Figura 21: Carta de espesores de lecho basada en caudal promedio de 18,29m/min.

Angulo	Caudal promedio
18°	18.29 m/min (60 ft/min)
20°	24.39 m/min (80 ft/min)
22°	30.48 m/min (100 ft/min)
25°	36.58 m/min (120 ft/min)

Figura 22: Promedio de velocidad de desplazamiento del material para cribas vibratorias en movimiento circular.

3.3.Hidrociclones

De entre los métodos de barajados de Dahlstrom y Mullar-Jull se realiza el cálculo empleado las formulaciones establecidas por los segundos, pues su uso es más frecuente en la industria; no obstante, ambos son perfectamente válidos para esta instalación.



La formulación propuesta por Mullar y Jull para el cálculo de hidrociclones es la siguiente:

$$d_{50c} = \frac{12.67 D_c^{0.675} \times e^{(-0.301 + 0.0945V - 0.00356V^2 + 0.0000684V^3)}}{P^{0.3} \times (S - 1)^{0.5}}$$

$$Q = 9,4 \times 0,001 \times P^{0.5} \times D_c^2$$

Donde:

P: Presión de alimentación en kPa.

D_c: Diámetro del ciclón en cm.

d_{50c}: Se expresa en micras.

V: Porcentaje de sólidos, en la alimentación, en volumen.

Q: Caudal en m³/h

S: Densidad real en t/m³

Con ello, y de acuerdo con la figura de hidrociclones Krebs, se escoge el diámetro de hidrociclón, y sabiendo el caudal total de pulpa que debe tratar el hidrociclón se obtiene el número de hidrociclones necesarios. Posteriormente, se recalcula la presión de trabajo ya que la primera es una presión tipo estipulada en el funcionamiento de los hidrociclones.

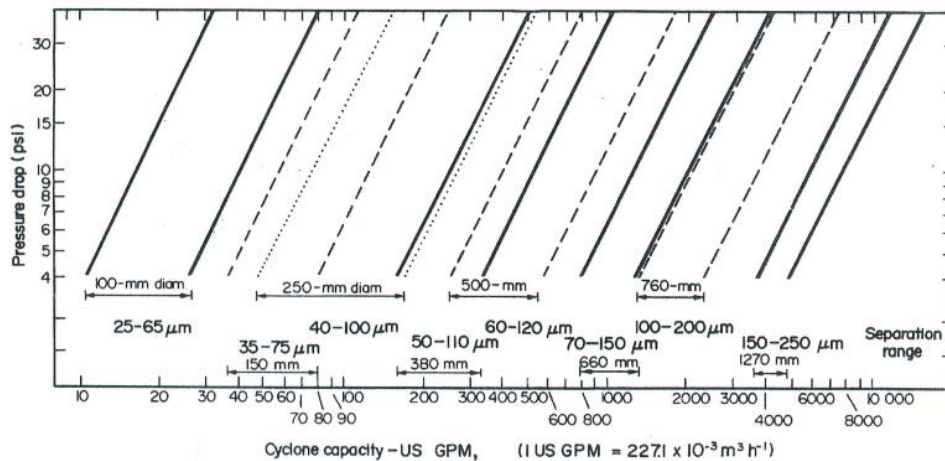


Figura 23: Ábaco para la selección de hidrociclones Krebs.

3.4. Celdas de flotación

El volumen efectivo de una celda de flotación se define como:

$$V_{efectivo} = Q \times T \times E$$

Q= caudal de pulpa en m³/min

T= tiempo de flotación en planta

E= factor de expansión que tiene en cuenta el aumento de volumen debido a la aireación. Se considera que por término medio el aire ocupa un 15% del caudal de la celda.

$$E = \frac{1}{0.85} = 1.18$$

Una vez conocido el volumen efectivo se acude a catálogo para seleccionar la celda óptima:

Tabla 3: Diferentes tamaños de celdas de flotación Denver Sub-A

Tamaño	Volumen de la celda (m ³)	Caudal máximo (m ³ /h)
18	0,34	15
18SP	0,71	40
24	1,4	80
100	2,8	160



Por lo tanto, el número de celdas:

$$N^{\circ} \text{ celdas} = \frac{V_{\text{efectivo}}}{V_{\text{celda}}}$$

Una vez conocido el tiempo de flotación en laboratorio se puede determinar el tiempo de flotación en planta conocida la siguiente relación.

$$T_{\text{flotación en planta}} = T_{\text{flotación laboratorio}} \times 2.1$$



3.5. Tanque espesador

El dimensionado de un tanque espesador se lleva a cabo en dos etapas; primero se determina la superficie mínima necesaria, y a continuación se calcula su altura, constituyendo la primera etapa la fase fundamental del cálculo.

El área, en m², en el nivel considerado se define como:

$$A = \frac{(D_C - D_F) \times W}{V_c \times S}$$

Sabiendo además que la dilución es:

$$\text{Dilución} = \frac{\text{Peso del líquido}}{\text{Unidad de peso del sólido}}$$

DC= Dilución de la pulpa en un determinado nivel del tanque.

DF= Dilución en la descarga del espesador.

W= Caudal de sólidos secos alimentados al espesador en t/h

S= Peso específico del líquido en t/m³

Vc = Es la velocidad de sedimentación, pendiente (aproximadamente constante), del primer tramo de la curva de sedimentación hasta el punto de compresión.

Por lo que es preciso realizar un ensayo de sedimentación, que se realiza por el método de Talmage y Fitch.

Entonces, a partir de la curva de sedimentación obtenida en ensayo de laboratorio se sabe trazando la tangente en un punto cualquiera Cc y Hc la intersección de dicha tangente con el eje de ordenadas verifica:

$$C_c \times H_c = C_0 \times H_0$$

Donde:

C₀= Concentración en sólidos inicial en dicha pulpa.



H_0 = Altura de la superficie libre del líquido en la probeta

Entonces, sabiendo que la dilución de la pulpa es a la entrada de la compresión es:

$$D = \frac{1}{C} - \frac{1}{\text{densidad} \left(\frac{\text{kg}}{\text{l}}\right)}$$

C = Concentración de sólidos en la pulpa (kg/l)

Pudiendo por lo tanto con ello calcular todos los parámetros necesarios:

Para calcular la altura de un tanque espesador, solamente se calcula la altura correspondiente a la zona de compresión. Para ello, es necesario conocer la dilución media:

$$D_M = \frac{D_c + D_F}{2}$$

Con ello, y sabiendo el tiempo que permanece en compresión, T, se puede calcular el volumen necesario en la zona de compresión:

$$\text{Volumen} = \left(\frac{1}{\text{densidad}} + D_M \right) \times W \times T$$

Por lo tanto, la altura de la zona de compresión es:

$$\text{Altura compresión} = \frac{\text{Volumen}}{\text{Área}}$$

En caso de superar el metro de altura debe de ser recalculado. Finalmente, la altura total es la suma de la zona de clarificación (0.7m-1.5m), alimentación (0.7m), transición (0.7m) y compresión.

3.6. Filtros estériles

Una vez conocido mediante ensayo en laboratorio los valores de tiempo de filtración corregido, peso de torta húmeda, peso de torta seca, humedad de la torta, superficie del filtro del laboratorio y volumen de la torta.

Entonces, se el volumen horario necesario de torta:



$$\rho_{torta\ seca} = \frac{Peso\ torta\ seca}{\frac{Peso\ torta\ seca}{densidad\ mineral} + Peso\ agua\ en\ torta\ húmeda}$$

$$V = \frac{Q}{\rho_{torta\ seca}}$$

Entonces, sabiendo la duración del ciclo de filtrado podemos conocer fácilmente el número de ciclos por hora.

$$N_c = \frac{60\ minutos}{tiempo\ de\ filtrado\ (minutos)} = ciclos/hora$$

Con lo que el volumen de filtrado necesario es:

$$V_{filtrado}^{necesario} = \frac{V}{N_c}$$

Entonces, dividiendo el volumen del filtro por el volumen de una cámara se determina el número necesario de filtros

$$\cdot N_{cámaras} = \frac{V_{filtrado}^{necesario}}{Volumen\ de\ una\ cámara}$$

Y la humedad nos permite determinar la cantidad de agua que tiene la torta en forma de humedad.

Con ello de acuerdo con las características técnicas se selecciona el adecuado:



Model	L	W	H	Weight (net) [kg]	Motor size	
	[mm]	[mm]	[mm]		High pressure [kW]	Low pressure [kW]
VPA 15.-12	4425	3800	3160	18900	22	11
VPA 15.-14	4725	3800	3160	19500	22	11
VPA 15.-16	5025	3800	3160	20150	22	11
VPA 15.-18	5325	3800	3160	20800	22	11
VPA 15.-20	5625	3800	3160	21400	22	11
VPA 15.-22	5925	3800	3160	22050	22	11
VPA 15.-24	6225	3800	3160	22700	22	11
VPA 15.-26	6525	3800	3160	23350	22	11
VPA 15.-28	6825	3800	3160	24000	22	11
VPA 15.-30	7125	3800	3160	24600	22	11
VPA 15.-32	7425	3800	3160	25200	22	11
VPA 15.-34	7725	3800	3160	25850	22	11
VPA 15.-36	8025	3800	3160	26500	22	11
VPA 15.-38	8325	3800	3160	27150	22	11
VPA 15.-40	8650	3800	3160	27800	22	11
VPA 15.-42	8975	3800	3160	28400	22	11
VPA 15.-44	9300	3800	3160	29050	22	11
VPA 15.-46	9625	3800	3160	29700	22	11
VPA 15.-48	9950	3800	3160	30300	22	11
VPA 15.-50	10275	3800	3160	30950	22	11

Figura 24: Características técnicas de los filtros de presión VPA 15

3.7. Filtros de concentrado de calcopirita

A partir de valores obtenidos en laboratorio: tiempo de filtración empleado, peso de la torta seca, área de la superficie filtrante del filtro y humedad de la torta final

$$Capacidad\ filtrante = F = \frac{P}{A \times T}$$

P= Peso de la torta seca

A= Área del filtro

T=Tiempo de filtrado

Con lo que la superficie filtrante necesaria o lo que es lo mismo la superficie efectiva es:

$$S_{efectiva} = \frac{Q}{F}$$

Por lo tanto, la superficie total:



$$S_{total} = \frac{S_{efectiva}}{0.75}$$

Y la humedad nos permite determinar la cantidad de agua que tiene la torta en forma de humedad.

Con ello acudiendo a las características técnicas:

Size	Total area		Disc filter effective area	
	[m ²]	[ft ²]	[m ²]	[ft ²]
1501	2.8	30	2.1	23
1502	5.6	60	4.2	45
1503	8.4	90	6.3	68
1504	11.2	121	8.4	90
1505	14	151	10.5	113
1506	16.8	181	12.6	136
2003	15	161	11.3	122
2004	20	215	15	161
2005	25	269	18.8	202
2006	30	323	22.5	242
2503	23.3	251	17.5	188
2504	31	334	23.3	251
2605	38.8	417	29.1	313
2506	46.5	500	34.9	376
3003	30	323	22.5	242
3004	40	430	30	323
3005	50	538	38	409
3006	60	646	45	484
3007	70	753	53	570
3008	80	861	60	646
3009	90	968	68	732
3010	100	1076	75	807
3503	45	484	33.8	364
3504	60	646	45	484
3505	75	807	56.3	606
3506	90	968	68	732
3507	105	1130	75	807
3508	120	1291	90	968
3509	135	1453	101.3	1090
3510	150	1614	113	1216
3511	165	1775	123.8	1332
3512	180	1937	135	1453
4004	80	861	60	646
4005	100	1076	75	807
4006	120	1291	90	968
4007	140	1506	105	1130
4008	160	1722	120	1291
4009	180	1937	135	1453
4010	200	2152	150	1614
4011	220	2367	165	1775
4012	240	2582	180	1937
4013	260	2798	195	2098
4014	280	3013	210	2260

Figura 25: Área total y área efectiva de filtros de vacío de discos

4. Cálculo de equipos

4.1. Quebrantadora de mandíbulas

La capacidad de la planta de tratamiento es de 1600 t/día y la sección de trituración funciona 8 h/día; por lo tanto, la trituradora primaria de mandíbulas produce 200 t/h. Es sabido que de la explotación minera se obtiene un diámetro máximo de alimentación de



500 mm, pero con el fin de evitar atascos se aplica un factor de corrección con valor 0,88 para determinar la abertura mínima de de la quebrantadora.

$$Abertura\ admision\ minima \geq \frac{500}{0.88} = 568\ mm$$

De acuerdo con lo expuesto, con un reglaje de 200 mm, se selecciona una trituradora de mandíbulas tipo Blake con unas características de ancho de boca y abertura de admisión de 1250 x 900 mm. Según los datos aportados por el fabricante se observa que cumple las necesidades de producción de 225 sht/h=205 t/h y por lo tanto satisface las necesidades de la planta.

De acuerdo con lo expuesto, el porcentaje de paso para minerales de dureza media está comprendido entre el 85% y el 90%, siendo seleccionado para el cálculo el 90%.

Tabla 4: Finura de los productos de las quebrantadoras de mandíbulas definida la proporción de los productos que pasan por el tamiz de malla igual al reglaje de la quebrantadora.

Tipos de quebrantadoras	Naturaleza de la alimentación	Caliza %	Granito %	Cuarcita %	Minerales medios %
Doble efecto	Todo uno	85-90	70-75	65-70	85-90
Doble efecto	Finos eliminados por cribado somero	80-85	65-70	60-65	80-85
Doble efecto	Cribado	75-80	60-70	55-60	75-80
Simple efecto	Cribado	80-85	70-75	60-65	80-85

Por lo tanto, el reglaje de la máquina, por el que pasa el 90% del producto triturado, corresponde al 72% de la máxima dimensión del producto triturado.

$$R = 150\ mm = 0.72\ dmax$$

$$dmax = \frac{150\ mm}{0.72} = 208.3\ mm$$



Entonces, se estima que el d_{80} es:

$$d_{80} = 0.72 \times d_{max} = 0.72 \times 208.3 = 150 \text{ mm}$$

De acuerdo con lo anterior, y conocido el valor del índice de Bond para trituración primaria con valor de 7.39 kWxh/t se conoce la potencia de la quebrantadora.

$$W = 10W_i \times \left(\frac{1}{\sqrt{d_{80}}} - \frac{1}{\sqrt{D_{80}}} \right)$$
$$W = 10 \times 7,39 \times \left(\frac{1}{\sqrt{150 \times 10^3}} - \frac{1}{\sqrt{500 \times 10^3}} \right) = 0,086 \text{ kWh/t}$$

Por lo tanto, la potencia teórica es:

$$P_t = Q \times W$$

$$P_t = 200 \times 0,086 = 17.2 \text{ kW}$$

Luego, la potencia necesaria es:

$$P_n = 2 \times P_t$$

$$P_n = 2 \times 17.2 = 34.4 \text{ kW}$$

Según catálogo, la quebrantadora de mandíbulas viene instalada con un motor de 90 kW y por lo tanto satisface las necesidades de la instalación.

Sabiendo que la dimensión de tamaño máximo es de 208.3 mm, mediante la curva A representada en la figura se determina la composición granulométrica del producto triturado.



Tabla 5: Composición granulométrica del producto de trituración primaria

Luz de malla (% tamaño máximo)	Luz de malla	Pasante acumulado	Luz de malla (% tamaño máximo)	Luz de malla	Pasante acumulado (%)
3	6,2	10	32	66,7	55
5	10,4	15	37	77,1	60
7	14,6	20	40	83,3	65
9,5	19,8	25	48	100,0	70
13	27,1	30	55	114,6	75
16	33,3	35	60	125,0	80
20	41,7	40	70	145,8	85
23	47,9	45	80	166,6	90
27	56,2	50	90	187,5	95
			100	208,3	100

4.2. Triturador de cono Simmons estándar

Se instala un triturador de cono Simmons estándar cuyo dimensionado se efectúa atendiendo a la necesidad de que la alimentación sea menor que el 90% de la abertura de entrada en su dimensión mayor y que la alimentación presente entre un 10% y un 20% de tamaños mayores que la abertura de admisión en su dimensión menor.

$$D_{max} < 0,9 \times \text{Abertura máxima}$$

$$\text{Abertura máxima} > \frac{D_{max}}{0,9} = \frac{208,3}{0,9} = 231,5 \text{ mm} = 9,1''$$

$$\text{Abertura mínima} \geq D_{80} = 150 \text{ mm} = 5,9''$$

Atendiendo a lo expuesto, se elige el modelo 5^{1/2} ft con cavidad “medium”, cuya abertura mínima de boca es de 8^{3/8} pulgadas y cuya abertura máxima es de 9^{1/2} pulgadas, cumpliendo con las especificaciones requeridas.

$$A_{max} = 241.3 \text{ mm} > 231,5 \text{ mm}$$

$$A_{min} = 238.1 \text{ mm} \geq 150 \text{ mm}$$



Se emplea un reglaje de 22 mm, ya que permite alcanzar una producción de 235sht/h= 213 t/h, y por lo tanto cumple con los requisitos de diseño, que son de 200 t/h. Entonces, de acuerdo con lo anteriormente expuesto el cono Simmons tiene una composición granulométrica, y por lo tanto obtenemos mediante interpolación el valor del d₈₀ de salida.

$$d_{80} = 28.4 \text{ mm}$$

Tabla 6: Composición granulométrica del producto de trituración secundaria mediante cono Simmons estándar, en circuito abierto

Fracción (")	Fracción (mm)	Peso (%)	Luz de malla (mm)	Pasante acumulado (%)
1,75-1,5	44,5-38,1	4	44,5	100
1,5-1,25	38,1-31,8	7	38,1	96
1,25-1	31,8-25,4	17	31,8	89
1-7/8	25,4-22,2	12	25,4	72
7/8-3/4	22,2-19,1	12	22,2	60
3/4-5/8	19,1-15,9	11	19,1	48
5/8-1/2	15,9-12,7	10	15,9	37
1/2-3/8	12,7-9,5	8	12,7	27
3/8-5/16	9,5-7,9	4	9,5	19
5/16-1/4	7,9-6,4	3	7,9	15
1/4-3/16	6,4-4,8	12	6,4	12

A partir de los datos d₈₀ y D₈₀ y el de índice de Bond de 8.82 kWh/t, obtenido en ensayo de laboratorio, se calcula la potencia.



$$W = 10W_i x \left(\frac{1}{\sqrt{d_{80}}} - \frac{1}{\sqrt{D_{80}}} \right)$$

$$W = 10 x 8,82 x \left(\frac{1}{\sqrt{28,4 x 10^3}} - \frac{1}{\sqrt{150 x 10^3}} \right) = 0,29 kWh/t$$

Por la tanto, la potencia teórica es:

$$P_t = Q x W$$

$$P_t = 200 x 0,29 = 58 kW$$

Y la potencia necesaria:

$$P_n = 1,3 x P_t = 1,3 x 58 = 75.4 kW$$

4.3.Criba vibrante en circuito abierto

Se realiza en cribado del producto de trituración secundaria:

$$A = \frac{C_t}{C_u x F}$$

A = área de la criba en pies cuadrados.

C_t = tonelaje horario de tamaños inferiores a la malla de cribado en la alimentación.

C_u = capacidad básica en t/h pie² para la luz de malla considerada y el material en cuestión.

F = producto de factores correctores de la capacidad base calculada

$$F = F_f x F_o x F_e x F_d x F_w x F_{oa} x F_s x F_h x F_i$$



La semidimensión de malla de la criba es 4.7 mm, y por lo tanto el material contiene un 8.28% inferior a la misma:

$$F_f = 0,53$$

La eficacia del cribado es del 95 %, luego:

$$F_e = 1$$

Solamente se emplea una tela:

$$F_d = 1$$

La tela de criba presenta malla cuadrada:

$$F_s = 1$$

El cribado se realiza en seco:

$$F_w = 1$$

La humedad del producto es de aproximadamente un 5%:

$$F_h = 0,8$$

El contenido de tamaños mayores a la malla de corte es aproximadamente del 81 %, luego:

$$F_o = 0,70$$

El mineral a cribar tiene una densidad real de 2,82 t/m³ siendo su densidad aparente de 1,69 t/m³ (2,82 x 0,6)

$$\text{Densidad de masa} = \frac{D_2}{D_1} = \frac{\text{densidad aparente del mineral a cribar}}{\text{densidad aparente del mineral base}}$$

$$C_u = C \times \frac{D_2}{D_1}$$



C= capacidad básica

$$C = \frac{1,5sht}{pie^2} = \frac{1,4t}{pie^2} \rightarrow \frac{1,4t}{0,092} = \frac{15,2 t}{h m^2}$$

$$C_u = 15,2 \times 1,05 = 15,96 \frac{t}{h m^2}$$

La tela de la criba de referencia presenta un 48 % de superficie abierta. Mientras que, el área libre de la malla que se emplea es del 50%, luego:

$$F_{oa} = \frac{50}{48} = 1,04$$

La criba trabaja con una inclinación normal (20°):

$$F_i = 1$$

Con lo que resulta:

$$F = 1 \times 1,04 \times 0,7 \times 0,8 \times 1 \times 1 \times 1 \times 1 \times 1 \times 0,53 = 0,31$$

De acuerdo con la composición granulométrica del producto triturado en el cono Simmons, hay un 19% del producto menor de 9.5 mm y, por lo tanto, el pasante ser el 19% de 200t/h, es decir, 38 t/h

$$A = \frac{38}{15,96 \times 0,31} = 7.7 m^2$$

$$A_{necesaria} = 1,1 \times 7.7 = 8.5 m^2$$

En el catálogo de Triman, se selecciona una criba de 9 m² (5 m x 1,8 m) modelo CVT-1750. Se trata de una criba vibrante con inclinación de 18°, y que tiene un caudal horario al final de la criba por cada cm de espesor de lecho de 34.5 t/h de acuerdo con la figura, número de toneladas cortas por hora y pulgada de espesor de lecho



desplazándose sobre la criba a una velocidad de un metro por segundo en función del ancho.

Es caudal de rechazo de la criba se constituye por el 81 % de la alimentación, es decir, 168 t/h. Por lo tanto, el espesor al final de la criba con una inclinación de 18° es de:

$$\text{Espesor al final de la criba (18°)} = \frac{172}{34.5} = 4.7 \text{ cm}$$

Sin embargo, la criba funciona con una inclinación de 20°, por lo que es necesario realizar una corrección. De acuerdo con lo expuesto, la velocidad de desplazamiento del material con 18° es de 18,29 m/min mientras que para una inclinación de 20° es de 24.39 m/min

$$\text{Espesor al final de la criba(20°)} = \frac{18,29}{24,39} \times 34.7 = 3.5 \text{ cm}$$

Para que la criba sea válida se tiene que cumplir necesariamente que el espesor de rechazo al final de la criba sea inferior a cuatro veces la luz de malla de la criba.

$$4 \times \text{luz de malla} = 4 \times 9,5 = 38 \text{ mm} > 35 \text{ mm}$$

Por lo tanto, la criba seleccionada es válida.

4.4. Trituración terciaria y cribado en circuito cerrado

4.4.1. Conos Simmons de cabeza corta

El rechazo de la criba vibrante en circuito abierto es enviado a trituración terciaria:

Tabla 7: Composición granulométrica del rechazo del cribado en circuito abierto

Fracción (")	Fracción (mm)	Peso (%) sobre el porcentaje de alimentación de la criba	Peso (%) sobre el 100% de rechazo de la criba	Peso (t/h)	Luz de malla(mm)	Pasante a acumulado (%)
1,75-1,5	44,5-38,1	4	4,9	8	44,5	100
1,5-1,25	38,1-31,8	7	8,6	14	38,1	95,1
1,25-1	31,8-25,4	17	21,0	34	31,8	86,4
1-7/8	25,4-22,2	12	14,8	24	25,4	65,4



7/8-3/4	22,2-19,1	12	14,8	24	22,2	50,6
3/4-5/8	19,1-15,9	11	13,6	22	19,1	35,8
5/8-1/2	15,9-12,7	10	12,3	20	15,9	22,2
1/2-3/8	12,7-9,5	8	9,9	16	12,7	9,9
		81	100	162		

El rechazo de la criba de luz 9,5 mm es de 162 t/h y se instalan dos circuitos idénticos alimentados cada uno con una capacidad de 81 t/h. La composición granulométrica del producto de trituración terciaria con reglaje de ½ pulgada es la siguiente:

Tabla 8: Composición granulométrica del producto de trituración terciaria mediante cono Simmons de cabeza corta

Fracción (")	Fracción (mm)	Peso (%)	Luz de malla (mm)	Pasante acumulado (%)
1-7/8	25,4-22,2		3	25,4
7/8-3/4	22,2-19,1		6	22,2
3/4-5/8	19,1-15,9		12	19,1
5/8-1/2	15,9-12,7		19	15,9
1/2-3/8	12,7-9,5		20	12,7
3/8-5/16	9,5-7,9		10	9,5
5/16-1/4	7,9-6,4		8	7,9
1/4-3/16	6,4-4,8		6	6,4
3/16-6M	4,8-3,7		4	4,8
6M-10M	3,7-1,7		12	3,7

Por lo tanto:

$$d_{80} = 16.6 \text{ mm}$$

En condiciones de circuito estabilizado se cumple que:

$$0,40 \times B = A$$



A = alimentación a cada circuito cerrado.

B = número de toneladas hora trituradas en cada cono Simmons de cabeza corta.

$$B = \frac{81}{0,40} = 202.5 \text{ t/h}$$

La composición granulométrica del pasante de las cribas de circuito cerrado con luz de malla de 9,5 mm es:

Tabla 9: Composición granulométrica de pasante en cribas de circuito cerrado.

Fracción (")	Fracción (mm)	Peso (%) sobre el 100% de rechazo de la criba	Luz de malla(mm)
3/8-5/16	9,5-7,9	25	9,5
5/16-1/4	7,9-6,4	20	7,9
1/4-3/16	6,4-4,8	15	6,4
3/16-6M	4,8-3,7	10	4,8
6M-10M	3,7-1,7	30	3,7
		100	

Mientras que el rechazo de cada criba es de 121.5 t/h (202.5 t/h-81 t/h) para cada circuito.

Tabla 10: Composición granulométrica de rechazo de cribas de circuito cerrado

Fracción (")	Fracción (mm)	Peso (%) sobre el porcentaje de alimentación de la criba	Peso (%) sobre el 100% de rechazo de la criba	Peso (t/h)	Luz de malla(mm)	Pasante a acumulado (%)
--------------	---------------	--	---	------------	------------------	-------------------------



Diseño de una planta mineralúrgica de mineral de cobre de 200 t/h



1-7/8	25,4-22,2	3	5	6,1	25,4	100
7/8-3/4	22,2-19,1	6	10	12,2	22,2	93,9
3/4-5/8	19,1-15,9	12	20	24,3	19,1	81,8
5/8-1/2	15,9-12,7	19	32	38,5	15,9	57,5
1/2-3/8	12,7-9,5	20	33	40,5	12,7	19,0
		60	100	121,5		

Por lo tanto, la alimentación a los trituradores de cono de cabeza corta:

Tabla 11: Composición granulométrica de entrada a los trituradores terciarios

Fracción (")	Fracción (mm)	Peso(t/h)	Luz de malla	Pesos (%)	Pasante acumulado (%)
1,75-1,5	44,5-38,1	4	44,5	2,0	100
1,5-1,25	38,1-31,8	7	38,1	3,5	98,0
1,25-1	31,8-25,4	17	31,8	8,4	94,6
1-7/8	25,4-22,2	18,1	25,4	8,9	86,2
7/8-3/4	22,2-19,1	24,2	22,2	11,9	77,2
3/4-5/8	19,1-15,9	35,3	19,1	17,4	65,3
5/8-1/2	15,9-12,7	48,5	15,9	23,9	47,9
1/2-3/8	12,7-9,5	48,5	12,7	24,0	24,0
		202,5		100	

Por lo tanto:

$$D_{80} = 23,2 \text{ mm}$$

Se selecciona para cada uno de los circuitos 2 trituradores de cono Simmons de cabeza corta con reglaje de media pulgada un modelo 5100 con cavidad fine que presentan una



capacidad de 120 sht/h lo que permite triturar 240 sht/h=217 t/h, satisfaciendo las necesidades de la planta.

La potencia necesaria en la instalación es:

$$W = 10W_i x \left(\frac{1}{\sqrt{d_{80}}} - \frac{1}{\sqrt{D_{80}}} \right)$$

En el caso de trituradores de cono, el índice de Bond que se utiliza para determinar la potencia tiene que ser mayor al índice obtenido en los ensayos de trituración y molienda en el molino de barras, tomándose como valor: 8.82 kWh/t

$$W = 10x8,82 x \left(\frac{1}{\sqrt{16.6x10^3}} - \frac{1}{\sqrt{23.2 x10^3}} \right) = 0,11 \frac{kWh}{t}$$

$$P_t = Q x W = 0,11 x 202.5 = 22.27 kW$$

$$P_n = 1,3 x P_t = 1,3 x 22,27 = 28.9 kW$$

Además, el modelo seleccionado cumple:

$$A_{max} > \frac{D_{max}}{0,9} = \frac{44,5}{0,9} = 49,4 mm$$

$$Abeertura\ mínima \geq D_{80} = 23,2 mm$$

4.4.2. Cribas vibratorias en circuito cerrado

El pasante de las cribas de circuito cerrado es de 81 t/h haciendo un total de 162 t/h entre las dos, dicho pasante presenta la composición granulométrica siguiente en cada criba.

Tabla 12: Composición granulométrica de pasante en cada criba de circuito cerrado

Fracción (")	Fracción (mm)	Peso (t/h)	Luz de malla(mm)
3/8-5/16	9,5-7,9	20,25	9,5
5/16-1/4	7,9-6,4	16,2	7,9



Diseño de una planta mineralúrgica de mineral de cobre de 200 t/h



1/4-3/16	6,4-4,8	12,15	6,4
3/16-6M	4,8-3,7	8,1	4,8
6M-10M	3,7-1,7	24,3	3,7
		81	

$$A = \frac{C_t}{C_u \times F}$$

A = área de la criba en pies cuadrados.

C_t = tonelaje horario de tamaños inferiores a la malla de cribado en la alimentación.

C_u = capacidad básica en t/h pie² para la luz de malla considerada y el material en cuestión.

F = producto de factores correctores de la capacidad base calculada

$$F = F_f \times F_o \times F_e \times F_d \times F_w \times F_{oa} \times F_s \times F_h \times F_i$$

El material contiene un 16% inferior a la semidimensión de malla de la criba, luego:

$$F_f = 0,63$$

El contenido de tamaños superiores a la malla de corte es del 60%

$$F_o = 0,86$$

La eficacia del cribado será del 95%.

$$F_e = 1$$

El cribado se realizará en seco.

$$F_w = 1$$

Existe solamente una tela de cribado

$$F_d = 1$$



La tela de cribado tiene malla cuadrada

$$F_s = 1$$

La humedad del producto es del 5%

$$F_h = 0,8$$

La criba trabaja con 20° de inclinación, entonces:

$$F_i = 1$$

La tela de referencia presenta el 46 % de superficie abierta mientras que la empleada presenta un 50%.

$$F_{oa} = \frac{50}{48} = 1,04$$

Por lo tanto:

$$F = 0,45$$

La densidad de masa del mineral a cribar es:

$$\text{Densidad de masa} = \frac{D_2}{D_1} = \frac{\text{densidad aparente del mineral a cribar}}{\text{densidad aparente del mineral base}} = 1,05$$

La capacidad de cribado es la siguiente:

$$C = \frac{1,5sht}{pie^2} = \frac{1,4t}{pie^2} \rightarrow \frac{1,4t}{0,092} = \frac{15,2t}{h m^2}$$

Y por lo tanto:

$$C_u = 15,2 \times 1,05 = 16 \frac{t}{h m^2}$$

Cada una de las cribas tiene una capacidad de pasante de 81 t/h con lo que el área es:

$$A = \frac{81}{16 \times 0,45} = 11,25 m^2$$



Luego, cada criba vibratoria necesita un área de:

$$A_{necesaria} = 1,1 \times 11.25 = 12.4 \text{ m}^2$$

En el catálogo de Triman se selecciona un modelo CVT-2270 con 2,25 metros de ancho que presenta una superficie útil de 15 m². La capacidad de transporte de la criba con inclinación de 18° es de 46 sht/h=41.7 t/h por cada cm de espesor de lecho al final de la criba.

Entonces, espesor del lecho al final de la criba es:

$$\text{Espesor al final de la criba (18°)} = \frac{121.5}{41.7} = 2.91 \text{ cm}$$

Sin embargo, la criba funciona con 20° de inclinación por lo que es necesario realizar una corrección.

$$\text{Espesor al final de la criba(20°)} = \frac{18,29}{24,39} \times 2.91 = 2.18 \text{ cm}$$

Para la que la criba sea válida, el espesor del lecho de rechazo al final de la criba deberá ser inferior a cuatro veces la luz de malla de la criba.

$$4 \times \text{luz de malla} = 4 \times 9,5 = 38 \text{ mm} > 21.8 \text{ mm}$$

Luego, es válida y por lo tanto se instala una criba en cada circuito cerrado de trituración terciaria

4.5. Circuito cerrado de molienda

El producto que alimenta el circuito cerrado de molienda está compuesto por el pasante de la criba de circuito abierto y las dos cribas de circuito cerrado, que hacen un total de 200 t/h (38 t/h +162 t/h)



Tabla 13: Composición granulométrica del pasante de la criba vibratoria de circuito abierto

Fracción (")	Fracción (mm)	Peso (%) sobre el porcentaje de alimentación de la criba	Peso (%) sobre el 100% de rechazo de la criba	Peso (t/h)	Luz de malla(mm)	Pasante a acumulado (%)
3/8-5/16	9,5-7,9	4	21,1	8	9,5	100
5/16-1/4	7,9-6,4	3	15,8	6	7,9	78,9
1/4-3/16	6,4-4,8	12	63,2	24	6,4	63,2
		19	100	38		

Tabla 14: Composición granulométrica de pasante de cribas de circuito cerrado

Fracción (")	Fracción (mm)	Luz de malla(mm)	Peso (t/h)
3/8-5/16	9,5-7,9	9,5	40,5
5/16-1/4	7,9-6,4	7,9	32,4
1/4-3/16	6,4-4,8	6,4	24,3
3/16-6M	4,8	4,8	16,2
6M-10M			48,6
			162

Tabla 15: Composición granulométrica de alimentación al circuito cerrado de molienda

Fracción (")	Fracción (mm)	Peso (t/h)	Peso (%)	Pasante acumulado (%)
3/8-5/16	9,5-7,9	48,5	24,3	100
5/16-1/4	7,9-6,4	38,4	19,2	75,8
1/4-3/16	6,4-4,8	48,3	24,2	56,6
3/16-6M	4,8-3,3	16,2	8,1	32,4
6M-10M	3,3-1,7	48,6	24,3	24,3
		200	100	

4.5.1. Molino de bolas

El circuito de molienda tiene una carga circulante del 250% sobre la alimentación; luego, el flujo recirculante al molino es de 200 x 2.5, que es igual a 500 t/h. Luego, el



flujo de entrada al molino será de 200 t/h más 500 t/h, que es igual a 700 t/h. Además, la alimentación al clasificador se realiza con un 30% de sólidos en peso, y por tanto el caudal de agua de entrada al mismo es de:

$$700 \frac{t}{h} \times \frac{70 t \text{ agua}}{30 t \text{ sólidos}} = 1633.3 \frac{t \text{ agua}}{h}$$

El tamaño de corte del clasificador, d_{50c} , es de 69 micras. Ello se obtiene utilizando la tabla correspondiente, que relaciona el d_{50c} y el porcentaje inferior a un tamaño determinado con el coeficiente que hay que multiplicar dicho tamaño para obtener el d_{50c} :

Required Overflow Size Distribution (Percent Passing) of Specified Micron Size	Multiplier (To Be Multiplied Times Micron Size)
98.8	0.54
95.0	0.73
90.0	0.91
80.0	1.25
70.0	1.67
60.0	2.08
50.0	2.78

Figura 26: Relación entre el d_{50c} y el porcentaje inferior a un tamaño determinado

$$d_{50c} = 0,73 \times 95 = 69.35 \approx 69 \text{ micras}$$

Con ello se tiene un 18.1 % de finos y un 81.9 % de gruesos. Entonces, haciendo uso la tabla que representa una curva granulométrica típica del producto de salida de un molino de bolas, y entrando en ordenadas con un valor del 81.9 % se tiene un valor en abscisas del 7%.

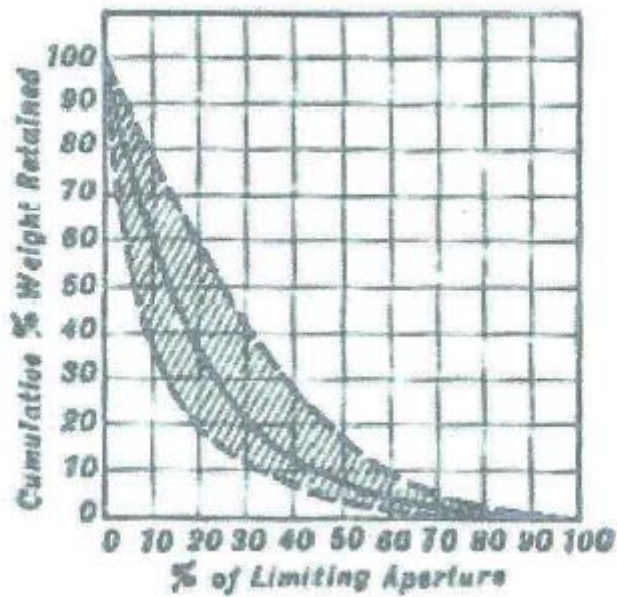


Figura 27: Producto típico de salida de un molino de bolas en circuito cerrado con un clasificador

Por lo tanto:

$$0,07D_{max} = 69.35 \text{ micras}$$

Entonces, el diámetro máximo es:

$$D_{max} = \frac{69.35}{0,07} = 990.7 \text{ micras}$$

Entonces, haciendo uso de la curva granulométrica típica del producto de salida de un molino de bolas en circuito cerrado con un hidrociclón.



Tabla 16: Composición granulométrica del producto de salida de un molino de bolas

Rechazo Acumulado (%)	Pasante Acumulado (%)	Luz de Malla F(Dmax)	Luz de malla (micras)	Fracción (micras)	Pesos
0	100	Dmax	990,7		0
1	99	0,8Dmax	792,6	990,7/792,6	1
2	98	0,7Dmax	693,5	792,6/693,5	1
5	95	0,6Dmax	594,4	693,5/594,4	3
10	90	0,43Dmax	426,0	594,4/426	5
20	80	0,3Dmax	297,2	426/297,2	10
30	70	0,23Dmax	227,9	297,2/227,9	10
40	60	0,18Dmax	178,3	227,9/178,3	10
50	50	0,13Dmax	128,8	178,3/128,8	10
60	40	0,1Dmax	99,1	128,8/99,1	10
70	30	0,08Dmax	79,3	99,1/79,3	10
80	20	0,075Dmax	74,3	79,3/74,3	10
81,9	18,1	0,07Dmax	69,3	74,3/69,3	1,9
90	10	0,02Dmax	19,8	69,3/19,8	8,1
100	0			<19,8	10

Entonces, se sabe que:

$$D_{80} \text{ pasante} = D_{20} \text{ retenido} = 0.3 D_{\text{max}} = 0.3 \times 990.7 = 297.2 \text{ micras}$$

A partir de lo anteriormente expuesto, se obtiene la composición granulométrica del producto que se obtiene por la punta del hidrociclón, es decir, la recirculación al molino de bolas.



Tabla 17: Composición granulométrica del producto de recirculación del hidrociclón

Fracción (micras)	Pesos (%)	Pesos (t/h)	Pasante
990,7/792,6	1,2	6,0	500,0
792,6/693,5	1,2	6,0	493,8
693,5/594,4	3,66	18,3	487,8
594,4/426	6,1	30,5	469,5
426/297,2	12,21	61,1	439,0
297,2/227,9	12,21	61,1	377,9
227,9/178,3	12,21	61,1	316,9
178,3/128,8	12,21	61,1	255,8
128,8/99,1	12,21	61,1	194,8
99,1/79,3	12,21	61,1	133,7
79,3/74,3	12,21	61,1	72,7
74,3/69,3	2,32	11,6	11,6
		500	

Por lo tanto, la alimentación al molino es la suma del producto recirculado más la alimentación al circuito cerrado de molienda procedente de las cribas vibratorias.

Tabla 18: Composición granulométrica de alimentación al molino de bolas

Fracción (micras)	Peso (t/h)	Pasante Acumulado	Peso (%)
9500-7900	48,5	100	6,9
7900-6400	38,4	93,1	5,5
6400-4800	48,3	87,6	6,9
4800-3327	16,2	80,7	2,3
3327-1650	48,6	78,4	6,9
990,7/792,6	6	71,4	0,9
792,6/693,5	6	70,6	0,9
693,5/594,4	18,3	69,7	2,6
594,4/426	30,5	67,1	4,4
426/297,2	61,05	62,7	8,7
297,2/227,9	61,05	54,0	8,7
227,9/178,3	61,05	45,3	8,7
178,3/128,8	61,05	36,6	8,7
128,8/99,1	61,05	27,8	8,7
99,1/79,3	61,05	19,1	8,7
79,3/74,3	61,05	10,4	8,7
74,3/69,3	11,6	1,7	1,7



700	0	100
-----	---	-----

Por lo tanto, el D80 de entrada al molino:

$$D_{80} = 4352 \text{ micras}$$

Luego, la potencia del molino es:

$$W = 10W_i \times \left(\frac{1}{\sqrt{d_{80}}} - \frac{1}{\sqrt{D_{80}}} \right)$$

Conociendo el valor del índice de Bond obtenido mediante el ensayo de laboratorio de acuerdo con la norma:

$$W = 10 \times 9,95 \times \left(\frac{1}{\sqrt{297.2}} - \frac{1}{\sqrt{4352}} \right) = 4.26 \text{ kw} \times \frac{h}{t}$$

Por lo tanto, la potencia teórica es:

$$P_t = Q \times W$$

$$P_t = 4.26 \times 700 = 2982 \text{ kW} = 3976 \text{ hp}$$

Luego, la potencia necesaria es:

$$P = P_t \times T$$

Donde "T" es igual a:

$$T = EF_1 \times EF_2 \times EF_3 \times EF_4 \times EF_5 \times EF_6 \times EF_7 \times EF_8$$

EF_1 : Se aplica solo en caso de molienda en seco, y toma valor 1.3

EF_2 : Se aplica para molinos de bolas en circuito abierto. Luego toma valor 1.

EF_3 : Factor de eficacia del diámetro del molino. Su valor viene dado

$$2,44/D)^{0.2}$$

$$(2,44/5,49)^{0.2} = 0.85$$



EF_4 : Se aplica para molinos de barras y de bolas en el caso de que el D80 de la alimentación supere el valor óptimo.

$$D_{80\ op} = 4000 \times 13/W_i$$

$$D_{80\ op} = 4000 \times \frac{13}{9,95} = 5226\ micras$$

$$4352\ micras < 5226\ micras$$

Luego, tiene valor unidad.

EF_5 : Se aplica a molinos de bolas en los que el d80 de salida es inferior a 75 micras. Su valor se obtiene a partir de:

$$EF_5 = \frac{d_{80} + 10.3}{1.145 \times d_{80}}$$

$$73\ micras < 297.2\ micras$$

Luego, tiene valor unidad.

EF_6 : Se aplica solo a molinos de barras.

EF_7 : Se aplica a molinos de bolas cuando la razón de reducción es menor de 6.

$$R_r = \frac{4352}{297.2} > 6$$

Por lo tanto, toma valor unidad.

EF_8 : Se aplica solamente a molinos de barras.

$$T = 0.85$$

Entonces:

$$P_{necesaria} = 2982 \times 0,85 = 2534.7\ kW = 3379.6\ hp$$



Por lo tanto, se instala un molino de bolas de 3414 hp (2560 kW) con un 45% de volumen de carga y un diámetro interno y longitud de 5.49 metros con descarga por rebose.

4.5.2. Hidrociclones en circuito cerrado

De acuerdo con la formulación de Mullar y Jull, se instala una batería de hidrociclones con las características que siguen:

$$d_{50c} = \frac{12.67D_c^{0.675} \times e^{(-0.301+0.0945V-0.00356V^2+0.0000684V^3)}}{P^{0.3} \times (S-1)^{0.5}}$$

$$d_{50c} = 69.3 \text{ micras}$$

$$S = 2.82 \text{ t/m}^3$$

$$\% \text{ Volumen en solidos} = \frac{30/2.82}{\frac{30}{2.82} + 70} \times 100 = 13.2 \%$$

$$P = 68.9 \text{ kPa}$$

Entonces, el diámetro teórico del hidrociclón es:

$$D_c \approx 62 \text{ cm}$$

De acuerdo con lo expuesto son adecuados los hidrociclones de 66 cm y 50 cm. Para determinar el más adecuado se determina el d_{50c} con estas dimensiones, obteniendo 73.9 micras y 60 micras respectivamente, con lo que se selecciona:

$$D_c = 66 \text{ cm}$$

El caudal máximo que puede procesar es:

$$Q = 9.4 \times 0.001 \times P^{0.5} \times D_c^2$$

$$Q = 9.4 \times 0.001 \times \sqrt{68.9} \times 66^2 = 339.9 \frac{\text{m}^3}{\text{h}}$$

Luego, el caudal volumétrico que tratan los hidrociclones es



$$Q_{total\ de\ pulpa} = \frac{200}{2.82} + 1633.3 = 1704.2\ m^3/h$$

Por lo tanto, el número de hidrociclones necesarios es:

$$N^{\circ}\ hidrociclones = \frac{1704.2}{339.9} \cong 5$$

Y cada uno procesa un caudal de:

$$\frac{1704.2}{5} = 340.8\ m^3/h$$

Luego, la presión de trabajo es:

$$Q = 9,4 \times 0,001 \times P^{0.5} \times D_c^2$$

$$340.8 = 9,4 \times 0.001 \times 66^2 \times P^{0.5} \rightarrow P = 69.2\ kPa$$

Entonces como por la punta de los hidrociclones se obtiene el 70 % en peso, el caudal total de agua que sale por dicha punta es:

$$500 \frac{t}{h} \times \frac{30\ t\ agua}{70\ t\ sólido} = 214.3 \frac{t}{h}\ de\ agua$$

Por lo tanto, por el rebose hay:

$$1633.3 - 214.3 = 1419 \frac{t}{h}\ de\ agua$$

4.6.Deslamado

De acuerdo con la composición granulométrica de salida del molino de bolas, se tiene aproximadamente un 10 % inferior a las 20 micras. Con el fin de deslamar el producto antes de enviarlo a flotación, se realiza una etapa de hidrociclonado con corte $d_{50c} = 20\ micras$, produciendo 20 t/h de lamas y 180 t/h de mineral que será acondicionado para ser luego concentrado mediante flotación por espumas.

La batería de hidrociclones que se instala presenta las siguientes características:



Diseño de una planta mineralúrgica de mineral de cobre de 200 t/h



$$d_{50c} = \frac{12.67 D_c^{0.675} \times e^{(-0.301 + 0.0945V - 0.00356V^2 + 0.0000684V^3)}}{P^{0.3} \times (S - 1)^{0.5}}$$

$$d_{50c} = 20 \text{ micras}$$

$$S = 2.82 \text{ t/m}^3$$

Además, el porcentaje en peso de sólidos en la alimentación es:

$$\frac{180}{180 + 1419} = 0.112 \rightarrow 11.2\%$$

$$\% \text{ Volumen en solidos} = \frac{11.2/2.82}{\frac{11.2}{2.82} + 88.2} \times 100 = 4.3\%$$

$$P = 40 \text{ kPa}$$

Por lo tanto:

$$D_c = 14.8 \text{ cm}$$

De acuerdo con lo expuesto se seleccionan hidrociclones de diámetro.

$$D_c = 15 \text{ cm}$$

El caudal máximo que puede procesar es:

$$Q = 9.4 \times 0.001 \times P^{0.5} \times D_c^2$$

$$Q = 9.4 \times 0.001 \times \sqrt{40} \times 15^2 = 13.37 \frac{\text{m}^3}{\text{h}}$$

Luego, el caudal volumétrico que tratan los hidrociclones es

$$Q_{\text{total de pulpa}} = \frac{180}{2.82} + 1419 = 1482.8 \text{ m}^3/\text{h}$$

Por lo tanto, el número de hidrociclones necesarios es:

$$N^{\circ} \text{ hidrociclones} = \frac{1482.8}{13.37} \cong 110.9$$



Y cada uno procesa un caudal de:

$$\frac{1482.8}{111} = 13.35 \text{ m}^3/\text{h}$$

Luego, la presión de trabajo es:

$$Q = 9,4 \times 0,001 \times P^{0.5} \times D_c^2$$

$$13.35 = 9,4 \times 0.001 \times 15^2 \times P^{0.5} \rightarrow P = 39.8 \text{ kPa}$$

Entonces como por la punta de los hidrociclones se obtiene el 65 % en peso, el caudal total de agua que sale por dicha punta es:

$$180 \text{ t/h} \times \frac{35 \text{ t agua}}{65 \text{ t sólido}} = 96.9 \frac{\text{t}}{\text{h}} \text{ de agua}$$

Por lo tanto, por el rebose hay:

$$1419 - 96.9 = 1322.1 \frac{\text{t}}{\text{h}} \text{ de agua}$$

4.7. Flotación por espumas

4.7.1. Etapa de acondicionamiento

El caudal de pulpa de 180 t/h con un 65% en peso se envía al acondicionado previo a flotación para reducir al 30% en peso el contenido en sólidos, idóneo para este proceso de flotación.

Para obtener un 30% en sólidos en peso es necesario una caudal total de:

$$(180 \text{ t/h} \times 70) / 30 = 420 \text{ t/h}$$

Como por la punta del hidrociclón solo se obtienen 96.9 t/h se añaden 323.1 t/h para obtener en 30% de peso de contenido en sólidos.

Entonces, el caudal volumétrico de pulpa que se acondiciona es:

$$Q_{\text{sólido}} = \frac{180 \text{ t/h}}{2.82 \text{ m}^3/\text{t}} = 63.8 \text{ m}^3/\text{h}$$



$$Q_w = 180 \frac{t}{h} \times \frac{70 \text{ agua}}{30 \text{ sólido}} \times \frac{1 t}{1 m^3 \text{ agua}} = 420 m^3 / h$$

$$Q_{\text{acondicionado}} = 483.8 m^3 / h$$

4.7.1.1. Primera etapa de acondicionado

Acondicionado con cal para obtener un pH igual a 8.5 con un tiempo de acondicionamiento de

$$Dosis = 750 g/t$$

$$V_1 = 483.8 \frac{m^3}{h} \times \frac{1 h}{60 \text{ min}} \times 1 \text{ min} = 8 m^3$$

4.7.1.2. Segunda etapa de acondicionado

Acondicionado con etilxantato potásico con un tiempo de acondicionamiento de 4 minutos.

$$Dosis = 150 g/t$$

$$V_2 = 483.8 \frac{m^3}{h} \times \frac{1 h}{60 \text{ min}} \times 4 \text{ min} = 32.25 m^3$$

4.7.1.3. Tercera etapa de acondicionado

Acondicionado con MIBC con un tiempo de acondicionamiento de 0.5 minutos.

$$Dosis = 60 g/t$$

$$V_3 = 483.8 \frac{m^3}{h} \times \frac{1 h}{60 \text{ min}} \times 0.5 \text{ min} = 4 m^3$$

4.7.2. Cálculo de las celdas de flotación

Una vez estabilizado el circuito de flotación, en las celdas de desbaste de la calcopirita entran 216 t/h de sólidos en forma de pulpa con un 30 % de sólidos en peso, obteniéndose 64,8 t/h como concentrado de desbaste y 151,2 t/h como colas.



Por lo tanto, el caudal volumétrico que alimenta al desbaste es:

$$Q_v^{desbaste} = 216 \frac{t}{h} \text{sólidos} \times \frac{1 m^3}{2.82 t} + 420 \frac{m^3}{h} = 496.6 m^3 / h$$

Por lo tanto, el volumen:

$$V_{efectivo} = Q \times T \times E$$

Q= caudal de pulpa en m³/min

T= tiempo de flotación en planta

E= factor de expansión que tiene en cuenta el aumento de volumen debido a la aireación. Se considera que por término medio el aire ocupa un 15% del caudal de la celda.

$$E = \frac{1}{0.85} = 1.18$$

El tiempo de flotación en laboratorio ha sido de 2 minutos, y se sabe que:

$$T_{flotación \text{ en planta}} = T_{flotación \text{ laboratorio}} \times 2.1$$

$$T_{flotación \text{ en planta}} = 4.2 \text{ minutos}$$

El mayor de los tamaños de celda Denver tipo Sub A, que puede tratar un caudal máximo de 160 m³/h de pulpa es de 2.8 m³ de volumen.

$$V_{efectivo} = 1.18 \times 4.2 \text{ min} \times \frac{496.6/3 \frac{m^3}{h}}{60 \text{ min}} = 13.6 m^3$$

Por lo tanto, el número de celdas:

$$N^{\circ} \text{ celdas} = \frac{13.6}{2.8} = 4.85 \rightarrow 5 \text{ celdas}$$

Por lo tanto, se instalan 15 celdas de desbaste

$$3 \text{ baterias} \times 5 \text{ celdas/bateria}$$



Entonces, las celdas de relavado tienen una alimentación de 64.8 t/h de sólidos en forma de pulpa con un 30 % de sólidos, obteniéndose 28.8 t/h como concentrado y 36 t/h como recirculación, ambos en forma de pulpa con 30% en sólidos. Por lo tanto:

$$Q_v^{\text{relavado}} = 64.8 \frac{t}{h} \text{ sólidos} \times \frac{1 m^3}{2.82 t} + 64.8 \frac{t}{h} \times \frac{70 t \text{ agua}}{30 t \text{ sólido}} \times \frac{1 m^3 \text{ agua}}{1 t \text{ agua}} = 174.1 m^3 / h$$

El volumen efectivo es:

$$V_{\text{efectivo}} = 1.18 \times 4.2 \text{ min} \times \frac{174.1 / 5 \frac{m^3}{h}}{60 \text{ min}} = 2.87 m^3$$

Por lo tanto, el número de celdas:

$$N^{\circ} \text{ celdas} = \frac{2.87}{0.71} = 4 \text{ celdas}$$

Por lo tanto, se instalan 20 celdas de desbaste

$$5 \text{ baterias} \times 4 \text{ celdas/bateria}$$

4.8. Separación sólido-líquido

4.8.1. Tanque espesador de estériles

Los estériles de la planta de tratamiento están formados por el rebose de la batería de hidrociclones y por las colas de flotación. Ambos son tratados conjuntamente en la fase de separación sólido-líquido constituyendo un caudal de estériles.

$$Q_{\text{estériles}} = Q_{\text{rebose}}^{\text{hidrociclones}} + Q_{\text{colas}}^{\text{flotación}}$$

El rebose de los hidrociclones está constituido por 20 t/h de sólidos y 1322.1 m³/h de agua.

$$Q_{\text{rebose}}^{\text{hidrociclones}} = \frac{20}{2.82} + 1322.1 = 1329.2 m^3 / h$$

Mientras que las colas de flotación tienen un caudal de pulpa de:



$$Q_{colas} = \frac{151.2}{2.82} + 151.2 \times \frac{70}{30} = 406.4 \text{ m}^3/\text{h}$$

Por lo tanto:

$$Q_{estériles} = 406.4 + 1329.2 = 1735.6 \text{ m}^3/\text{h}$$

Dicho caudal está formado por:

$$\text{Sólidos} = \frac{20}{2.82} + \frac{151.2}{2.82} = 60.7 \frac{\text{t}}{\text{h}} \text{ de sólidos}$$

$$\text{Agua} = 1322.1 + 151.2 \times \frac{70}{30} = 1674.9 \frac{\text{t}}{\text{h}} \text{ de agua}$$

Entonces, la concentración en sólidos en la pulpa:

$$60.7 \frac{\text{t}}{\text{h}} \text{ de sólidos} \times 10^6 \frac{\text{g}}{\text{t}} \times \frac{1 \text{ h}}{1674.9 \text{ m}^3} \times \frac{1 \text{ m}^3}{1000 \text{ l}} = 36.2 \text{ g/l}$$

De acuerdo a lo ya expuesto, se calcula el área necesaria del tanque espesador aplicando la fórmula de Clevenger y Coe con el sistema de Talmage y Fitch según el cual el área necesaria viene dado por la correspondiente al nivel en que la pulpa entra en compresión.

El tiempo que tarda la pulpa en entrar en compresión es:

$$T_c = 400 \text{ s}$$

El tiempo que tarda la pulpa en alcanzar la compresión máxima es de 2 h, 7200 s, y por lo tanto el tiempo que la pulpa permanece en compresión es de $T=6800$ s.

La velocidad de sedimentación de la pulpa a la entrada de la compresión es:

$$V_c = \frac{15 \text{ cm}}{1600 \text{ s}} \times \frac{3600 \text{ s}}{100 \text{ cm}} = 0.3375 \text{ m/h}$$

$$H_c = 15 \text{ cm}$$

$$H_0 = 36 \text{ cm}$$



Entonces, se sabe que:

$$C_0 \times H_0 = C_c \times H_c$$

Con lo que la pulpa tiene una concentración:

$$C_c = \frac{\frac{0.0362 \text{ kg}}{\text{l}} \times 36 \text{ cm}}{15 \text{ cm}} = 0.0868 \frac{\text{kg}}{\text{l}} = 86,8 \text{ g/l}$$

La dilución de la pulpa a la entrada de la compresión es:

$$\frac{1}{C_c} - \frac{1}{\text{densidad}} = \frac{1}{0.0868 \text{ kg/l}} - \frac{1}{2.82 \text{ t/m}^3} = 11.16$$

Se sabe que la altura final de la pulpa sedimentada son 8 cm con lo que:

$$C_F = \frac{36.2 \frac{\text{g}}{\text{l}} \times 35 \text{ cm}}{8 \text{ cm}} = 158.4 \text{ g/l}$$

La dilución de la pulpa a la salida del tanque es:

$$D_F = 0.71$$

Con lo que el área:

$$A = \frac{(D_c - D_F) \times W}{V_c}$$
$$A = \frac{(11.16 - 0.71) \times 64.8}{0.3375} = 2006.5 \text{ m}^2$$

La dilución media de la zona de compresión es:

$$D_M = \frac{D_c + D_F}{2} = 5.94$$

El volumen de la zona de compresión es:

$$\text{Volumen} = \left(\frac{1}{\text{densidad}} + D_M \right) \times W \times T$$



$$Volumen = \left(\frac{1}{2.82} + 5.94 \right) \times 60.7 \times \left(\frac{6800}{3600} \right) = 721.7 \text{ m}^3$$

Con lo que la altura de la zona de compresión es:

$$Altura \text{ zona compresión} = \frac{721.7 \text{ m}^3}{2006.5 \text{ m}^2} = 0.35 \text{ m} < 1$$

Con lo que la altura del tanque es:

$$Altura \text{ tanque} = Altura \text{ clarificación} + Altura \text{ alimentación} + Altura \text{ transición} + Altura \text{ compresión}$$

$$Altura \text{ tanque} = 0.7 \times 3 + 0.35 = 2.45 \text{ metros}$$

4.8.2. Equipo de filtración de estériles

El conjunto constituye un caudal de 1735.6 m³/h de pulpa integrada por 60.7 t/h de sólidos y 1674.9 t/h de agua.

El tiempo de filtración corregido calculado en laboratorio ha sido de 12 minutos.

Peso torta húmeda = P = 120 g

Peso torta seca = 108 g

Peso agua en torta húmeda = 12g

Humedad de la torta = 10%

Superficie filtro laboratorio = A = 25 cm²

Volumen de la torta = 50,3 cm³

Entonces, se el volumen horario necesario de torta:

$$\rho_{\text{torta seca}} = \frac{108}{\frac{108}{2.82} + 12} = 2.15 \text{ t/m}^3$$

$$V = \frac{Q}{\rho_{\text{torta seca}}} = \frac{60.7 \text{ t/h}}{2.15 \text{ t/m}^3} = 28.9 \text{ m}^3/\text{h}$$



El ciclo de filtrado tiene una duración de 12 minutos con lo que el número de ciclos por hora es:

$$N_c = \frac{60}{12} = 5 \text{ ciclos/hora}$$

Con lo que el volumen de filtrado necesario es:

$$V_{filtrado}^{necesario} = \frac{V}{N_c} = \frac{28.9 \text{ m}^3/h}{5 \text{ ciclos/h}} = 5.78 \text{ m}^3$$

Entonces, dividiendo el volumen del filtro por el volumen de una cámara determinando el número necesario de filtros. Seleccionando una cámara VPA 1540 (de 42 mm de espesor de cámara), de 68 litros.

$$N_{cámaras} = \frac{5780}{68 \text{ l}} = 85 \text{ cámaras}$$

El caudal de agua que acompaña al sólido en forma de humedad es:

$$60.7 \frac{t}{h} \times \frac{10 \text{ t agua}}{90 \text{ t sólido}} = 6.74 \frac{t \text{ agua}}{h}$$

Con lo que el caudal de agua que constituye el filtrado es:

$$Q_{filtrado} = 1674.9 - 6.74 = 1668.16 \text{ m}^3/h$$

4.8.3. Equipo de concentrado de Calcopirita

En las celdas de relavado se obtienen 28.8 t/h de sólidos lo que da lugar a un caudal de pulpa (30% peso) de:

$$Q = \frac{28.8}{2.82} + 28.8 \times \frac{70 \text{ t agua}}{30 \text{ sólidos}} = 77.4 \frac{\text{m}^3}{h}$$

A partir de valores obtenidos en laboratorio se calcula la superficie necesaria:

Tiempo de filtración empleado en laboratorio = T= 2,5 minutos

P = peso de la torta seca = 50g



A = Superficie filtrante del filtro de laboratorio = 30 cm²

Humedad final de la torta = 14%

Por lo tanto:

$$\text{Capacidad filtrante} = F = \frac{P}{A \times T} = \frac{50}{30 \times 2.5} = 0.67 \frac{g}{\text{cm}^2 \times \text{min}} \times \frac{1 \times 10^4 \times 60}{1 \times 10^6} = 0.4 \frac{t}{\text{m}^2 \times h}$$

Con lo que la superficie filtrante necesaria o lo que es lo mismo la superficie efectiva es:

$$S_{\text{efectiva}} = \frac{Q}{F} = 193.5 \text{ m}^2$$

Por lo tanto, la superficie total:

$$S_{\text{total}} = \frac{S_{\text{efectiva}}}{0.75} = 258 \text{ m}^2$$

Entonces, en el catálogo de Denver se selecciona un filtro modelo 4013 de 260 m² de superficie filtrante y 195 de superficie efectiva que satisface las necesidades de la planta de tratamiento.

Como la humedad final de la torta es del 14 % entonces el sólido sale con un caudal de agua en forma de humedad de:

$$28.8 \frac{t \text{ sólido}}{h} \times \frac{14 t \text{ agua}}{86 t \text{ sólido}} = 4.68 t \text{ agua} / h$$

Y el caudal que sale filtrado es:

$$Q_{\text{filtrado}} = 67.2 - 4.68 = 62.52 \text{ m}^3/h$$

4.9. Conclusión equipos



Tabla 19: Resumen de equipos principales

Equipo	Unidades
Quebrantadora Mandíbulas	1
Triturador de Cono Simmons Estándar	1
Criba Vibratoria 9m2	1
Triturador de Cono Simmons de Cabeza Corta	4
Criba vibratoria 15m2	2
Molino de Bolas	1
Hidrociclones	5
Hidrociclones (Deslamado)	111
Acondicionamiento cal	1
Acondicionamiento etilxantato potásico	1
Acondicionamiento MIBC	1
Celdas de Desbaste	15
Celdas de Relavado	20
Tanque Espesador	1
Filtro de estériles (cámaras)	1
Filtro de calcopirita	1

5. Inversión necesaria

5.1. Metodologías de cálculo

La inversión total de una planta de tratamiento es igual al coste de la planta más el capital de trabajo:

$$\text{Inversión Total} = \text{Coste de la planta} + \text{Capital de trabajo}$$



El coste de una planta de tratamiento se puede estimar por métodos de proporción de coste, como:

- Regla de los seis décimos. Se desestima la regla de los seis décimos por ser necesario conocer el valor de los equipos auxiliares, fecha de ejecución y situación geográfica.
- Proporción de coste de la planta. En este método se estima que el coste de la planta es función directa del costo de su equipamiento, $U_x = K(Ep + Ea)$. Donde “Ux” es el coste total de la planta, “K” es el coeficiente de Lang y “Ep” y “Ea” son el valor del equipamiento principal y auxiliar. Como para aplicar este método se necesita conocer más información que la exigida para aplicar la regla de los seis décimos, se descarta.
- Proporción de coste de los equipos. En lugar de utilizar un único factor para el conjunto del equipo, utiliza factores adecuados para categoría de equipo, $U_x = \sum_{i=1}^n k_i \times E_i$. Donde “Ux” es el coste total de la planta, “Ki” es el índice de costo de los equipos de categoría i, y “Ei” es el costo del equipo de categoría i.
- Proporción de coste de los componentes de la planta. Se basa en conocimiento del costo del equipo auxiliar y principal. Las demás partidas se basan en un tanto por ciento de dicho costo. Se emplea este método por ser el más extendido a nivel mundial.

$$U_x = E \left(1 + \sum_{i=1}^n \frac{a_i}{100} \right)$$

$$U_x = \text{Costo de la planta}$$

$$E = \text{Costo del equipamiento principal y auxiliar}$$

$$a_i = \text{Factor de costo de la partida "i" expresado en tanto por ciento del costo del equipamiento}$$

Para poder determinar el coste del equipamiento, aún en fase preliminar, con un error aproximadamente del 15%, es preciso disponer de los siguientes datos:



- Definición del proceso, con esquema detallado del mismo.
- Balance de materiales y circuitos del agua.
- Dimensionado de maquinaria principal.
- Implantación general.
- Estimación de la maquinaria auxiliar.
- Consumos de energía y estimación de la potencia instalada.

Como ya se ha mencionado este método se funda en el conocimiento del costo del equipamiento principal y auxiliar en, y los demás se calculan en función de estos de acuerdo con la siguiente tabla:

Tabla 20: Coste en tanto por uno de las partidas auxiliares en función del equipamiento principal

Partidas	Coste en tanto por uno respecto al equipamiento
Equipos	1
Instalación de equipos	$0.17 \leq X \leq 0.23$
Tuberías y enlaces	$0.07 \leq X \leq 0.25$
Instalación eléctrica	$0.13 \leq X \leq 0.25$
Instrumentación	$0.03 \leq X \leq 0.12$
Naves de proceso	$0.33 \leq X \leq 0.50$
Naves auxiliares	$0.07 \leq X \leq 0.15$
Servicios	$0.07 \leq X \leq 0.15$
Preparación del terreno	$0.03 \leq X \leq 0.13$
Contingencias en obra	$0.10 \leq X \leq 0.12$
Dirección de proyecto	$0.30 \leq X \leq 0.33$



Total	$2.30 \leq X \leq 3.28$
--------------	-------------------------

Con ello, y una vez determinados el precio de los equipos a través de consultas realizadas en el momento de estudio, o bien a partir de los precios de años anteriores que se actualizan mediante los denominados índices de costo de Marshall and Swift recomendados para plantas de tratamiento; y sabiendo que el coste del capital de trabajo se estima entre el 12% y el 15% (13% en este caso) del coste de la planta o a los costes de operación correspondientes a los cuatro meses, se determina la inversión total de acuerdo a lo planteado anteriormente.

$$U_x = E \left(1 + \sum_{i=1}^n \frac{a_i}{100} \right)$$

Entonces, de acuerdo a los cálculos realizados se obtiene el coste de los equipos.

Tabla 21: Coste de equipos principales

Equipo	Coste unitario (Dólares)	Unidades	Coste (Dólares)
Quebrantadora Mandíbulas	335551	1	335551
Triturador de Cono Simmons Estándar	441515	1	441515
Criba Vibratoria 9m2	50500	1	50500
Triturado de Cono Simmons de Cabeza Corta	194266	4	777064
Criba vibratoria 15m2	58721	2	117442
Molino de Bolas	1443754	1	1443754
Hidrociclones	10596	5	52980
Hidrociclones (Deslamado)	2534	111	281274
Acondicionamiento cal	4000	1	4000
Acondicionamiento etilxantato potásico	9000	1	9000
Acondicionamiento MIBC	2400	1	2400



Celdas de Desbaste	28600	15	429000
Celdas de Relavado	15100	20	302000
Tanque Espesador	880000	1	880000
Filtro de estériles (cámaras)	240300	1	240300
Filtro de calcopirita	250000	1	250000

Lo que hace un total de 5616780 \$

Seleccionando, dentro del rango, la ponderación que se realiza para permitir conocer el coste del equipamiento auxiliar:

Tabla 22: Coste seleccionado en tanto por uno de las partidas auxiliares en función del equipamiento principal

Partidas	Coste en tanto por uno respecto al equipamiento
Instalación de equipos	0.18
Tuberías y enlaces	0.07
Instalación eléctrica	0.18
Instrumentación	0.08
Naves de proceso	0.33
Naves auxiliares	0.07
Servicios	0.08
Preparación del terreno	0.05
Contingencias en obra	0.1
Dirección de proyecto	0.03
Total	1.44



Diseño de una planta mineralúrgica de mineral de cobre de 200 t/h



Luego:

$$U_x = 13704943.2 \$$$

Sabiendo que el capital de trabajo es el 13% del coste del equipamiento principal y auxiliar.

$$\textit{Inversión Total} = 15486585.8 \$ = 13827308.75 €$$



6. Bibliografía

A.L.Mular, D.N.Hable, D.J. Barrat, (Editors), (2002). Mineral Processing Plant Design, Practice, and Control. Published by Society for Mining, Metallurgy, and Exploration (SME).

MULAR, A.L., BHAPPU, R.B. (1982) Diseño de plantas de proceso de minerales. 2 tomos. Editorial Rocas y Minerales. Madrid.

Pascoe, R.D., (1992). Capital and operating costs of minerals engineering plants-a review of simple estimation techniques. Minerals Engineering, Vol.5, N°8, pp.883-893.

WILLS, B.A. (1997). Mineral Processing Technology. Ed. Butterworth-Heinemann, Oxford.

TARGAN, G., (1981). Mineral processing. Akademiai Kiado, Budapest.

WEISS, N.L. (ed), (1985). SME Mineral Processing Handbook. Society of Mining Engineers. New York