



UNIVERSIDAD DE OVIEDO

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

Máster en Ingeniería de Minas



Trabajo Fin de Máster

**Diseño y dimensionamiento de una planta de concentración de
óxidos de hierro**

Autor: Carlos Pérez Santos

Tutor: Mario Menéndez Álvarez

Oviedo, Junio de 2017

Índice de contenidos

1	Introducción	1
1.1	Objeto de la memoria	1
2	Descripción y contextualización del recurso	2
2.1	Localización de los yacimientos.....	2
2.2	Propiedades Físico/Químicas	3
2.2.1	Cómo reconocerlo	3
2.2.2	Propiedades	4
2.2.3	Variedades/Subespecies.....	4
2.3	Usos de la hematites.....	6
3	DESCRIPCIÓN DEL PROCESO Y SELECCIÓN DE EQUIPOS.	7
3.1	Área 1	7
3.2	Área 2	7
3.3	Área 3	8
3.4	Área 4	8
4	trituration primaria.....	10
5	primera criba (1 ¼ inch)	13
6	Primer triturador de cono estandar	22
7	segunda criba (10mm) con salida del cono recirculada	30
7.1	Alimentación segunda criba.	34
7.2	Dimensionamiento de la segunda criba	36
8	Selección del segundo cono de trituración	40
9	Molienda	48
9.1	Dimensionamiento del molino	48
9.2	Dimensionamiento del hidrociclón de recirculación	54
10	Batería de ciclones de deslamado	57
11	Fotación.....	59
11.1	Acondicionado	61
11.1.1	Primer tanque de acondicionado.....	62



11.1.2	Segundo tanque de acondicionado.....	62
11.1.3	Tercer tanque de acondicionado.	62
11.1.4	Cuarto tanque de acondicionado.....	63
11.2	Celdas de flotación	63
12	Dimensionamiento del tanque espesador de estériles	66
13	Eliminación del agua presente en los estériles	71
14	Secado del concentrado.....	74
15	Selección de las bombas de transporte de pulpas	77
15.1	Pérdidas de carga en las tuberías	77
15.2	Bomba 1	78
1.1.	Bomba 2	80
1.2.	Bomba 3	81
1.3.	Bomba 4	83
16	Estimación de la inversión.....	85
17	Conclusiones.....	88
18	Bibliografía	89

Índice de Figuras

Figura 1 Estructuras cristalinas posibles de la hematites	4
Figura 2 Esquema del proceso.	9
Figura 3 Granulometría típica de los productos de la quebrantadora.	12
Figura 4 Curva granulométrica real a la salida de la machacadora	13
Figura 5 Capacidad básica de una criba	16
Figura 6 Espesor del lecho en las cribas	21
Figura 7 Granulometría de entrada al cono.	22
Figura 8 Curva granulométrica de salida del cono.	28
Figura 9 Curva granulométrica de la alimentación principal.	33
Figura 10 Curva granulométrica de salida del segundo cono de trituración	34
Figura 11 Capacidad básica de una criba	37
Figura 12 Espesor del lecho en las cribas	39
Figura 13 Granulometría de entrada al cono 2.	40
Figura 14 Curva granulométrica de salida del cono 2.....	45
Figura 15 Curva granulométrica de alimentación del cono 2.	46
Figura 16 Rechazo del molino.....	48
Figura 17 Curva granulométrica de alimentación sin recirculación	50
Figura 18 Curva granulométrica de la punta del hidrociclón	51
Figura 19 Curva granulométrica de alimentación total del molino y señalado el valor del D_{80}	52
Figura 20 Esquema tanque espesador	66
Figura 21 curva de sedimentación	67
Figura 22 Curva teórica de sedimentación.....	68
Figura 23 Filtro de presión.....	71
Figura 24 Dimensiones de los filtros Denver DF	76
Figura 25 Ábaco de Moody.....	78
Figura 26 Velocidad de sedimentación.	79
Figura 27 Velocidad de sedimentación.	80
Figura 28 Velocidad de sedimentación.	82
Figura 29 Velocidad de sedimentación.	83

Índice de Tablas

Tabla 1 Yacimientos de hematites en España	3
Tabla 2 Datos técnicos de machacadoras de mandíbulas doble efecto	10
Tabla 3 % De paso por la malla de reglaje.....	11
Tabla 4 Fracciones granulométricas de llegada a la criba.....	13
Tabla 5 Factor de finos	17
Tabla 6 Factor de gruesos.....	17
Tabla 7 Factor de eficiencia	17
Tabla 8 número de telas.....	18
Tabla 9 Factores de cribado en mojado	18
Tabla 10 Porcentaje de humedad en la alimentación	19
Tabla 11 Cribas vibratorias Triman	20
Tabla 12 Tamaños de Cono	24
Tabla 13 productos de salida del cono.....	27
Tabla 14 Potencia de los conos.....	29
Tabla 15 Fracciones granulométricas de las etapas anteriores	30
Tabla 16 Curva granulométrica de entrada a la criba sin la recirculación	32
Tabla 17 Curva granulométrica de la alimentación de la segunda criba.	35
Tabla 18 Modelos de conos y capacidades	41
Tabla 19 productos de salida del cono.....	44
Tabla 20 Potencia de los conos.....	47
Tabla 21 Alimentación del cono sin incluir la recirculación	49
Tabla 22 Curva granulométrica de la punta del hidrociclón	50
Tabla 23 Datos para construir la curva granulométrica de alimentación total de molino.....	51
Tabla 24 Catálogo de molinos.....	54
Tabla 25 Catálogo hidrociclones	55
Tabla 26 Clasificación de los minerales polares	59
Tabla 27 Catálogo de las celdas de flotación Denver Sub A.....	65
Tabla 28 Curva de sedimentación de la pulpa.....	67
Tabla 29 Alturas recomendadas	70
Tabla 30 Filtros VPA 15 existentes en el mercado.....	72
Tabla 31 Características de los filtros de vacío Denver.....	75
Tabla 32 Coste de los equipos	86



1 INTRODUCCIÓN

1.1 Objeto de la memoria

De manera general puede decirse que el objeto de la presente memoria es la justificación y descripción del diseño y dimensionamiento de una planta de concentración de óxidos de hierro (Hematites), con el fin de conseguir un concentrado con una ley que supere el 80% y una capacidad de 800 T/día.

El proceso de tratamiento ha sido desarrollado tomando como base los ensayos realizados en el laboratorio que han determinado los diferentes parámetros que se han utilizado a posteriori para seleccionar los equipos.

Los parámetros que se han determinado de la mena que se va a concentrar son, un contenido en Fe_2O_3 de un 48%. Esta mena estará acompañada de ganga de sílice. La densidad real de la roca es de $3,47 \text{ T/m}^3$ y la aparente de $2,082 \text{ kg/l}$

En los ensayos de laboratorio realizados se ha concluido que el tamaño mínimo de liberación de la hematites es de 90 micras.

Otros parámetros que determinarán el trabajo de los equipos en la planta son los siguientes:

- Índice de Bond para la trituración 10 kWh/t
- Índice de Bond para la molienda 12 kWh/t
- Diámetro máximo de alimentación 550 mm
- 1 turno de trabajo para trituración primaria y 2 para el resto de la planta.



2 DESCRIPCIÓN Y CONTEXTUALIZACIÓN DEL RECURSO

El mineral para el que se va a diseñar la planta es el Hematites u oligisto.

La palabra Hematites proviene de la unión Hema- que significa sangre y -tita-piedra, esto hace alusión al color rojo de algunos ejemplares terrosos (ocres). Por su parte la variedad especularita procede de latín, especulum, que significa espejo.

La hematites es la mena más importante de hierro aunque también se emplea en la fabricación de tintes o pinturas ya que su aspecto tiene un pigmento color ocre rojo. En algunos casos se emplea como polvo para pulir y recientemente los cristales de hematites especular se han utilizado en bisutería.

Se encuentra en rocas de muy variadas edades, formas y tipos. Aunque fundamentalmente aparece en sedimentos de medios oxigenados y cálidos, en calizas karstificadas, y en rocas generadas por metamorfismo regional y de contacto.

2.1 Localización de los yacimientos

Existen yacimientos de hematites repartidos por todo el mundo, aunque los cristales de mayor calidad se han encontrado en Brasil. Otros yacimientos con cristales de muy buena calidad se han obtenido en los skarns de la Isla de Elba (Italia). En referencia a las rosas de hematites están bien localizadas en las diaclasas alpinas de Suiza, Austria y Francia. En EEUU en las orillas del Lago Superior se hallan enormes capas de las variedades columnar y terrosa. Recientemente se han encontrado grandes masas de este mineral en Venezuela, Brasil, Canadá y Australia.

Los yacimientos más importantes de España radican en las Minas del Marquesado en Guadix (Granada) donde aparece cristalizando sobre su mismo ocre y con calcita acompañado de otros minerales como goethita, limonita y siderita. También destacan en granada las minas de Alquife que hasta su cierre en 1996, siendo durante más de 30 años el principal centro productor de mineral de hierro en España, superando con creces a las famosas minas de hierro del País Vasco

Otro yacimiento de gran importancia es en el Pedroso (Sevilla). En forma estalactítica aparece en León y de forma micácea en varias localidades de Burgos. De forma especular aparece en varios yacimientos de Murcia y Almería. Y de forma pulverulento en Sierra de Almagrera (Almería). En la Tabla 1 se recogen diferentes yacimientos de España.



Tabla 1 Yacimientos de hematites en España

Los yacimientos más importantes de España radican en las Minas del Marquesado en <u>Guadix</u> (Granada) donde aparece cristalizando sobre su mismo ocre y con calcita y el otro en <u>El Pedroso</u> (Sevilla).
<u>Ortigueira</u> (La Coruña) y <u>Vivero</u> (Lugo).
La pseudomorfosis <i>Martita</i> se ha encontrado en <u>Cabárceno</u> (Cantabria).
Con la caliza <u>Somorrostro</u> (Vizcaya).
En <u>Valle de Ribas</u> (Gerona), <u>Moncada</u> y <u>Villafranca del Penedés</u> (Barcelona).
En forma estalactítica, en <u>Veneras del Campo</u> (León). Micáceo, en <u>Pineda de la Sierra</u> y <u>Ibranda</u> (Burgos). En <u>Becerril</u> (Segovia) y en <u>Hiendelaencina</u> (Guadalajara).
Interesantes cristales se encontraron en <u>Ajofrín</u> (Toledo).
En bastante cantidad, pero en forma pulverulento, en la <u>Sierra de Almagrera</u> .
<i>Especularita</i> con apatito aparece en <u>Jumilla</u> y <u>Cueva del Carche</u> (Murcia) y <u>Las Herrerías</u> (Almería). También con cierta importancia en los yacimientos de <u>Mazarrón</u> y en el distrito minero de <u>Cartagena</u> (Murcia).
En <u>Jerez de los Caballeros</u> (Badajoz).

La producción de mineral de hierro a nivel mundial la encabezan Canadá, Brasil o Australia, alcanzando este último una producción en los últimos años próxima a los 520 Millones de toneladas.

2.2 Propiedades Físico/Químicas

2.2.1 Cómo reconocerlo

Es un mineral pesado y de color oscuro. De hábito muy variable desde masivo, botroidal, micáceo o en cristales tabulares y en rosa de hierro, desde variedades laminares, granulares o micáceas (especular) a masivo o incluso terroso (ocre rojo), siendo muy poco comunes las cristalizaciones y hematites en rosa de hierro.



Su color varía entre tonos de gris oscuro a negro, con brillo metálico, en variedades puras y bien cristalizadas a rojo mate en variedades de aspecto terroso (ocre rojo, almagre).

El color de su raya lo distingue de la goethita (pardo-amarillento), de la magnetita (negro) y de la pirolusita (negro-azulado). Su dureza y la inexistencia de exfoliación lo diferencian de la galena y la falta de magnetismo de la magnetita. Cuando aparece en variedades terrosas es prácticamente inconfundible con otro mineral.

2.2.2 Propiedades

La composición del hematites es la siguiente: $\text{Fe}_2\text{O}_3 \rightarrow 69.94 \% \text{Fe} + 30.06 \% \text{O}$

La dureza de este mineral está comprendida entre 7 y 8 en la escala de Mohs.

Es un mineral sin exfoliación, fractura concoidea, de color gris oscuro, y brillo metálico con reflejos rojos oscuros. Las variedades terrosas tienen una tonalidad pardo-rojiza y un brillo mate.

Su estructura cristalina es hexagonal.



Figura 1 Estructuras cristalinas posibles de la hematites

2.2.3 Variedades/Subespecies

Desde hace pocos años se ha comenzado a hacer mayor distinción entre los diferentes tipos de hematites, siendo las principales las que se muestran a continuación:

Oligisto especular





Oligisto terroso



Hematites botroidal



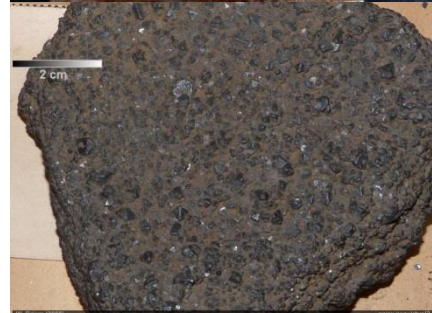
Hematites con malaquita y azurita perteneciente a la capa del gossan



Hematites micáceo (especularita) sobre jumillita de las minas de la Celia (Jumilla)



Martita: Pseudomorfo de hematites en magnetita.





2.3 Usos de la hematites

Este es el mineral más importante como mena de hierro, a pesar de que la magnetita contiene un mayor porcentaje de hierro y es más fácil de procesar. Sin embargo la hematites es más abundante y está presente en depósitos de muchas partes del mundo.

Debido al color de este mineral cuando se ha molido en un polvo fino ha servido desde la prehistoria como pintura al ser mezclada con agua. Las pinturas de cuevas, conocidas como " pictogramas ", que datan de hace 40.000 años se han creado con pigmentos de hematites. Actualmente sigue siendo uno de los principales pigmentos rojos en el mundo.

También ha sido utilizada en menor medida como gema cuando los cristales están bien definidos, para su uso en cuentas y esculturas. Es un material muy denso y de bajo coste, por lo que en ocasiones se emplea para la protección contra la radiación alrededor de equipo médico y científico, también es útil como lastre para barcos.

Otro mercado muy interesante es el área de la mineralurgia ya que moliéndolo finamente y mezclándolo con agua se obtienen líquidos densos que son utilizados para la concentración de minerales.

En último lugar también es utilizado para hacer el pulido compuestos conocidos como "rouge rojo" y "rouge de joyero" estos son polvos utilizados en el sector de la joyería.



3 DESCRIPCIÓN DEL PROCESO Y SELECCIÓN DE EQUIPOS.

Con base a los resultados obtenidos en los ensayos realizados en el laboratorio, a plantas similares y a la experiencia en la ejecución de otros proyectos, se ha definido una instalación cuyo proceso se describe a continuación.

Dicha instalación se divide en cuatro áreas principales a todos los efectos, que se han denominado de la siguiente manera:

- ÁREA 1 Alimentación y Trituración Primaria.
- ÁREA 2 Molienda y clasificación fina.
- ÁREA 3 Deslamado y separación sólido líquido de los estériles.
- ÁREA 4 Concentración mediante flotación y secado del producto final.

3.1 Área 1

Partiendo de un todo-uno proveniente de la mina, con un tamaño máximo de 550 mm el mineral es triturado a un tamaño nominal 25 mm mediante un circuito de trituración compuesto de una machacadora de mandíbulas seguida por dos trituradores de cono

Ambos trituradores de cono disponen de su correspondiente tolva de regulación y sendos alimentadores vibrantes para asegurar el llenado de la cámara de trituración.

La granulometría de alimentación del segundo cono viene regulada por una criba vibratoria con una luz de malla de 1^{1/4} ". A su vez el tamaño del producto final viene garantizado por otra criba vibrante de 5/16", trabajando en circuito cerrado con el segundo triturador de cono.

3.2 Área 2

Esta zona estará alojada en un edificio cerrado junto con el resto de equipos de las etapas de concentración.

El mineral almacenado en el stock intermedio debe ser molido a un tamaño inferior a 90µm con objeto de conseguir un tamaño de liberación adecuado, minimizando en lo posible la producción de finos por debajo de las 15 micras, ya que estos no podrían ser tratados por flotación y deberán ser eliminados como estéril.

En esta etapa del proceso la producción será de 50 T/h ya que se trabajará a doble turno. Este proceso se realizará mediante un molino de bolas que funcionará por vía húmeda.



La pulpa obtenida a la salida del molino se diluye hasta un 27,4% de sólidos en peso y se bombea hasta un hidrociclón que trabajando en circuito cerrado con el molino se encargará de recircular los granos más grandes y realizar el corte a la granulometría deseada.

3.3 Área 3

A continuación la pulpa que rebosa de la primera batería de hidrociclones se introduce en una segunda batería que realizarán un corte a una granulometría mucho menor.

El corte en este caso el corte será a 15 micras. Los sólidos menores de este tamaño salen por el rebose del hidrociclón y pasan a un tanque espesador donde la pulpa disminuirá el contenido en agua. A este tanque también llegarán las colas de las celdas de flotación.

Finalmente, el concentrado obtenido en el tanque espesador pasa a un filtro de presión en el que se extraerá todavía más agua de la pulpa obteniendo así los estériles finales del proceso.

Bajo el filtro se instalara una cinta transportadora horizontal para recoger las tortas descargadas desde este y trasladarlas a un punto de acopio.

3.4 Área 4

En último lugar se lleva a cabo la concentración propiamente dicha del mineral. Para ello el mineral pasa en primer lugar por cuatro tanques de acondicionamiento donde se le adicionarán los reactivos necesarios.

A continuación la pulpa pasa a las celdas de flotación donde se flotará la ganga silíceo y el concentrado permanecerá en el fondo. Los estériles de la flotación pasan al tanque espesador descrito anteriormente mientras que el concentrado se bombea a un filtro de vacío donde se extrae la mayoría del agua.

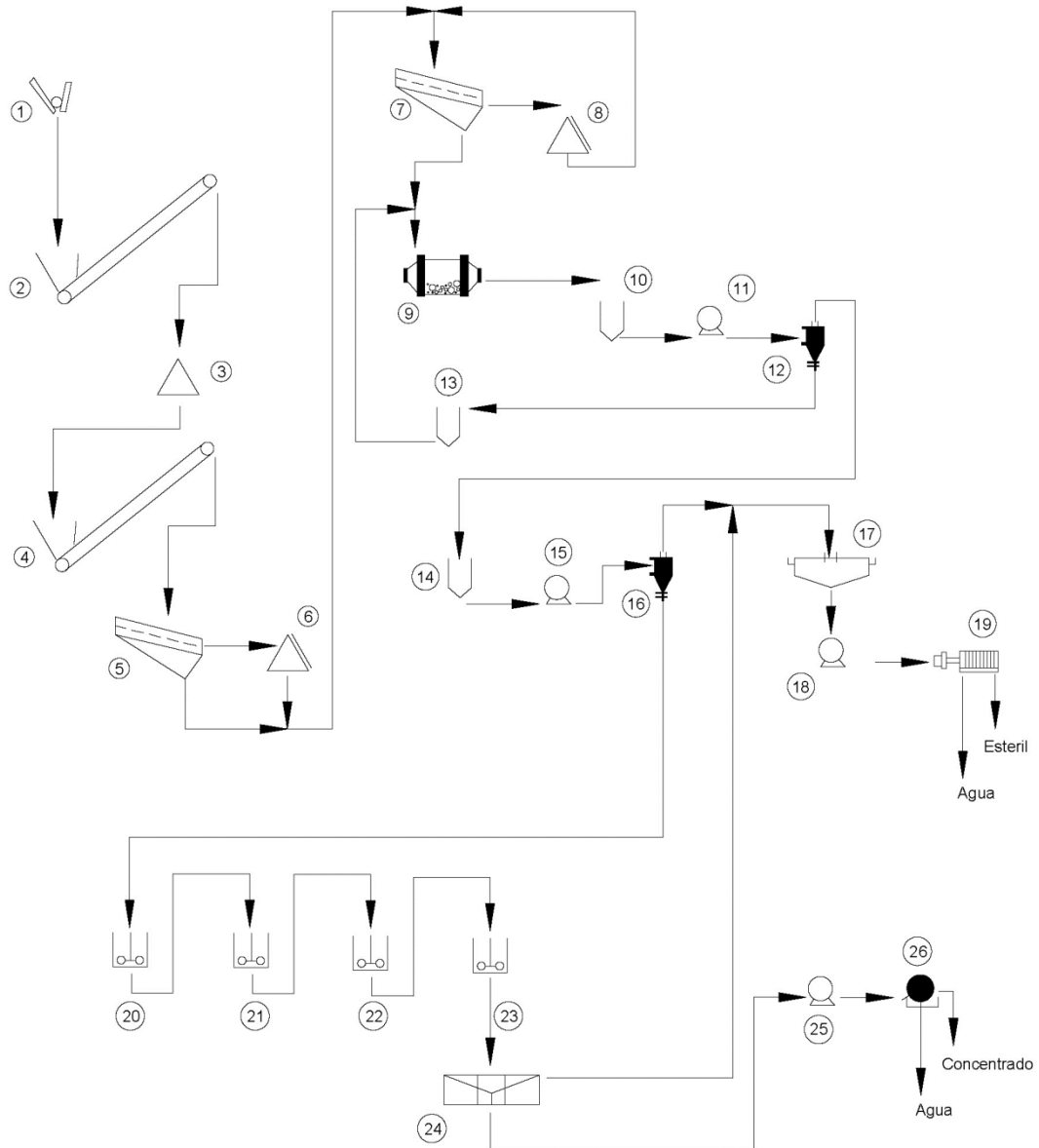


Figura 2 Esquema del proceso.

- 1 Machacadora de mandíbulas doble efecto
- 2 y 4 Cinta transportadora
- 3 Acopio de material
- 5 y 7 Criva vibratoria
- 6 y 8 Triturador de Cono
- 9 Molino de Bolas
- 10, 13 y 14 Tanques de regulación
- 11, 15, 18 y 25 Bombas centrífugas
- 12 Hidrociclón en circuito cerrado
- 16 Batería de hidrociclones de deslamado
- 17 Tanque s;espesador
- 19 Filtro de presión
- 20, 21, 22, 23 Tanque de acondicionado
- 24 Celdas de flotación
- 26 Filtro de vacío de discos



4 TRITURACIÓN PRIMARIA

Siendo el caudal de alimentación diario de 800 toneladas, con un turno de trabajo de 8 horas el caudal horario es de 100T/h.

Aplicando el criterio de Taggart utilizaremos una quebrantadora de mandíbulas cuando $B < 161,7 \cdot A$

Siendo: B: la capacidad de la máquina en T/h y

A: la abertura de admisión en metros

Observando la tabla de las machacadoras y eligiendo la que nos ofrece un rendimiento medio de 90-120T con un reglaje de 125mm posee unas dimensiones de 1000x700mm. De esta manera según Taggart:

$$100 < 161,7 \cdot 0,7; \quad 100 < 113,19$$

Tabla 2 Datos técnicos de machacadoras de mandíbulas doble efecto

TABLA DE QUEBRANTADORAS													
Dimensiones de entrada m/m		Producciones medias en toneladas									r.p.m	Motor kW	Peso en T
		R min m/m	Tm		R medio m/m	Tm		R max m/m	Tm				
350	225	25	3	4,5	40	7,5	9	70	9	11	350	10	2.5
450	275	25	6	7,5	40	9	11	70	15	20	320	20	4
550	325	40	12	18	70	25	35	100	40	50	300	30	6
650	400	70	38	45	100	52	60	120	55	70	270	40	11.5
800	500	70	50	60	100	70	80	100	80	100	250	50	18.5
1000	700	80	60	90	125	90	120	150	120	150	220	70	35
1250	700	90	75	110	125	110	150	150	150	200	220	75	40
1250	900	100	100	120	150	150	200	200	190	225	170	90	60



1600	900	100	135	160	150	210	240	200	225	300	170	100	67
1400	1070	125	150	186	175	190	225	225	250	300	150	115	82.5
2000	1070	135	200	250	175	220	315	225	375	430	150	125	100
1600	1250	150	200	266	200	260	300	250	375	415	132	135	117
2000	1250	150	260	335	200	335	390	250	495	540	132	150	129
2000	1600	200	375	450	250	450	495	300	495	555	112	200	230
2000	1600	250	600	650	300	720	800	350	800	1000	112	260	250000

Como la capacidad indicada en la tabla es para una densidad de material de 2,7T/m³ y nuestra mena posee una densidad de 3,47T/m³ esta capacidad se verá modificada.

$$\frac{90T}{h} \cdot \frac{3,47}{2,7} = 115,7 T/h \quad \frac{120T}{h} \cdot \frac{3,47}{2,7} = 154,2 T/h$$

En segundo lugar miramos la siguiente Tabla 3 y eligiendo la alimentación todo uno con materiales de cuarzo vemos que el porcentaje de paso por la malla de reglaje es de 67,5%

Tabla 3 % De paso por la malla de reglaje

Tipos de quebrantadora	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	65-70	55-60	75-80
Simple efecto	Cribado	80-85	70-75	60-65	80-85



Mirando la curva de la gráfica siguiente (Figura 3) vemos que el reglaje de la máquina por el que pasa el 67,5 del producto, corresponde al 46 % de la dimensión máxima del producto triturado

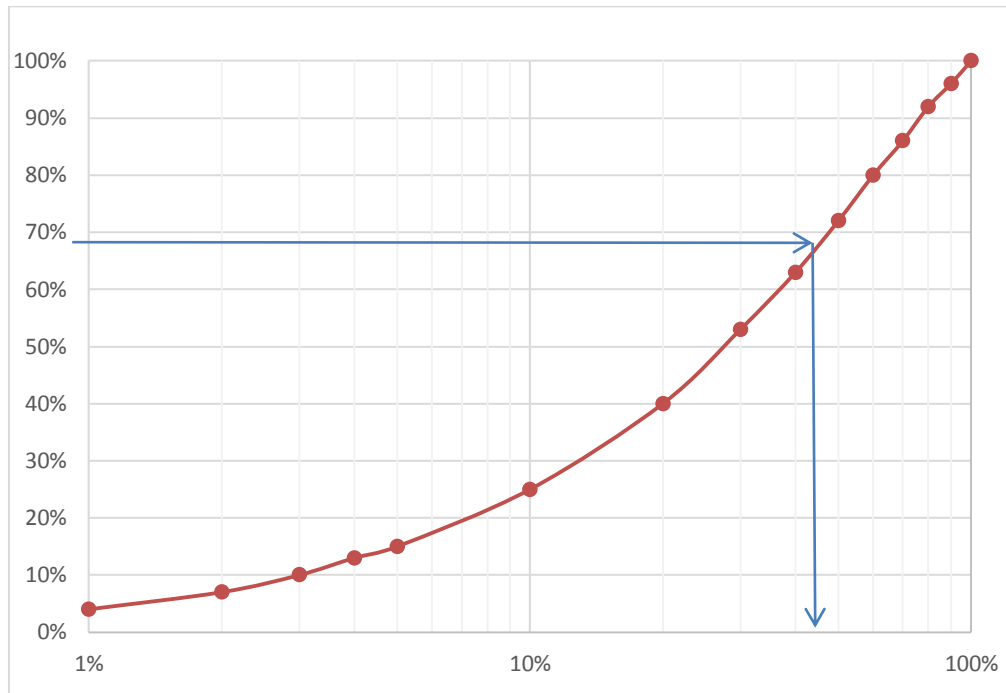


Figura 3 Granulometría típica de los productos de la quebrantadora.

Por lo tanto:

Reglaje: 125mm

$$D_{max(salida)}: \frac{125mm}{0,46} = 271.74mm$$

$$d_{80} = D_{max(salida)} \cdot 0.6 = 163.04mm$$

$$D_{80} = 550mm$$

$$W_i = 10kWh/T$$

Se calcula la potencia necesaria mediante la expresión:

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



$$W = 10 \cdot 10 \cdot \left(\frac{1}{\sqrt{163.04 \cdot 10^3}} - \frac{1}{\sqrt{550 \cdot 10^3}} \right) = 0,113$$

$$\text{Potencia teórica} = Q \cdot W = 100 \cdot 0.113 = 11,3 \text{ kW}$$

$$\text{Potencia necesaria} = \text{Potencia teórica} \cdot 2 = \mathbf{22,6 \text{ kW}}$$

Comparando con el valor de la tabla observamos que la machacadora seleccionada posee potencia suficiente para nuestro trabajo.

En la Figura 4 se ve la curva granulométrica correspondiente a la salida de esta machacadora de mandíbulas



Figura 4 Curva granulométrica real a la salida de la machacadora

5 PRIMERA CRIBA (1 ¼ INCH)

Para determinar la criba necesaria para el proceso partimos en primer lugar de las fracciones granulométricas de la salida de la machacadora.

Tabla 4 Fracciones granulométricas de llegada a la criba

Fracción granulométrica (inch)	% peso de cada fracción	Pesos (t/h)	Luz de malla (inch)	Luz de malla (cm)	Pasante acumulado (%)
> 6	0,28%	0,28	>6	15,24	100%



6	5 1/2	5,14%	5,14	6	13,97	99,72%
5 1/2	5	5,33%	5,33	5 1/2	12,70	94,58%
5	4 1/2	5,47%	5,47	5	11,43	89,25%
4 1/2	4	5,60%	5,60	4 1/2	10,16	83,78%
4	3 1/2	5,83%	5,83	4	8,89	78,18%
3 1/2	3	6,20%	6,20	3 1/2	7,62	72,35%
3	2 1/2	6,82%	6,82	3	6,35	66,15%
2 1/2	2 1/4	3,73%	3,73	2 1/2	5,72	59,33%
2 1/4	2	4,00%	4,00	2 1/4	5,08	55,60%
2	1 3/4	4,33%	4,33	2	4,45	51,60%
1 3/4	1 1/2	4,71%	4,71	1 3/4	3,81	47,27%
1 1/2	1 1/4	5,15%	5,15	1 1/2	3,18	42,56%
1 1/4	1	5,65%	5,65	1 1/4	2,54	37,42%
1	7/8	3,03%	3,03	1	2,22	31,77%
7/8	3/4	3,19%	3,19	7/8	1,91	28,74%
3/4	5/8	3,35%	3,35	3/4	1,59	25,55%
5/8	1/2	3,52%	3,52	5/8	1,27	22,20%
1/2	3/8	3,70%	3,70	1/2	0,95	18,68%
3/8	5/16	1,92%	1,92	3/8	0,79	14,99%
5/16	1/4	1,97%	1,97	5/16	0,64	13,06%
1/4	3/16	2,02%	2,02	1/4	0,48	11,10%



3/16	12/91	1,84%	1,84	3/16	0,34	9,08%
12/91	1/15	2,21%	2,21	12/91	0,17	7,23%
< 1/15		5,02%	5,02			
TOTAL		100%	100,00			

Para calcular el área de la criba utilizamos la siguiente fórmula:

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

Siendo:

C_t , tonelaje horario inferiores a la malla de cribado.

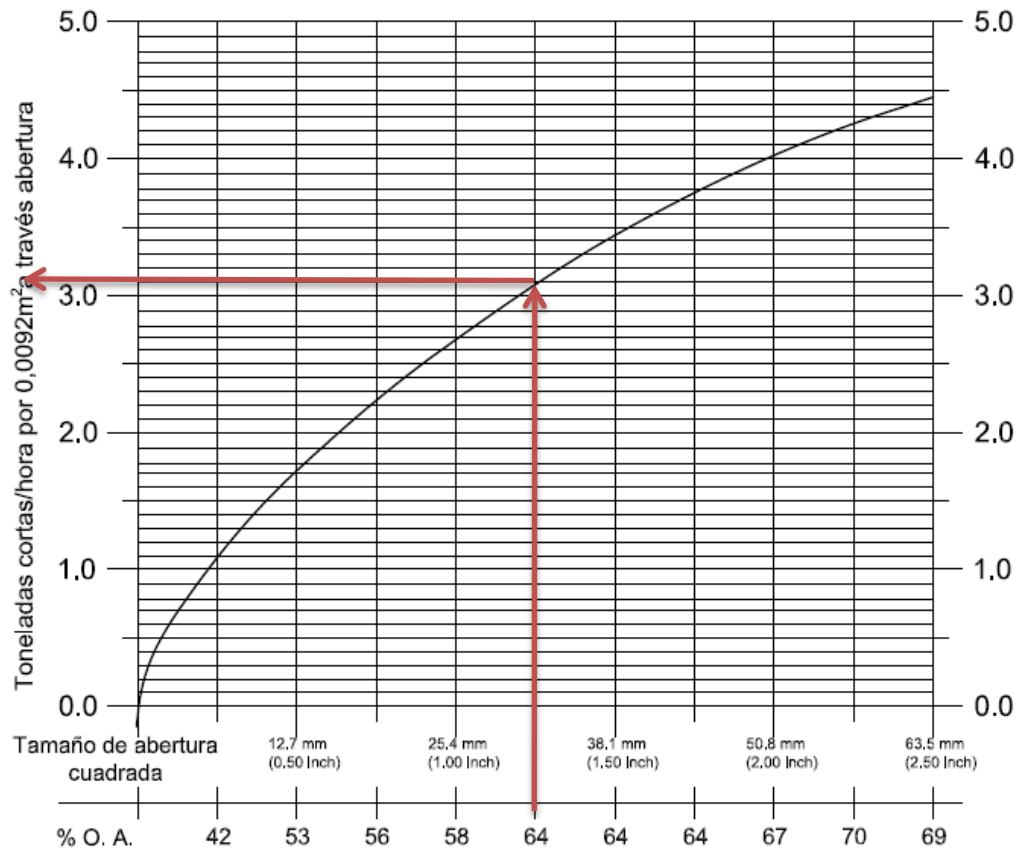
C_u , Capacidad básica en T/h pie².

A, Área de la criba en pies cuadrados.

F, es un producto de diversos factores.

$$F = F_f \cdot F_0 \cdot F_e \cdot F_d \cdot F_w \cdot F_{oa} \cdot F_s \cdot F_h \cdot F_i$$

En la Tabla 4 está resaltado el tamaño de malla en la que se realiza el corte de la criba. El 37,42% de la alimentación pasa por esta malla, lo que significa que el valor C_u es de **37,42 T/h**.



Capacidad básica de una criba , para mineral con una densidad aparente de 1,602 kg/m³

Figura 5 Capacidad básica de una criba

El valor de la capacidad básica de una criba lo obtenemos en la Figura 5, pero este valor es necesario corregirlo para que se adecúe a la densidad de nuestro mineral.

Corrección por densidad:

$$(3,1 T_{sh}/h \cdot 0.092 m^2) \cdot \frac{2.082 kg/m^3}{1.602 kg/m^3} \cdot \frac{0.907 T}{1 T_{sh}} = 39,72 T/h \cdot m^2$$

Para determinar el resto de factores utilizamos las siguientes tablas y figuras.

F_f : La semidimensión de la malla es de 5/8 inch, para este tamaño habrá un 18,68% menor de este. Por lo tanto:



Tabla 5 Factor de finos

%	Tamaños mayores FO	%	Tamaños mayores FO
0%	0,44	60%	1,4
10%	0,55	70%	1,8
20%	0,7	80%	2,2
30%	0,8	85%	2,5
40%	1	90%	3
50%	1,2	95%	3,75

$$F_f = 0,68$$

F_0 : Contenido de tamaños mayores a la malla de corte.

Tabla 6 Factor de gruesos

%	Tamaños mayores FO	%	Tamaños mayores FO
0%		60%	0,86
10%	1,05	70%	0,8
20%	1,01	80%	0,7
30%	0,98	85%	0,64
40%	0,95	90%	0,55
50%	0,9	95%	0,4

$$F_0 = 0.69$$

F_e : Factor de eficiencia, en nuestro caso la eficiencia es del 95%

Tabla 7 Factor de eficiencia

%	Eficiencia Fe	%	Eficiencia Fe
0%		70%	
10%		80%	1,75
20%		85%	1,5
30%		90%	1,25



40%		95%	1
50%			

$$F_e = 1$$

F_d : En esta operación la criba solo tendrá una tela.

Tabla 8 número de telas

cubierta	Factor Fd
superior	1
segunda	0,9
Tercera	0,75

$$F_d = 1$$

F_w : El cribado se realizará en seco por lo que este factor será 1,25.

Tabla 9 Factores de cribado en mojado

Tamaño de abertura (cuadrada) inch.	Factor de cribado mojado		
	Límite de humedad	Fw	Fwg
1/32 o menos	0%	1,25	1,10
1/16.	1%	3,00	2,00
1/6.	1%	3,50	2,50
3/16.	2%	3,50	2,50
3/18.	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 a 2	6%	1,25	1,10
1+1/2	sin límite	1,25	1,10
>2	Sin límite	1,00	1,00
cuando el cribado es mojado, si la humedad excede estos límites se debe considerar una maya con aberturas especiales			
Se utiliza Fwg cuando existe incertidumbre acerca de la disponibilidad máxima de rociado de agua, o ser utilizado eficientemente			

F_s : Como la tela de la malla tendrá una forma cuadrada este factor será 1

F_h : El porcentaje de humedad en la alimentación es de 5%

Tabla 10 Porcentaje de humedad en la alimentación

Porcentaje de humedad	Factor de corrección	Porcentaje de humedad	Factor de corrección
1-4.	1	50	1,1
5	0,8	60	1,2
6	0,5	70	1,25
8	0,4	80	
9	0,3	90	
10	0,2	92	



20	0	94	
30	0	96	
40	1	98	

$$F_h = 0,8$$

El factor F resultante del producto de los anteriores es de: 0,469.

Como el material se pasa por una malla de 1¼ pulgadas, el pasante correspondiente para este tamaño es de 31,77%, de manera que el área resultante se determina a continuación:

$$A = \frac{37,42 T}{39,72 T/h m^2 \cdot 0,469} = 2,01 m^2$$

Siendo el área real de la criba:

$$A_r = 1.1 \cdot 2,01 m^2 = 2,21 m^2$$

Tabla 11 Cribas vibratorias Trimán

Modelo CVT	Longitud tamiz (m)	Ancho tamiz (m)	Potencia (kW)		Superficie útil de cribado (m ²)
			2 tamices	3-4 tamices	
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-2670	7,000	2,650	30	30	18



Se escoge, en la

Tabla 11, la criba CVT- 1025

Con la siguiente figura se han determinado las toneladas cortas por cm de espesor de lecho para el ancho de la criba seleccionada, siendo de $28,5 T_{sh}/cm$ ó $25,85T/cm$.

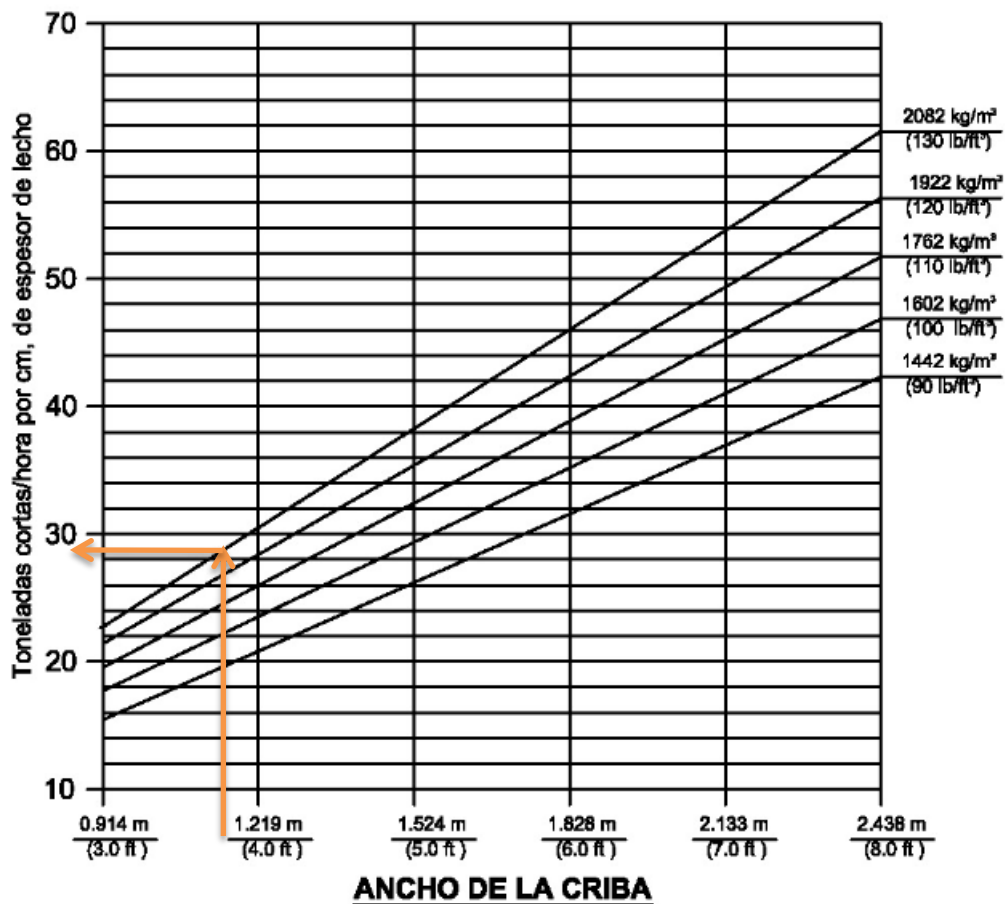


Figura 6 Espesor del lecho en las cribas

$$Espesor_{lecho}(18^{\circ}) = \frac{Q_{rechazo}}{Q_{horario \text{ por cm}}} = \frac{100 - 37,42}{25,85} = 2,42 \text{ cm de espesor}$$

Según el criterio de Osborne y Colman, la altura de la capa al final de la bandeja de cribado no debe superar 4 veces la luz de malla de la criba cuando se trabaja con materiales de densidad a granel $2,6 T/m^3$.



En nuestro caso el espesor máximo de la criba sería de 5 pulgadas (12,7cm), por lo tanto esta criba es válida para realizar el trabajo.

6 PRIMER TRITURADOR DE CONO ESTANDAR

Para dimensionar un cono de trituración secundaria es necesario conocer los siguientes datos:

- Entre un 10 y un 20% de la alimentación debe ser mayor que la abertura mínima del cono. (La abertura mínima debe de ser mayor que el D_{90}).
- El diámetro máximo de alimentación debe de ser menor que la abertura máxima de la boca multiplicado por un factor (0,9).

Se ha establecido el reglaje del cono en 25mm

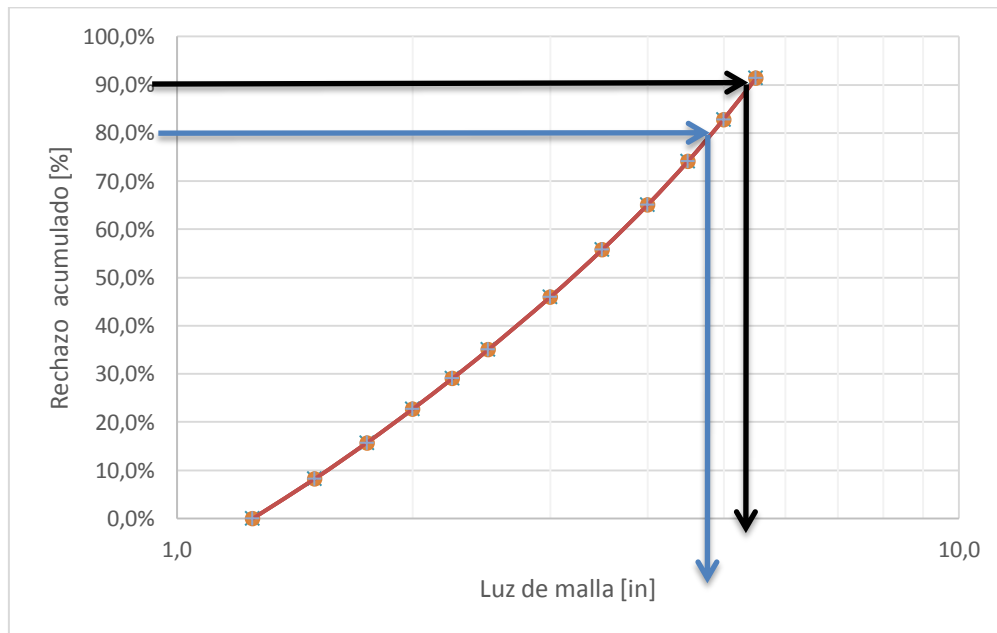


Figura 7 Granulometría de entrada al cono.

Observando la granulometría del rechazo de la criba podemos determinar observando el d_{90} que la abertura mínima es de $5 \frac{2}{5}$ in. (137,7mm).

En este primer cono el tamaño mayor de alimentación es el tamaño mayor de la salida de la machacadora de mandíbulas $D_{max}/_{0,9} = 271,74/_{0,9} = 301,93 m = 11,9inch.$

La capacidad requerida es la correspondiente al rechazo de la criba, siendo:



$$100 - 37,42 = 62,58 T/h$$

Con estos valores nos vamos a la Tabla 12 donde hemos seleccionado que el cono que se necesita es el de 7ft.



Tabla 12 Tamaños de Cono

Tamaño	Tipo de cavidad	ajuste recomendado de descarga mínima A, inch.	Abertura de alimentación con el valor mínimo recomendado de descarga		capacidades en toneladas (2000 lb) por hora, pasando a través del triturador en el ajuste de descarga indicado A											
			B, lado cerrado, inch	B, lado abierto, inch	1/4 inch. (6 mm)	3/8 inch. (10 mm)	1/2 inch. (13 mm)	5/8 inch. (16 mm)	3/4 inch. (19 mm)	7/8 inch. (22 mm)	1 inch. (25 mm)	1+1/4 inch. (32 mm)	1+1/2 inch. (38 mm)	2 inch. (51 mm)	2+1/2 inch. (64 mm)	
2 ft	Fino	1/4.	2+1/4	2+3/4	18	20	25	30	35	40	45	50	60			
	Grueso	3/8.	3+1/4	3+3/4		20	25	30	35	45	50	60	75			
	Extra grueso	1/2.	3+1/2	4			25	30	40	50	55	70	80			
3 ft	Fino	3/8.	3+3/8	4+1/3		40	50	60	70	75	80					
	Grueso	1/2.	4+7/8	5+11/16			50	60	75	90	100	120	140			
	Extra grueso	3/4.	6+7/8	7+1/2					75	90	100	120	140			
4800	Fino	3/8.	5	5+5/3		70	90	110	130	140	150	170				



	Medio	1/2.	6+1/8	6+3/4			100	110	140	150	175	200	220		
	Grueso	3/4.	7+3/8	8+1/4					145	165	190	220	270	320	
	Extra grueso	3/4.	8+15/16	9+3/4					145	175	200	230	280	330	
5100	Fino	1/2.	4+1/2	5+3/8			120	140	150	160	175	200			
	Medio	5/8.	7+3/8	8+1/4				140	175	195	190	240	265		
	Grueso	3/4.	9	10					175	210	225	265	325	385	
	Extra grueso	1	10+3/8	11+1/4							240	275	335	395	
5+1/2 ft	Fino	5/8.	7+1/8	7+3/4				180	200	235	275	300	350		
	Medio	7/8.	8+5/8	9+1/2						275	300	375	400	450	
	Grueso	1	9+7/8	10+7/8							300	375	450	500	700
	Extra grueso	1+1/2	13+1/2	14+1/2									450	500	800
7 ft	Fino	3/4.	10	11					370	400	500	62	750		
	Medio	1	11+1/2	12+3/4						500	600	750	800	1100	



	Grueso	1+1/4	13+1/2	14+7/8								750	850	1200	1400
	Extra grueso	1+1/2	16+3/4	18+1/8									850	1200	1400
10 ft	Fino	7/8.	12+1/2	14						900	1300	1650			
	Medio	1	15+1/2	17							1400	1650	1800		
	Grueso	1+1/2.	18+1/2	20									1900	2500	3000
	Extra grueso	1+1/2.	24+1/2	26									1900	2500	3000



Este cono posee la capacidad suficiente para nuestra planta.

Mediante la Tabla 13 se determina la curva granulométrica de salida de los productos del cono, que se puede ver construida en la Figura 8.

Tabla 13 productos de salida del cono

Tamaño del producto											
	$2 \frac{1}{2}$	2	$1 \frac{1}{2}$	$1 \frac{1}{4}$	1	$\frac{7}{6}$	$\frac{3}{4}$	$\frac{5}{8}$	$\frac{1}{2}$	$\frac{3}{8}$	$\frac{1}{4}$
	2										
>4 $\frac{1}{2}$	4										
4 $\frac{1}{2}$ - 4	6	3									
4 - 3 $\frac{1}{2}$	12	5									
3 $\frac{1}{2}$ - 3	16	13	4								
3 - 2 $\frac{1}{2}$	9	10	5								
2 $\frac{1}{2}$ - 2 $\frac{1}{4}$	7	10	7	2							
2 $\frac{1}{4}$ - 2	8	10	11	4							
2 - 1 $\frac{3}{4}$	7	10	13	6	3						
1 $\frac{3}{4}$ - 1 $\frac{1}{2}$	7	9	14	12	6	4					
1 $\frac{1}{2}$ - 1 $\frac{1}{4}$	5	8	13	16	12	7	4				
1 $\frac{1}{4}$ - 1	2	3	6	17	19	17	12	6			
1 - $\frac{7}{8}$	2	3	5	7	11	12	11	6	3		
$\frac{7}{8}$ - $\frac{3}{4}$	2	3	4	7	9	12	13	12	6		
$\frac{3}{4}$ - $\frac{5}{8}$	11	2	4	7	10	11	14	16	12	4	
$\frac{5}{8}$ - $\frac{1}{2}$		11	3	5	8	10	12	17	19	12	
$\frac{1}{2}$ - $\frac{3}{8}$			11	4	6	8	12	14	20	24	8



3/8 - 5/16				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											

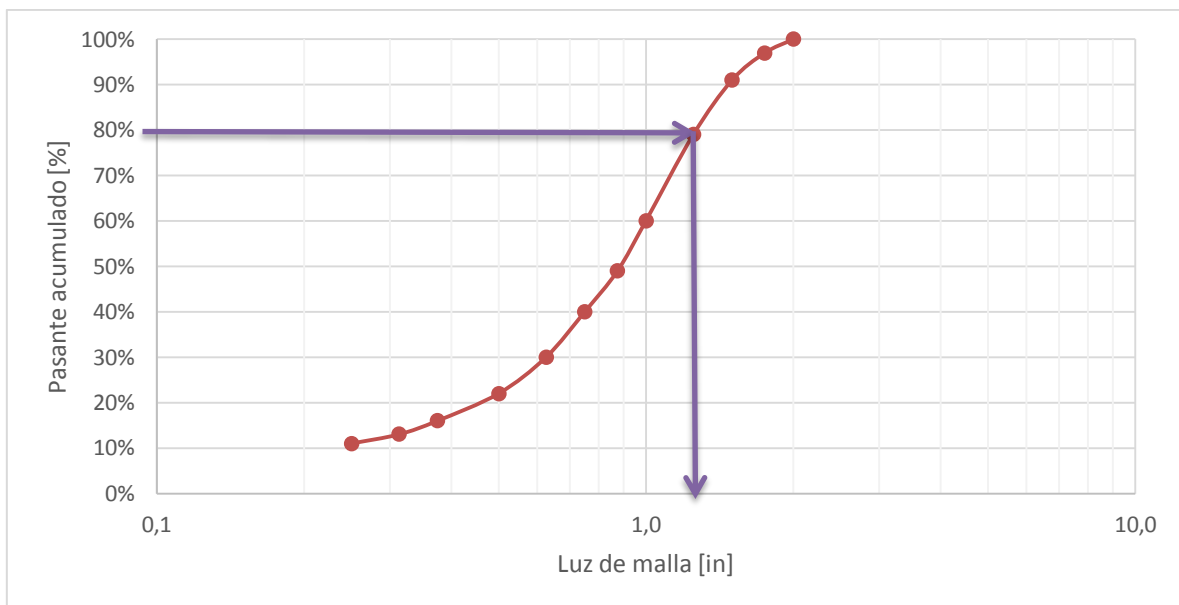


Figura 8 Curva granulométrica de salida del cono.

A continuación se comprueba que el cono seleccionado posee la potencia necesaria para desempeñar su trabajo, para ello se utiliza la siguiente expresión:

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

D_{80} Este valor lo calculamos con la flecha gris de la Figura 7Figura 8



d_{80} Este valor lo calculamos con la flecha verde de la Figura 8

El índice W_i nos lo indica en el enunciado

$$W = 10 \cdot 10 \cdot \left(\frac{1}{\sqrt{35,05 \cdot 10^3}} - \frac{1}{\sqrt{122,705 \cdot 10^3}} \right) = 0,25$$

$$\text{Potencia teórica} = Q \cdot W = 62,58 \cdot 0,25 = 15,56 \text{ kW}$$

$$\text{Potencia necesaria} = \text{Potencia teórica} \cdot 1,3 = \mathbf{20,23 \text{ kW}}$$

Tabla 14 Potencia de los conos

Dimensión (ft)	Potencia
1,5	15 – 18 kW
2	18 – 22 kW
3	37 – 45 kW
4	55 – 75 kW
4,5	90 – 110 kW
5,6	110 – 150 kW
7	180 - 220 kW



7 SEGUNDA CRIBA (10mm) CON SALIDA DEL CONO RECIRCULADA

Para calcular los siguientes equipos primero se debe determinar la curva granulométrica suma de las correspondientes a la salida del primer cono y la pasante de la primera criba.

Tabla 15 Fracciones granulométricas de las etapas anteriores

Pasante primera criba							Salida del 1er cono					
Fracción granulométrica (in)	Pesos (t/h)	Peso (%) sobre el total de pasante	Peso (%) sobre el total de alimentación inicial	Luz de malla (in)	Pasante acumulado del pasante (%)	Fracción granulométrica (in)	Peso sobre producto cono 1º (%)	Pesos (t/h)	Peso (%) sobre el total de alimentación inicial	Pasante acumulado salida cono (%)		
						2	3%	1,88	2%	100%		
						1,75	6%	3,75	4%	97%		
						1,50	12%	7,51	8%	91%		
1 1/4	1	5,65	15,1	5,65%	1 1/4	100%	1 1/4	19%	11,89	12%	79%	
1	7/8	3,03	8,11	3,03%	1	84,90%	1	11%	6,88	7%	60%	
7/8	3/4	3,19	8,51	3,19%	7/8	76,80%	7/8	9%	5,63	6%	49%	
3/4	5/8	3,35	8,95	3,35%	3/4	68,28%	3/4	10%	6,26	6%	40%	
5/8	1/2	3,52	9,40	3,52%	5/8	59,34%	5/8	8%	5,01	5%	30%	
1/2	3/8	3,70	9,89	3,70%	1/2	49,93%	1/2	6%	3,75	4%	22%	
3/8	5/16	1,92	5,13	1,92%	3/8	40,05%	3/8	3%	1,88	2%	16%	
5/16	1/4	1,97	5,26	1,97%	5/1	34,92%	5/16	2%	1,25	1%	13%	



					6							
1/4	3/16	2,02	5,40	2,02%	1/4	29,65%	1/4	11%	6,88	7%	11%	
3/16	12/9 1	1,84	4,92	1,84%	3/1 6	24,25%						
12/9 1	1/15	2,21	5,91	2,21%	12/ 91	19,33%						
< 1/15		5,02	13,4 2	5,02%	1/1 5	13,42%						
TOT AL		37,4 2	100,	37,42								



Tabla 16 Curva granulométrica de entrada a la criba sin la recirculación

Luz de malla	Pesos (t/h)	Peso (%) sobre el total del pasante	Pasante acumulado del pasante (%)
2	1,88	1,88%	100,00%
1,75	3,75	3,75%	98,12%
1,5	7,51	7,51%	94,37%
1,25	17,54	17,54%	86,86%
1	9,92	9,92%	69,32%
7/8	8,82	8,82%	59,40%
3/4	9,61	9,61%	50,58%
5/8	8,52	8,52%	40,98%
1/2	7,45	7,45%	32,45%
3/8	3,80	3,80%	25,00%
5/16	3,22	3,22%	21,20%
1/4	8,90	8,90%	17,98%
3/16	1,84	1,84%	9,08%
12/91	2,21	2,21%	7,23%
1/15	5,02	5,02%	5,02%
	100,00		

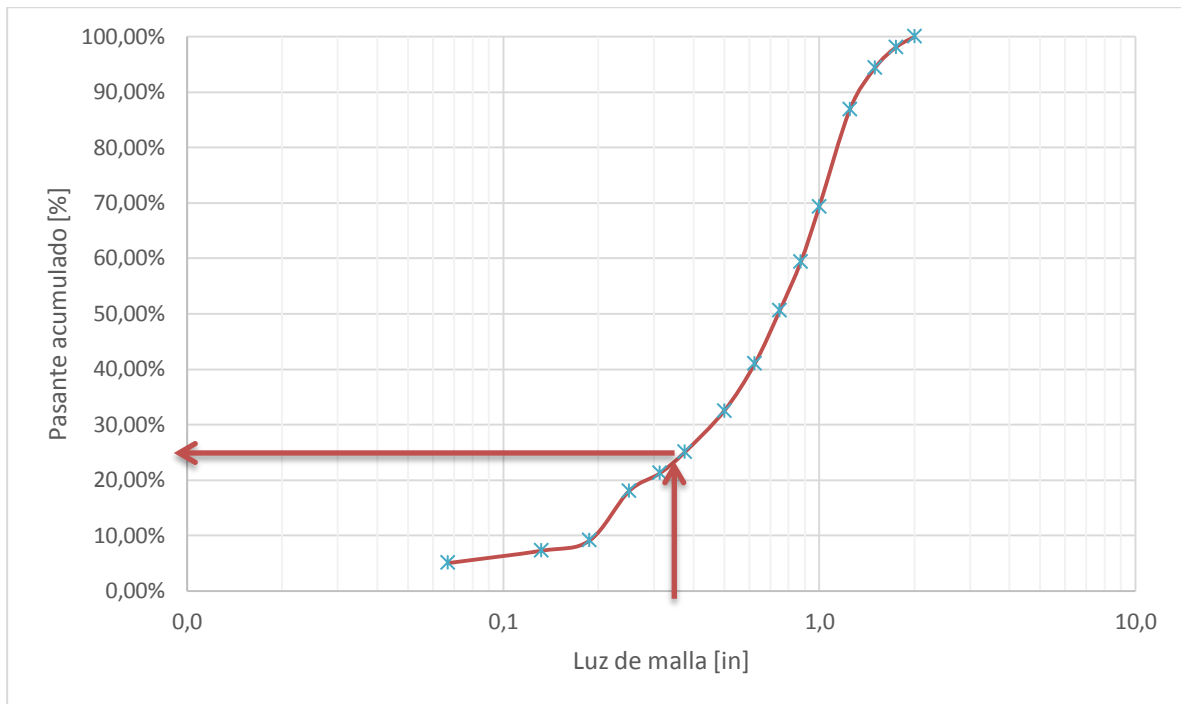


Figura 9 Curva granulométrica de la alimentación principal.

Se ha establecido el tamaño de corte de la segunda malla en 8mm (5/16 inch), con la curva granulométrica suma de las dos anteriores escogemos el rechazo para trabajar con él en el cono.

Para 5/16 el pasante por dicha malla es del 25% de la alimentación, Figura 9. Por lo tanto El rechazo es el 75%, siendo este 75t/h (alimentación 100t/h).

De la misma manera que en el primer cono ahora se determina la curva granulométrica (Figura 10) de salida del cono a partir del reglaje y de la Tabla 13.

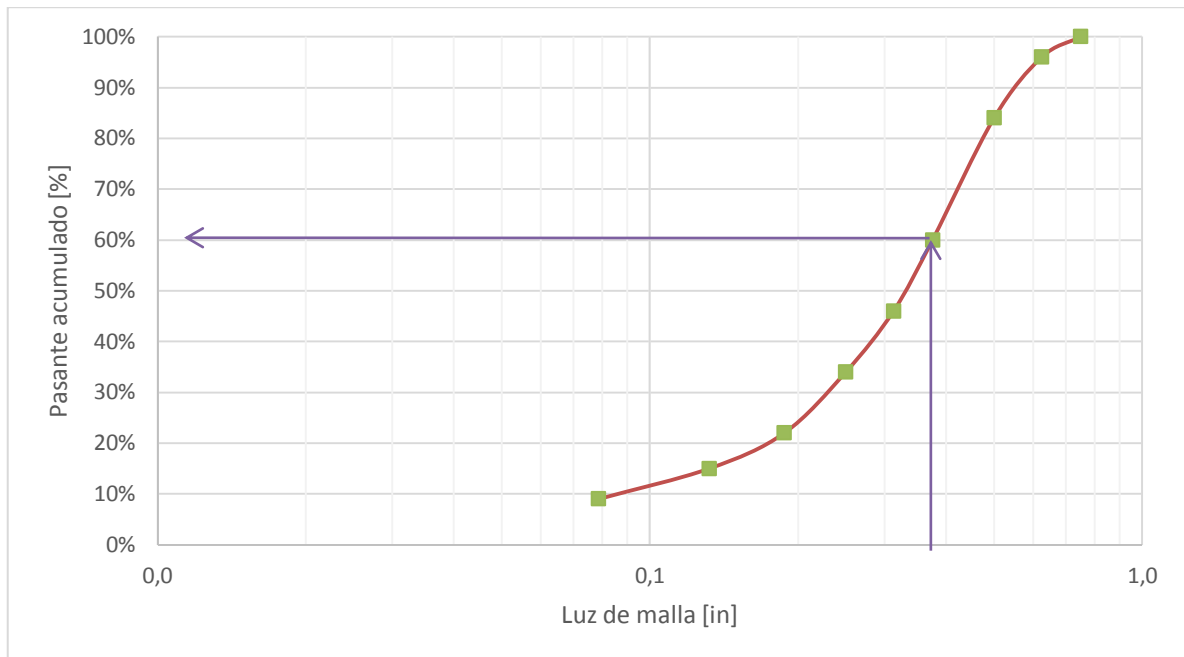


Figura 10 Curva granulométrica de salida del segundo cono de trituración

En la Figura 10 se observa que el 60% del material que sale del cono tiene un tamaño menor del tamaño de la malla.

Al recircular el producto del cono, el 40% de las 75t/h (30T/h) que entran va a volver al cono porque será nuevamente rechazo de la criba.

Como el caudal de alimentación y el pasante de la criba es necesario calcular el caudal circulante. Como inicialmente por la criba pasan 25t/h, las otras 75 deben salir del cono con un tamaño menor del de la criba, para ello:

$$\frac{75 \frac{T}{h}}{0,6} = X; \quad X = 125t/h$$

De esta manera se ha determinado que el caudal que es necesario que machaque el segundo cono es de 125T/h.

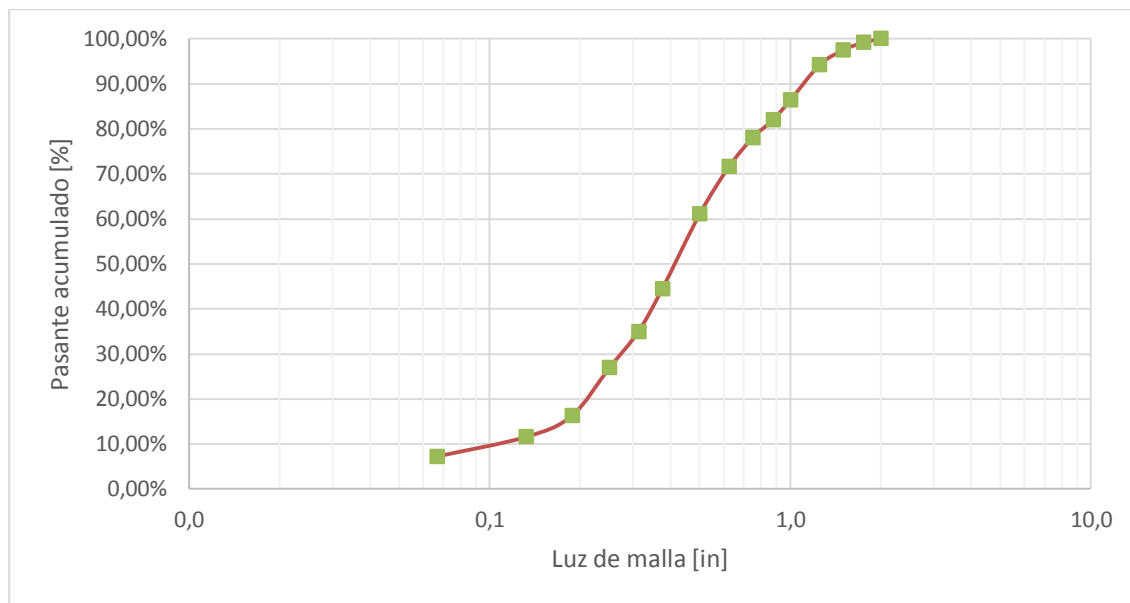
7.1 Alimentación segunda criba.

Finalmente se ha determinado la alimentación de la segunda criba a partir de la alimentación principal y del material recirculado del cono. En la Tabla 17 Curva granulométrica de la alimentación de la segunda criba. se muestran los valores a partir de los que se ha calculado dicha curva granulométrica mostrada en la **¡Error! No se encuentra el origen de la referencia.**



Tabla 17 Curva granulométrica de la alimentación de la segunda criba.

Luz de malla	Alimentación	Alimentación cono		Alimentación total		
	Pesos (t/h)	Peso sobre producto cono 1º (%)	Pesos (t/h)	Pesos total (t/h)	Peso (%) sobre el total	Pasante acumulado del pasante (%)
2	1,88	0%	0	1,88	0,83%	100,00%
1 3/4	3,75	0%	0	3,75	1,67%	99,17%
1 1/2	7,51	0%	0	7,51	3,34%	97,50%
1 1/4	17,54	0%	0	17,54	7,80%	94,16%
1	9,92	0%	0	9,92	4,41%	86,36%
7/8	8,82	0%	0	8,82	3,92%	81,96%
3/4	9,61	4%	5,00	14,61	6,49%	78,04%
5/8	8,52	12%	15,00	23,52	10,46%	71,55%
1/2	7,45	24%	30,00	37,45	16,65%	61,09%
3/8	3,80	14%	17,50	21,30	9,47%	44,44%
5/16	3,22	12%	15,00	18,22	8,10%	34,98%
1/4	8,90	12%	15,00	23,90	10,62%	26,88%
3/16	1,84	7%	8,75	10,59	4,71%	16,26%
12/91	2,21	6%	7,50	9,71	4,32%	11,55%
1/15	5,02	9%	0,00	16,27	0,07	7,23%



7.2 Dimensionamiento de la segunda criba

Para calcular el área de la criba utilizamos la siguiente fórmula:

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

Siendo:

C_t , tonelaje horario inferiores a la malla de cribado.

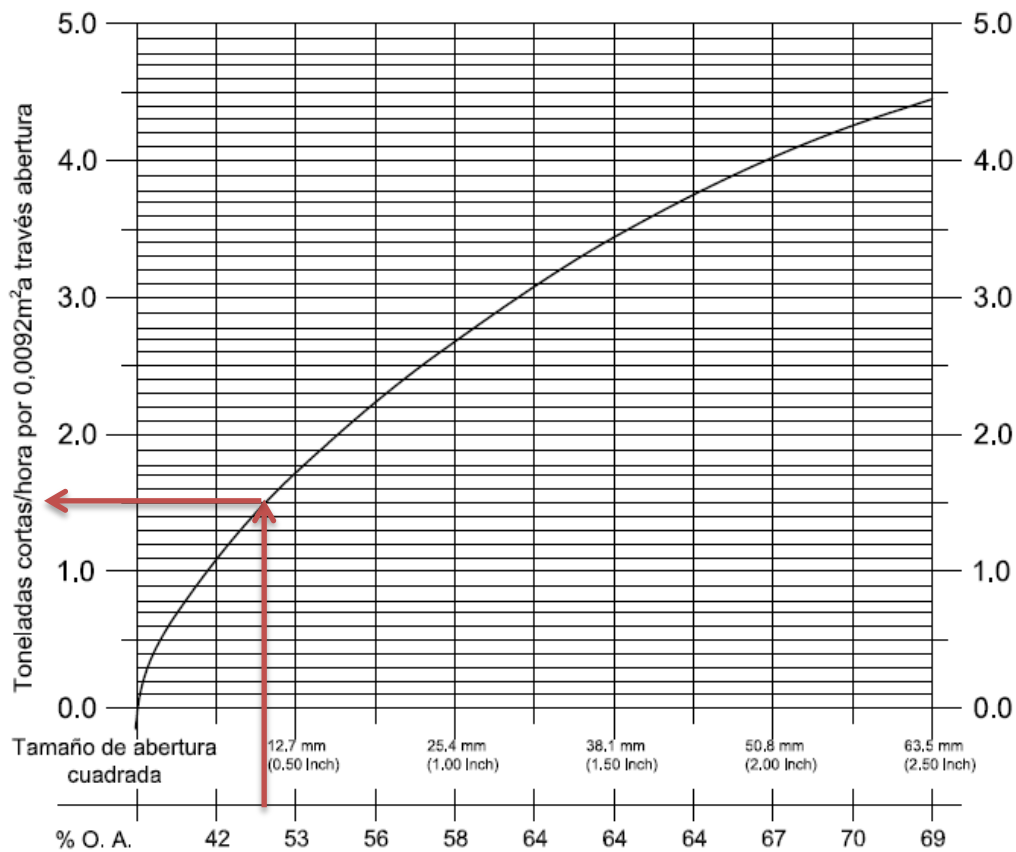
C_u , Capacidad básica en T/h pie².

A, Área de la criba en pies cuadrados.

F, es un producto de diversos factores.

$$F = F_f \cdot F_0 \cdot F_e \cdot F_d \cdot F_w \cdot F_{oa} \cdot F_s \cdot F_h \cdot F_i$$

En la Tabla 17 está resaltado el tamaño de malla en la que se realiza el corte de la criba. El 44,44% de la alimentación pasa por esta malla, lo que significa que el valor C_t es de **100T/h**.



Capacidad básica de una criba , para mineral con una densada aparente de 1,602 kg/m³

Figura 11 Capacidad básica de una criba

El valor de la capacidad básica de la criba lo obtenemos en la Figura 11, pero este valor es necesario corregirlo para que se adecúe a la densidad de nuestro mineral.

Corrección por densidad:

$$(1,5 T_{sh}/h \cdot 0.092 m^2) \cdot \frac{2.082 kg/m^3}{1.602 kg/m^3} \cdot \frac{0.907 T}{1 T_{sh}} = 19,21 T/h \cdot m^2$$

Para determinar el resto de factores utilizamos las siguientes tablas y figuras.

F_f : La semidimensión de la malla es de 3/16 inch, para este tamaño habrá un 26,88% menor de este. Con la Figura 7 se ha establecido un valor de $F_f = 0,75$

F_0 : Contenido de tamaños mayores a la malla de corte En la Tabla 6. $F_0 = 0.75$

F_e : Factor de eficiencia, en nuestro caso la eficiencia es del 95%, que con la



Tabla 7 se obtiene un factor $F_e = 1$

F_d : En esta operación la criba solo tendrá una tela. $F_d = 1$

F_w : El cribado se realizará en seco por lo que este factor será $1,25$ según la Tabla 9

F_s : Como la tela de la malla tendrá una forma cuadrada este factor será $F_s = 1$

F_h : El porcentaje de humedad en la alimentación es de 5%, $F_h = 0,8$

El factor F resultante del producto de los anteriores es de: 0,5625

Siendo el área teórica:

$$A = \frac{100 T}{19,21 T/h m^2 \cdot 0,5625} = 9,25 m^2$$

Siendo el área real de la criba:

$$A_r = 1.1 \cdot 9,25 m^2 = 10,18 m^2$$

Escogemos en la

Tabla 11 la criba CVT- 2060 de $12 m^2$ de superficie.

Con la Figura 12 determinamos las toneladas cortas por cm de espesor de lecho para el ancho de la criba seleccionada (2,10m), siendo el resultado $56,25 T_{sh}/cm$ ó $51,7 T/cm$.

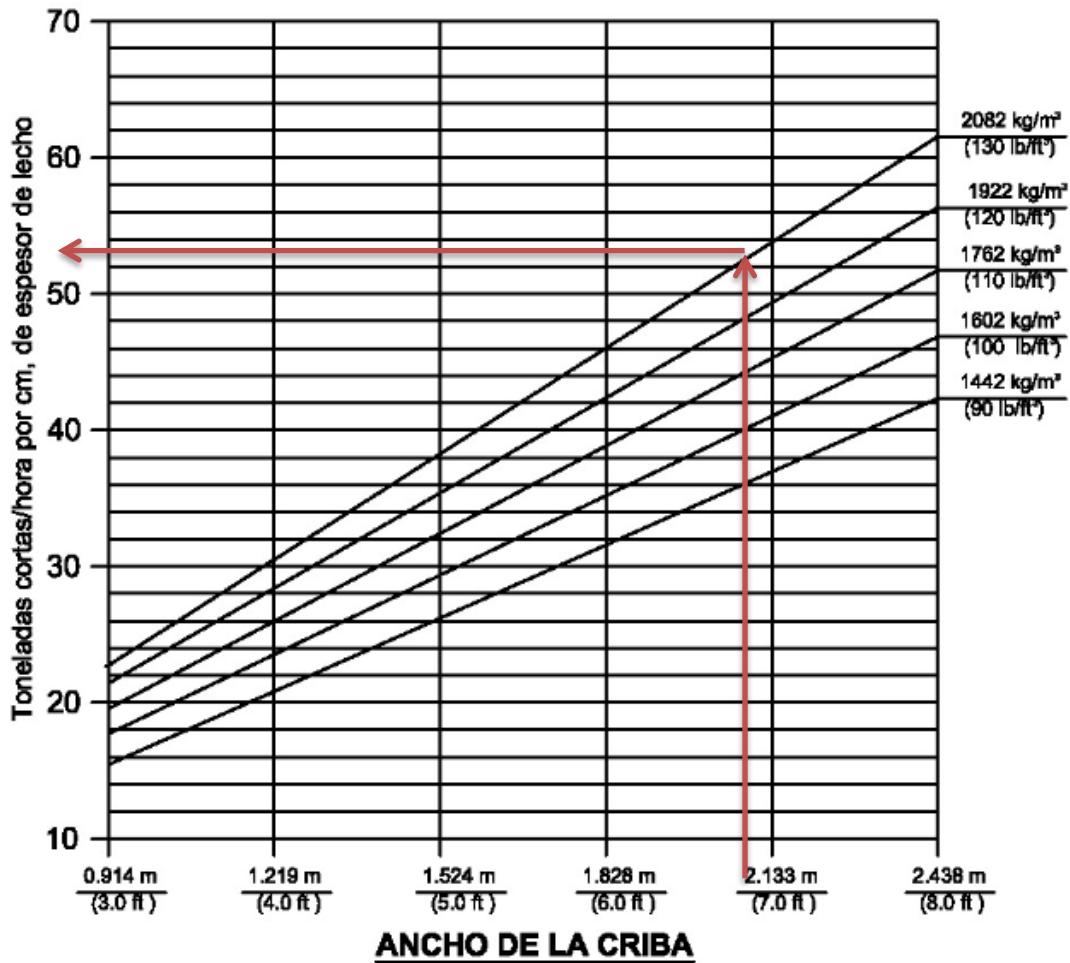


Figura 12 Espesor del lecho en las cribas

$$Espesor_{lecho}(18^{\circ}) = \frac{Q_{rechazo}}{Q_{horario \text{ por cm}}} = \frac{225 - 100 T}{51,7 T/cm} = 24,2 \text{ mm de espesor}$$

Según el criterio de Osborne y Colman, la altura de la capa al final de la bandeja de cribado no debe superar 4 veces la luz de malla de la criba cuando se trabaja con materiales de densidad a granel 2,6 T/m³.

En nuestro caso el espesor máximo de la criba sería de 8mm · 4 = 32mm, por lo tanto esta criba es válida para realizar el trabajo.



8 SELECCIÓN DEL SEGUNDO CONO DE TRITURACIÓN

Para dimensionar el cono de trituración secundaria partimos de la curva granulométrica rechazo de la criba, y a continuación determinamos el resto de datos.

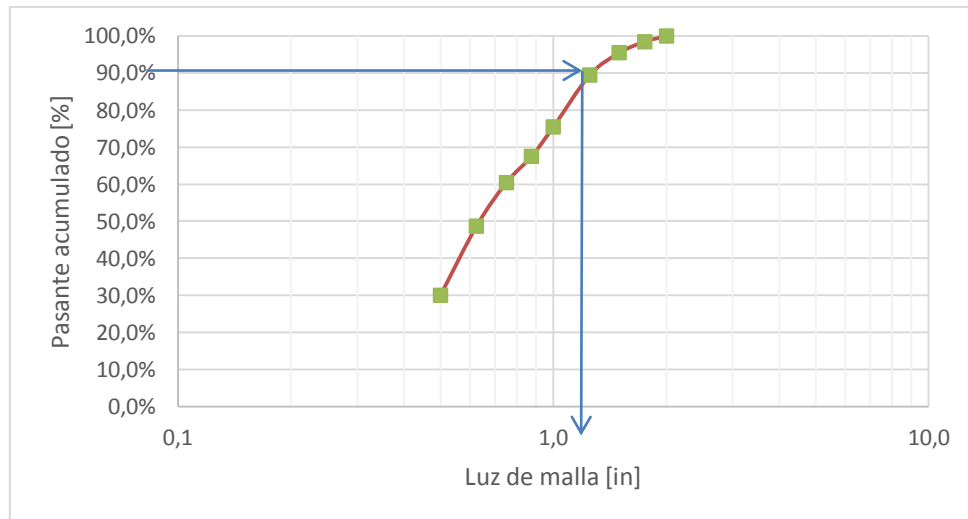


Figura 13 Granulometría de entrada al cono 2.

- Entre un 10 y un 20% de la alimentación debe ser mayor que la abertura mínima del cono. (La abertura mínima debe de ser mayor que el D_{90}).
- El diámetro máximo de alimentación debe de ser menor que la abertura máxima de la boca multiplicado por un factor (0,9).

Se ha establecido el reglaje del cono en 10mm

Observando la granulometría del rechazo de la criba podemos determinar observando el d_{90} es $1\frac{1}{3}$ in. (33,87mm) siendo este valor la abertura mínima del cono.

El tamaño mayor de alimentación es el tamaño mayor correspondiente a la granulometría que alimenta la criba, esto es 2 in. Por lo tanto la dimensión mayor será:

$$D_{\max}/0,9 = 2/0,9 = 2,22 \text{ in.} \approx 2 \frac{1}{5} \text{ in.}$$

La capacidad requerida es la correspondiente al rechazo de la criba, siendo este el calculado anteriormente, 125T/h

Con todos esos valores nos vamos a la Tabla 18 donde hemos seleccionado que el cono que se necesita es el de 2ft.

La capacidad de este cono es de 20 T/h, en esta etapa se deben tratar 125T/h, por lo que serán necesarios, $125/20 = 6,25$, es decir, 7 trituradores de cono.



Tabla 18 Modelos de conos y capacidades

			Abertura de alimentación con el valor mínimo recomendado de descarga		capacidades en toneladas (2000 lb) por hora, pasando a través del triturador en el ajuste de descarga indicado A											
Tamaño	Tipo de cavidad	ajuste recomendado de descarga mínima A, inch.	B, lado cerrado, inch	B, lado abierto, inch	1/4 inch. (6 mm)	3/8 inch. (10 mm)	1/2 inch. (13 mm)	5/8 inch. (16 mm)	3/4 inch. (19 mm)	7/8 inch. (22 mm)	1 inch. (25 mm)	1+1/4 inch. (32 mm)	1+1/2 inch. (38 mm)	2 inch. (51 mm)	2+1/2 inch. (64 mm)	
2 ft	Fino	1/4.	2+1/4	2+3/4	18	20	25	30	35	40	45	50	60			
	Grueso	3/8.	3+1/4	3+3/4		20	25	30	35	45	50	60	75			
	Extra grueso	1/2.	3+1/2	4			25	30	40	50	55	70	80			
3 ft	Fino	3/8.	3+3/8	4+1/3		40	50	60	70	75	80					
	Grueso	1/2.	4+7/8	5+11/16			50	60	75	90	100	120	140			
	Extra grueso	3/4.	6+7/8	7+1/2					75	90	100	120	140			
4800	Fino	3/8.	5	5+5/3		70	90	110	130	140	150	170				



	Medio	1/2.	6+1/8	6+3/4			100	110	140	150	175	200	220		
	Grueso	3/4.	7+3/8	8+1/4					145	165	190	220	270	320	
	Extra grueso	3/4.	8+15/16	9+3/4					145	175	200	230	280	330	
5100	Fino	1/2.	4+1/2	5+3/8			120	140	150	160	175	200			
	Medio	5/8.	7+3/8	8+1/4				140	175	195	190	240	265		
	Grueso	3/4.	9	10					175	210	225	265	325	385	
	Extra grueso	1	10+3/8	11+1/4							240	275	335	395	
5+1/2 ft	Fino	5/8.	7+1/8	7+3/4				180	200	235	275	300	350		
	Medio	7/8.	8+5/8	9+1/2						275	300	375	400	450	
	Grueso	1	9+7/8	10+7/8							300	375	450	500	700
	Extra grueso	1+1/2	13+1/2	14+1/2									450	500	800
7 ft	Fino	3/4.	10	11					370	400	500	62	750		
	Medio	1	11+1/2	12+3/4						500	600	750	800	1100	



	Grueso	1+1/4	13+1/2	14+7/8							750	850	1200	1400
	Extra grueso	1+1/2	16+3/4	18+1/8								850	1200	1400
10 ft	Fino	7/8.	12+1/2	14					900	1300	1650			
	Medio	1	15+1/2	17						1400	1650	1800		
	Grueso	1+1/2.	18+1/2	20								1900	2500	3000
	Extra grueso	1+1/2.	24+1/2	26								1900	2500	3000



La capacidad de este cono es de 20 T/h, en esta etapa se deben tratar 125T/h, por lo que serán necesarios, $125/20 = 6,25$, es decir, 7 trituradores de cono., siendo el tonelaje que debe tratar cada cono de **17,86 T/h**.

Mediante la Tabla 13 se determina la curva granulométrica de salida de los productos del cono, que se puede ver construida en la figura

Tabla 19 productos de salida del cono

Tamaño del producto											
	2 1/2	2	1 1/2	1 1/4	1	7/6	3/4	5/8	1/2	3/8	1/4
	2										
>4 1/2	4										
4 1/2 - 4	6	3									
4 - 3 1/2	12	5									
3 1/2 - 3	16	13	4								
3 - 2 1/2	9	10	5								
2 1/2 - 2 1/4	7	10	7	2							
2 1/4 - 2	8	10	11	4							
2 - 1 3/4	7	10	13	6	3						
1 3/4 - 1 1/2	7	9	14	12	6	4					
1 1/2 - 1 1/4	5	8	13	16	12	7	4				
1 1/4 - 1	2	3	6	17	19	17	12	6			
1 - 7/8	2	3	5	7	11	12	11	6	3		
7/8 - 3/4	2	3	4	7	9	12	13	12	6		
3/4 - 5/8	11	2	4	7	10	11	14	16	12	4	



5/8 - 1/2		11	3	5	8	10	12	17	19	12	
1/2 - 3/8			11	4	6	8	12	14	20	24	8
3/8 - 5/16				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											

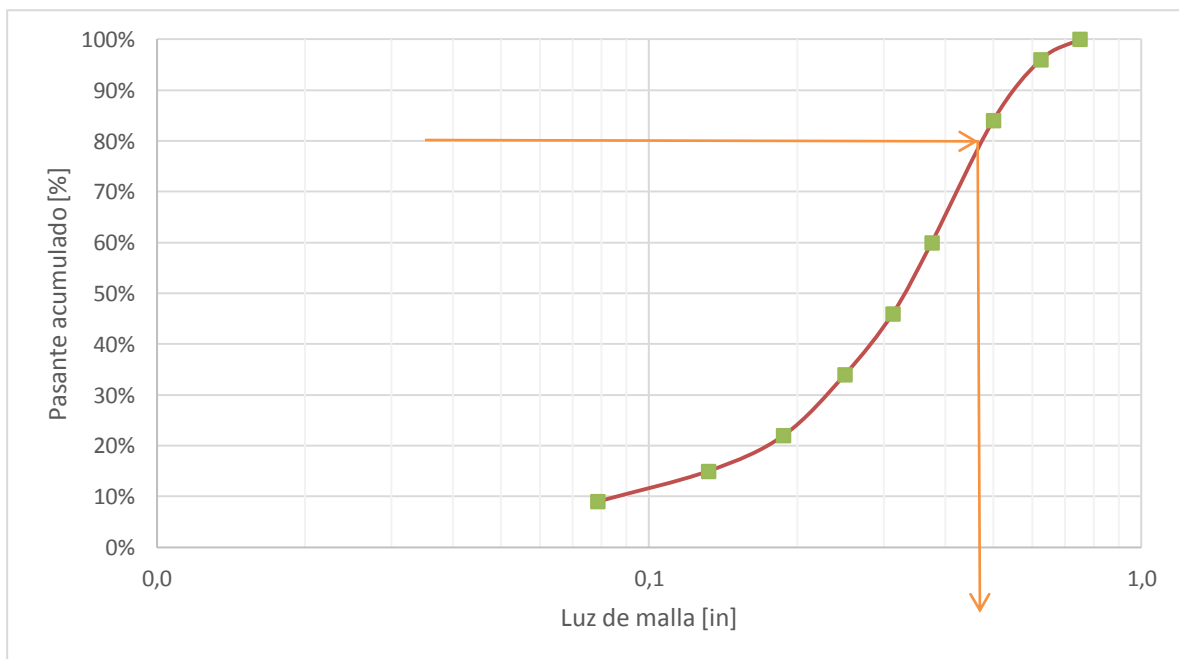


Figura 14 Curva granulométrica de salida del cono 2.

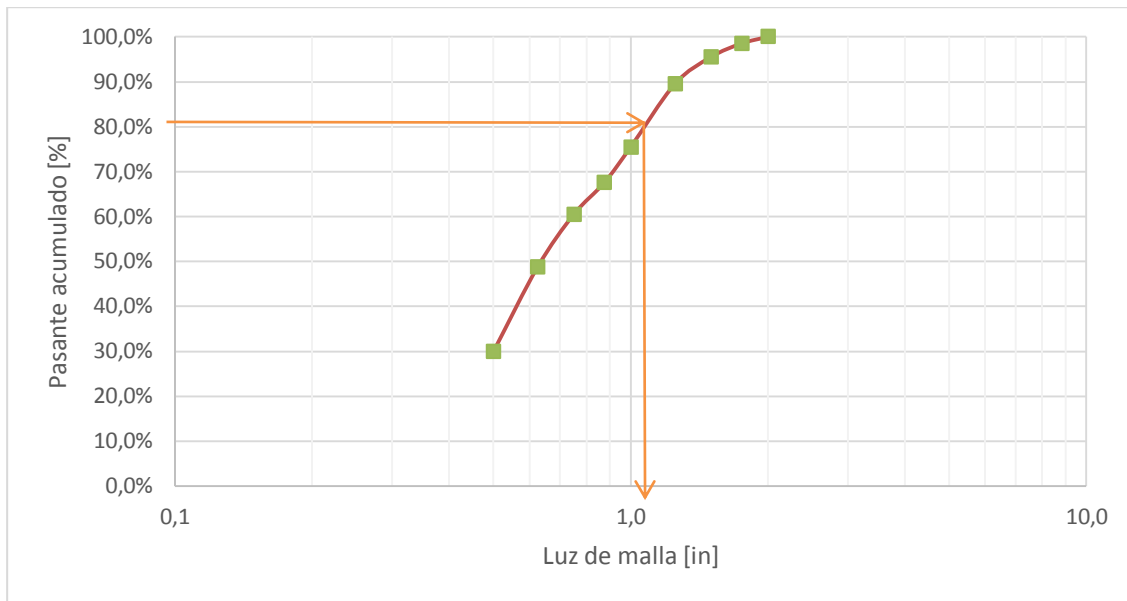


Figura 15 Curva granulométrica de alimentación del cono 2.

A continuación se comprueba que el cono seleccionado posee la potencia necesaria para desempeñar su trabajo, para ello se utiliza la siguiente expresión:

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

D_{80} Este valor lo calculamos con la flecha gris de la Figura 15

d_{80} Este valor lo calculamos con la flecha de la Figura 14

El índice W_i nos lo indica en el enunciado

$$W = 10 \cdot 10 \cdot \left(\frac{1}{\sqrt{12,19 \cdot 10^3}} - \frac{1}{\sqrt{29,25 \cdot 10^3}} \right) = 0,32$$

$$\text{Potencia teórica} = Q \cdot W = 17,86 \cdot 0,32 = 5,73 \text{ kW}$$

$$\text{Potencia necesaria} = \text{Potencia teórica} \cdot 1,3 = 7,45 \text{ kW}$$



Tabla 20 Potencia de los conos

Dimensión (ft)	Potencia
1,5	15 – 18 kW
2	18 – 22 kW
3	37 – 45 kW
4	55 – 75 kW
4,5	90 – 110 kW
5,6	110 – 150 kW
7	180 – 220 kW

La potencia calculada para nuestro cono también es suficiente respecto al mercado actual.



9 MOLIENDA

9.1 Dimensionamiento del molino

En las fases anteriores (trituración y clasificación) el trabajo se realizaba en un solo turno de 8h, pero de ahora en adelante el trabajo en planta será en dos turnos de ocho horas, de modo que la alimentación se verá reducida a la mitad, en vez de las 100T iniciales tendremos una alimentación de 50T/h.

El circuito de molienda se ha dimensionado para obtener un 250% de carga circulante, obteniendo de esta manera en la punta del hidrociclón $50 \cdot 2,5 = 125T/h$, alimentando al molino con $125 + 50 = 175T/h$.

La alimentación al hidrociclón se presentará con un 45% de en peso de sólido, y se supone el corte que realiza este perfecta.

Con la carga circulante que se ha estimado se puede determinar el porcentaje de grueso que sale por la punta del ciclón es: $125/175 = 71,43\%$

Suponiendo el corte a $90 \mu m$ da lugar a un rechazo del 71,43%. Así que, observando la curva de rechazos acumulados de salida del molino (**¡Error! No se encuentra el origen de la referencia.**), vemos que dicho tamaño corresponde al 7% del tamaño máximo, es decir :

$$90 \mu m = 0,07 \cdot D_{\max} \rightarrow D_{\max} = 1285,7 \mu m.$$

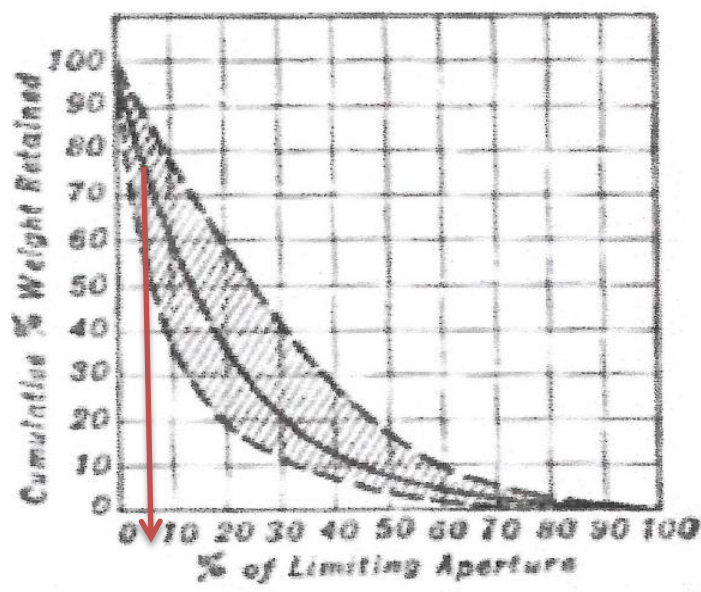


Figura 16 Rechazo del molino



A partir de la misma curva de salida del molino podemos determinar el D_{80} , que corresponde al 30% del tamaño máximo.

$$d_{80} = 0,3 \cdot D_{\text{máx}} = 0,3 \cdot 1285,7\mu\text{m} = 385,71 \mu\text{m}.$$

Ahora es necesario determinar el D_{80} del producto que alimenta el molino.

Por un lado el molino se alimenta con 50 t/h que constituyen el pasante de la criba de 8 mm (5/16") de luz de malla y cuya composición granulométrica es:

Tabla 21 Alimentación del cono sin incluir la recirculación

luz (in)	peso criba	peso cono	Suma	%	% Acumulado	Toneladas acumuladas
5/8		5,852	5,85	5,85%		
1/2		17,556	17,56	17,56%		
3/8		35,112	35,11	35,11%		
5/16		20,482	20,48	20,48%		
1/4	6,22	17,556	23,78	23,78%	100,00%	50,0
3/16	11,90	17,556	29,46	29,46%	76,22%	38,1
7/53	3,59	10,241	13,83	13,83%	46,76%	23,4
7/89	1,50	8,778	10,28	10,28%	32,93%	16,5
3/64	6,97	13,167	20,14	20,14%	22,65%	11,3
0	2,51		2,51	2,51%	2,51%	1,3

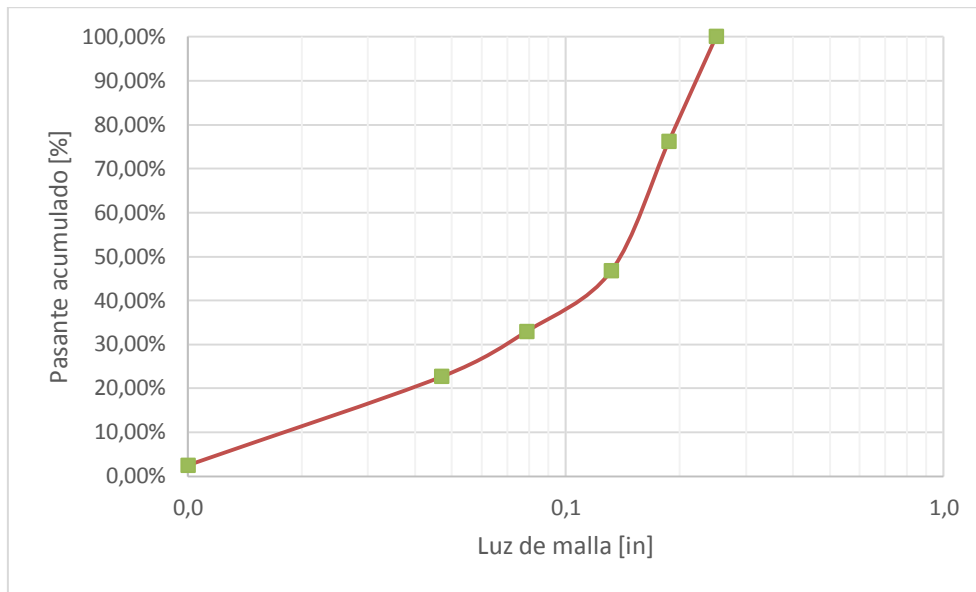


Figura 17 Curva granulométrica de alimentación sin recirculación

Tabla 22 Curva granulométrica de la punta del hidrociclón

Luz de malla	Luz de malla	Rechazo	Pasante	Pasante
% tamaño máximo	(mm)	acumulado	acumulado %	acumulado t/h
100%	1,2857	0	100,00%	125,0
90%	1,15713	0.83	99,17%	124,0
80%	1,02856	1,67	98,33%	122,9
70%	0,89999	5	95,00%	118,8
60%	0,77142	8,33	91,67%	114,6
50%	0,64285	16,67	83,33%	104,2
40%	0,51428	33,33	66,67%	83,3
30%	0,38571	50	50,00%	62,5
20%	0,25714	66,67	33,33%	41,7
10%	0,12857	100	0,00%	0,0

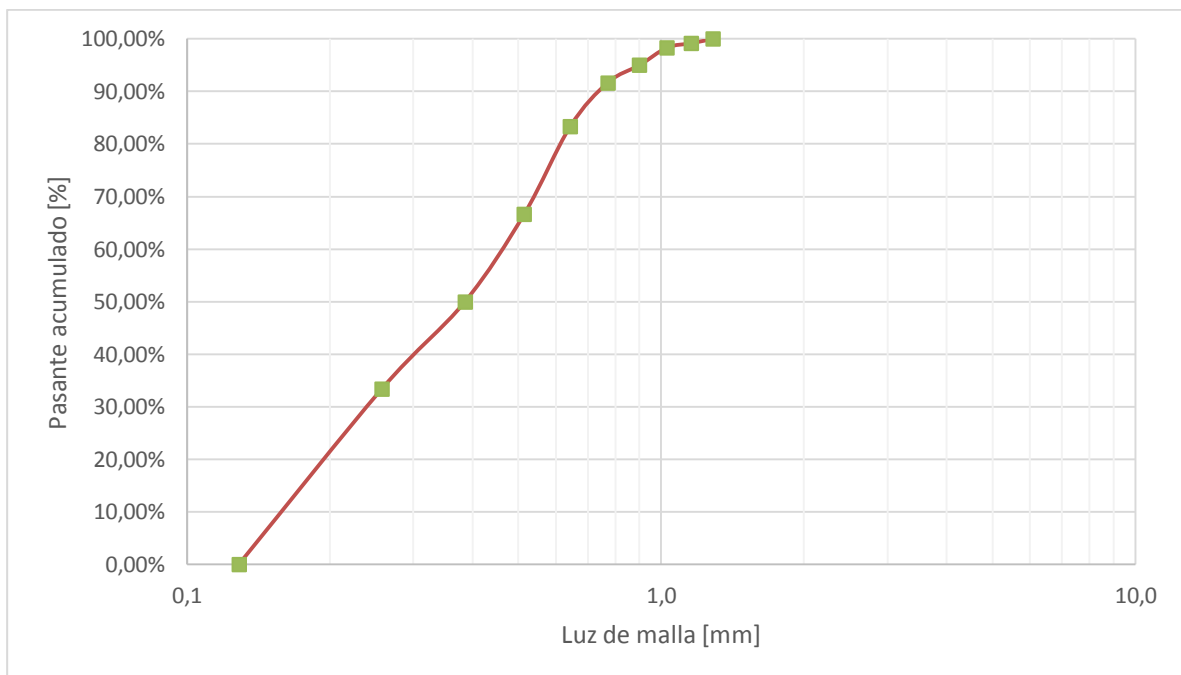


Figura 18 Curva granulométrica de la punta del hidrociclón

Tabla 23 Datos para construir la curva granulométrica de alimentación total de molino

luz (mm)	Peso parcial	Peso acumulado	acumulado
6,36	11,89	175,00	100%
4,77	14,73	163,11	93%
3,36	6,92	148,38	85%
2,00	5,14	141,46	81%
1,29	1,04	136,33	78%
1,157	11,12	135,29	77%
1,029	4,16	124,17	71%
0,900	4,16	120,01	69%
0,771	10,43	115,84	66%



0,643	20,83	105,42	60%
0,514	20,84	84,59	48%
0,386	20,84	63,76	36%
0,257	42,92	42,92	25%
0,129	0,00	0,00	0%

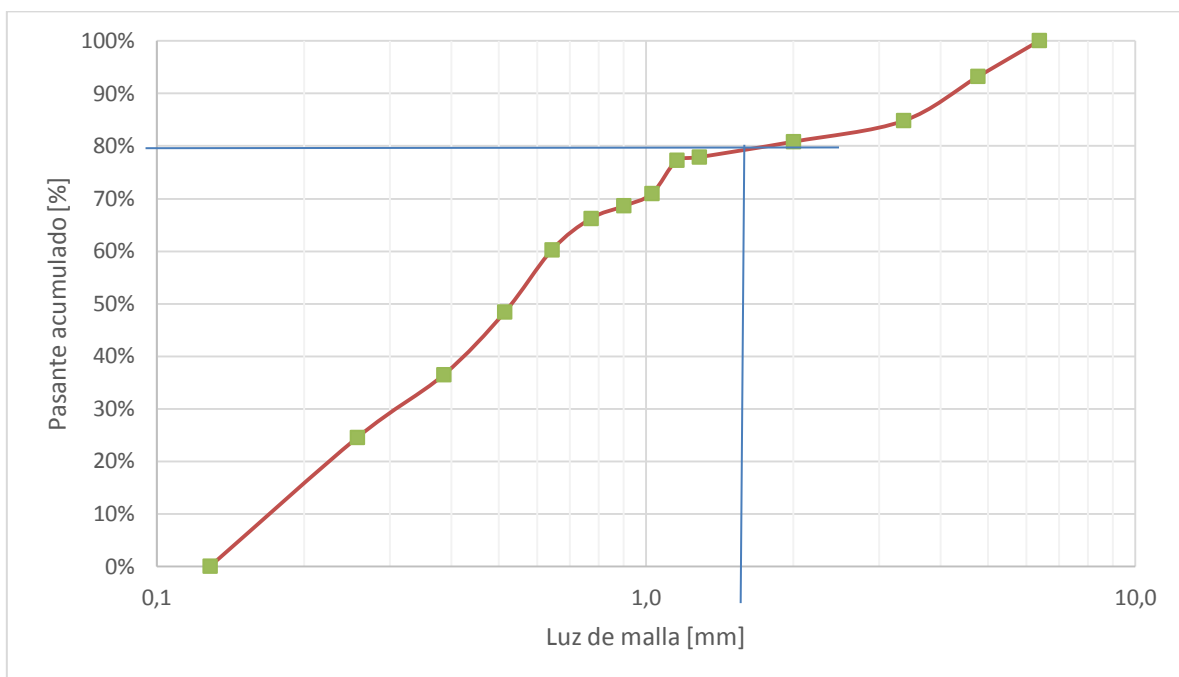


Figura 19 Curva granulométrica de alimentación total del molino y señalado el valor del D_{80}

El D_{80} del producto a la entrada del molino es de 1,6 mm.

$$W = 10 \times Wi \left(\frac{1}{\sqrt{d_{80}}} - \frac{1}{\sqrt{D_{80}}} \right) = 10 \times 10,884 \left(\frac{1}{\sqrt{385,7}} - \frac{1}{\sqrt{1600}} \right) = 2,82 \text{ Kwh/t.}$$

La potencia necesaria en el molino viene dada por la expresión:

$$P = W \times T \times Q$$

Siendo:

Q, el caudal de alimentación que alimentan el molino = 175 t/h.



T, Un factor de corrección, que se obtiene de la expresión: $T = EF1 \cdot EF2 \cdot EF3 \cdot EF4 \cdot EF5 \cdot EF6 \cdot EF7 \cdot EF8$.

$$P = 2,82 \cdot T \cdot 175 = 493,5 \cdot T$$

EF1 = Por tratarse de una molienda en húmedo, 1

EF2 = Para molinos de bolas en circuito abierto, 1,2

EF4 = Se aplica cuando el D_{80} supera el valor óptimo.

$$D_{80 \text{ óptimo}} = 4000 \sqrt{\frac{13}{W_i}} = 4000 \sqrt{\frac{13}{10,884}} = 4371,57 \mu\text{m}.$$

El valor del D_{80} de nuestro caso es inferior, por lo que no aplica, 1.

$$\frac{R_r + (W_i - 7) \frac{D_{80} - D_{80 \text{ óptimo}}}{D_{80 \text{ óptimo}}}}{R_r}$$

EF5 = Solo se aplica si el $d_{80} < 75 \mu\text{m}$. En caso contrario es = 1.

EF6 = Solo aplicable a molinos de barras, en caso contrario toma el valor de 1.

EF7 = Como la razón de reducción es > 6 no aplica, 1.

EF8 = Solo aplicable en el caso de molinos de bolas

$$T = 1 \cdot 1,2 \cdot EF3 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 1$$

EF3 =

$$P = 2,82 \cdot 1,2 \cdot EF3 \cdot 175 = 592,2 \cdot EF3$$

$$EF3 \approx 592,2 \cdot 1,341 \text{hp} = \mathbf{794,14 \text{hp}}$$

Estamos diseñando un molino de bolas de descarga por rebose y un 40% de nivel de carga de bolas. En la tabla 20 vemos que nos sirve el molino de potencia 805 hp, que tiene un diámetro interno de 3,47 m.

Ahora ya podemos calcular el valor del termino EF3.

$$EF3 = EF3 = (2,44/D)0,2 = (2,44/3,47)0,2 = 0,9319.$$

Definitivamente:

$$P = 592,2 \cdot 0,9319 = 551,87 \text{Kw} = 740 \text{hp}.$$



El molino seleccionado cumple los requisitos necesarios. Posee descarga por rebose, caga al 40%, diámetro interno de 3,47 m y externo de 3,66, longitud de 12m y una potencia de 804 hp.

Tabla 24 Catálogo de molinos

POTENCIA DEL MOLINO DE BOLAS EN EL EJE DEL PIÑÓN (H.P.)

Ø Molino bolas	Long. Molino bolas		Tamaño bolas		Veloc. molinos			peso carga de bolas						potencia molino						Ø interior de los forros nuevos		
								ton. métricas			tonel.cortas			desc.reboso			desc.parrilla					
								% 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	356	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	28.2	78.1	399	3.66	4.19	4.71	4.33	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	1.93	6.5
2.44	8.0	2.44	8.0	50	2.0	21.3	76.1	502	15.2	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	533	18.5	21.1	23.8	20.4	23.3	26.2	250	266	277	290	308	321	2.44	8.0
3.05	10.0	3.05	10.0	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
3.36	11.0	3.36	11.0	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
3.66	12.0	3.66	12.0	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
3.96	13.0	3.96	13.0	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	657	3.05	10.0
4.27	14.0	4.27	14.0	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
4.57	15.0	4.57	15.0	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
4.88	16.0	4.88	16.0	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
5.18	17.0	5.18	17.0	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	3.61	11.9
5.49	18.0	5.49	18.0	50	2.0	15.60	71.7	607	72.3	82.7	92.6	79.7	91.1	102	1063	1130	1177	1233	1301	1365	3.75	12.4
5.79	19.0	5.79	19.0	50	2.5	15.30	71.7	620	78.2	89.4	99.8	86.2	98.5	111	1109	1180	1226	1291	1369	1439	3.93	12.9
6.10	20.0	6.10	20.0	50	2.5	14.5	70.7	625	90.7	104	117	100	115	129	1375	1464	1527	1595	1699	1771	4.08	13.4
6.41	21.0	6.41	21.0	50	2.5	14.55	70.8	635	98.0	112	126	108	123	139	1492	1588	1656	1730	1822	1921	4.24	13.9
6.72	22.0	6.72	22.0	50	2.5	14.1	69.8	630	113	129	144	124	142	159	1707	1817	1893	1960	2107	2196	4.39	14.4
7.03	23.0	7.03	23.0	50	2.5	13.85	69.8	648	121	138	155	133	152	171	1836	1956	2037	2132	2264	2363	4.54	14.9
7.34	24.0	7.34	24.0	50	2.5	13.45	68.9	651	137	157	179	151	173	194	2034	2217	2309	2417	2571	2678	4.69	15.4
7.65	25.0	7.65	25.0	50	2.5	13.2	68.7	659	146	167	188	161	184	207	2229	2470	2468	2585	2750	2863	4.85	15.9
7.96	26.0	7.96	26.0	50	3.0	13.0	68.7	670	165	189	212	182	208	234	2595	2764	2883	3070	3206	3344	5.00	16.4
8.27	27.0	8.27	27.0	50	3.0	12.7	68.1	674	176	201	226	194	221	249	2750	2929	3053	3190	3397	3542	5.15	16.9
8.58	28.0	8.58	28.0	50	3.0	12.4	67.5	678	197	225	253	217	248	279	3077	3276	3414	3569	3800	3961	5.30	17.4

9.2 Dimensionamiento del hidrociclón de recirculación

Este ciclón realiza un corte con un d_{50} a $90\mu\text{m}$, y un caudal de 175T/h de sólidos. La alimentación tendrá un 27,4% de peso en sólidos.

$$\% \text{ volumen} = \frac{27,4/3,47}{27,4/3,47 + (100 - 27,4)} \cdot 100 = 9,81$$

Siendo el caudal de pulpa:



$$175 \frac{\text{t sólidos}}{\text{hora}} \cdot \frac{1 \text{cm}^3 \text{ sólido}}{3,47 \text{ t sólido}} \cdot \frac{100 \text{ cm}^3 \text{ pulpa}}{9,81 \text{ cm}^3 \text{ sólido}} = 514,09 \frac{\text{m}^3 \text{ pulpa}}{\text{h}}$$

Aplicando la fórmula de Mular y Jull:

$$\frac{12,67 \cdot D_c^{0,675} \cdot e^{(-0,301+0,0945V-0,00356V^2+0,0000684V^3)}}{P^{0,3} \cdot (S-1)^{0,5}}$$

Siendo:

P= Presión de trabajo del equipo; 30kPa

S= Densidad del mineral; 3,47

D_c = Diámetro del hidrociclón

V= % Volumen; 9,81%

$$\frac{12,67 \cdot D_c^{0,675} \cdot e^{(-0,301+0,0945 \cdot 9,81-0,00356 \cdot 9,81^2+0,0000684 \cdot 9,81^3)}}{30^{0,3} \cdot (3,47-1)^{0,5}} = 90 \mu\text{m}$$

$$D_c = 96,58$$

Tabla 25 Catálogo hidrociclones

Construcción Construction	Poliuretano y Polímeros Polyurethane and Polymers						Poliuretano y Acero - Elastómero Polyurethane and Steel - Rubber						Acero - Elastómero Steel - Rubber			
Diámetro Diameter (mm)	10	20	40	50	75	100	150	200	250	325	400	500	625	750	1000	1250
Caudal Capacity (m ³ /h) [1]	0,1-0,3	0,4-0,9	0,8-3,8	3-11	4-12	10-29	20-55	23-65	30-100	60-165	85-300	160-550	220-570	230-650	300-1050	400-1400
Corte Cut-point (μm) [2]	6	8	9-11	10-12	12-16	14-18	17-22	19-25	22-28	25-32	27-36	30-40	34-44	37-49	45-55	47-62
Presión Pressure (kPa) [3]	125-350	125-350	100-300	100-300	100-250	100-250	75-175	75-175	50-175	50-175	50-150	50-150	50-100	50-100	25-75	25-75

En el catálogo del hidrociclón elegimos el de **100cm** de diámetro, y con este nuevo valor comprobamos que el d_{50c} no varía significativamente, no siendo necesario corregirlo determinamos la nueva presión de trabajo.

$$Q = 9,4 \cdot 10^{-3} \cdot \sqrt{P} \cdot D_c^2$$

$$Q = 9,4 \cdot 10^{-3} \cdot \sqrt{30} \cdot 100^2 = 514,86 \text{ m}^3/\text{h}$$



El caudal que puede tratar coincide casi exactamente con el que proviene del molino.

En el hidrociclón se realiza la siguiente separación:

- Por la punta obtenemos 125 T/h de mineral ($36 \text{ m}^3/\text{h}$) y 83,3 T/h de agua (60% de sólidos en peso), en total salen **208T/h de pulpa**, que equivalen a $119 \text{ m}^3/\text{h}$.
- Por el rebose del hidrociclón salen $514-119=395 \text{ m}^3/\text{h}$, de los cuales 50 T ($14,41 \text{ m}^3/\text{h}$) son de mineral y el resto de agua $395-14,4=380,6 \text{ m}^3/\text{h}$.

El porcentaje en volumen de sólidos de la pulpa de salida del hidrociclón es del **3,65%**



10 BATERÍA DE CICLONES DE DESLAMADO

Estos equipos se encargan de eliminar los ultrafinos que están presentes en la pulpa para evitar el envenenamiento de la misma en la etapa de flotación. En estos equipos se realizará el corte a 15 μ m.

La alimentación de estos hidrociclones será la correspondiente al rebose del primer hidrociclón del circuito, correspondiente a la molienda del mineral.

Los datos con los que se realizarán los cálculos son los siguientes:

- Caudal de alimentación: 395 m³/h de pulpa.
- d_{50c} : 15 μ m.
- P: Presión de trabajo con la que se inician los cálculos: 70 kPa.
- %Vol de sólidos en la pulpa: 3,65%

$$\frac{12,67 \cdot D_c^{0,675} \cdot e^{(-0,301+0,0945 \cdot 3,64-0,00356 \cdot 3,64^2+0,0000684 \cdot 3,64^3)}}{70^{0,3} \cdot (3,47 - 1)^{0,5}} = 15$$

$$D_c = 16,6 \text{ cm}$$

De nuevo observado los tamaños disponibles en el catálogo se ha optado por elegir un hidrociclón de diámetro **15cm**, también se ha comprobado que con este tamaño de equipo conviene disminuir la presión de trabajo hasta los 60 kPa para obtener unos mejores resultados. De esta manera se consigue un tamaño de corte muy próximo a 15 μ m.

Con este diámetro y presión determinamos el caudal mediante la fórmula ya utilizada anteriormente.

$$Q = 9,4 \cdot 10^{-3} \cdot \sqrt{P} \cdot D_c^2$$

$$Q = 9,4 \cdot 10^{-3} \cdot \sqrt{60} \cdot 15^2 = 16,38 \text{ m}^3/\text{h}$$

$$N^{\circ} \text{ hidrociclones} = \frac{395}{16,38} = 24,11 \approx \mathbf{24}$$

Mediante la Figura 16 se puede determinar el porcentaje de mineral que posee un tamaño menor al de corte del hidrociclón. Observando la figura se ha determinado que este porcentaje es aproximadamente el 12,5%, que traducido a toneladas:



- Rebose del hidrociclón: $50 \cdot 0,12 = 6 \text{ T/h}$
- Punta del hidrociclón: $50 - 6 = 44 \text{ T/h}$

Estos valores son los que se enviarán a flotación para obtener el concentrado y a los tanques espesadores para desecharlos como estériles.

La pulpa que sale por la punta de los hidrociclones de deslamado posee un 30% en peso de sólidos, lo que significa que se compone de:

$$\text{Caudal de agua} = 44 \frac{\text{T}}{\text{h}} \cdot \frac{70}{30} = 102,7 \text{ m}^3 \text{ de agua}$$

$$\text{Caudal de pulpa: } 102,7 + \frac{44}{3,47} = 115,3 \text{ m}^3 \text{ de pulpa}$$



11 FOTACIÓN

El método elegido para la concentración del mineral ha sido la flotación por espumas. Este método que comenzó a utilizarse en 1906 permite recuperar minerales complejos y de baja ley de un modo eficaz.

Se basa en aprovechar las diferentes propiedades físicas y químicas de las superficies del mineral para conseguir que el mineral y una burbuja de aire se unan o se repelan.

Para realizar la concentración por este método en primer lugar se debe acondicionar la superficie de los sólidos. Esto se debe a que de forma natural las superficies del mineral y de la ganga no van a presentar las propiedades que se puedan desear. De esta manera inicialmente se realiza un proceso denominado depresión de las superficies, donde se modifica la superficie del sólido que no se desea flotar para que no reaccione con el acondicionador. A continuación se realiza el acondicionamiento, donde se infieren las propiedades deseadas a la superficie de las partículas transformándolas en hidrófobas para que flote el sólido que se desea. Finalmente se añade el espumante, encargado de mantener una espuma consistente en la celda.

Habitualmente el mineral que se desea concentrar es el que se flota en la espuma, a esta forma de concentración se denomina flotación directa. Pero en este proceso se realizará una flotación inversa, en la que se flotará la sílice y se deprimirá la hematites.

Atendiendo a la naturaleza de la superficie, los minerales pueden clasificarse en polares y no polares. Los minerales polares poseen enlaces covalentes con altos valores de energía libre en su superficie, al tratarse del agua como un material polar estos minerales serán afines a esta, o lo que es lo mismo, su superficie será hidrófila. En la Tabla 26 se muestra una clasificación de los minerales polares según sea su afinidad con el agua, donde se aprecia que el mineral que nos ocupa tiene bastante afinidad por el agua, propiedad deseada ya que es preferible una superficie hidrófila.

Tabla 26 Clasificación de los minerales polares

Grupo 1	Grupo 2	Grupo 3	Grupo 4	Grupo 5
Galena	Barita	Cerussita	Hematites	Zirconita
Covelita	Anhidrita	Malaquita	Magnetita	Willemita



Bornita	Gibsita	Azurita	Goethita	Hemimorfita
Calcosita	Anglesita	Wulfenita	Cromita	Berilio
Calcopirita			Ilmenita	Feldespatos
Estibina		Fluorita	Corundón	Sillimanita
Argentita		Calcita	Pirolusita	Granate
Bismutinita		Witerita	Limonita	Cuarzo
Milerita		Magnesita	Borax	
Cobaltita		Dolomita	Wolframita	
Arsenopirita		Apatito	Columbita	
Pirita		Schelita	Tantalita	
Esfalerita		Smidthsonita	Rutita	
Oropimente		Rodocrosita	Casiterita	
Pentladita		Siderita		



Rejalgar		Monacita		
Au, Pt, Ag, Cu nativos				

Los reactivos de flotación se pueden clasificar en tres grandes grupos

- Depresores, estos compuestos se utilizan para deprimir las superficies de alguna sustancia, es decir, se utilizan para evitar que el colector que se aplicará para flotar el mineral reaccione con ellos, impidiendo que estos floten con el concentrado.
- Los Colectores, cuya función es proporcionar propiedades hidrófobas a las superficies minerales, permitiendo que el mineral ascienda hasta la superficie.
- Los Espumantes son sustancias tensoactivas que pueden adsorberse en la superficie de la interfase aire-agua y permiten la formación de espuma estable. De este modo la estructura polar de la molécula del espumante se adsorbe en la superficie de interfase agua-aire, esto es muy importante ya que sin este compuesto la burbuja de aire se rompería al llegar a la superficie y el mineral precipitaría de nuevo.
- Los Modificadores, se utilizan para la regulación de las condiciones adecuadas para la selección de los colectores. Estos pueden ser:
 - Modificadores de pH.
 - Depresores.
 - Activadores.

11.1 Acondicionado

Este proceso de acondicionado se realiza en diferentes etapas. En primer lugar será necesario deprimir la superficie de la hematites para evitar que reaccione con el acondicionador necesario para flotar el silicato. A continuación se añade el acondicionador que le proporcionará la hidrofobicidad necesaria en la superficie silícea para poder ser flotados. Finalmente se adicionará el espumante.

Los reactivos denominados colectores suelen ser compuestos orgánicos que reducen la estabilidad de la superficie hidratada del mineral, hasta un nivel que permita la unión entre la superficie y la burbuja de aire.



11.1.1 Primer tanque de acondicionado.

En este primer acondicionamiento de la pulpa se añade el acondicionador $Ca(OH)_2$ cuyo tiempo de retención será de 5 minutos y se añadirá en una proporción de 700g/T

Para ello el volumen del tanque será el siguiente:

$$(159,3 \text{ m}^3/\text{h})/60\text{min} = 2,66 \text{ m}^3/\text{min} \times 5 \text{ min} = \mathbf{13,3 \text{ m}^3}$$

El consumo de acondicionador será de:

$$700 \left(\frac{\text{g}}{\text{T}} \cdot \text{min} \right) \cdot 44 \text{ T/h} = 30,8 \text{ kg/h}$$

11.1.2 Segundo tanque de acondicionado.

En este tanque se le añade el reactivo regulador necesario para deprimir la hematites en la flotación. Se ha determinado que el componente que mejor realiza esta función es el almidón. Su consumo será de 1500 g /T y el tiempo necesario para que la flotación salga correctamente es de 4 minutos.

El volumen del segundo tanque de acondicionado es:

$$(159,3 \text{ m}^3/\text{h})/60\text{min} = 2,66 \text{ m}^3/\text{min} \times 4 \text{ min} = \mathbf{10,6 \text{ m}^3}$$

El consumo de acondicionador será de:

$$1500 \left(\frac{\text{g}}{\text{T}} \cdot \text{min} \right) \cdot 44 \text{ T/h} = 66 \text{ kg/h}$$

11.1.3 Tercer tanque de acondicionado.

Este tanque será utilizado para añadir el colector propiamente dicho, el encargado de facilitar la flotación de la sílice. Se trata de un colector catiónico, siendo este la amina.

Se añadirá en una proporción de 150 g/T y el tiempo de permanencia en el tanque será de 0,5 minutos.

El volumen del tanque de acondicionado es:

$$(159,6 \text{ m}^3/\text{h})/60\text{min} = 2,66 \text{ m}^3/\text{min} \times 1 \text{ min} = \mathbf{2,7 \text{ m}^3}$$

El consumo de acondicionador será de:

$$150 \left(\frac{\text{g}}{\text{T}} \cdot \text{min} \right) \cdot 44 \text{ T/h} = 6,6 \text{ kg/h}$$



11.1.4 Cuarto tanque de acondicionado.

Este tanque se destina a mezclar la pulpa con el espumante, que se empleará Metil-isobutil-carbinol, en una proporción de 50g/T y durante un periodo de 0,5 minutos.

El volumen del tanque de acondicionado es:

$$(159,3 \text{ m}^3/\text{h})/60\text{min} = 2,66 \text{ m}^3/\text{min} \times 0,5 \text{ min} = \mathbf{1,4 \text{ m}^3}$$

El consumo de acondicionador será de:

$$50 \left(\frac{\text{g}}{\text{T}} \cdot \text{min} \right) \cdot 44 \text{ T/h} = 2,2 \text{ kg/h}$$

11.2 Celdas de flotación

Tomando como dato de partida en este punto la pulpa con las características descritas en la salida de la batería de hidrociclones de deslamado:

- 44 T/h de sólidos
- 146,7 m³/h de agua
- 159,3 m³/h de pulpa (30% en peso de sólidos)
- Ley de la mena que se introduce en las celdas: 48% Hematites

Y teniendo la pulpa correctamente acondicionada y preparada para la flotación, esta se introduce mediante bombas en las celdas de flotación.

A partir de los ensayos realizados en el laboratorio se ha determinado que se recupera el 87% de la hematites presente en la mena, y la ley con la que sale el concentrado de la celda de flotación es del 81%, cumpliendo con los requisitos establecidos en el enunciado. Por lo tanto el caudal de sólidos concentrado que se obtiene es de:

$$44 \text{ T/h} \cdot \frac{0,48 \cdot 0,87}{0,81} = 22,7 \text{ T/h de concentrado.}$$

Siendo las colas de flotación el material restante, 44-22,6=21,3 T/h. La pulpa que forma las colas de flotación abandona las celdas con un porcentaje en peso del 35%. La ley que presentan los estériles es del 12,9% en peso de hematites.

$$21,3 \frac{\text{T}}{\text{h}} \cdot \frac{100}{35} = \mathbf{60,86 \frac{\text{m}^3}{\text{h}}} \text{ de agua en las colas.}$$



En el caso del concentrado la pulpa estará formada por:

$$22,7 \frac{T}{h} \text{ de sólidos}$$

$$146,7 - 60,86 = \mathbf{84,84} \frac{m^3}{h} \text{ de agua en el concentrado}$$

Siendo el porcentaje en peso de sólidos en el concentrado:

$$\frac{22,7}{85,84 + 22,7 \cdot 4,2} \cdot 100 = \mathbf{20,91\%}$$

Resultados de la flotación:

- En los cálculos anteriores se ha determinado que para la pulpa procedente de las colas de flotación el porcentaje en peso de sólidos presentes en la misma es del 35%, siendo entonces, 21,3 T/h de estériles y 60,86 m³/h de agua.
- Para el caso de la pulpa que compone el concentrado de la flotación el porcentaje en peso de sólidos en la pulpa es del 20,91%, siendo 22,7 T/h de mineral y 85,84 m³/h de agua.

El tiempo de flotación se ha estimado en el laboratorio que es de 2,5 minutos. Se debe considerar un factor de corrección para la flotación en planta respecto al laboratorio, que suele variar entre 2,6 y 1,2, tomando como valor promedio 2,1. De esta manera el tiempo de flotación en planta se estima en 5,25 minutos.

El volumen que debe tener la celda de flotación, sigue la ecuación:

$$V = Q \cdot T \cdot E$$

Siendo:

- Q, el caudal en m³/min
- T, el tiempo de flotación
- E, es un factor de expansión debido al aumento de volumen debido a la aireación, considerando que el aire ocupa un 15%, siendo entonces E=1/0,85=1,18

$$\text{Volumen de la celda} = \left(\frac{159,3}{60} \right) \cdot 5,25 \cdot 1,18 = 16,5m^3$$



Tabla 27 Catálogo de las 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

Seleccionando la celda Denver 100 serán necesarias:

$$\frac{16,5 \text{ m}^3}{2,8 \text{ m}^3} = 5,87 \approx \mathbf{6 \text{ Celdas}}$$

12 DIMENSIONAMIENTO DEL TANQUE ESPESADOR DE ESTÉRILES

Esta etapa del proceso se encarga de concentrar los finos eliminados en la batería de hidrociclones y la pulpa procedente de las colas de las celdas de flotación.

Caudales de alimentación:

- Deslamado:
 - Sólidos: 6 T/h
 - Agua: 214,88 m³/h
 - Pulpa: 235,7 m³/h
- Estériles de la flotación:
 - Sólidos: 21,3 T/h
 - Agua: 60,86 m³/h
 - Pulpa: 118,37 m³/h
- Alimentación global.
 - Sólidos: 6+21,3=27,3 T/h
 - Agua: 214,9+60,9=275,8 m³/h
 - Pulpa: $257,8 + \frac{6}{3,47} + \frac{21,3}{2,7} = 285,42 \text{ m}^3/\text{h}$
 - %Peso sólidos: $27,3/285,42 * 100 = 9,53\%$

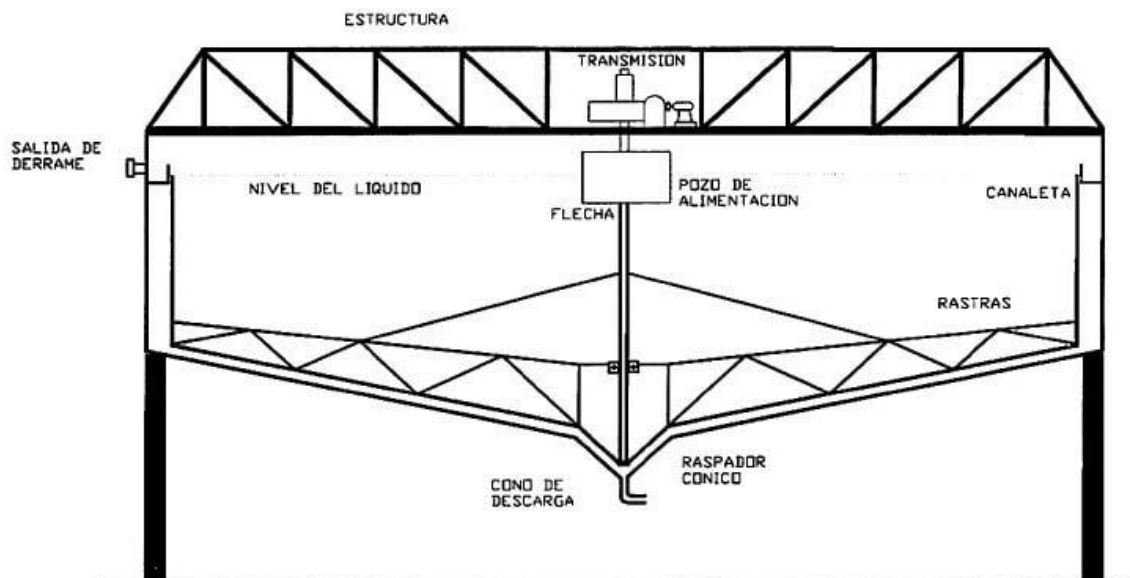


Figura 20 Esquema tanque espesador

El tanque tendrá forma cilíndrica y la alimentación se realizará mediante una tubería en el centro que descargará a una profundidad determinada. El fondo será cónico para facilitar la recogida de los densos. El esquema de este equipo lo podemos ver en la



La concentración inicial de sólidos en la pulpa es:

$$C_0 = \frac{27,3 T \text{ sólidos}}{\text{hora}} \cdot \frac{10^6 g}{1 T} \cdot \frac{1 \text{ hora}}{285,42 \text{ m}^3 \text{ pulpa/hora}} \cdot \frac{1 \text{ m}^3}{10^3 l} = 95,65 \frac{g}{l} = 0,096 \text{ kg/l.}$$

Tabla 28 Curva de sedimentación de la pulpa

T (min)	L (cm)	T (min)	L (cm)
0	26	6	6
1	16	8	5,9
2	11	10	5,8
3	8	20	5,7
4	7	30	5,7

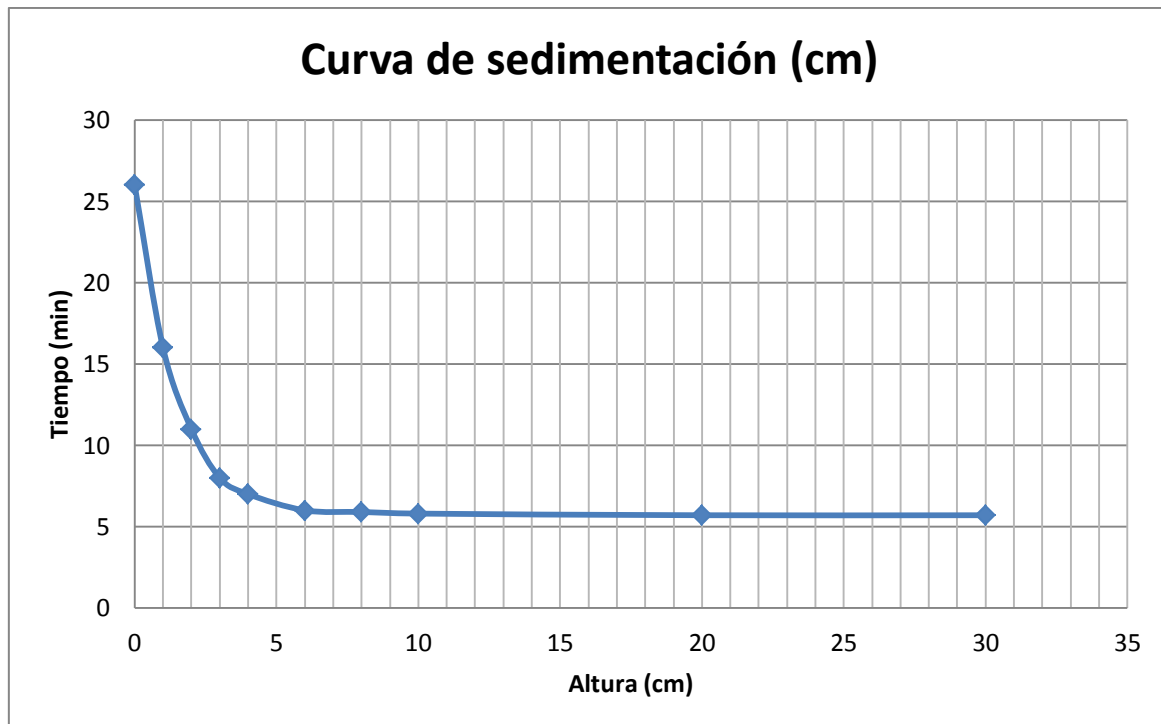


Figura 21 curva de sedimentación

Para determinar el área necesario del tanque espesador es necesario calcular en primer lugar la superficie y en segundo lugar la altura del área de sedimentación.



El área calcula empleando la fórmula de Clevenger y Coe:

$$A = \frac{D - D_f}{V} \cdot W$$

A: es el área necesaria en el tanque.

V: velocidad de sedimentación de la pulpa a través del nivel considerado.

W: es el nº de t/h de sólidos que alimentarán el tanque

D: es la dilución de la pulpa en un nivel determinado del tanque.

D_f : es la dilución de la pulpa en la descarga del espesador.

Para determinar el área necesaria aplicaremos el sistema de **Talmage y Fitch**. Con este método se determina el área necesaria a partir de la curva de sedimentación. Estos autores demostraron que trazando la tangente a la curva en un punto cualquiera C_1 y siendo H_1 la intersección de dicha tangente con el eje de ordenadas, verificando:

$$C_1 H_1 = C_0 H_0$$

La velocidad de sedimentación de la pulpa viene dada por la pendiente de la tangente en el punto C_1 .

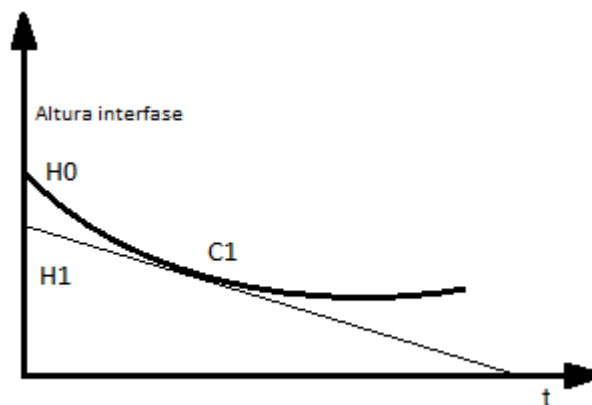


Figura 22 Curva teórica de sedimentación

Aplicando dicho método determinamos la concentración final en la zona de compresión, C_F . Siendo los datos necesarios:

$$H_F = 5,7 \text{ cm}$$

$$H_0 = \text{Altura de la superficie libre de la pulpa en la probeta de ensayo} = 26 \text{ cm}$$



C_0 = concentración de sólidos de la pulpa con la que se hace el ensayo de sedimentación en probeta = 95,65 g/l = 0,096 kg/l

$$C_0 H_0 = C_F H_F$$

$$C_F = 436,3 \text{ g/l} = 0,436 \text{ kg/l}$$

La superficie del decantador según Talmage y Fitch sigue la siguiente expresión:

$$A = W \cdot \frac{t}{C_0 \cdot H_0}$$

Siendo t el tiempo que tarda en finalizar la compresión. Analizando la Figura 2 se aprecia que en nuestro caso el tiempo que tarda la compresión en tomar forma asintótica es de 6 minutos (0,1 hora).

$$A = 27,3 \cdot \frac{0,1}{0,096 \cdot 0,26} = 109,4 \text{ m}^2$$

A continuación se determina la dilución final de la pulpa concentrada, $D_F = \frac{1}{C_F} - \frac{1}{\rho}$

$$D_F = \frac{1}{0,436} - \frac{1}{3,06} = 1,967$$

Determinando la concentración en el punto de inicio de compresión:

$$H_c = 10 \text{ cm}$$

$$H_0 = \text{Altura de la superficie libre de la pulpa en la probeta de ensayo} = 26 \text{ cm}$$

C_0 = concentración de sólidos de la pulpa con la que se hace el ensayo de sedimentación en probeta = 95,65 g/l = 0,096 kg/l

$$C_0 H_0 = C_c H_c$$

$$C_c = 248,7 \text{ g/l} = 0,248 \text{ kg/l}$$

$$D_c = \text{Dilución de la pulpa a la entrada en compresión} = 1/C - 1/\rho =$$

$$D_c = (1 / 0,248) - (1 / 3,06) = 3,69$$

De esta manera el área necesaria para la sedimentación será: $A = (D_c - D_f)W/V_c$

Tiempo que la pulpa permanece en compresión = $T = (6-4) \cdot 60 = 120 \text{ s}$

$$D_M = \text{dilución media en la zona de compresión} = (D_c + D_f) / 2 = (3,69 + 1,97) / 2 = 2,97$$



Volumen de la zona de compresión = $(D_M + 1/\rho) W T = (2,97 + 1 / 3,05) * 27,3 * 120 = 10803,82 \text{ l} = 10,80 \text{ m}^3$

Altura mínima de la zona de compresión = $\text{Volumen} / \text{Área} = 10,80 / 109,4 = 0,099 \text{ m}$, como este es un valor bastante pequeño vamos a sobredimensionarlo, de esta manera obtendremos un volumen adicional que puede servir de almacén frente las diversas irregularidades que puedan surgir en el proceso. La altura que se ha seleccionado es igual al resto de horizontes en el depósito.

La altura total del tanque será igual a la suma de las alturas de las zonas de clarificación, alimentación, transición y compresión.

Las alturas recomendadas están recogidas en la tabla siguiente.

Tabla 29 Alturas recomendadas

Alturas recomendadas	
Zona de clarificación	0,7m
Zona de alimentación	0,7m
Zona de transición	0,7m
Zona de compresión	<1m

Mínima altura total necesaria = $0,7 + 0,7 + 0,7 + 0,7 = 2,8 \text{ m}$

Se precisa un tanque con una superficie mínima de $109,4 \text{ m}^2$, que se ha redondeado a 12 m de diámetro y 2,8 m de alto.



13 ELIMINACIÓN DEL AGUA PRESENTE EN LOS ESTÉRILES

El agua presente en los estériles se eliminará mediante un filtro de presión que será el encargado de eliminar la mayor parte posible de agua de los estériles. El filtro que se utilizará será similar al de la Figura 23. Para poder dimensionar estos equipos se ha partido de diferentes ensayos de laboratorio que nos han proporcionado la información sobre el comportamiento de la pulpa.



Figura 23 Filtro de presión.

El proceso se realizará en diferentes etapas, en primer lugar se lleva a cabo la filtración en la que se alimenta el filtro y el agua atraviesa la tela. En segundo lugar se realiza la compresión, en la que una membrana de caucho empuja y comprime la pulpa. Finalmente se bombea aire mientras se comprime la torta, de esta manera se seca todavía más la torta.

La alimentación del filtro está formado por un caudal de 62,65 /h de pulpa integrada por 27,3 t/h de sólidos y 53,7 t/h de agua.

A continuación se listan diferentes parámetros obtenidos en el laboratorio, cuando se ensayó el rendimiento del filtro en el laboratorio.

- El tiempo de filtración que se ha obtenido y corregido en el ensayo fue: $T = 12$ 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

Calculando el volumen horario necesario de torta:

Densidad de la torta seca = $\rho_1 = 108 / ((108/3,05) + 12) = 108/(35,41 + 12) = 2,28$ t/m³

$V \text{ (m}^3 \text{ /h)} = Q \text{ (t/h)} / \rho_1 = 27,3 / 2,15 = 12 \text{ m}^3 \text{/h}$

Duración del ciclo de filtración = 12 minutos

Nº ciclos por hora = $n = 60/t = 60/12 = 5$

Volumen de filtro necesario = $V/n = 12 / 5 = 2,4 \text{ m}^3 = 2400$ litros

Para determinar el volumen del filtro se seleccionará en primer lugar el volumen de la cámara y después se determinará el número de cámaras necesarias. El volumen de la cámara para el filtro seleccionado en la Tabla 30 (VPA 1540 (42 mm de espesor de cámara)) son 68 litros.

Nº cámaras = $2400/ 68 = 24,1 \rightarrow 35,3 \rightarrow 36$ cámaras

Tabla 30 Filtros VPA 15 existentes en el mercado

Model	L [mm]	W [mm]	H [mm]	Weight (net) [kg]	Motor size	
					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

El caudal de agua que permanecerá en la torta en forma de humedad será:



$$(27,3 \text{ t sólido/h}) \cdot (10 \text{ t agua/90t sólido}) = 3,03 \text{ T agua.}$$

El caudal de agua que constituirá el filtrado será la diferencia de los dos anteriores. $Q=53,7-3,03= 50,67 \text{ T}$



14 SECADO DEL CONCENTRADO

Se realizará un filtrado al producto final para eliminar toda el agua posible y obtener un producto seco para comercializar. Esto se llevará a cabo mediante un filtro de vacío de tambor

El concentrado obtenido en las celdas de relavado del feldespató está integrado por 4,50 m³ /h de sólidos, constituyendo una pulpa con un caudal de 85,84+22,7/4,2=91,25 m³/h y una concentración en peso del 20,91%.

La capacidad filtrante se determina según la expresión $F = P/AT$ (t/m² h).

Siendo:

- T= Tiempo de filtración empleado en laboratorio = 2 min.
- P= Peso torta seca =50g
- A= Superficie filtro laboratorio = 30 cm²
- Humedad final de la torta = 14%

$$\text{Capacidad filtrante} = F = 50/30 \cdot (2/60) \text{ (t/m}^2 \text{ h)} = 0,50$$

$$\text{Superficie filtrante efectiva necesaria} = Q(\text{t/h}) / F = 22,7/0,50 = 45,4 \text{ m}^2$$

$$\text{Superficie filtrante total necesaria} = S_{\text{total}} = S_{\text{efectiva}} / 0,75 = 45,4 / 0,75 = 60,53 \text{ m}^2$$

$$F = P/AT = 50/30 \cdot 2 = (0,83 \text{ g/cm}^2 \text{ min}) \cdot (1\text{t}/10^6 \text{ g}) \cdot (10^4 \text{ cm}^2 / 1 \text{ m}^2) \cdot (60\text{min} / 1\text{h}) = 0,50 \text{ t/m}^2 \text{ h}$$

$$\text{Superficie efectiva necesaria} = S_{\text{efectiva}} = Q/F = 22,7 / 0,50 = 45,4 \text{ m}^2$$

$$\text{Superficie filtrante total necesaria} = S_{\text{total}} = S_{\text{efectiva}} / 0,75 = 45,4 / 0,75 = 60,53 \text{ m}^2$$

A continuación elegimos en el catálogo de Denver el filtro de discos DF2506 (tabla 3), compuesto de cinco discos filtrante de 25 dm de diámetro, que tiene 46,5 m² de superficie filtrante total y 34,9 m² de superficie filtrante efectiva.

En la Tabla 31 se ha seleccionado, por sus características el filtro de vacío DF3007, que se compone de 5 discos de 3 m de diámetro, con 70 m² de superficie filtrante total y 53 m² de superficie filtrante efectiva.

Como la humedad de la torta escurrida es del 14%, el sólido saldrá con un caudal de agua en forma de humedad de $22,7 T_{\text{sólido}} / \text{h} \cdot 14 T_{\text{agua}} / 86 T_{\text{sólido}} = 3,7 \text{ tagua} / \text{h}$.

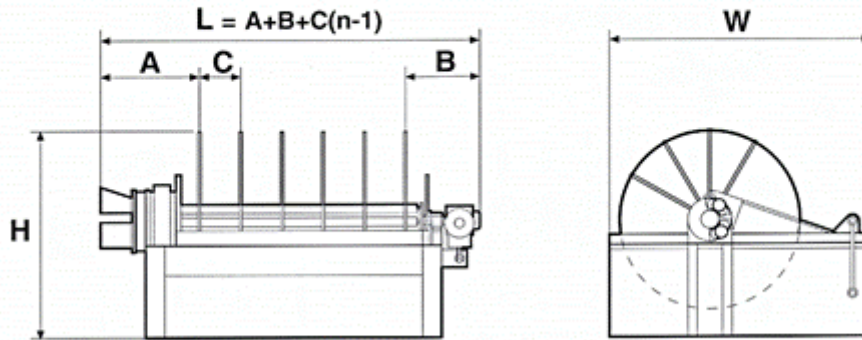


Tabla 31 Características de los filtros de vacío Denver

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



Disc Vacuum Filter - DF



Model	Disc dia.	Vacuum heads	A [mm]	B [mm]	Discs n	C [mm]	W [mm]	H [mm]	Filter area n x [m ²]	Weight excl. pulp [ton]	Add weight/disc [ton]
DF 15.-1	1.5	1	700	600	1-6	300	1870	1750	2.75	1.1	0.2
DF 20.-1	2.0	1	790	680	3-6	330	2500	2300	5.00	2.0	0.3
DF 25.-1	2.5	1	880	770	3-6	370	3120	2850	7.75	2.4	0.6
DF 30.-1	3.0	1	970	930	3-5	410	3760	3380	10	3.4	0.8
DF 35.-1	3.5	1	990	1020	3-6	410	4395	4040	15	4.4	1.1
DF 40.-1	4.0	1	1120	1110	4-7	410	5030	4520	20	5.9	1.3
DF 30.-2	3.0	2	970	1195	6-10	410	3760	3380	10	3.5	0.8
DF 35.-2	3.5	2	990	1220	7-12	410	4395	4040	15	4.5	1.1
DF 40.-2	4.0	2	1120	1370	8-14	410	5030	4520	20	6.0	1.3

Figura 24 Dimensiones de los filtros Denver DF



15 SELECCIÓN DE LAS BOMBAS DE TRANSPORTE DE PULPAS

En este apartado se desarrollarán los cálculos necesarios para dimensionar las bombas necesarias para transportar la pulpa a los diferentes puntos de la planta.

Para ello se han considerado los diferentes caudales en cada momento, los obstáculos que deben salvar y las características físicas de la pulpa y las tuberías. En los siguientes subcapítulos se describirán las características de cada una de las 4 bombas que componen la instalación.

15.1 Pérdidas de carga en las tuberías

Para determinar las pérdidas de carga debidas al rozamiento de la pulpa con las paredes de la tubería se insertan los siguientes factores en la Figura 25, obteniendo así el factor de fricción y finalmente las pérdidas de carga.

- Diámetro de tubería: 100mm
- Velocidad de la pulpa: 4,2 ; 14 ; 10 ; 3,2 m/s
- Tubería de Acero.

Estas pérdidas de carga se suman en los circuitos de cada bomba.

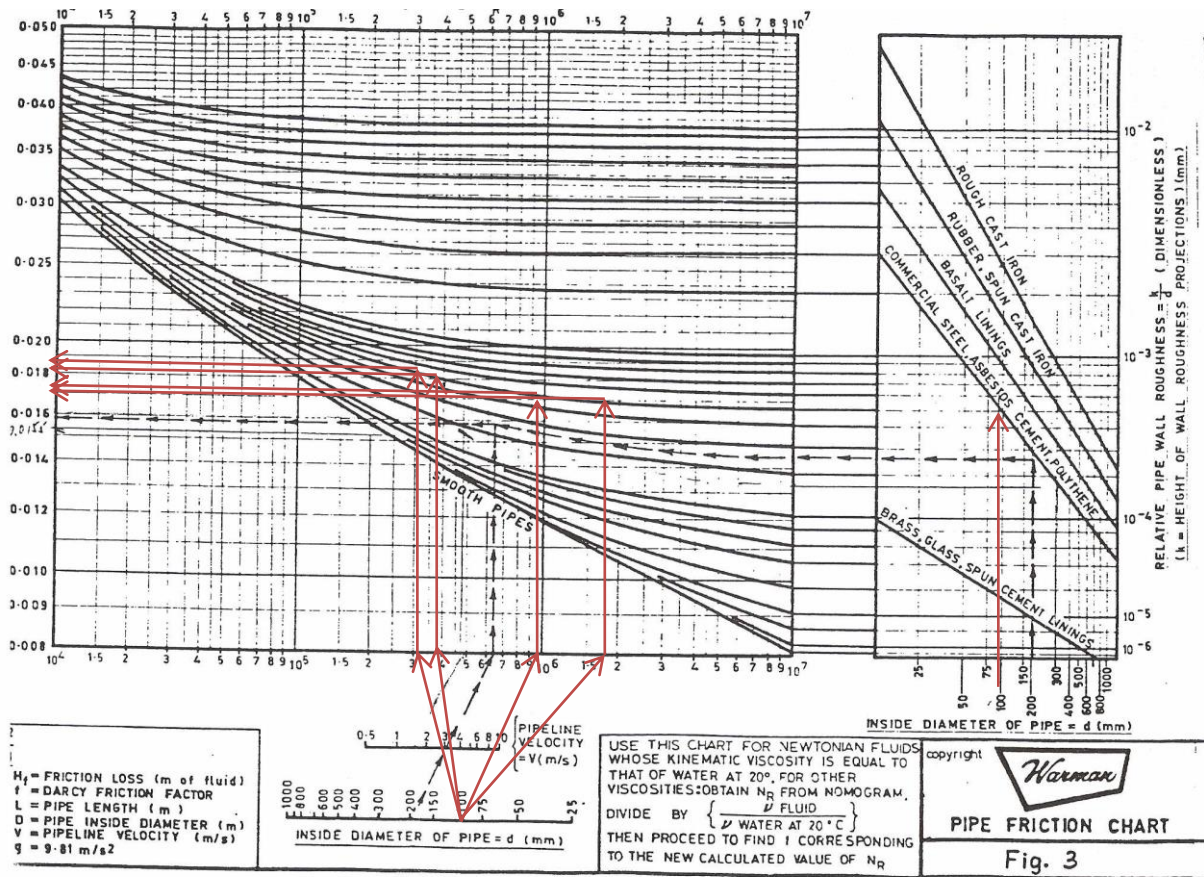


Figura 25 Ábaco de Moody

15.2 Bomba 1

Esta bomba será la encargada de recoger la pulpa que rebosa del molino y enviarla con la energía necesaria al hidrociclón que trabaja en circuito cerrado con el molino. Algunos de los parámetros que regirán su funcionamiento se numeran a continuación.

- Caudal de pulpa: $119 \text{ m}^3/\text{h} = 33 \text{ l/s}$
- Densidad del solido: $3,47 \text{ T/m}^3$
- Densidad de la pulpa: $1,75 \text{ T/m}^3$
- %Vol de sólidos en la pulpa: $30,25 \text{ m}^3_{\text{solido}} / \text{m}^3_{\text{pulpa}}$
- d_{50} : $90 \mu\text{m}$
- Presión de alimentación al hidrociclón: $30 \text{ kPa} = 1,71 \text{ m}$
- Altura que debe elevar la pulpa: **5 m**
- Diámetro de la tubería: 100 mm
- Longitud de tubería: 25 m
- Codos en las tuberías: 4 unidades x 3,5=14m de tubería equivalente

La velocidad que llevará la pulpa en el interior de las tuberías será:

$$V = 1273 \cdot Q/D^2 = 1273 \cdot 33/100^2 = 4,2 \text{ m/s}$$

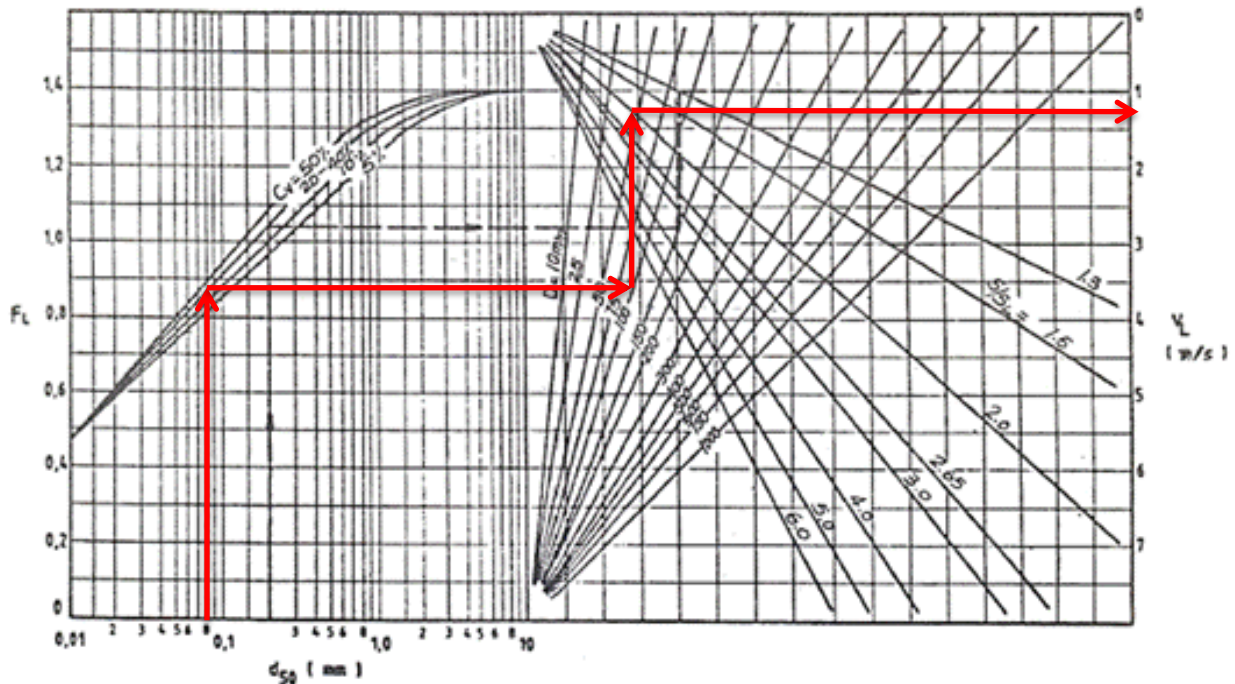


Figura 26 Velocidad de sedimentación.

Comparando la velocidad de la pulpa en la tubería (4,2 m/s) con la velocidad de sedimentación determinada en la Figura 26 (1,3 m/s) se verifica que los sólidos no precipitarán en la tubería.

Mediante el gráfico de la Figura 25 se ha estimado el coeficiente de fricción, y mediante la ecuación de Darcy-Weisbach ($h = f \cdot (L / D) \cdot (v^2 / 2g)$) se ha determinado que las pérdidas de carga para dicho tramo de tubería es de:

$$h = 0,0185 \cdot \frac{25}{0,1} \cdot \left(\frac{4,2^2}{2g} \right) = 4,16 \text{ m}$$

La altura total que debe elevar la pulpa dicha bomba será la equivalente a la altura geométrica + la presión en las hidrociclones + las pérdidas de carga por fricción.

$$H = 5 + 1,71 + 4,16 + 14 = \mathbf{24,87 \text{ m}}$$

$$Q = \mathbf{119 \text{ m}^3/\text{h}}$$

$$\text{Potencia: } Q \text{ (l/s)} \cdot H \text{ (m)} \cdot \rho / \text{rendimiento} = 33 \cdot 24,87 \cdot 1,75 / 75 = \mathbf{19,15 \text{ kW}}$$



Potencia necesaria: $Potencia \cdot 1,15 = 19,15 \cdot 1,15 = 22 \text{ kW}$

15.3 Bomba 2

La siguiente bomba tomará la pulpa procedente del rebose del primer hidrociclón y alimentará la batería de hidrociclones de deslamado. Las características que definen la bomba son:

- Caudal de pulpa: $395 \text{ m}^3/\text{h} = 109,7 \text{ l/s}$
- Densidad del sólido: $3,47 \text{ T/m}^3$
- Densidad de la pulpa: $1,1, \text{ T/m}^3$
- %Vol de sólidos en la pulpa: $3,65 \text{ m}^3_{\text{sólido}} / \text{m}^3_{\text{pulpa}}$
- d_{50} : $15 \mu\text{m}$
- Presión de alimentación al hidrociclón: $60 \text{ kPa} = 3,42 \text{ m}$
- Altura que debe elevar la pulpa: **3 m**
- Diámetro de la tubería: 100 mm
- Longitud de tubería: 15 m
- Codos en las tuberías: $2 \text{ unidades} \times 3,5 = 7 \text{ m}$ de tubería equivalente

La velocidad que llevará la pulpa en el interior de las tuberías será:

$$V = 1273 \cdot Q/D^2 = 1273 \cdot 109,7/100^2 = 14 \text{ m/s}$$

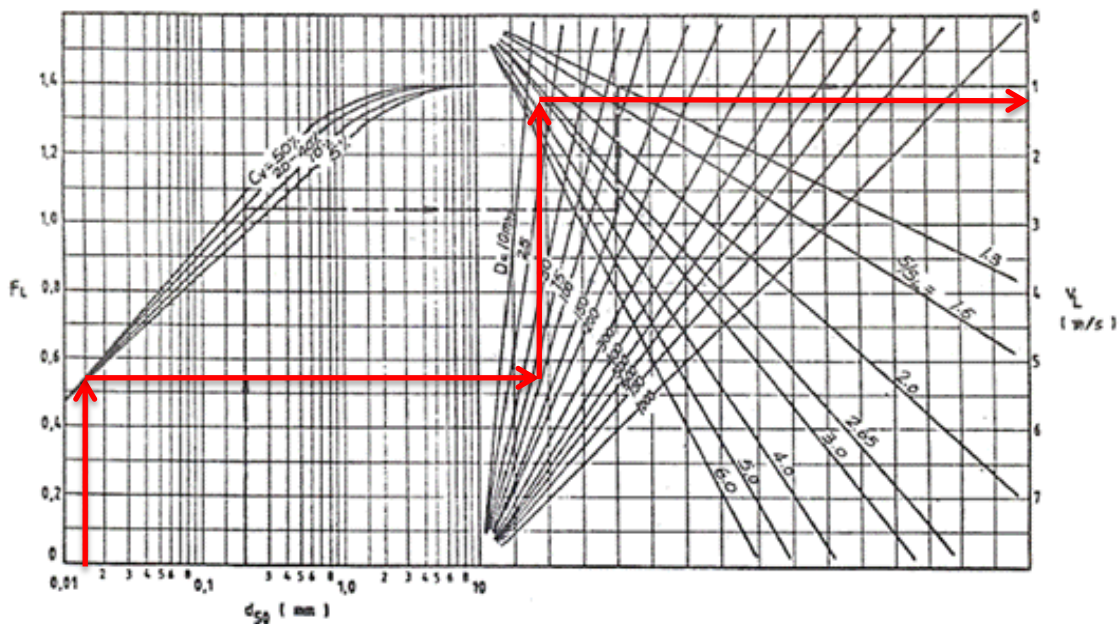


Figura 27 Velocidad de sedimentación.



Comparando la velocidad de la pulpa en la tubería (14 m/s) con la velocidad de sedimentación determinada en la Figura 28(1,15 m/s) se verifica que los sólidos no precipitarán en la tubería.

Del mismo modo que en el circuito 1, mediante el gráfico de la Figura 25 se ha estimado que las pérdidas de carga y mediante la ecuación de Darcy-Weisbach se ha determinado la altura equivalente que debe vencer:

$$h = 0,0185 \cdot \frac{15}{0,1} \cdot \left(\frac{14^2}{2g} \right) = 27,8m$$

$$H = 3 + 3,42 + 7 + 27,8 = 41,15m$$

$$Q = 395 \text{ m}^3/h$$

$$\text{Potencia: } Q \text{ (l/s)} \cdot H \text{ (m)} \cdot \rho / \text{rendimiento} = 109,7 \cdot 41,15 \cdot 1,1 / 75 = 66,2 \text{ kW}$$

$$\text{Potencia necesaria: } \text{Potencia} \cdot 1,15 = 66,2 \cdot 1,15 = 76,15 \text{ kW}$$

15.4 Bomba 3

Dicha bomba tomará la pulpa procedente de la salida del tanque espesador y la enviará al filtro de presión, donde perderá el agua presente. Los parámetros que condicionarán la bomba son:

- Caudal de pulpa: $285,4 \text{ m}^3/h = 79,3 \text{ l/s}$
- Densidad del solido: $2,87 \text{ T/m}^3$
- Densidad de la pulpa: $1,06 \text{ T/m}^3$
- %Vol de sólidos en la pulpa: $3,35 \text{ m}^3_{\text{solido}} / \text{m}^3_{\text{pulpa}}$
- d_{50} : $50\mu\text{m}$
- Altura que debe elevar la pulpa: **3 m**
- Diámetro de la tubería: 100 mm
- Longitud de tubería: 30 m
- Codos en las tuberías: 3 unidades x 3,5=**10,2m** de tubería equivalente

La velocidad que llevará la pulpa en el interior de las tuberías será:

$$V = 1273 \cdot Q/D^2 = 1273 \cdot 79,3/100^2 = 10 \text{ m/s}$$

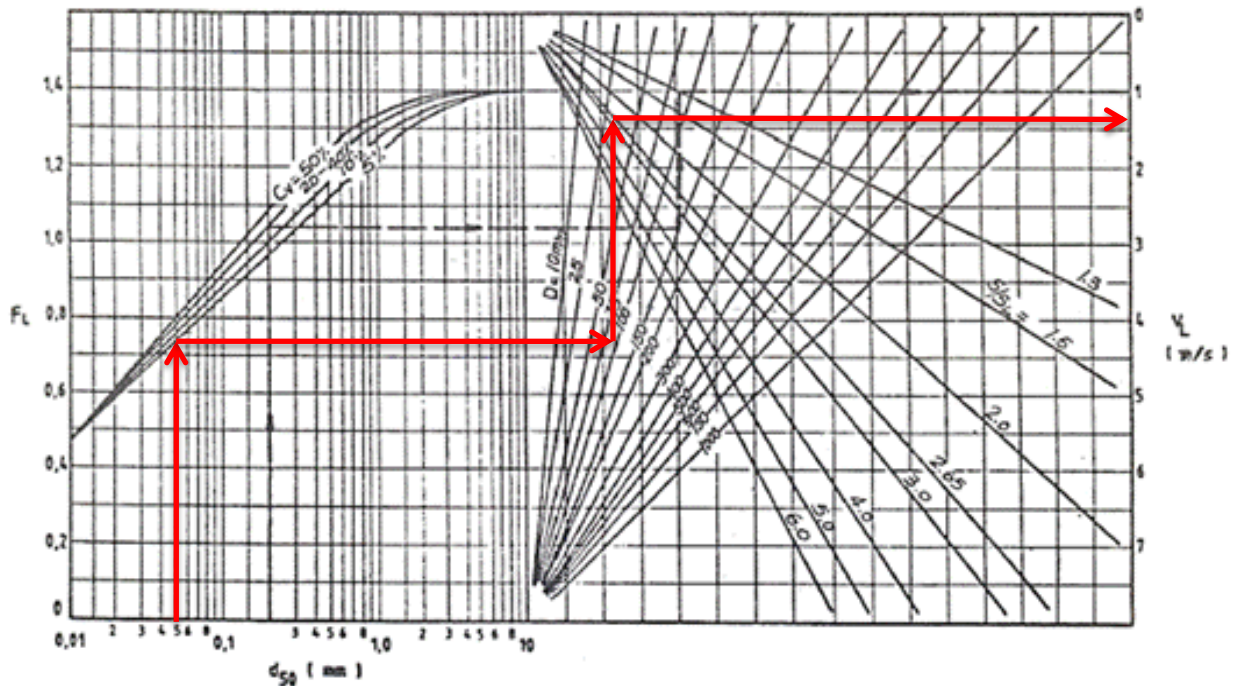


Figura 28 Velocidad de sedimentación.

Comparando la velocidad de la pulpa en la tubería (10 m/s) con la velocidad de sedimentación determinada en la Figura 28 (1,35 m/s) se verifica que los sólidos no precipitarán en la tubería.

A partir del gráfico de la Figura 25 se ha estimado el coeficiente de fricción, y mediante la ecuación de Darcy-Weisbach se ha determinado que las pérdidas de carga para dicho tramo de tubería es de:

$$h = 0,0185 \cdot \frac{30}{0,1} \cdot \left(\frac{10^2}{2g} \right) = 28,3m$$

$$H = 3 + 28,3 + 10,2 = 41,5m$$

$$Q = 285 \text{ m}^3/h$$

$$\text{Potencia: } Q \text{ (l/s)} \cdot H \text{ (m)} \cdot \rho / \text{rendimiento} = 79,3 \cdot 41,5 \cdot 1,06 / 75 = 46,5 \text{ kW}$$

$$\text{Potencia necesaria: } \text{Potencia} \cdot 1,15 = 46,5 \cdot 1,15 = 53,5 \text{ kW}$$



15.5 Bomba 4

Esta bomba será la encargada de recoger el concentrado de las celdas de flotación y enviarlas al filtro de vacío. Algunos de los parámetros que regirán su funcionamiento se numeran a continuación.

- Caudal de pulpa: $91,25 \text{ m}^3/\text{h} = 25,35 \text{ l/s}$
- Densidad del sólido: $4,2 \text{ T/m}^3$
- Densidad de la pulpa: $1,2 \text{ T/m}^3$
- %Vol de sólidos en la pulpa: $6 \text{ m}^3_{\text{sólido}} / \text{m}^3_{\text{pulpa}}$
- Altura que debe elevar la pulpa: **3 m**
- d_{50} : $60 \mu\text{m}$
- Diámetro de la tubería: 100 mm
- Longitud de tubería: 30 m
- Codos en las tuberías: 3 unidades x 3,5=**10,2m** de tubería equivalente

La velocidad que llevará la pulpa en el interior de las tuberías será:

$$V = 1273 \cdot Q/D^2 = 1273 \cdot 25,35/100^2 = 3,2 \text{ m/s}$$

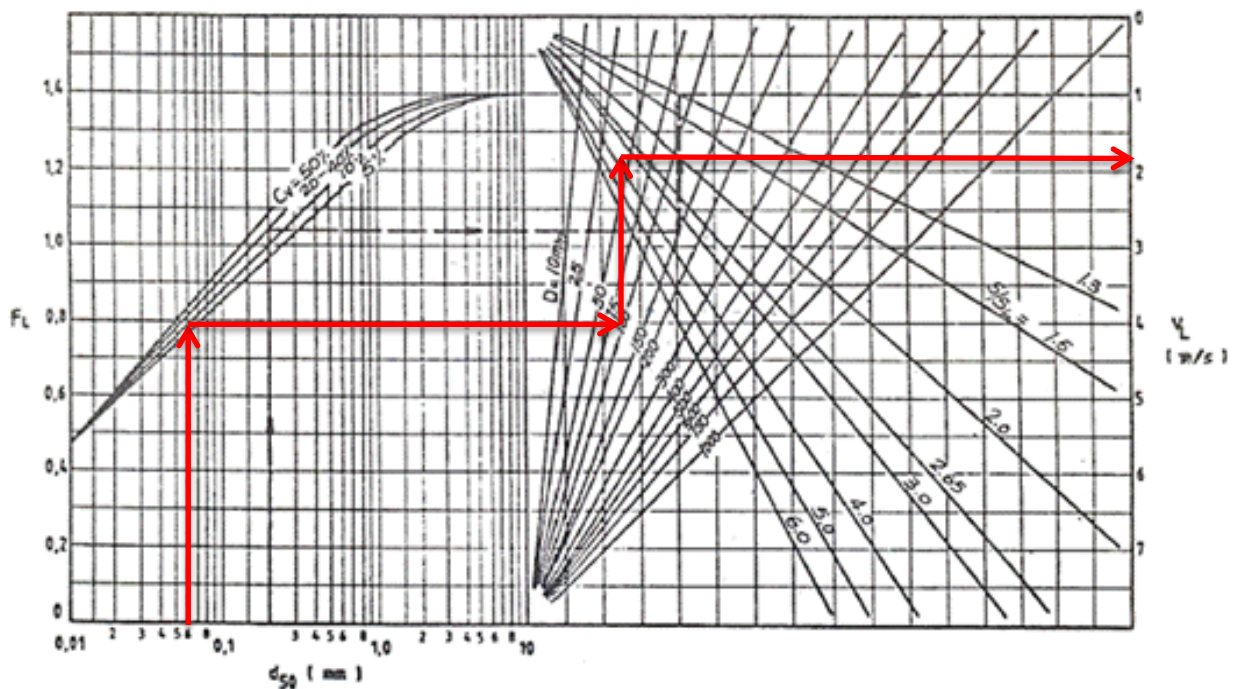


Figura 29 Velocidad de sedimentación.

Comparando la velocidad de la pulpa en la tubería (3,2 m/s) con la velocidad de sedimentación determinada en la Figura 29 (2,8 m/s) se verifica que los sólidos no precipitarán en la tubería.



Mediante el gráfico de la Figura 25 se ha estimado el coeficiente de fricción, y mediante la ecuación de Darcy-Weisbach ($h = f \cdot (L / D) \cdot (v^2 / 2g)$) se ha determinado que la pérdida de carga para dicho tramo de tubería es de:

$$h = 0,0185 \cdot \frac{30}{0,1} \cdot \left(\frac{3,2^2}{2g} \right) = 2,9m$$

$$H = 3 + 2,9 + 10,2 = \mathbf{16,1 m}$$

$$Q = \mathbf{91,25 m^3/h}$$

Potencia: $Q \text{ (l/s)} \cdot H \text{ (m)} \cdot \rho / \text{rendimiento} = 25,35 \cdot 16,1 \cdot 1,2 / 75 = \mathbf{6,5 kW}$

Potencia necesaria: $\text{Potencia} \cdot 1,15 = 2 \cdot 1,15 = \mathbf{7,5 kW}$



16 ESTIMACIÓN DE LA INVERSIÓN.

Existen diferentes maneras para determinar el importe necesario para poner en funcionamiento una planta de concentración de minerales. Entre ellas se ha concluido que en este caso, para determinar el cálculo de la inversión el método más adecuado es el **de proporción del coste de los componentes de la planta.**

Este método es el más empleado a nivel de anteproyecto. Se fundamenta en el conocimiento del coste del equipamiento que compone la totalidad de la planta y el resto de las partidas se estiman según un tanto por ciento de dicho coste.

El coste de la planta (U_x) se calcula según:

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

Siendo:

- E: El coste de los equipos
- a_i : El factor de costo de la planta.

Para poder aplicar este método ha sido necesario realizar el esquema detallado del proceso y el dimensionamiento de la maquinaria. Y a continuación se ha estimado la implantación general y los consumos de energía y potencia en la instalación.

Partidas	Costo en tanto por uno
Equipos	1
Instalación de equipos	0,17 - 0,23
Tuberías y enlaces	0,07 - 0,25
Instalación eléctrica	0,13 - 0,25
Instrumentación	0,03 - 0,12
Naves de concentración	0,07 - 0,15
Servicios	0,07 - 0,15
Preparación del terreno	0,03 - 0,18
Contingencias en obra	0,10 - 0,12
Dirección del proyecto	0,30 - 0,33
Total	2,30 - 3,28



En la Tabla 32 se recogen los equipos necesarios, los precios y las unidades, obteniendo así la inversión total en equipos.

Tabla 32 Coste de los equipos

Equipo	€/U	U	Precio
Quebrantadora de mandíbulas doble efecto	216.600	1	216.600,00 €
Criba vibratoria Modelo CVT-1025 de 2,5m ² , un tamiz y abertura de 1+ 1/4 inch	16.500	1	16.500,00 €
Criba vibratoria Modelo CVT-1025 de 18m ² , un tamiz y abertura de 10mm	51.500	1	51.500,00 €
Triturador de cono estándar 7 ft 180-220 kW	840.000	1	840.000,00 €
Triturador de cono estándar 2 ft 18-22 kW	180.000	7	1.260.000,00 €
Molino de bolas de 3,47m de diámetro y 12m de largo	1.114.000	1	1.114.000,00 €
Hidrociclón 100cm de diámetro	18.000	1	18.000,00 €
Hidrociclón 15 cm de diámetro	2.870	24	68.880,00 €
Tanque acondicionador 13,3 m ³	40.000	1	40.000,00 €
Tanque acondicionador 10,6 m ³	32.000	1	32.000,00 €
Tanque acondicionador 2,7 m ³	8.000	1	8.000,00 €
Tanque acondicionador 1,4 m ³	5.000	1	5.000,00 €
Celda de flotación Denver 100 2,8 m ³	29.800	6	178.800,00 €
Tanque espesador de estériles 12m de diámetro	100.000	1	100.000,00 €
Filtro VPA 1540 con 36 cámaras	42.900	1	42.900,00 €
Filtro DF3007 de 5 discos de 3 m de diámetro	100.000	1	100.000,00 €
Bomba de 22 kW	11.400	1	11.400,00 €
Bomba de 66,2 kW	20.800	1	20.800,00 €
Bomba de 53,5 kW	17.000	1	17.000,00 €



Bomba de 7,5 kW	11.400	1	11.400,00 €
TOTAL			4.152.780 €

De esta manera el coste total de la planta está comprendido entre de:

$$4.152.780 \cdot 2,3 = 9.551.394 \text{ €}$$

$$4.152.780 \cdot 3,28 = 13.621.118,4 \text{ €}$$

Siendo el valor estimado medio: **11.586.256,2 €**

En estos casos el capital de trabajo se estima entre el 12 y el 15% del coste de la planta. De esta manera el capital de trabajo correspondiente para esta planta es de 1.506.213 €

La inversión total será la suma de la ejecución de la planta más el capital de trabajo, esto hace un total de **13.092.469,2 €**



17 CONCLUSIONES

Recordemos que el objetivo de esta memoria es el diseño y dimensionamiento de una planta de concentración de óxidos de hierro capaz de procesar al menos 800T/día y obtener un concentrado con una ley mínima del 80%.

Mediante los diferentes ensayos de laboratorio se han obtenido los parámetros necesarios para el dimensionamiento de los equipos y se ha procedido al cálculo de estos a partir de la literatura disponible.

De esta manera se han dimensionado los equipos y se ha determinado mediante ensayos que el concentrado poseerá una ley un 1%, superior a la mínima exigida. Pudiendo concluir que mediante los equipos seleccionados es posible llevar a cabo la concentración que se desea.

Respecto a la viabilidad económica se ha determinado que la inversión media será próxima a once millones y medio de euros, dependiendo esta del precio del mineral en el mercado en el momento de construcción de la planta. Siendo necesario revisar el coste de los equipos si el proyecto se demorase demasiado en el tiempo.



18 BIBLIOGRAFÍA

Álvarez, M. M. (s.f.). Apuntes de las asignaturas de concentración de minerales. Oviedo, Asturias, España: Uniovi.

AMP. (s.f.). *AMPmineral*. Recuperado el 30 de Mayo de 2017, de <http://www.ampmineral.com/equipos/hidrociclones.php>

Asturnatura. (s.f.). *Asturnatura*. Recuperado el 23 de Mayo de 2017, de <https://www.asturnatura.com/mineral/hematites/716.html>ambiente

Geology.com. (s.f.). Recuperado el 23 de Mayo de 2017, de <http://geology.com/minerals/hematite.shtml>

Jinpenminería. (s.f.). Recuperado el 01 de Junio de 2017, de <http://jinpengmineria.com/product/lists/Molino-150.html?gclid=CPmcvPXMxNQCFYMaGwodl7IFZA>

METSO. (s.f.). Recuperado el 01 de Junio de 2017, de <http://www.metso.com/es/buscador-de-productos/>

Natural, G. (s.f.). *GranadaNatural.com*. Recuperado el 23 de Mayo de 2017, de http://www.gradanatural.com/ficha_minerales.php?cod=41

Región de Murcia Digital. (s.f.). Recuperado el 22 de Mayo de 2017, de http://www.regmurcia.com/servlet/s.SI?sit=c,365,m,108&r=ReP-8142-DETALLE_REPORTAJESABUELO

Triman. (s.f.). *Triman*. Recuperado el 15 de Enero de 2017, de <http://www.triman.es/maquinaria/canteras-mineria-reciclaje/maquinas-de-clasificacion/cribas-vibrantes-cvt-2/>

UCIENCIA. (s.f.). *UCIENCIA*. Recuperado el 22 de Mayo de 2017, de <http://www.uciencia.uma.es/Coleccion-cientifico-tecnica/Mineralogia/Galeria/Hematites>

UNED. (s.f.). *Uned*. Recuperado el 22 de Mayo de 2017, de <http://www2.uned.es/cristamine/fichas/hematites/hematites.htm>

Infomine USA. (2006). Mine and Mill Equipment Costs. An Estimators Guide. Sponake Valley (USA): Western Mine Engineering.



Menéndez Álvarez, M., & Richard Gent, M. (2012). Apuntes de la asignatura de 3º de Grado en Ingeniería de Tecnologías Mineras "Tecnología de la Preparación de Menas". Oviedo.

Menéndez Álvarez, M., & Richard Gent, M. (2014). Apuntes de la asignatura de 1º de Máster Universitario en Ingeniería de Minas "Tecnología de la Concentración de Menas". Oviedo.

Menéndez Álvarez, M., & Richard Gent, M. (2015). Apuntes de la asignatura de 2º de Máster Universitario en Ingeniería de Minas "Plantas de Tratamiento de Minerales y Reciclaje". Oviedo.

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

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

Pascoe, R.D., (1992). Capital and operating costs of minerals engineering plants—a review of simple estimation techniques. *Minerals Engineering*, Vol.5, Nº8, pp.883-893.

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

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

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

Taggart, A.F., (1945). Handbook of Mineral Dressing, Wiley, New York