



UNIVERSIDAD DE OVIEDO

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

Máster en Ingeniería de Minas



Trabajo Fin de Máster

**Diseño de una planta de tratamiento de una mena de
barita mediante flotación por espumas**

Autor: Javier Rodríguez Rodríguez

Tutor: Dr. Mario Menéndez Álvarez

Oviedo, Mayo de 2017



Índice

1. Introducción y Objetivos	7
2. Información General	8
2.1. Composición, Mineralogía y Aplicaciones de la Barita	8
2.2. Datos de Producción Mundial.....	12
2.3. Sistemas de Concentración de la Barita.....	13
3. Caracterización de la Mena a Tratar	16
4. Selección del Proceso de Concentración.....	20
5. Diagrama de Flujo de la Planta de Tratamiento	22
5.1. Descripción de los Procesos de Fragmentación y Clasificación previos a la Concentración	22
5.2. Descripción del proceso de Concentración.....	27
5.3. Descripción de los Procesos de Separación Sólido-Líquido	28
6. Dimensionado de la Planta de Tratamiento.....	30
6.1. Trituración Primaria.....	30
6.2. Trituración Secundaria.....	36
6.3. Primera Etapa de Molienda.....	41
6.4. Segunda Etapa de Molienda y Circuito de Clasificación.....	49
7. Sección de Flotación	65
7.1. Cálculo de los Tanques Acondicionadores	65
7.2. Cálculo de las Celdas de Flotación	68
8. Separación Sólido-Líquido.....	73
8.1. Dimensionado de los Tanques Espesadores	73
8.2. Dimensionado de los Filtros	76
9. Cálculo de las Bombas para Pulpas.....	79
10. Estudio Económico.....	93
10.1. Coste de los Equipos Principales	93



10.2.	Coste de la Inversión Total.....	96
11.	Bibliografía.....	97



Índice de Figuras

Ilustración 1-Distribución de los principales yacimientos de barita.....	9
Ilustración 2- Producción de barita frente al número de pozos (excluyendo Rusia).....	10
Ilustración 3- Esquema de una quebrantadora de mandíbulas de doble efecto	22
Ilustración 4- Esquema de un cono Symons standart	23
Ilustración 5- Hidrociclón.....	24
Ilustración 6-Regiones en el interior de un hidrociclón	25
Ilustración 7-Zonas características de un tanque espesador Dorr.....	28
Ilustración 8-Análisis granulométricos característicos de productos de diversos tipos de quebrantadora, según Taggart. Cálculo del reglaje.	31
Ilustración 9-Análisis granulométricos característicos de productos de diversos tipos de quebrantadora, según Taggart.....	33
Ilustración 10-Granulometría a la salida de mandíbulas	34
Ilustración 11-Producto característico a la salida del cono Symons standar	38
Ilustración 12-Granulometría a la salida del cono Symons standar	39
Ilustración 13-Producto característico a la salida del molino de barras	41
Ilustración 14-Producto característico a la salida del molino de barras	42
Ilustración 15-Granulometría a la salida del molino de barras.....	43
Ilustración 16-Características de los diferentes molinos de barras.....	48
Ilustración 17-Producto característico a la salida del molino de bolas.....	49
Ilustración 18-Producto característico a la salida del molino de bolas.....	50
Ilustración 19-Granulometría a la salida del molino de bolas	51
Ilustración 20-Producto característico a la salida del molino de bolas.....	51
Ilustración 21- Granulometría a la entrada del molino de bolas.....	54
Ilustración 22-Tabla de Krebbs (Características de diferentes hidrociclones).....	62
Ilustración 23- Longitudes equivalentes de diferentes válvulas y codos.....	80
Ilustración 24- Velocidad de sedimentación límite para pulpas (Bomba 1).....	81
Ilustración 25- Ábaco para determinar la caída de presión por fricción (Bomba 1)	82
Ilustración 26- Ábaco para calcular el factor H_r (Bomba 1).....	84
Ilustración 27- Selección de la bomba 1	85
Ilustración 28- Velocidad de sedimentación límite para pulpas (Bomba 2).....	88
Ilustración 29- Ábaco para determinar la caída de presión por fricción (Bomba 2)	89
Ilustración 30- Ábaco para calcular el factor H_r (Bomba 2)	90



Ilustración 31- Selección de la bomba 2.....	91
Tabla 1-Producción y reservas mundiales de barita (miles de toneladas métricas)	12
Tabla 2- Densidad de los constituyentes de la mena a tratar.....	16
Tabla 3-Propiedades físicas y químicas de la barita API	16
Tabla 4- Granulometría de uso de la barita	17
Tabla 5- Correspondencia entre mallas y micras.....	17
Tabla 6- Valores del índice de Bond para diferentes materiales	18
Tabla 7- Valores del índice de Bond a utilizar	19
Tabla 8-Resultados del ensayo con colector catiónico (Armoflote-17)	20
Tabla 9-Resultados con ácido oleico	21
Tabla 10-Alturas recomendadas para las diferentes zonas de un tanque espesador.....	29
Tabla 11-Finura de los productos de las quebrantadoras de mandíbulas definida por la proporción de productos que pasan por el tamiz de malla igual al reglaje de la quebrantadora	30
Tabla 12-Tabla de machacadoras de mandíbulas tipo Blake	32
Tabla 13-Cálculo de la granulometría a la salida de la trituradora de mandíbulas	33
Tabla 14-Capacidad de los trituradores de cono Symons standar	37
Tabla 15-Cálculo de la granulometría a la salida del cono Symons standar	38
Tabla 16-Características de los diferentes conos Symons standar	40
Tabla 17-Cálculo de la granulometría a la salida del molino de barras	42
Tabla 18-Factores específicos para el molino de barras calculado	47
Tabla 19-Características del molino de barras calculado	48
Tabla 20- Cálculo de la granulometría a la salida del molino de bolas.....	50
Tabla 21-Cálculo de la granulometría a la salida del molino de barras	52
Tabla 22-Cálculo de la granulometría del retorno del hidrociclón.....	53
Tabla 23-Cálculo de la granulometría a la entrada del molino de bolas	53
Tabla 24-Valores usados en la interpolación.....	54
Tabla 25-Factores específicos para el molino de bolas calculado.....	58
Tabla 26-Características del molino de bolas calculado	59
Tabla 27-Datos conocidos para el cálculo del hidrociclón.....	60
Tabla 28-Relación entre $d_{50}(c)$ y la granulometría de salida.....	60
Tabla 29- características de los hidrociclones calculados	64



Tabla 30-Productos flotación de desbaste	69
Tabla 31-Diferentes tamaños de celdas de flotación Denver Sub-A.....	69
Tabla 32-Productos relavado	70
Tabla 33- Densidad del concentrado de barita	71
Tabla 34- Densidad del residuo del proceso.....	72
Tabla 35-Datos de la barita molida.....	73
Tabla 36-Características del tanque espesador calculado.....	75
Tabla 37- Datos de la alimentación a los hidrociclones	79
Tabla 38- Datos de la alimentación a los filtros de presión.....	86
Tabla 39- Valores en euros (€) de los diferentes equipos a utilizar	94
Tabla 40- Costes en tanto por ciento de las diferentes partidas respecto al coste total de los equipos	95



1. Introducción y Objetivos

La barita es un mineral no metálico, conocido también como espato pesado, cuyo principal componente es el sulfato de bario (BaSO_4).

La elección de la barita como mineral a tratar se debe a su interés industrial elevado por sus propiedades, como se comentará en apartados posteriores.

El objetivo de éste Trabajo Fin de Máster es el desarrollo de un sistema para el tratamiento de éste mineral, desde que es extraído de la mina hasta que se produce el producto final listo para ser utilizado.

Durante este trabajo se acometerá el diseño de todas y cada una de las máquinas necesarias en detalle, con los conocimientos adquiridos a lo largo del Máster realizado tanto en las asignaturas de tratamientos de menas como en otras.

Como final se realizará un cálculo sobre la inversión necesaria para una teórica construcción de la planta diseñada.



2. Información General

2.1. Composición, Mineralogía y Aplicaciones de la Barita

La barita es un mineral de sulfato de bario que aparece de manera natural, con la composición BaSO_4 con un 66% de Óxido de bario y un 34% de Óxido de Azufre (IV). La barita puede contener estroncio, formando una solución sólida con la celestina (SrSO_4), y suele aparecer en venas de plomo-zinc en calizas, depósitos de aguas termales, y en menas de hematites. Generalmente estos minerales son blancos, pero puede cambiar debido a la aparición de impurezas. Cabe destacar la elevada densidad de la barita, con un valor de 4.48 g/cm^3 , del cual proviene su antiguo nombre de espato pesado.

Los cristales de barita son transparentes y una forma tubular característica, aunque también aparecen cristales de tipo radiante y cresta de gallo. También aparecen en forma fibrosa en una variedad conocida como Cawk.

Desde el punto de vista industrial la barita es la principal fuente de bario, aunque el uso de este sea minoritario.

También, aunque en mucha menor cantidad, puede aparecer bario en forma de witherita, que es un carbonato de bario (BaCO_3). Esta mineralización puede aparecer en depósitos de barita, pero es muy poco común. El interés de este tipo de mineral viene debido a su uso en la industria química, ya que es un mineral más fácil de disolver que la barita.

Las mineralizaciones de barita en el mundo aparecen localizadas mayoritariamente en el hemisferio norte:

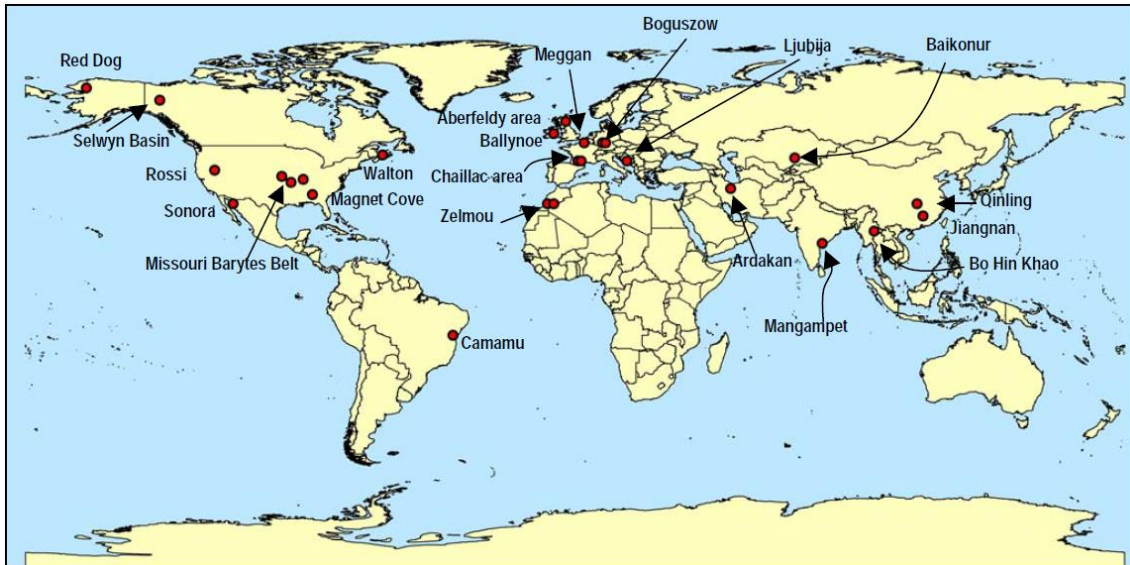


Ilustración 1-Distribución de los principales yacimientos de barita

En general los yacimientos de barita aparecen en tres tipos distintos, estratiformes, en venas y residuales. En general la mayor parte de la producción es a partir de yacimientos estratiformes.

Yacimientos estratiformes

Este tipo de yacimientos aparece debido a la precipitación de barita en zonas cercanas al lecho marino de cuencas sedimentarias. Aparecen principalmente en rocas que van desde el Precámbrico al Cenozoico.

El mayor depósito del mundo es el de Mangampet en Andhra Pradesh, India donde hay dos estratificaciones de 1.2 kilómetros de largo y 20 metros de ancho con una reserva de unos 74 millones de toneladas de barita, con una producción anual de 700000 toneladas.

Yacimiento tipo vena

Consisten en pequeñas agrupaciones de venas de barita por todo el mundo, aunque pocos de ellos son explotados. Este tipo de yacimientos eran los que se explotaban antes de la década de los años 80, antes de que los yacimientos estratiformes adquiriesen un mayor interés. Este tipo de yacimientos se forma debido a la precipitación de fluidos enriquecidos en bario en grietas y fallas. Existen yacimientos de este tipo en Marruecos, Estados Unidos Alemania y Eslovaquia.



Yacimientos residuales

Este tipo de yacimientos se producen debido a la disolución por parte del fluido caliente de bario de la roca encajante, quedando masas irregulares de barita en la roca. Este tipo de yacimientos es muy variable en forma y tamaño, pudiendo extenderse en varios kilómetros.

El principal interés desde el punto de vista de la producción industrial de la barita es su elevado peso específico. La mayor parte de la barita producida, en torno a un 90% se usa como agente ponderante en los fluidos de perforación. Por lo tanto sus propiedades físicas y químicas le dan a este mineral una mayor importancia industrial que otras aplicaciones, como pueden ser su uso como material de relleno o que sea una fuente de Bario. En general las aplicaciones más comunes serán:

- Fluido de perforación- los fluidos de perforación están diseñados para enfriar las brocas de perforación, lubricar la sarta de perforación, sella las paredes del pozo, eliminar los fragmentos producidos durante la perforación, confinar las elevadas presiones que se producen en la cabeza del pozo debido al petróleo y a los gases. Debido a las condiciones de trabajo es necesario que el fluido de perforación tenga un elevado peso específico, ya que gracias a ello podrá mantener una presión suficiente para prevenir fuegos y explosiones. La Barita cumple las propiedades necesarias debido a que además de su elevado peso específico también es un material inerte, pesado, y no es abrasivo. En la siguiente imagen se puede ver como la producción de barita está estrechamente ligada al número de pozos productivos:

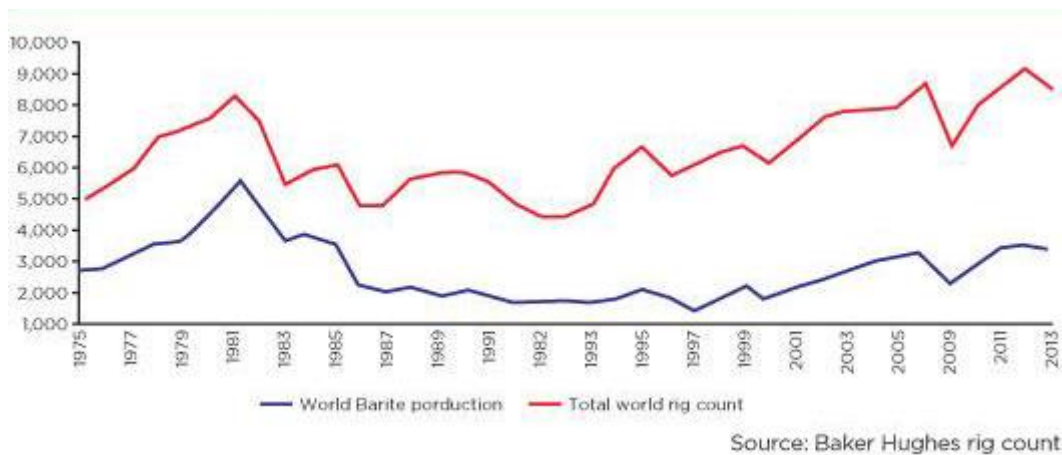


Ilustración 2- Producción de barita frente al número de pozos (excluyendo Rusia)



- Producción de vidrio- en la producción de vidrio el uso de barita supone una reducción en la necesidad de espuma aislante, también actúa como oxidante y decolorante, lo que hace que el vidrio se vuelva más fácilmente trabajable. La adición de barita mejora la dureza, el brillo y la claridad del vidrio.
- Recubrimientos- el uso como pinturas e imprimaciones representan el mayor uso debido a la capacidad de llenado de poros de la barita.
- Polímeros- la barita finamente molida se usa en la producción de goma debido a su peso, inactividad, y baja necesidad de pegamento. Se utiliza sobre todo en materiales que tengan que resistir mejor ataques ácidos, o desgaste. Se usa en PVC y espuma de poliuretano en suelos laminados debido a su elevado peso específico y a su capacidad de soportar cargas elevadas.
- Otros usos- debido a que el sulfato de bario es insoluble y opaco para los rayos X se utiliza como indicador en radiografías, debido a su capacidad de absorber radiación gamma se utiliza en el hormigón de instalaciones nucleares.



2.2. Datos de Producción Mundial

Desde el punto de vista de la producción de barita cabe destacar la estrecha ligadura entre la producción de esta y de la exploración y producción petrolera. En los últimos años la producción de petróleo ha aumentado debido a la perforación en horizontal y a la fractura hidráulica. Sin embargo, también ha superado la producción de petróleo mundial a la demanda, lo que ha dado lugar a un descenso en el precio. Estados Unidos, como mayor consumidor de barita mundial tiene un gran efecto en la producción, por lo que debido a la reducción de consumo de barita por la ralentización de la producción petrolera ha dado lugar a un descenso en la producción de los países que la abastecían, entre ellos India, Marruecos y México. A partir del año 2015 en que se redujo la producción, esta se estancó, debido a la demanda de barita de peso específico 4.1, alternativa a la normalmente usada de 4.2 de peso específico. A continuación se presentan los datos de producción de barita para los años 2014, 2015 y 2016, así como las reservas estimadas en miles de toneladas métricas:

Tabla 1-Producción y reservas mundiales de barita (miles de toneladas métricas)

	2014	2015	2016	Reservas
Estados Unidos	663	425	316	15000
China	3000	3000	2800	30000
India	1140	700	1000	32000
Irán	300	300	400	24000
Kazakstán	300	300	300	85000
México	420	266	250	7000
Marruecos	1200	1000	700	10000
Pakistán	132	122	120	14000
Rusia	210	210	210	12000
Tailandia	135	171	170	18000
Turquía	270	300	250	35000
Vietnam	100	100	100	-
Otros países	483	520	520	29000
Total mundial	8353	7414	7136	>311000



2.3. Sistemas de Concentración de la Barita

A lo largo de los años se han usado diferentes métodos para concentrar la barita, preconcentración gravimétrica, separación magnética y métodos de flotación.

El método a utilizar dependerá del uso que se le vaya a dar a la barita, generalmente se realiza mediante métodos físicos, como trituración, cribado, separación con medios densos, mediante espirales o mesas de sacudidas y algunas veces mediante flotación. En general la separación con medios densos se utiliza en plantas en que la mena se encuentra toscamente liberada, mientras que las técnicas gravimétricas se utilizan en menas intermedias y la flotación en las que la mena esta finamente liberada.

Puesto que la planta de estudio plantea un proceso de molienda hasta una granulometría de 44 μm el proceso a utilizar será el de flotación.

Los métodos gravimétricos consisten en la separación de los minerales por su diferencia de peso específico, mediante su movimiento relativo como respuesta a la acción combinada de la fuerza de la gravedad u otra fuerza, que a menudo es la resistencia al movimiento ofrecida por un fluido. Este sistema se necesita que exista una diferencia importante entre el mineral útil y la ganga. Para saber si el proceso será eficiente se tiene el coeficiente de Taggart:

$$C_t = \frac{(\rho - \rho_l)}{(\rho_g - \rho_l)}$$

Siendo:

- ρ : la densidad del mineral pesado.

- ρ_g : la densidad del mineral ligero o ganga.

- ρ_l : la densidad del líquido.

Si el valor del coeficiente de Taggart es superior a 2.5 la separación será fácil, pero si es inferior a 1.25 no será económicamente rentable. Otro factor de importancia es el tamaño de partícula, siendo más favorable este método para tamaños de partícula grandes, y disminuyendo la efectividad con el tamaño de partícula, siendo prácticamente inviables por debajo de las 50 μm .



Los métodos magnéticos se basan en la separación de los minerales magnéticos, haciendo pasar al mineral a través de un campo magnético no homogéneo, reteniéndose en éste, modificándose la trayectoria de los minerales que presenten magnetismo.

Además del campo magnético este sistema se ve también afectado por la gravedad, fuerzas hidrodinámicas y centrífugas.

Debido a esto la condición mínima necesaria para que el sistema de separación sea eficiente es una diferencia de magnetismo importante entre los minerales a separar.

Los sistemas en campo eléctrico se utilizan principalmente en separación de minerales pesados en arenas de playa o placeres de ríos, siendo necesario que la alimentación esté completamente seca y que la granulometría sea superior a 100 μm e inferior a 500 μm .

El sistema de concentración mediante flotación consiste en la adhesión de las partículas de los minerales a las burbujas de aire, con lo que estas son transportadas a la superficie de la pulpa, donde son recogidas.

Para llevar a cabo este tipo de concentración es necesario un grado de libertad adecuado, siendo generalmente necesaria la trituración. Tras esto será necesario crear unas determinadas condiciones (variables para cada mineral) para que sea posible la adherencia anteriormente mencionada. Por último será necesaria la generación de una corriente de burbujas ascendente en la cámara. Una vez se cumple lo anterior el mineral adherido a las burbujas asciende a la superficie de la pulpa, generando una espuma, la cual es retirada periódicamente y constituirá el concentrado. La corriente de burbujas ascendente se produce mediante la agitación mecánica de la pulpa o mediante la inyección de aire a presión.

Para conseguir las propiedades mencionadas se añaden productos a la pulpa para variar sus propiedades:

Colectores:

Son un reactivo de suma importancia, pues su función es la de aumentar la afinidad de las partículas de mineral con las burbujas de aire, formando una capa repelente del agua en la superficie del mineral. Pertenecen a este grupo los ácidos grasos, resinas ácidas, jabones, sulfatos alcalinos o sulfonatos.

Espumantes:



Estos componentes hacen que sea más fácil la generación de las espumas de flotación. Pertenecen a éste grupo el aceite de pino, metil isobutil carbinol (MIC), algunos heptanoles y octanoles.

Agentes modificantes:

Son el resto de componentes que no forman ninguno de los tipos anteriores. A partir del colector añadido la adición de diferentes agentes modificantes da lugar a diferentes separaciones. Sus aplicaciones son variadas, por lo que dentro de este grupo hay varios subgrupos según su utilidad, aunque generalmente cada agente esta en más de un grupo. Algunas aplicaciones son la modificación de pH o inhibir la flotación de determinados componentes.

En general existen dos tipos de flotación, conocidos como directa e inversa. Cuando el proceso de flotación se da de tal manera que el producto que se obtiene en las espumas es el material de interés se denomina flotación directa, mientras que si en las espumas aparece la ganga y el material de interés queda retenido en la cámara de agitación, se denomina inversa.



3. Caracterización de la Mena a Tratar

La mena a tratar en la planta no será una mena pura de barita, si no que será una mena de barita y sílice (SiO_2). Estará formada por un 37% de barita y un 63% de sílice. Esto da lugar a una densidad intermedia debido a la diferencia de densidades entre ambos minerales:

Tabla 2- Densidad de los constituyentes de la mena a tratar

	Densidad (g/cm^3)	Proporción (%)
Barita	4,48	37
Cuarzo	2,634	63

Con estos valores se calcula la densidad media.

Densidad Media Mineral

$$= \text{Densidad Barita} * \% \text{ Barita} + \text{Densidad Sílice} * \% \text{ Sílice}$$

$$\text{Densidad Media Mineral} = 3.32 \text{ g/cm}^3$$

Por lo tanto, en los cálculos el valor de densidad a utilizar será 3.32 g/cm^3 .

El uso al que estará destinada la barita producida en la planta será el uso más importante para esta mena, como lodo de perforación. Para que la barita producida pueda ser utilizada de esta manera ha de tener una serie de propiedades, las cuales se muestran en la tabla siguiente:

Tabla 3-Propiedades físicas y químicas de la barita API

Requirement	Numerical value
Specific gravity	4.2 minimum
Soluble alkaline earth metal	250 ppm maximum
Wet sieving analysis	
Residue on U.S. sieve no. 200	3% maximum
Residue on U.S. sieve no. 325	5% minimum
Particles less than 6 micrometers	3% maximum
pH	7.0 maximum
Moisture content	1% maximum
Oil adsorption	9% maximum
Barium Sulfate	90% minimum
Water soluble Alkaline earth metals	250 mg/kg maximum



Por lo tanto los principales objetivos de la planta serán dar un barita con al menos un 90% de sulfato de bario ($BaSO_4$) y con una densidad de al menos 4.2 g/cm^3 .

En cuanto al tamaño de grano para su uso como lodo de perforación Se tiene la siguiente tabla:

Tabla 4- Granulometría de uso de la barita

Additives	Form	Specifications	Uses
Asbestos	Fiber	Shorts, 6-7 grade	Improves cutting recovery
Attapulgite	Ground to -200 mesh	Apparent viscosity: 25 g clay in 250 cc of saturated saltwater, 30 mi. dial reading Test at 600 rpm in rotational viscometer Wet screen analysis residue, 8.0 max Moisture, 20% max	Imparts suspension properties in saltwater
Barite	Finely ground -325 mesh	Specific gravity 4.2 min. Wet screen analysis, 200 mesh (US) residue, 3.0% max; 325 mesh residue, 5.0%; soluble alkaline earths, 200 ppm max	To control specific gravity in water- and oil-base muds
Bentonite	Ground to -200 mesh	Plastic viscosity, 10 g bentonite in 350 cc water, 8.0 g per min Filter loss, 10 g bentonite in 350 cc water, 14 cc max Wet screen analysis, 200 mesh (US) residue, 2.5% max; moisture content, 12% max	Used to increase suspending power of water-based muds To form a mud cake on the wall of the hole

Como se puede ver es necesario que la barita tenga una granulometría inferior a la malla 325, que como se puede ver en la siguiente tabla corresponde con $44\mu\text{m}$:

Tabla 5- Correspondencia entre mallas y micras

Comparative Particle Size:		
U.S. Mesh	Inches	Microns
10	0.0787	2000
12	0.0661	1680
14	0.0555	1410
16	0.0469	1190
18	0.0394	1000
20	0.0331	841
25	0.0280	707
30	.0232	595
35	.0197	500
40	.0165	420
45	.0138	354
50	.0117	297
60	.0098	250
70	.0083	210
80	.0070	177
100	.0059	149
120	.0049	125
140	.0041	105
170	.0035	88
200	.0029	74
230	.0024	63
270	.0021	53
325	.0017	44
400	.0015	37
550	.00099	25
625	.00079	20
1250	.000394	10
1750	.000315	8
2500	.000197	5
5000	.000099	2.5
12000	.0000394	1



Este es un parámetro de extrema importancia, ya que todo el diseño de la parte de molienda y clasificación se basa en obtener un producto con una granulometría inferior a esta granulometría.

Es también importante el factor de liberación de la mena, ya que puede variar en gran medida el tratamiento de la mena. Como ejemplo si el factor de liberación de una mena es elevado, pero la granulometría a la que se va a utilizar ésta es muy inferior, se puede realizar una remolienda tras una primera separación en la que se elimina gran parte de la ganga, reduciendo con esto el coste de tratamientos posteriores.

En el caso de la mena a tratar en la planta el factor de liberación se encontrará en torno a las 50 μm , por lo que debido a su cercanía con la granulometría necesaria de 44 μm , no se realizará una separación, si no que se tratará toda la mena sin remolienda.

En cuanto a los índices de Bond necesarios para moler la mena, al no ser esta un mineral puro de los cuales se tienen valores aproximados, solo se puede estimar su valor en función de los valores de sus constituyentes:

Tabla 6- Valores del índice de Bond para diferentes materiales

Material	Rod mill			Ball mill		
	No. tests	Avg.	Range	No. tests	Avg.	Range
Alumina	3	12.2	9-17	6	17.9	7-34
Barite	6	5.7	2-12	7	5.8	4- 9
Bauxite	33	10.8	2-20	29	14.5	1-31
Cement clinker	29	12.1	8-15	180	13.6	7-77
Cement raw material	115	12.3	4-18	284	10.0	3-27
Chrome ore	2	7.9	7- 9	5	13.4	7-17
Clay	4	12.5	6-18	11	10.8	4-23
Clay, calcined	4	7.0	3-13	7	19.6	15-26
Coal	4	9.8	8-12	6	15.4	13-18
Coke	7	16.9	12-24	4	33.5	29-40
Copper-nickel ore	4	19.2	16-24	6	15.5	13-18
Copper ore	396	14.3	4-34	769	12.8	4-30
Copper-zinc ore	4	11.0	6-16	9	9.8	5-14
Diorite	7	17.5	10-30	2	11.6	10-13
Dolomite	11	14.2	3-24	5	13.9	6-25
Feldspar	7	11.0	8-16	7	11.7	9-14
Ferrochrome	1	8.4	-	6	20.4	3-77
Ferromagnesium				5	7.2	6- 9
Ferromanganese	2	7.6	7- 8	5	7.9	5-14
Ferrosilicon	3	7.1	4-11	8	17.9	6-51
Flint	1	18.1	-	5	27.4	22-31
Fluospas	4	11.0	9-13	9	12.7	6-25
Gold ore	42	15.2	8-29	183	14.6	3-42
Granite	10	16.3	8-36	8	9.9	10-11
Gravel	21	15.9	8-24	6	18.0	11-27
Iron ore, unidentified	54	11.3	3-20	118	12.4	4-31
Hematite	64	12.5	5-22	116	11.1	2-31
Conc.				5	18.5	7-29
Limonite	12	9.3	4-16	20	9.0	5-19
Magnetite	43	11.4	5-25	73	13.2	6-29
Conc.				23	19.2	7-27
Tailings				5	14.0	12-16
Siderite				5	10.4	9-14
Taconite	35	19.3	7-37	20	12.0	8-19

Pese a que en esta tabla no aparece el valor de la sílice su valor es muy variable, variando entre 7 y 40.



Debido a que no se puede conocer su valor se han estimado los siguientes valores para los cálculos:

Tabla 7- Valores del índice de Bond a utilizar

Mandíbulas tipo Blake	7
Cono Symons	8
Molino de Barras	8
Molino de Bolas	9

Con estos parámetros queda caracterizada la mena a tratar en la planta.



4. Selección del Proceso de Concentración

A la hora de seleccionar un sistema de concentración de menas se han evaluado los diferentes métodos previamente citados.

Para evaluar la eficiencia del método gravitatorio se ha aplicado el índice de Taggart, obteniéndose un valor de 2.13, lo que en términos de densidad hace a este sistema sea bastante eficiente. Pero desde el punto de vista granulométrico deja de ser eficiente, ya que se considera ineficiente por debajo de las 50 μm .

El sistema de campo magnético se puede desechar debido a que ni la barita ni la sílice son materiales magnéticos, por lo tanto, el campo magnético no tendría efecto.

El sistema de campo eléctrico tampoco se considera una opción debido a que se utiliza en condiciones específicas, se hace en medio seco, mientras que la planta será en medio húmedo, y deja de ser eficiente por debajo de las 100 μm .

A la hora de seleccionar un método para concentrar la mena previamente tratada se ha optado por seguir los estudios ya realizados en los que se indica que el mejor método es la flotación por espumas, bien de manera directa o inversa.

Cabe destacar que el producto final de esta planta se considera de alto grado, ya que será un material usado directamente como lodo de perforación.

Debido a esto, como se indica en estudios (Bhaskar Raju, Prabhakar y Subba Rao, 2004), se puede realizar esta concentración o bien mediante colectores catiónicos o bien mediante aniónicos (ácido oleico). En las tablas siguientes se muestran los resultados obtenidos por los investigadores:

Tabla 8-Resultados del ensayo con colector catiónico (Armoflote-17)

Sl.No	Collector (kg/t)	Weight (g)		Concentrate assay (%)		BaSO ₄ Rec. (%)
		Float	Sink	BaSO ₄	SiO ₂	
1	0.3	205	794	88.26	6.04	85.55
2	0.4	250	746	89.62	3.54	83.00
3	0.5	283	721	88.82	3.66	78.81
4	0.6	328	666	93.54	1.81	76.18
5	0.7	347	650	94.20	1.85	76.00
6	0.8	351	635	94.43	1.04	73.78
7	1.0	364	634	95.29	0.48	73.66



Tabla 9-Resultados con ácido oleico

Sl.No.	Reagent (kg/t)	Weight (g)		Concentrate assay (%)		BaSO ₄ Rec. (%)
		Float	Sink	BaSO ₄	SiO ₂	
1	0.20	466	529	94.81	1.98	54.7
2	0.40	650	350	94.96	2.31	76.5
3	0.60	730	268	95.30	2.30	86.2
4	0.80	768	231	93.24	2.89	88.7

Como se puede comprobar con una mínima cantidad de ácido oleico se obtiene un concentrado de mayor grado en barita que el que se conseguiría con el colector catiónico, pero el grado de recuperación será muy inferior. En cuanto al uso que le será dado al producto como se muestra más adelante tendrá un mínimo del 90% de BaSO₄, lo cual no se consigue hasta añadir al menos 0.6 kg/t de colector catiónico.

Pese a que en los estudios se concluye que el mejor método sería la utilización de un colector catiónico se ha decidido por añadir un espumante altamente selectivo (Metil Isobutil Carbinol (MIC)) para hacer el que el proceso sea mucho más selectivo, aumentando con ello el grado de recuperación.

Como se puede comprobar con la tabla 3, la barita tratada de esta manera tendrá unas propiedades suficientes para su uso como lodo de perforación.



5. Diagrama de Flujo de la Planta de Tratamiento

5.1. Descripción de los Procesos de Fragmentación y Clasificación previos a la Concentración

A continuación se describirá el proceso de funcionamiento de los diferentes equipos que toman partida en la planta diseñada:

El primer equipo será las mandíbulas de doble efecto, que triturarán los bloques de mineral extraídos de la mina.

Las trituradoras de mandíbulas tipo Blake o de doble efecto, consisten en dos placas que se abren y cierran, colocadas en ángulo, siendo una móvil y la otra fija. Cuando las mandíbulas se mueven el material que está dentro se somete a esfuerzos de compresión y expansión alternativamente, quebrándose a medida que desciende por las mandíbulas.

Este sistema de funcionamiento de la máquina provoca un aumento del volumen de producto al quebrarse ya que aumentan los huecos. En caso de que el volumen del material triturado fuese mayor que el del triturado que sale de la máquina se produciría lo que se denomina trituración en boca llena, que da lugar a gran cantidad de finos que el material ejerce presión sobre sí mismo, siendo este efecto nocivo para la máquina al poder llegar a atascarla e incluso llegar a ser fatal.

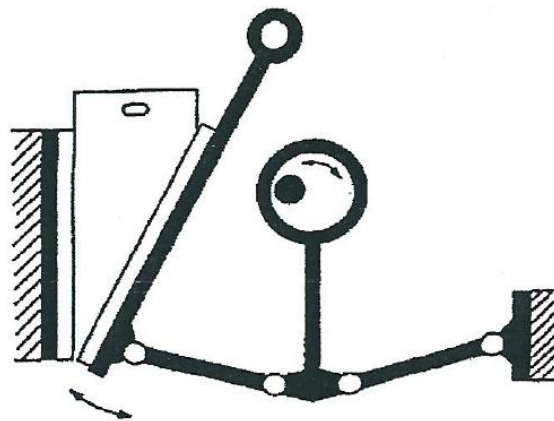


Ilustración 3- Esquema de una quebrantadora de mandíbulas de doble efecto

Esta máquina se utiliza para disminuir el tamaño del material entrante en bloques de gran tamaño hasta tamaños que puedan ser tratados en las máquinas posteriores.



Tras la molienda primaria hay una molienda secundaria mediante conos tipo Symons, cuyo objetivo será el de disminuir aún más el tamaño de la salida de la trituradora de mandíbulas para los procesos de molienda posteriores.

El funcionamiento de estos equipos será parecido a las trituradoras primarias, existiendo un eje móvil que será el que triture el material a medida que este desciende por la cámara de trituración.

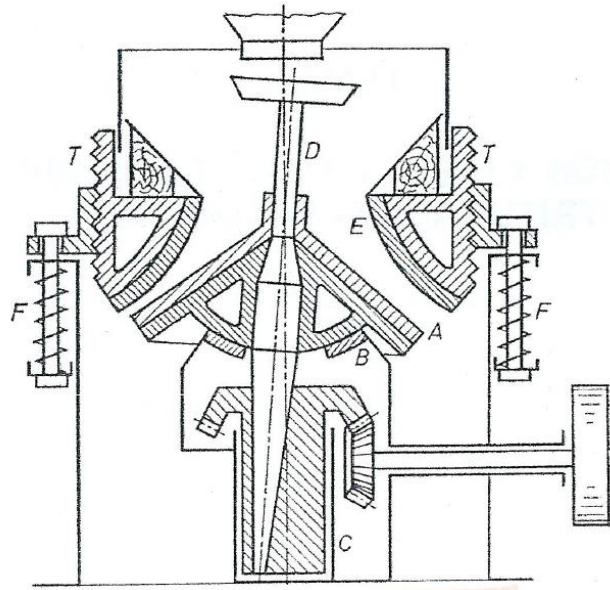


Ilustración 4- Esquema de un cono Symons standart

El siguiente equipo será el molino de barras, a éste equipo llega el producto triturado del cono Symons, el cual tendrá un tamaño muy inferior al de entrada.

El equipo consiste en un molino cilíndrico con una cantidad variable de barras de acero en su interior. El funcionamiento consiste en que al ponerse en marcha el motor, el cilindro comienza a girar, estando cargado en su interior con las barras y la alimentación a moler. A medida que gira, las barras caen sobre el material, con mayor fuerza a mayor velocidad de giro, moliendo la alimentación durante el proceso.

El siguiente equipo será el molino de bolas, el cual tiene la particularidad de que no es alimentado solamente por la salida del molino de barras, sino que también lo es por la parte clasificada mediante los hidrocilones con una granulometría superior a $44\ \mu\text{m}$, como se comentará más adelante.

El funcionamiento de éste equipo es similar al molino de barras, pero sustituyendo las barras por bolas de acero. Al utilizar las bolas como herramienta de molienda se



consigue disminuir aún más la granulometría, obteniendo con éste equipo una parte de la salida con una granulometría inferior a la necesaria para el producto final.

Tras la molienda se utilizan los hidrociclones para obtener dos productos, uno con un tamaño de partícula inferior a $44\ \mu\text{m}$ y otro con lo superior. Los tamaños inferiores a $44\ \mu\text{m}$ continuarán el proceso, continuando a la flotación por espumas, mientras que los tamaños superiores serán recirculados al molino de bolas para una remolienda.

Un hidrociclón es un dispositivo que utiliza la fuerza centrífuga para aumentar la velocidad de sedimentación de las partículas, siendo una de las partes más importantes del ciclo de procesado de materiales. Su uso es como clasificador, pudiendo utilizarse con otros fines.

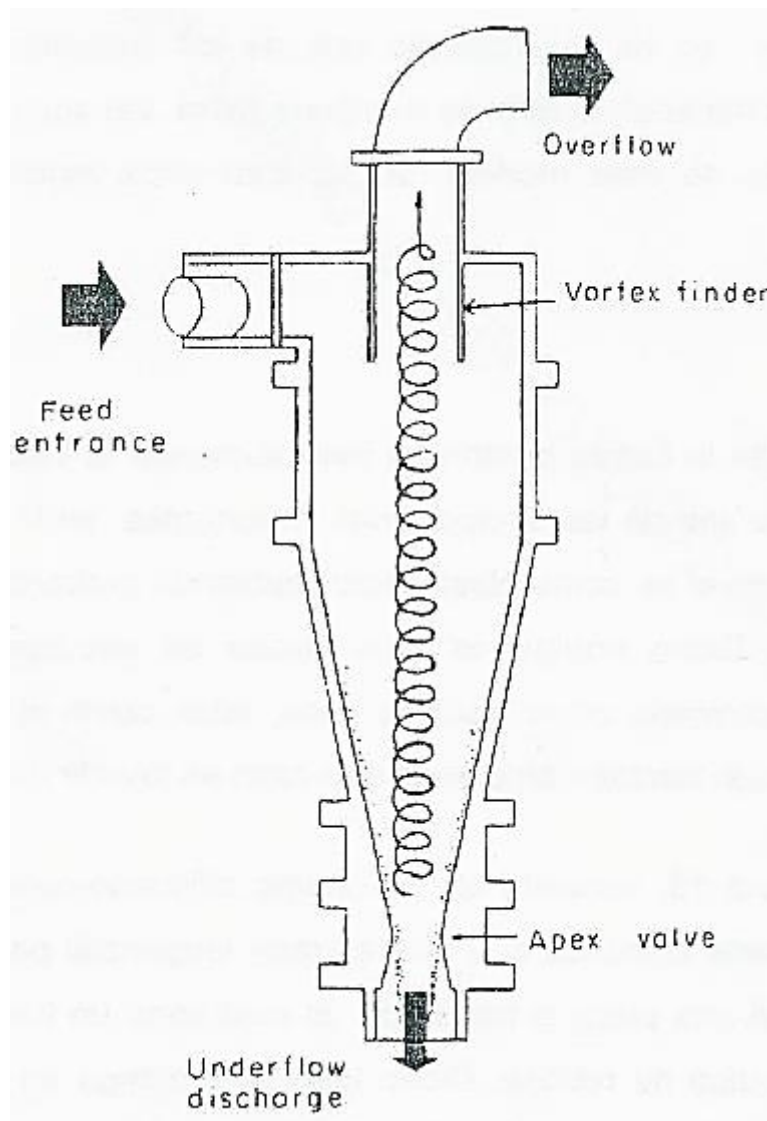


Ilustración 5- Hidrociclón



Su funcionamiento consiste en la introducción del material a presión por la entrada tangencial superior, la cual aplica un giro al material entrante. Esto crea un vórtice de bajas presiones a lo largo del eje central del hidrociclón, conectado en la parte superior con la atmósfera y en la inferior con la descarga.

Este eje central somete a las partículas a dos fuerzas, una centrífuga dirigida hacia las paredes y otra de arrastre dirigida hacia el eje. La fuerza centrífuga aumenta la velocidad de sedimentación, separándolas según su tamaño y peso específico.

Estas fuerzas separan a las partículas según su velocidad de sedimentación, siendo las de mayor velocidad atraídas hacia las paredes del cono y descendiendo hacia la punta, y las de menor velocidad atraídas a la zona de bajas presiones y saliendo por el rebose superior.

La existencia de ambas fuerzas, crea la aparición de una superficie que se distribuye por todo el cuerpo del cono en la que la velocidad será nula, ya que serán iguales las fuerzas de arrastre y centrífuga. Las partículas que se encuentren sobre esta superficie tendrán las mismas posibilidades de salir por la punta o por el rebose.

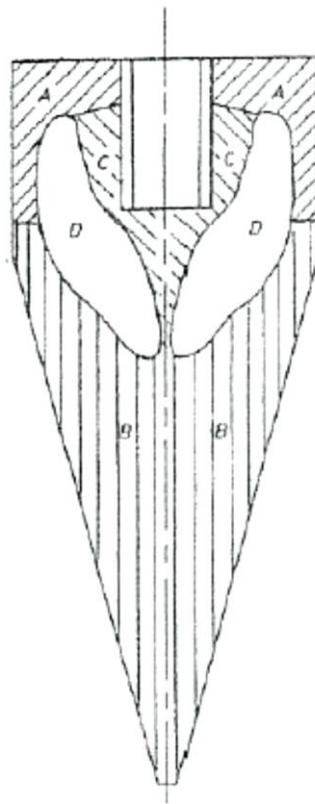


Ilustración 6-Regiones en el interior de un hidrociclón



El hidrociclón presentará 4 zonas en referencia a la distribución de tamaños:

- A: Son aquellas partículas situadas en las paredes de la parte cilíndrica del hidrociclón y su pared superior. Estas partículas no presentan clasificación alguna y su composición será o la misma o muy parecida a la de entrada.
- B: En esta zona situada en las paredes de la zona cónica y la mayor parte de la parte central de ésta, se sitúan las partículas más gruesas totalmente clasificadas, presentaría una composición granulométrica muy parecida a la de la salida de la punta.
- C: Situado en la zona que rodea el diafragma de salida del hidrociclón y una parte de la zona central inferior a éste. En esta zona se sitúa el material completamente clasificado que presenta las partículas más finas, siendo su composición granulométrica muy parecida a la salida por el rebose.
- D: Situado en la parte central de la zona cilíndrica así como una parte de la zona central de la cónica. En esta zona es donde la clasificación tiene lugar.



5.2. Descripción del proceso de Concentración

El proceso de concentración consiste en el tratamiento que se da a la parte que separa el hidrociclón con granulometría superior a $44\ \mu\text{m}$. Se tendrán en éste momento 150 t/h de material que cumple la especificación granulométrica, pero no cumplen el contenido en barita, ya que un parte será de sílice.

En éste proceso se añaden primero el colector aniónico ácido oleico, y después el espumante como ya se comentó. Una vez añadidos estos elementos se procede a introducir la pulpa en las celdas de flotación.

El funcionamiento consiste en cámaras en las cuales se encuentra la mezcla barita-sílice en constante agitación, debido en éste caso a ser una separación directa, la barita comienza a separarse y asciende a la espuma, mientras que la sílice queda retenida en la cámara de agitación.

La espuma es recogida continuamente en una cámara superior a tal efecto, mientras que la sílice es periódicamente extraída de esta primera batería de celdas, para pasar a una segunda o de relavado, en la que se extrae de la misma manera dos productos, uno que puede contener aún barita que es recirculado a la alimentación de la primera batería, y otro formado casi es su totalidad por sílice que es extraído como un residuo del proceso.

La barita obtenida en las espumas de la primera batería de cámaras tendrá las propiedades necesarias para su uso objetivo, por lo que se procederá a su compactado mediante filtros de presión para eliminar la mayor parte del agua, obteniendo con ellos el producto final.



5.3. Descripción de los Procesos de Separación Sólido-Líquido

Existen varios métodos de separación sólido líquido, entre los que están:

- Sedimentación
- Filtración
- Secado térmico

Para el tratamiento a realizar se optará por una técnica perteneciente al método de la sedimentación, conocida como sedimentación por gravedad seguida de una filtración por presión. Esta técnica es la más utilizada a la hora de procesar minerales.

Los espesadores se utilizan para aumentar la concentración de sólidos en una suspensión separándolos del líquido. Es un proceso barato y que permite grandes cantidades.

Consiste en un tanque poco profundo, con un rebosadero para el líquido en la parte superior, mientras que los sólidos espesan en el fondo y salen por el fondo del tanque.

El espesador será utilizado para para concentrar las colas de la flotación, formadas mayoritariamente por sílice.

Determinación de las dimensiones del espesador:

El primer paso será determinar la superficie mínima que debe de tener para el espesamiento de la pulpa.

La concentración de sólidos a lo largo del tanque espesador varía desde el rebose al fondo, pudiéndose separar en 4 partes:

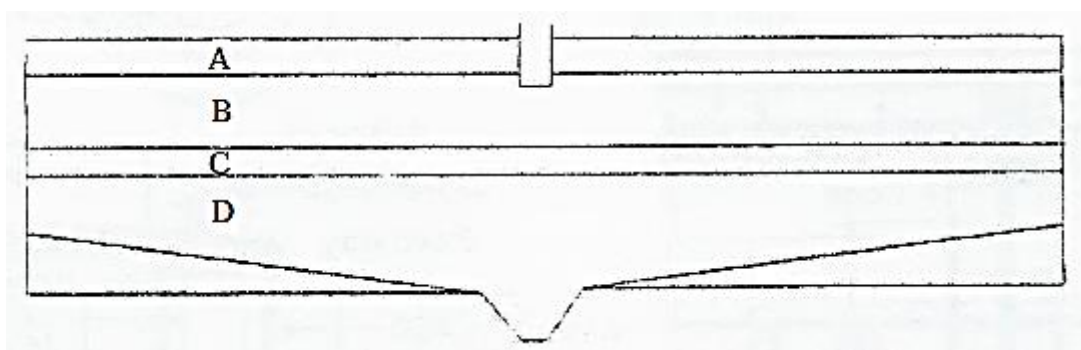


Ilustración 7-Zonas características de un tanque espesador Dorr



- Zona A: En esta zona se encuentra el agua clarificada, con el menor contenido en sólidos que se puede conseguir.
- Zona B: A esta zona llega la pulpa del tubo de alimentación.
- Zona C: Zona de transición entre la zona de alimentación y la de la pulpa espesada.
- Zona D: En esta zona se concentra la pulpa que se va espesando a medida que desciende.

Teniendo cada una de estas zonas una altura recomendada:

Tabla 10-Alturas recomendadas para las diferentes zonas de un tanque espesador

Altura zona clarificación (m)	entre 0,7 y 1,5
Altura zona alimentación (m)	0,7
Altura zona transición (m)	0,7
Altura zona compresión (m)	≤ 1



6. Dimensionado de la Planta de Tratamiento

6.1. Trituración Primaria

El primer paso será calcular el tamaño de partículas que se introduce en la tritura de mandíbulas tipo Blake. Para ello hay que calcular el reglaje necesario que la máquina debe llevar.

Como dato se tiene que el diámetro máximo de entrada a la trituradora de mandíbulas es de 40 centímetros.

Según la siguiente tabla:

Tabla 11-Finura de los productos de las quebrantadoras de mandíbulas definida por la proporción de productos que pasan por el tamiz de malla igual al reglaje de la quebrantadora

<u>Tipos de quebrantadoras</u>	<u>Naturaleza de la alimentación</u>	<u>Caliza %</u>	<u>Granito %</u>	<u>Cuarzoita %</u>	<u>Minerales medios %</u>
Blake	Todo - uno	85-90	70-75	65-70	85-90
Blake	Finos eliminados (x)	80-85	65-70	60-65	80-85
Blake	Cribado	75-80	60-70	55-60	75-80
Simple efecto	Cribado	80-85	70-75	60-65	80-85

(x)Por un cribado somero.

Se obtiene que para una quebrantadora tipo Blake y para un todo-uno el porcentaje de producto que pasa por el tamiz de malla igual al reglaje de la quebrantadora está entre un 85 y un 90 por ciento.

Se realizará el cálculo para un pasante del 85 por ciento.

Con este dato del 85 por ciento de pasante se calcula ahora su porcentaje en relación al máximo tamaño del producto mediante la siguiente gráfica:

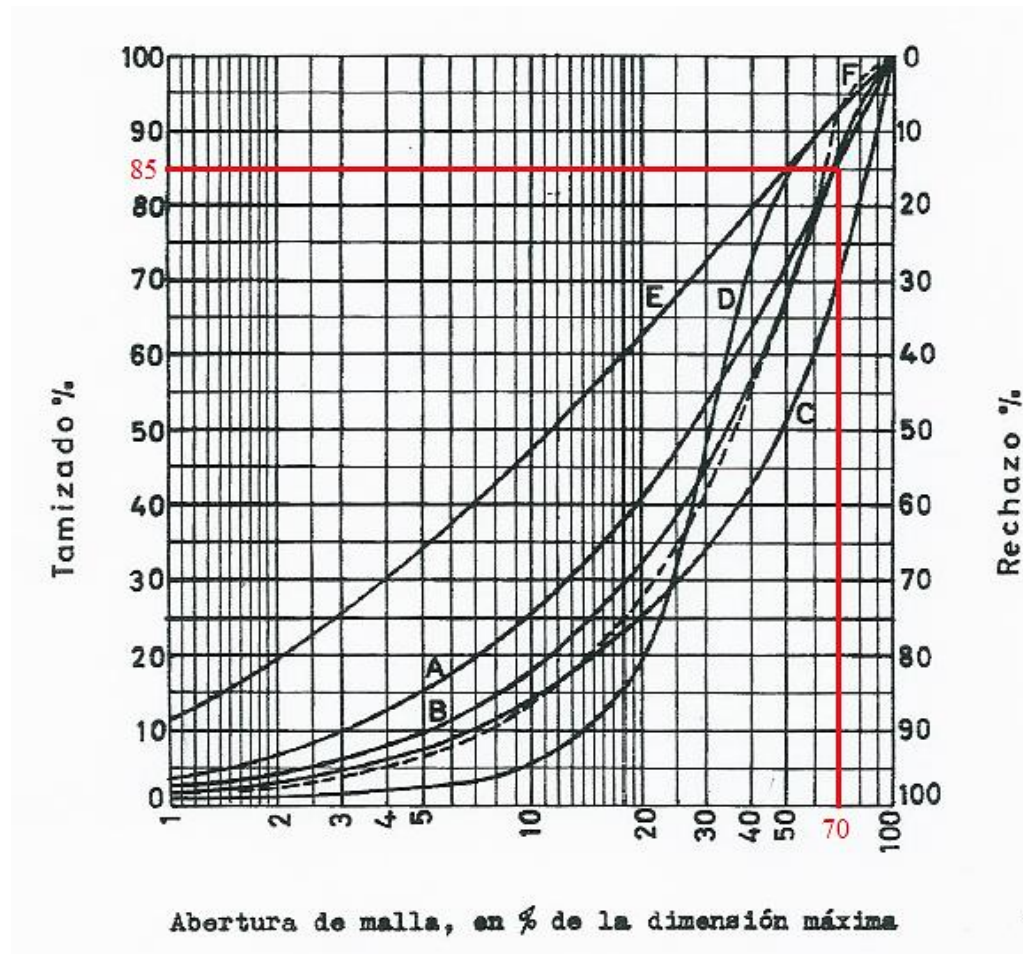


Ilustración 8-Análisis granulométricos característicos de productos de diversos tipos de quebrantadora, según Taggart. Cálculo del reglaje.

Representado las diferentes líneas:

- A. Quebrantadora de mandíbulas.
- B. Quebrantadora de martillos.
- C. Trituradora de cilindros lisos en circuito abierto, alimentación con una capa de granos.
- D. Trituradora de cilindros lisos en circuito cerrado, con una criba, alimentación con una capa de granos.
- E. Trituradora de cilindros lisos en circuito cerrado, con una criba, alimentación a boca llena.
- F. Quebrantadora de cilindro dentado (línea de trazos en la gráfica).

En este caso al ser una quebrantadora de mandíbulas se utilizará la línea A.

Se obtiene que el tamiz por el que pase el 85 por ciento del producto corresponde al tamaño del 70 por ciento del triturado, por lo que se calcula ahora el diámetro máximo:



Tabla 12-Tabla de machacadoras de mandíbulas tipo Blake

Dimensiones de entrada m/m	Producciones medias en toneladas						Motor r.p.m.	Peso Reco- mendado Kgs.	kWh
	R min. m/m	Tm.	R medio m/m	Tm.	R máximo m/m	Tm.			
350 x 225	25	3 à 4,5	40	7,5 à 9	70	9 à 11	350	10	2 500
450 x 275	25	6 à 7,5	40	9 à 11	70	15 à 20	320	20	4 000
550 x 325	40	12 à 18	70	25 à 35	100	40 à 50	300	30	6 000
650 x 400	70	38 à 45	100	52 à 60	120	55 à 70	270	40	11 500
800 x 500	70	50 à 60	100	70 à 80	100	80 à 100	250	50	18 500
1 000 x 700	80	60 à 90	125	90-120	150	120-150	220	70	35 000
1 250 x 700	90	75-110	125	110-150	150	150-200	220	75	40 000
1 250 x 900	100	100-120	150	150-200	200	190-225	170	90	60 000
1 600 x 900	100	135-160	150	210-240	200	225-300	170	100	67 000
1 400 x 1 070	125	150-186	175	190-225	225	250-300	150	115	82 500
2 000 x 1 070	135	200-250	175	270-315	225	375-430	150	125	100 000
1 600 x 1 250	150	200-266	200	260-300	250	375-415	132	135	117 000
2 000 x 1 250	150	260-335	200	335-390	250	495-540	132	150	120 000
2 000 x 1 600	200	375-450	250	450-495	300	495-555	112	200	230 000
2 500 x 1 600	250	600-650	300	720-800	350	800-1 000	112	260	250 000

Se escoge un reglaje máximo de 150 mm, con unas dimensiones de entrada de 1250x700 mm, con el reglaje se calcula ahora el diámetro máximo de partícula:

$$\text{Reglaje} = 0.7 * D_{\text{máx}}$$

$$D_{\text{máx}} = \frac{\text{Reglaje}}{0.7} = \frac{150}{0.7} = 214.2857 \text{ mm}$$

A partir del diámetro máximo y la gráfica se calcula ahora la granulometría del producto de la trituración:

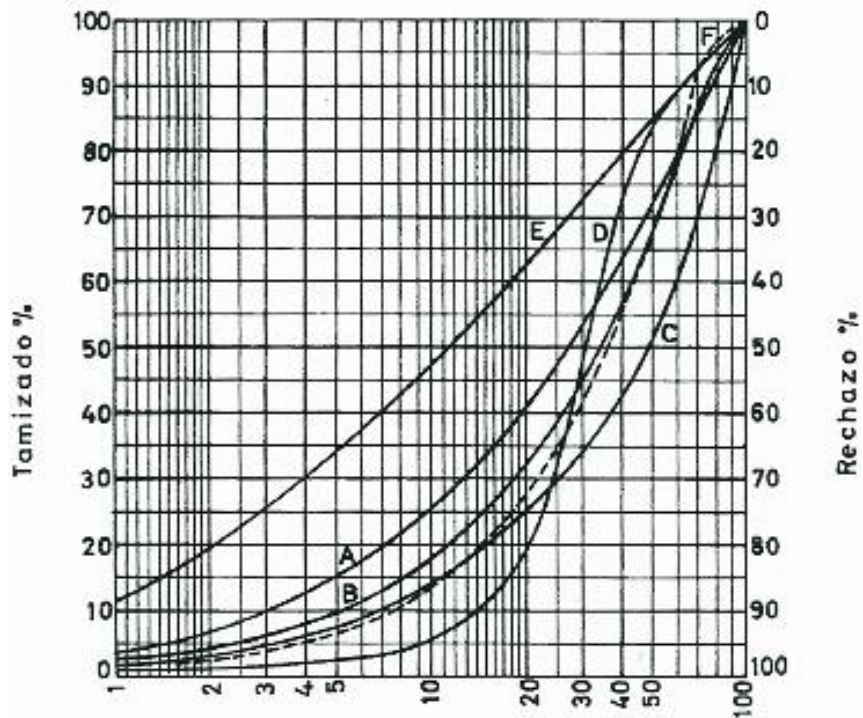


Ilustración 9-Análisis granulométricos característicos de productos de diversos tipos de quebrantadora, según Taggart

Tabla 13-Cálculo de la granulometría a la salida de la trituradora de mandíbulas

Luz de malla (mm)	% Pasante	% Pasante (acumulado)	Peso acumulado	Pesos
214,2857143	3	100	150	4,5
200	11	97	145,5	16,5
150	10	86	129	15
120	8	76	114	12
100	11	68	102	16,5
75	13	57	85,5	19,5
50	17,5	44	66	26,25
25	19	26,5	39,75	28,5
5	3,5	7,5	11,25	5,25
2,5	4	4	6	6
Total	-	-	-	150

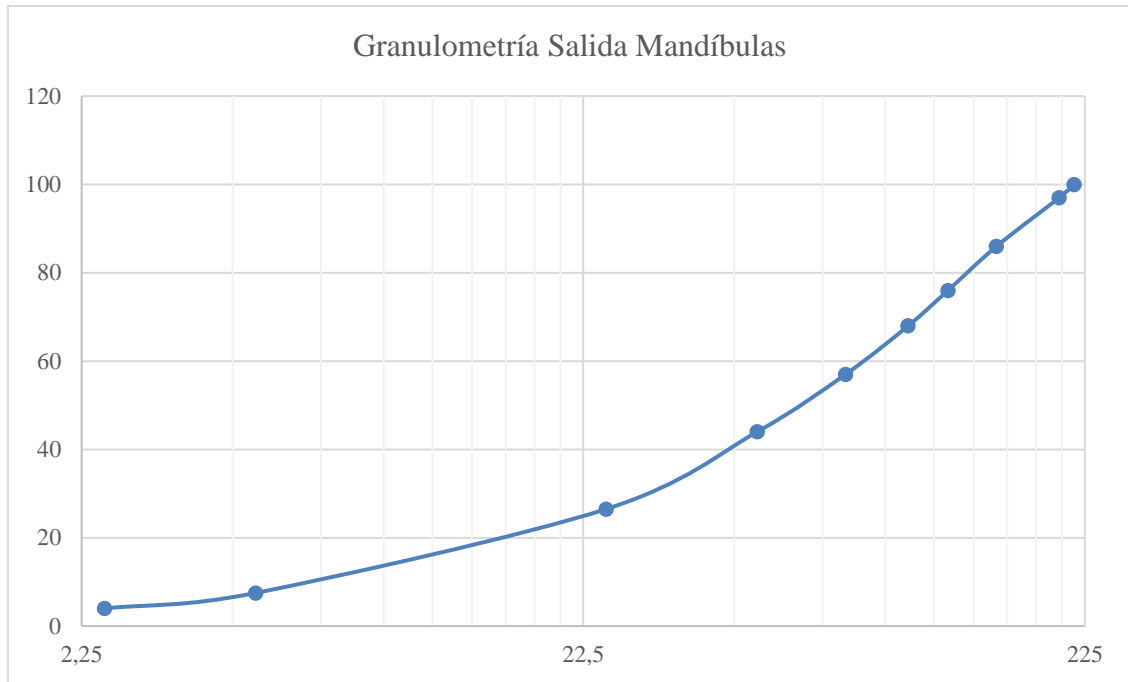


Ilustración 10-Granulometría a la salida de mandíbulas

Al igual que los valores calculados para la granulometría calculamos ahora el valor de tamaño de partícula del 80 por ciento de las partículas del producto:

$$d_{80} = D_{m\acute{a}x} * 0.61$$

$$d_{80} = 214.29 * 0.61 = 130.7143 \text{ mm}$$

Con el valor del tamaño de partícula del 80 por ciento de las partículas del producto se calculará ahora la potencia que se necesita que la máquina entregue:

$$P_{Te\acute{o}rica} = Q * W$$

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

$$P_{Instalada} = 2 * P_{Te\acute{o}rica}$$

Siendo:

- Q = Capacidad a procesar en toneladas hora (t/h).
- W_i = Índice de Bond (kWh/t).
- W = Energía consumida por la máquina (kWh/t).



- D_{80} = Diámetro del 80 por ciento de las partículas de la entrada (μm).
- d_{80} = Diámetro del 80 por ciento de las partículas del producto (μm).

Para el cálculo de la potencia el índice de Bond utilizado es de 7 kWh/t y el D_{80} se tomará como el $D_{\text{máx}}$, ya que no hay datos suficientes como para calcularlo:

$$W = 10 * 7 * \left(\frac{1}{\sqrt{130714}} - \frac{1}{\sqrt{400000}} \right)$$

$$W = 0.0829 \text{ kWh/t}$$

Lo que da una potencia teórica de :

$$P_{\text{Teórica}} = 150 * 0.0829 = 12.44 \text{ kW}$$

Con esta potencia teórica se obtiene la instalada, que será la mínima potencia capaz de desarrollar la máquina necesaria para que se triture el producto:

$$P_{\text{Instalada}} = P_{\text{Teórica}} * 2 = 12.44 * 2 = 24.88 \text{ kW}$$

A la vista de este resultado se ve que la máquina va a ser más que suficiente, ya que la producción demanda una potencia de 24.88 kW mientras que la máquina de las tablas con un reglaje de 150 mm tiene una potencia recomendada de 75 kW y es capaz de tratar de 150 a 200 t/h.



6.2. Trituración Secundaria

A continuación se continuará la trituración primaria con un cono Symons

Como se ha calculado en el apartado anterior al cono de molienda llega un producto con un $D_{m\acute{a}x} = 214.2857$ mm y un $D_{80} = 130.7143$ mm, dato con el cual se calculará ahora una cámara de trituración correcta, ya que si la abertura de alimentación es demasiado pequeña se podría bloquear la entrada y disminuir la capacidad de la máquina, y si fuera demasiado grande hará que el material sea triturado solamente en el fondo, haciendo que la máquina necesite una mayor potencia y produciendo un mayor desgaste.

Es importante que la alimentación no contenga demasiados finos, por lo que es recomendable que entre un 10 y un 20 por ciento de esta sea mayor que la abertura de admisión en su dimensión menor, y a la vez toda ella menor que el 90 por ciento de la abertura en su dimensión mayor, de lo que se deduce:

$$\text{Diámetro de alimentación } (D_{m\acute{a}x}) = 0.9 * \text{Abertura Máxima}$$

$$\text{Abertura Máxima} > 214.2857 / 0.9 = 238.10 \text{ mm (9.37 ")}$$

$$\text{Abertura Mínima} \geq D_{80} = 130.7143 \text{ mm (5.15")}$$

A la vista de los resultados buscamos en la tabla del fabricante una máquina que se ajuste a las necesidades:



Tabla 14-Capacidad de los trituradores de cono Symons standar

Size	Type of cavity	Recom- mended minimum discharge setting A, in.	Feed opening with minimum recom- mended dis- charge setting A		Capacities in tons (2,000 lb) per hour passing through the crusher at indicated discharge setting A												
			B, Closed side, in.	B, Open side, in.	¼ in. (6 mm)	⅜ in. (10 mm)	½ in. (13 mm)	⅝ in. (16 mm)	¾ in. (19 mm)	⅞ in. (22 mm)	1 in. (25 mm)	1¼ in. (32 mm)	1½ in. (38 mm)	2 in. (51 mm)	2½ in. (64 mm)		
			2 ft	Fine	¼	2¼	2¾	18	20	25	30	35	40	45	50	60	
	Coarse	⅜	3¼	3¾		20	25	30	35	45	50	60	75				
	Extra coarse	½	3½	4			25	30	40	50	55	70	80				
3 ft	Fine	⅜	3¾	4½		40	50	60	70	75	80						
	Coarse	½	4¾	5½			50	60	75	90	100	120	140				
	Extra coarse	¾	6¾	7½					75	90	100	120	140				
4900	Fine	¾	5	5¾		70	90	110	130	140	150	170					
	Medium	⅞	6¾	6¾			100	110	140	150	175	200	220				
	Coarse	¾	7¾	8¼					145	165	190	220	270	320			
	Extra coarse	¾	8½	9¾					145	175	200	230	280	330			
5100	Fine	½	4½	5¾			120	140	150	160	175	200					
	Medium	¾	7¾	8¼				140	175	195	190	240	265				
	Coarse	¾	9	10					175	210	225	265	325	385			
	Extra coarse	1	10¾	11½							240	275	335	395			
5½ ft	Fine	¾	7¾	7¾				180	200	235	275	300	350				
	Medium	¾	8¾	9½						275	300	375	400	450			
	Coarse	1	9¾	10¾							300	375	450	500	700		
	Extra coarse	1½	13½	14½									450	500	800		
7 ft	Fine	¾	10	11					370	400	500	620	750				
	Medium	1	11½	12¾						500	600	750	800	1100			
	Coarse	1¼	13½	14¾								750	850	1200	1400		
	Extra coarse	1½	16¾	18½									850	1200	1400		
10 ft	Fine	¾	12½	14						900	1300	1650					
	Medium	1	15½	17							1400	1650	1800				
	Coarse	1½	18½	20									1900	2500	3000		
	Extra coarse	1½	24½	26									1900	2500	3000		

El primer modelo que cumple las necesidades es el 5100 para un tipo de cavidad coarse, con una abertura mínima de 9” (228.6 mm) y una máxima de 10” (254 mm).

Asociado a este modelo y tipo de cavidad viene un reglaje mínimo al que la máquina puede funcionar de 3/4”, con el que la máquina es capaz de producir 175 toneladas cortas por hora, que en toneladas hora son 158.7, suficiente ya que la capacidad necesaria es de 150 toneladas hora.

Ahora se calculará la curva granulométrica de la salida del cono, sabiendo como dato que $d_{80} = 25$ mm, con este dato se calculará el $D_{máx}$ de la salida del triturado. Sabiendo que el 80 por ciento de las partículas es inferior a 25 mm se obtiene:

$$D_{máx} * 0.61 = d_{80}$$

$$D_{máx} = \frac{d_{80}}{0.61}$$

$$D_{máx} = \frac{25}{0.61} = 40.983 \text{ mm}$$

Ahora con el dato obtenido del diámetro máximo se procede a calcular la granulometría del producto según la siguiente figura:

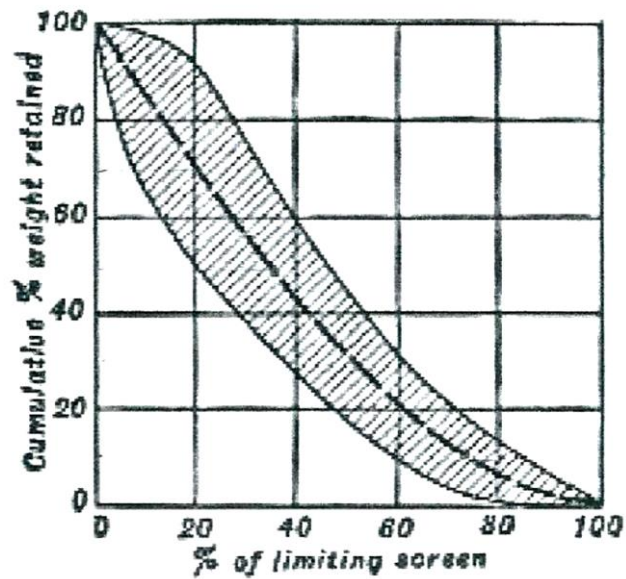


Ilustración 11-Producto característico a la salida del cono Symons standar

Introduciendo en ella los datos se obtiene:

Tabla 15-Cálculo de la granulometría a la salida del cono Symons standar

Luz de malla (mm)	% Pasante	% Pasante (acumulado)	Peso acumulado	Pesos
40,98	5	100	150	7,5
35	7	95	142,5	10,5
30	8	88	132	12
25	15	80	120	22,5
20	15	65	97,5	22,5
15	12	50	75	18
10	20	38	57	30
5	8	18	27	12
3	8	10	15	12
1	2	2	3	3
Total	-	-	-	150

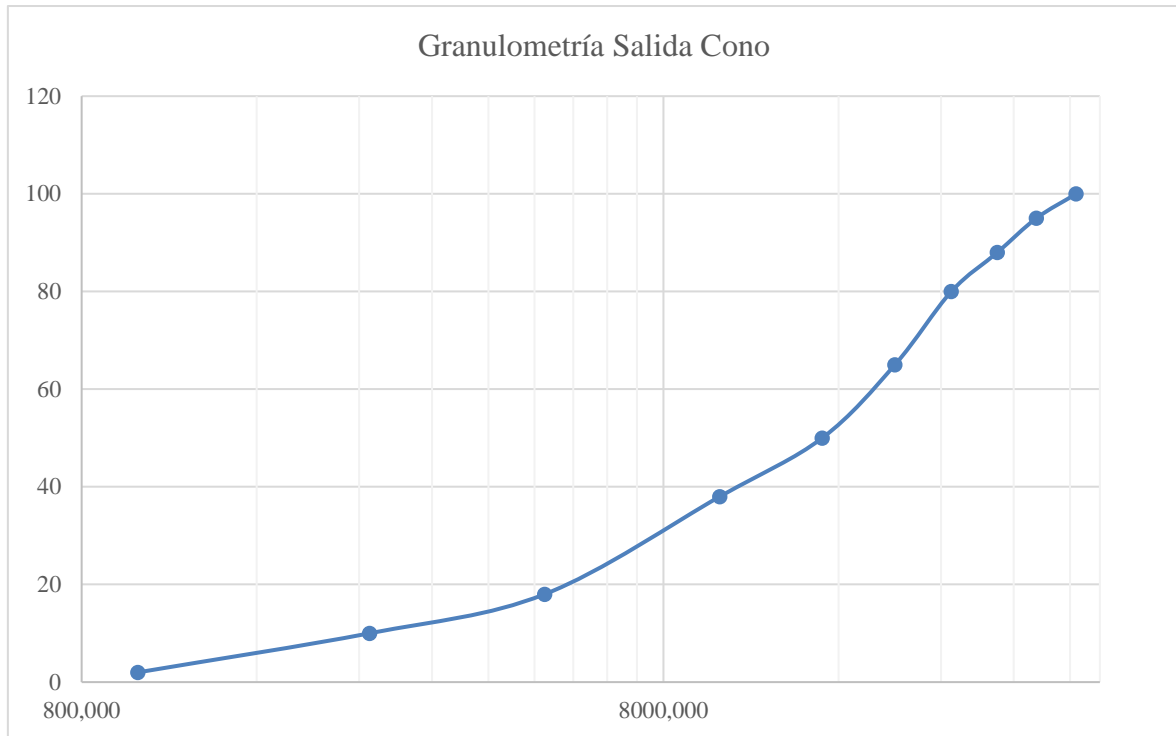


Ilustración 12-Granulometría a la salida del cono Symons standar

Puesto que se tiene $d_{80} = 25 \text{ mm}$ se realizarán ahora los cálculos de la potencia necesaria para la trituración:

$$P = Q * W$$

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

Siendo:

- Q = Capacidad a procesar en toneladas hora (t/h).
- W_i = Índice de Bond (kWh/t).
- W = Energía consumida por la máquina (kWh/t).
- D_{80} = Diámetro del 80 por ciento de las partículas de la entrada (μm).
- d_{80} = Diámetro del 80 por ciento de las partículas del producto (μm).

Siendo el índice de Bond (W_i) utilizado 8 kWh/t, D_{80} el diámetro del 80 por ciento de las partículas que salen de la trituradora de mandíbulas tipo Blake ($D_{80} = 130714 \mu\text{m}$), y d_{80} el de las de salida del cono ($d_{80} = 25000 \mu\text{m}$):



$$W = 10 * 8 * \left(\frac{1}{\sqrt{25000}} - \frac{1}{\sqrt{130714}} \right)$$

$$W = 0,2847 \text{ kWh/t}$$

$$P = 150 * 0.2847 = 42.70 \text{ kW}$$

Se comprueba en la siguiente tabla si la potencia calculada es inferior a la máxima ofrecida por el modelo elegido, correspondiendo este (modelo 4800) al de diámetro 120 cm:

Tabla 16- Características de los diferentes conos Symons standar

Standard Symons cones													
D/G* cm/cm	N kW	n	S t	P t/h									
				s = 6	10	13	16	20	25	30	40	50	65 mm
50/4—8	15—18	700	3	9	14	18	23	30	—	—	—	—	—
60/4—8	18—22	575	5	13	18	23	27	32	41	45	55	—	—
80/8—12	37—45	580	10	23	32	36	50	64	72	77	85	90	—
120/12—17	55—75	485	16	—	55	75	90	110	135	155	160	170	—
130/17—24	90—110	485	20	—	90	90	110	130	145	160	165	175	—
175/18—25	110—150	485	40	—	—	120	145	180	250	270	310	340	420
210/23—36	180—220	435	60	—	—	200	250	300	400	500	550	730	830

Como se puede comprobar el modelo, que en éste caso sería el 130/17-24, ofrece una potencia entre 90 y 110 kilovatios, muy superior a los demandados de 42.7, por lo que el modelo es suficiente.



6.3. Primera Etapa de Molienda

El producto triturado en la trituración primaria es ahora tratado en un molino de barras para hacer un producto aún más fino.

Sabiendo el dato $d_{80} = 1 \text{ mm}$ se procede a calcular el diámetro máximo, para ello tenemos que:

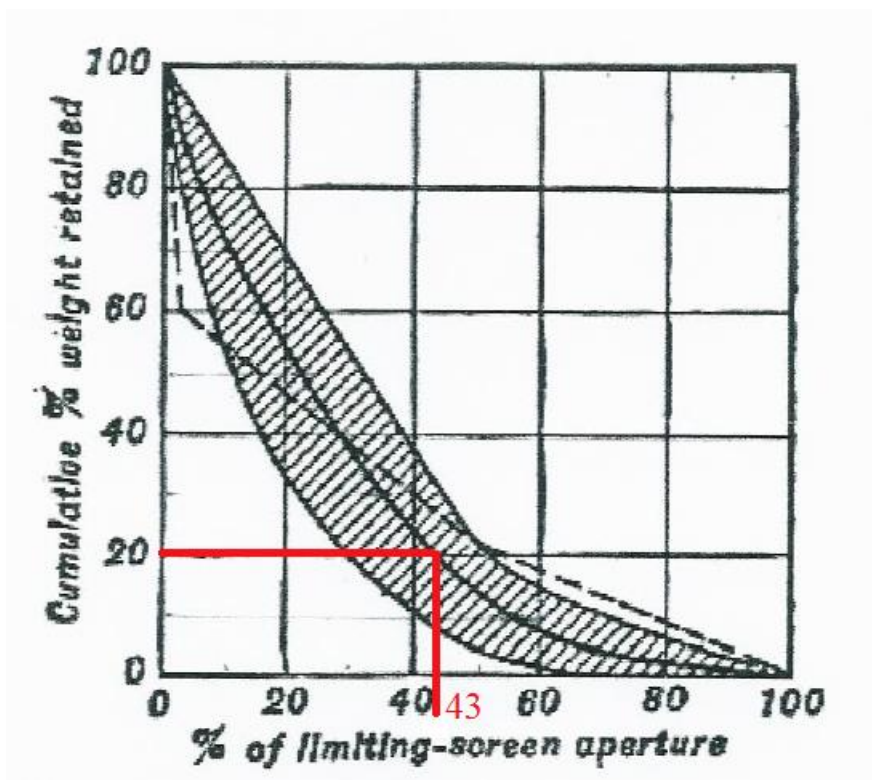


Ilustración 13-Producto característico a la salida del molino de barras

$$D_{\text{máx}} * 0.43 = d_{80}$$

$$D_{\text{máx}} = \frac{d_{80}}{0.43}$$

$$D_{\text{máx}} = \frac{1}{0.43} = 2.325 \text{ mm}$$

A partir de este momento se calcularán todas las medidas en micras, ya que son demasiado pequeñas para hablar de milímetros:

$$1 \mu\text{m} = 1 * 10^{-3} \text{ mm}$$

Por lo que $D_{\text{máx}} = 2325.581 \mu\text{m}$.



Una vez sabido el diámetro máximo del producto se procede a calcular la granulometría de éste, utilizando la siguiente gráfica:

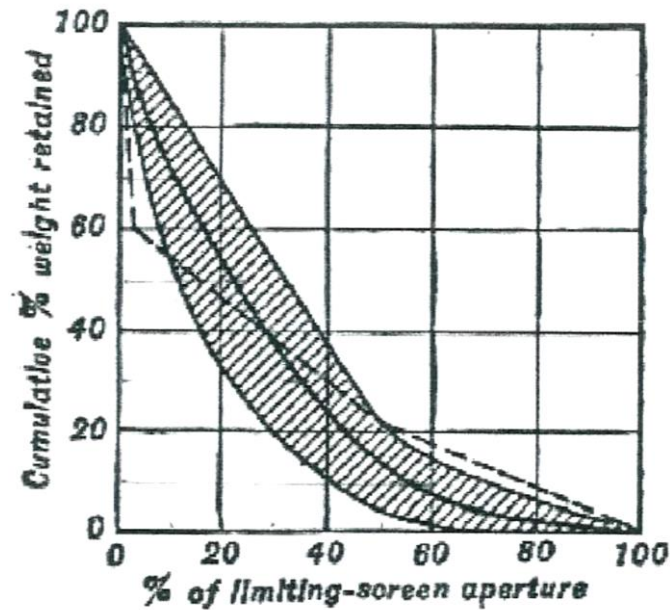


Ilustración 14-Producto característico a la salida del molino de barras

Tabla 17-Cálculo de la granulometría a la salida del molino de barras

Luz de malla (μm)	% Pasante (acumulado)	Peso acumulado	Pesos	Peso (%)
2325,581395	100	150	3	2
2000	98	147	3	2
1750	96	144	3	2
1500	94	141	9	6
1250	88	132	12	8
1000	80	120	21	14
750	66	99	27	18
500	48	72	28,5	19
250	29	43,5	16,5	11
125	18	27	12	8
75	10	15	6	4
50	6	9	6	4
25	2	3	3	2
Total	-	-	150	100

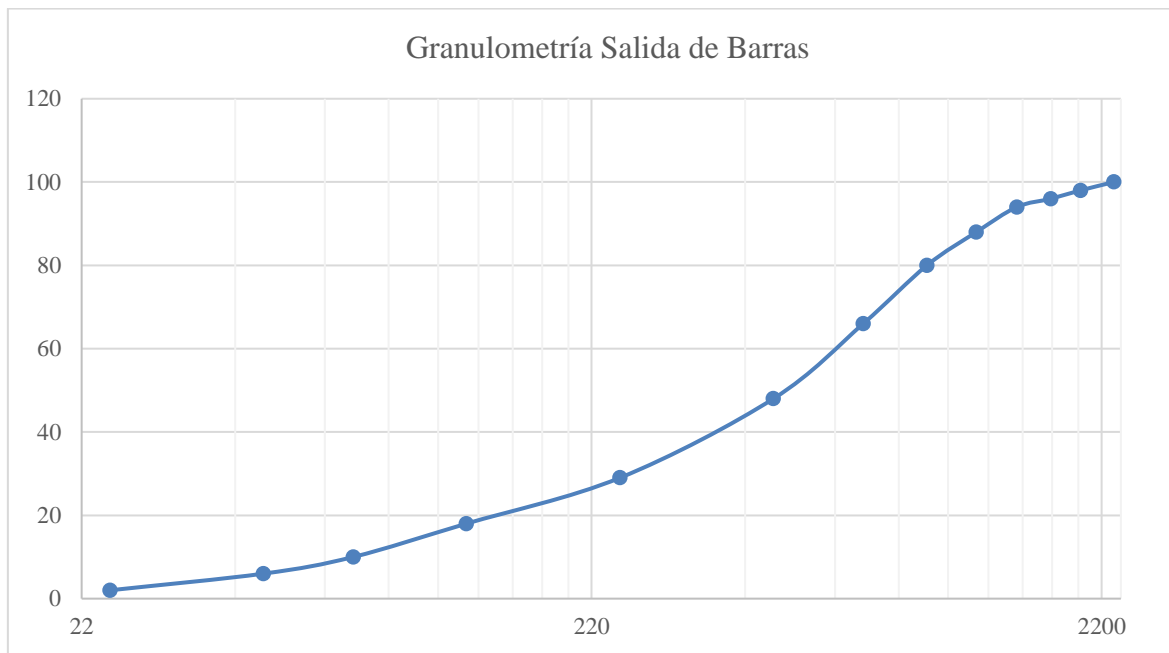


Ilustración 15-Granulometría a la salida del molino de barras

Una vez obtenida la granulometría del triturado se procede al cálculo de la potencia necesaria a desarrollar por la máquina.

Cabe destacar que los molinos de barras tienen una relación longitud/diámetro comprendida entre 1.2 y 2, por lo que se podría elegir cualquiera. Para estos cálculos se utilizará un valor de 1.5.

La potencia viene dada según la siguiente expresión:

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

Siendo T un factor que corresponde al producto de todos los factores de corrección a tener en cuenta. Dichos factores de corrección son los siguientes:

Factor 1:

Se aplica en el caso de molienda en seco tomando el valor 1.3, como en este caso se realiza la molienda en húmedo toma un valor de 1.



Factor 2:

Se aplica para molinos de bolas en circuito abierto tomando un valor medio de 1.2. Puesto que se están realizando los cálculos para un molino de barras este valor toma un valor de 1.

Factor 3:

Hace referencia a la eficacia del molino, toma el valor de:

$$F_3 = \left(\frac{2.44}{D} \right)^2$$

Siendo D el diámetro del molino en metros. Puesto que lo que se pretende calcular son el diámetro y largo del molino este factor tomará como valor 1.

Factor 4:

Se aplica tanto para molinos de barras como de bolas.

El primer paso es calcular el diámetro óptimo del 80 por ciento del producto:

$$D_{80\text{óptimo}} = 16000 * \sqrt{\frac{13}{w_i}} \quad [\mu m]$$

Una vez calculado el valor de $D_{80\text{óptimo}}$ se calcula el valor del factor mediante:

$$F_4 = \frac{R_r + (w_i - 7) \times \frac{D_{80} - D_{80op}}{D_{80op}}}{R_r}$$

Siendo R_r la relación de reducción, que es el cociente entre el diámetro máximo del 80 por ciento de las partículas de entrada y el de salida:

$$R_r = \frac{D_{80}}{d_{80}}$$

Factor 5:

Se aplica a molinos de bolas cuando d_{80} es inferior a 75 μm . Este factor toma el valor de 1 al ser un molino de barras.



Factor 6:

Sólo se aplica a molinos de barras en los que la relación de reducción no está comprendida entre la relación de reducción óptima ± 2 :

$$R_{rop} = 8 + \frac{5 * L}{D}$$

$$F_6 = 1 + \frac{(R_r - R_{rop})^2}{150}$$

Factor 7:

Se aplica solamente a molinos de bolas con relación de reducción inferior a 6. Al ser el caso de un molino de barras toma valor de 1.

Factor 8:

Se aplica a molinos de barras en función de su alimentación.

a) Molienda en molino de barras solamente:

- a1) Alimentación procedente de trituración en circuito abierto:

$$F_8 = 1.4$$

- a2) Alimentación procedente de trituración en circuito cerrado:

$$F_8 = 1.2$$

b) Molienda en molino de barras + bolas sin concentración intermedia:

- b1) Alimentación procedente de trituración en circuito abierto:

$$F_8 = 1.2$$

- b2) Alimentación procedente de trituración en circuito cerrado:

$$F_8 = 1$$

En nuestro caso estamos en el caso b2, alimentación procedente de una trituración en circuito cerrado, por lo que:

$$F_8 = 1.2$$

Ahora se procede al cálculo de aquellos factores que no son inmediatos:



Factor 4:

El índice de Bond para el molino de barras será de 5.7:

$$D_{80\text{óptimo}} = 16000 * \sqrt{\frac{13}{w_i}} \quad [\mu m]$$

$$D_{80\text{óptimo}} = 16000 * \sqrt{\frac{13}{8}} = 20396.078 \mu m$$

$$R_r = \frac{D_{80}}{d_{80}} = \frac{25000}{1000} = 25$$

$$F_4 = \frac{R_r + (w_i - 7) x \frac{D_{80} - D_{80op}}{D_{80op}}}{R_r}$$

$$F_4 = \frac{25 + (8 - 7) x \frac{25000 - 20396.078}{20396.078}}{25} = 1.009$$

Factor 6:

Se sabe que:

$$\frac{L}{D} = 1.5$$

$$R_{rop} = 8 + \frac{5 * L}{D}$$

$$R_{rop} = 8 + 5 * 1.5 = 15.5$$

$$F_6 = 1 + \frac{(R_r - R_{rop})^2}{150}$$

$$F_6 = 1 + \frac{(25 - 15.5)^2}{150} = 1,602$$

Una vez calculados los factores desconocidos quedaría una tabla de factores como la siguiente:



Tabla 18-Factores específicos para el molino de barras calculado

F₁	1
F₂	1
F₃	1
F₄	1.009
F₅	1
F₆	1,6017
F₇	1
F₈	1,2

Ahora con todos los factores conocidos se procede a calcular la potencia de la máquina:

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

$$T = 1 * 1 * 1 * 1.009 * 1 * 1.6017 * 1 * 1.2 = 1.939$$

$$P = 10 * 8 * \left(\frac{1}{\sqrt{1000}} - \frac{1}{\sqrt{25000}} \right) * 1.918 * 150 = 558.7464 \text{ kW}$$

Se aplica ahora el factor de conversión para obtener los caballos fuerza (hp):

$$1 \text{ kW} = 1.314 \text{ hp}$$

$$558.7464 \text{ kW} = 789.5089 \text{ hp}$$

Se busca ahora en la tabla siguiente un molino que sea capaz de desarrollar la potencia necesaria:



Diseño de una planta de tratamiento de una mena de barita mediante flotación por espumas



Ø MOLINO BARRAS	LONGITUD MOLINO BARRAS		LONGITUD BARRA (L)		L/D	Velocidad del molino			Densidad a granel carga barras		Peso carga barras						Potencia molino % volumen carga			Ø Interior de los forros nuevos						
	M	FT	M	FT		M	FT	RPM	% C	FPM	kg/m ³	lb/ft ³	toneladas métricas			toneladas cortas			35	40	45	35	40	45	H	FT
													35	40	45	35	40	45								
0.91	3.0	1.22	4	1.07	3.5	1.4	36.1	74.5	284	5847	365	1.0	1.13	1.27	1.1	1.25	1.4	7	8	8	0.76	2.5				
1.22	4.0	1.83	6	1.68	5.5	1.57	30.6	74.7	336	5847	365	2.25	2.56	2.9	2.48	2.84	3.2	23	25	28	1.07	3.5				
1.52	5.0	2.44	8	2.23	7.5	1.67	24.7	71.2	363	5847	365	6.91	7.96	8.89	7.62	8.76	9.8	57	61	64	1.37	4.5				
1.83	6.0	3.05	10	2.92	9.5	1.73	23.1	70.7	399	5847	365	13.1	15.0	16.8	14.4	16.5	18.5	114	122	128	1.68	5.5				
2.13	7.0	3.65	11	3.20	10.5	1.62	21.0	69.0	426	5765	360	20.0	22.8	25.6	22.0	25.1	28.2	181	194	204	1.98	6.5				
2.44	8.0	3.66	12	3.51	11.5	1.53	19.4	69.3	457	5765	360	29.0	33.2	37.4	32.0	36.6	41.2	275	295	310	2.29	7.5				
2.59	8.5	3.66	12	3.51	11.5	1.44	18.7	69.0	470	5766	360	33.0	37.7	42.5	36.4	41.6	46.8	318	341	359	2.44	8.0				
2.74	9.0	3.66	12	3.51	11.5	1.38	17.9	67.5	470	5766	360	36.0	41.1	45.5	39.7	45.3	50.1	344	369	388	2.55	8.35				
2.99	9.5	3.96	13	3.81	12.5	1.41	17.4	67.6	483	5606	350	42.7	48.8	54.9	47.1	53.8	60.5	416	446	470	2.70	8.85				
3.05	10.0	4.27	14	4.11	13.5	1.44	16.8	67.0	493	5606	350	51.5	59.0	63.8	56.8	65.0	70.3	507	544	572	2.85	9.35				
3.20	10.5	4.57	15	4.42	14.5	1.47	16.2	66.4	501	5606	350	61.4	70.1	78.9	67.7	77.3	87.0	609	653	687	3.00	9.85				
3.35	11.0	4.88	16	4.72	15.5	1.50	15.9	66.8	517	5606	350	72.5	82.8	93.5	79.9	91.3	103	735	788	829	3.15	10.35				
3.51	11.5	4.88	16	4.72	15.5	1.43	15.5	66.6	528	5606	350	79.7	90.7	103	87.8	100	113	619	673	724	3.31	10.85				
3.66	12.0	4.88	16	4.72	15.5	1.37	15.1	66.4	538	5606	350	82.7	95.8	112	91.1	110	123	636	672	723	3.45	11.35				
3.81	12.5	5.49	18	5.34	17.5	1.48	14.7	66.0	547	5446	340	104	119	134	115	131	148	1093	1173	1234	3.61	11.85				
3.96	13.0	5.79	19	5.64	18.5	1.50	14.3	65.6	555	5446	340	120	137	154	132	151	170	1264	1356	1426	3.76	12.35				
4.12	13.5	5.79	19	5.64	18.5	1.44	14.0	65.5	565	5446	340	130	148	166	143	163	183	1385	1485	1562	3.92	12.85				
4.27	14.0	6.10	20	5.94	19.5	1.46	13.6	64.9	570	5446	340	147	169	190	162	186	209	1580	1695	1783	4.07	13.35				
4.42	14.5	6.10	20	5.94	19.5	1.41	13.3	64.6	579	5446	340	159	181	204	175	200	225	1715	1840	1935	4.22	13.85				
4.57	15.0	6.10	20	5.94	19.5	1.36	13.0	64.3	586	5446	340	171	194	219	188	214	241	1853	1988	2091	4.37	14.35				

Ilustración 16- Características de los diferentes molinos de barras

Como se aprecia en la tabla el primer molino que cumple el criterio de la potencia sería el octavo de mayor potencia, presentando las siguientes características:

Tabla 19- Características del molino de barras calculado

Ø Molino de barras		Longitud molino de barras		L/D	Potencia molino % volumen de carga		
m	ft	m	ft		35	40	45
3,51	11,5	4,88	16	1,43	809	878	924

Por lo que el molino de estas características será más que suficiente para producir un triturado adecuado.



6.4. Segunda Etapa de Molienda y Circuito de Clasificación

Tras el molino de barras el producto pasa a un molino de bolas, añadiéndose también el producto de tamaño superior al corte en 44 μm separado en el hidrociclón posterior.

Por lo que el primer paso para calcular la granulometría que entra en el molino de bolas será calcular la granulometría de la salida de este.

Para el cálculo de la granulometría de salida del hidrociclón se tiene el dato de que $d_{33} = 44 \mu\text{m}$. Con este dato al igual que anteriormente, se calcula el diámetro máximo de las partículas y con este la curva granulométrica:

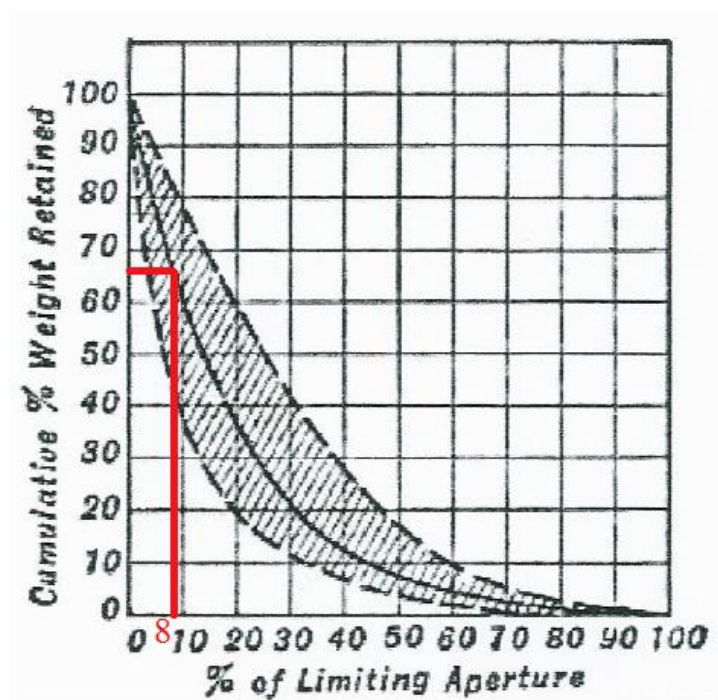


Ilustración 17-Producto característico a la salida del molino de bolas

$$D_{\text{máx}} * 0.08 = d_{33}$$

$$D_{\text{máx}} = \frac{d_{33}}{0.08}$$

$$D_{\text{máx}} = \frac{44}{0.08} = 550 \mu\text{m}$$

Ahora con este valor del diámetro máximo se calcula la curva granulométrica:

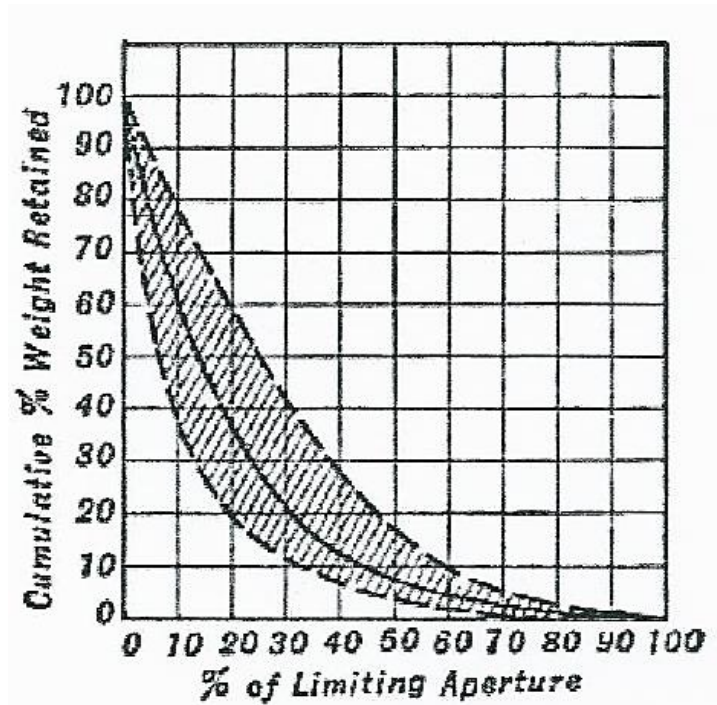


Ilustración 18-Producto característico a la salida del molino de bolas

Tabla 20- Cálculo de la granulometría a la salida del molino de bolas

Luz de malla (μm)	% Pasante (acumulado)	Peso acumulado	Pesos	Peso (%)
550	100	450	4,5	1
500	99	445,5	45	10
250	89	400,5	94,5	21
125	68	306	81	18
75	50	225	58,5	13
50	37	166,5	16,50	3,67
44	33,33333	150,00	46,50	10,33
30	23	103,5	22,5	5
25	18	81	36	8
15	10	45	22,5	5
10	5	22,5	22,5	5
Total	-	-	450	100

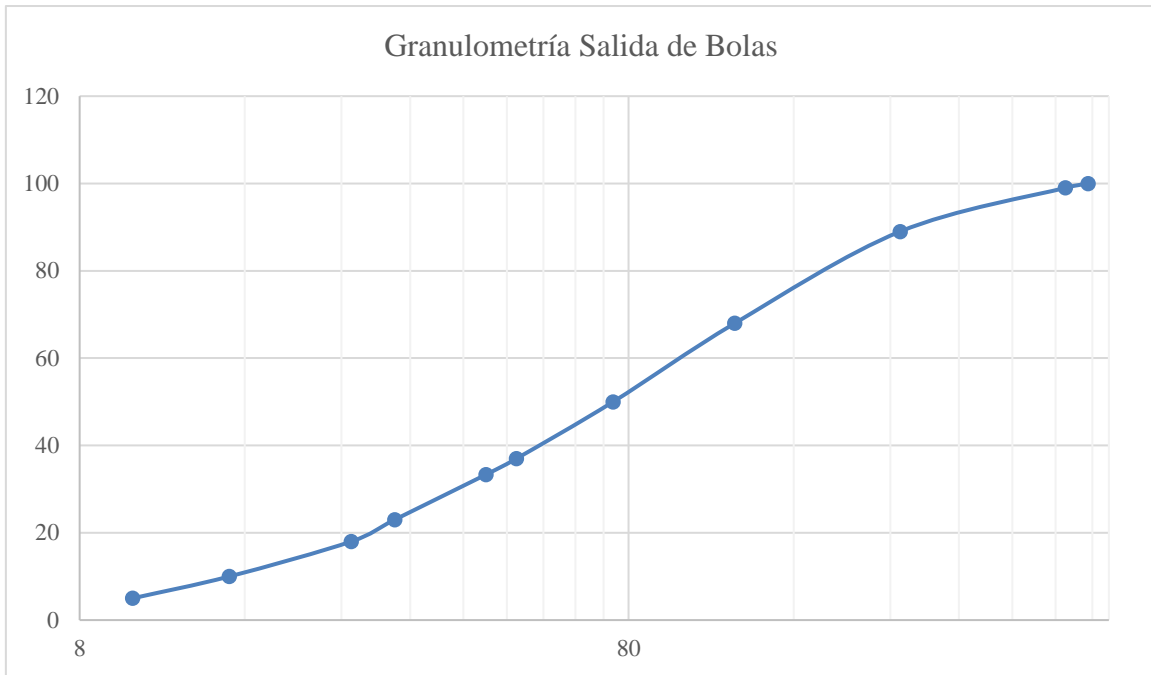


Ilustración 19-Granulometría a la salida del molino de bolas

Se calcula ahora el D_{80} de la salida del molino de bolas para después calcular la potencia necesaria del molino:

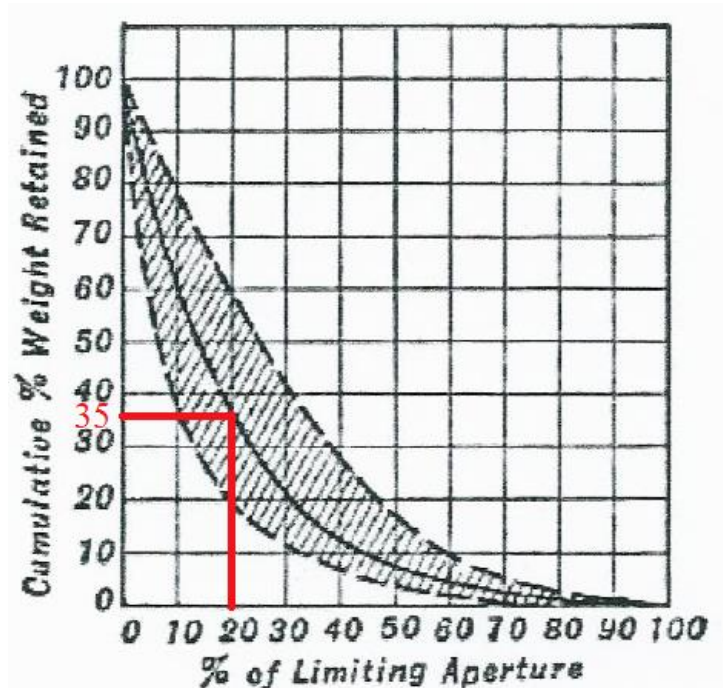


Ilustración 20-Producto característico a la salida del molino de bolas



Por lo que:

$$D_{m\acute{a}x} * 0.35 = D_{80}$$

$$D_{80} = 550 * 0.35 = 192.5 \mu m$$

Ahora se hace una granulometría que tendrá en cuenta la granulometría de salida de barras, con el retorno del hidrociclón con 200 por ciento de retorno:

- Granulometría salida de barras:

Tabla 21-Cálculo de la granulometría a la salida del molino de barras

Luz de malla (μm)	% Pasante (acumulado)	Peso acumulado	Pesos	Peso (%)
2325,581395	100	150	3	2
2000	98	147	3	2
1750	96	144	3	2
1500	94	141	9	6
1250	88	132	12	8
1000	80	120	21	14
750	66	99	27	18
500	48	72	28,5	19
250	29	43,5	16,5	11
125	18	27	12	8
75	10	15	6	4
50	6	9	6	4
25	2	3	3	2
Total	-	-	150	100



- Granulometría retorno hidrociclón (granulometría superior a 44 μm) :

Tabla 22-Cálculo de la granulometría del retorno del hidrociclón

Luz de malla (μm)	% Pasante (acumulado sobre 100 % salida molino de bolas)	% Pasante (acumulado sobre retorno)	Peso acumulado (sobre 100 % salida molino de bolas)	Peso acumulado (sobre retorno)	Pesos
550	100	100	450	300	4,5
500	99	98,5	445,5	295,50	45
250	89	83,5	400,5	250,50	94,5
125	68	52	306	156	81
75	50	25	225	75,00	58,5
50	37	5,5	166,5	16,50	16,50
Total	-	-	-	-	300

- Suma de granulometrías de molino de barras y retorno de bolas:

Tabla 23-Cálculo de la granulometría a la entrada del molino de bolas

Luz de mala (μm)	Pesos	Pesos	Peso acumulado	% Pasante (acumulado)	Peso (%)
2325,5814	3	3	450,00	100,00	0,67
2000	3	3	447,00	99,33	0,67
1750	3	3	444,00	98,67	0,67
1500	9	9	441,00	98,00	2,00
1250	12	12	432,00	96,00	2,67
1000	21	21	420,00	93,33	4,67
750	27+4,5	31,5	399,00	88,67	7,00
500	28,5+45	73,5	367,50	81,67	16,33
250	16,5+94,5	111	294,00	65,33	24,67
125	12+81	93	183,00	40,67	20,67
75	6+58,5	64,5	90,00	20,00	14,33
50	6+16,5	22,50	25,50	5,67	5,00
25	3	3	3	0,67	0,67
Total	-	450	-	-	100



Con lo que quedaría una curva granulométrica como la que sigue:

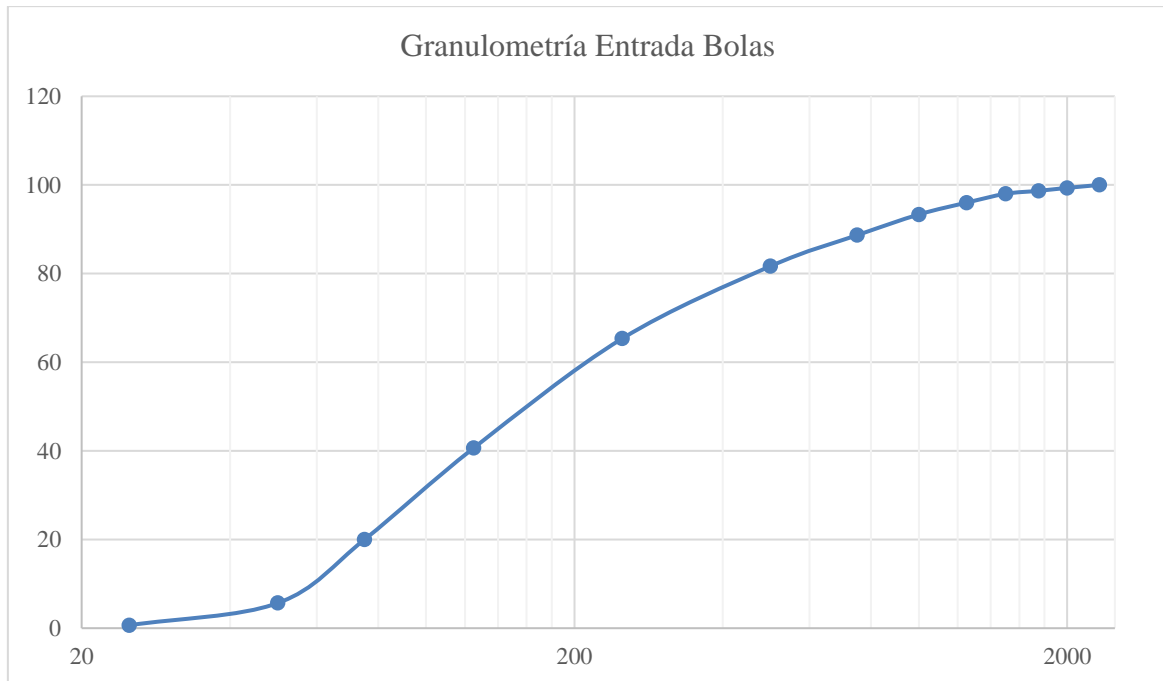


Ilustración 21- Granulometría a la entrada del molino de bolas

Con la granulometría calculada se procede a calcular el mayor diámetro de 80 por ciento de las partículas, esto se hace mediante una interpolación:

$$y = y_a + (x_{d_{80}} - x_a) \frac{(y_b - y_a)}{(x_b - x_a)}$$

En este caso se interpolará entre los valores más cercanos al 80 por ciento:

Tabla 24-Valores usados en la interpolación

	x	y
a	81.67	500
b	65.33	250
d₈₀	80	y

Con lo que:

$$y = 500 + (80 - 81.67) \frac{(250 - 500)}{(65.33 - 81.67)} = 474.49 \mu m$$

Por lo que una vez conocido d_{80} ya se puede proceder al cálculo de las dimensiones del molino de bolas.



La potencia viene dada según la siguiente expresión:

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

Siendo T un factor que corresponde al producto de todos los factores de corrección a tener en cuenta. Dichos factores de corrección son los siguientes:

Factor 1:

Se aplica en el caso de molienda en seco tomando el valor 1.3, como en este caso se realiza la molienda en húmedo toma un valor de 1.

Factor 2:

Se aplica para molinos de bolas en circuito abierto tomando un valor medio de 1.2. Puesto que este es nuestro caso toma un valor de 1.2.

Factor 3:

Hace referencia a la eficacia del molino, toma el valor de:

$$F_3 = \left(\frac{2.44}{D} \right)^2$$

Siendo D el diámetro del molino en metros. Puesto que lo que se pretende calcular son el diámetro y largo del molino este factor tomará como valor 1.

Factor 4:

Se aplica tanto para molinos de barras como de bolas.

El primer paso es calcular el diámetro óptimo del 80 por ciento del producto:

$$D_{80\text{óptimo}} = 4000 * \sqrt{\frac{13}{w_i}} \quad [\mu m]$$

Una vez calculado el valor de $D_{80\text{óptimo}}$ se calcula el valor del factor mediante:

$$F_4 = \frac{R_r + (w_i - 7) * \frac{D_{80} - D_{80op}}{D_{80op}}}{R_r}$$



Siendo R_r la relación de reducción, que es el cociente entre el diámetro máximo del 80 por ciento de las partículas de entrada y el de salida:

$$R_r = \frac{D_{80}}{d_{80}}$$

Factor 5:

Se aplica a molinos de bolas cuando d_{80} es inferior a 75 μm .

Tomando el valor de:

$$F_5 = \frac{d_{80} + 10.3}{1.145 * d_{80}}$$

En este caso d_{80} toma el valor de 474 μm , por lo que el coeficiente toma el valor de 1.

Factor 6:

Sólo se aplica a molinos de barras en los que la relación de reducción no está comprendida entre la relación de reducción óptima ± 2 :

$$R_{rop} = 8 + \frac{5 * L}{D}$$
$$F_6 = 1 + \frac{(R_r - R_{rop})^2}{150}$$

Al ser un molino de bolas toma el valor de 1.

Factor 7:

Se aplica solamente a molinos de bolas con relación de reducción inferior a 6.

Toma el valor de:

$$F_7 = \frac{2 * (R_r - 1.35) + 0.26}{2 * (R_r - 1.35)}$$

Factor 8:

Se aplica a molinos de barras en función de su alimentación.

4. Molienda en molino de barras solamente:

- a1) Alimentación procedente de trituración en circuito abierto:

$$F_8 = 1.4$$



- a2) Alimentación procedente de trituración en circuito cerrado:

$$F_8 = 1.2$$

5. Molienda en molino de barras + bolas sin concentración intermedia:

- b1) Alimentación procedente de trituración en circuito abierto:

$$F_8 = 1.2$$

- b2) Alimentación procedente de trituración en circuito cerrado:

$$F_8 = 1$$

En nuestro caso estamos en el caso b2, alimentación procedente de una trituración en circuito cerrado, por lo que:

$$F_8 = 1.2$$

Ahora se procede al cálculo de aquellos factores que no son inmediatos:

Factor 7:

$$R_r = \frac{D_{80}}{d_{80}} = \frac{474.49}{192.5} = 2.464$$

$$F_7 = \frac{2 * (R_r - 1.35) + 0.26}{2 * (R_r - 1.35)}$$

$$F_7 = \frac{2 * (2.464 - 1.35) + 0.26}{2 * (2.464 - 1.35)} = 1.116$$

Por lo que los factores a utilizar son los siguientes:



Tabla 25-Factores específicos para el molino de bolas calculado

F₁	1
F₂	1,2
F₃	1
F₄	1
F₅	1
F₆	1
F₇	1,1166
F₈	1,2

Ahora con todos los factores conocidos se procede a calcular la potencia de la máquina:

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

$$T = 1 * 1.2 * 1 * 1 * 1 * 1 * 1 * 1.1166 * 1.2 = 1,607$$

$$P = 10 * 9 * \left(\frac{1}{\sqrt{192.5}} - \frac{1}{\sqrt{474.49}} \right) * 1.607 * 450 = 1704.016 \text{ kW}$$

Se aplica ahora el factor de conversión para obtener los caballos fuerza (hp):

$$1 \text{ kW} = 1.314 \text{ hp}$$

$$1704.016 \text{ kW} = 2285.0863 \text{ hp}$$

Se busca ahora en la tabla siguiente un molino que sea capaz de desarrollar la potencia necesaria:



Ø Molino bolas		Long. Molino bolas		Tamaño bolas		Veloc. molinos			peso carga de bolas						potencia molino						Ø interior de los torres nuevos	
									ton. métricas			tonel. cortas			desc. rebose			desc. parrilla				
									% volumen. carga.			% volumen. carga.			% volumen. carga.			% volumen. carga.				
M	FT	M	FT	MM	IN	RPM	% C _s	FRM	35	40	45	35	40	45	35	40	45	35	40	45	M	FT
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	29.2	78.1	399	3.66	4.19	4.71	4.03	4.61	5.19	42	45	47	49	52	54	1.37	4.5
1.83	6.0	1.83	6.0	50	2.0	25.5	78.0	441	6.56	7.50	8.44	7.23	8.27	9.30	80	85	89	93	99	103	1.68	5.5
2.13	7.0	2.13	7.0	50	2.0	23.2	77.2	474	10.7	12.3	13.8	11.8	13.5	15.2	137	145	151	158	168	175	1.93	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	513	19.5	21.1	23.6	20.4	23.3	26.2	250	266	277	290	308	321	2.44	8.0
2.99	9.5	2.74	9.0	50	2.0	19.7	75.0	526	23.5	26.9	30.2	25.9	29.6	33.3	322	342	356	373	397	413	2.55	8.5
3.05	10.0	3.05	10.0	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
3.20	10.5	3.05	10.0	50	2.0	18.65	75.0	557	32.7	37.3	42.0	36.0	41.1	46.3	462	491	512	535	570	593	2.89	9.5
3.35	11.0	3.05	10.0	50	2.0	18.15	75.0	570	36.1	41.4	46.5	39.9	45.6	51.2	519	552	575	602	640	667	3.05	10.0
3.51	11.5	3.35	11.0	50	2.0	17.3	72.8	565	43.0	49.2	55.4	47.4	54.2	61.0	610	649	676	708	753	784	3.17	10.4
3.66	12.0	3.35	11.0	50	2.0	16.75	72.2	574	49.1	54.0	60.8	54.1	59.5	67.0	674	718	747	782	832	867	3.32	10.9
3.81	12.5	3.66	12.0	50	2.0	16.3	71.8	584	56.4	64.4	72.5	62.2	71.0	79.9	812	864	900	942	1003	1044	3.47	11.4
3.96	13.0	3.66	12.0	50	2.0	15.65	71.8	596	61.4	70.2	79.0	67.7	77.4	87.1	896	954	993	1040	1106	1152	3.63	11.9
4.12	13.5	3.66	12.0	50	2.0	15.09	71.7	607	72.3	82.7	92.6	79.7	91.1	102	1063	1130	1177	1233	1311	1365	3.78	12.4
4.27	14.0	3.96	13.0	64	2.5	15.30	71.7	620	78.2	89.4	99.8	86.2	98.5	111	1189	1256	1321	1379	1469	1522	3.93	12.9
4.42	14.5	4.27	14.0	64	2.5	14.5	70.7	623	90.7	104	117	100	115	129	1375	1454	1527	1595	1699	1771	4.08	13.4
4.57	15.0	4.42	14.0	64	2.5	14.55	70.8	635	98.0	112	126	108	123	139	1492	1598	1656	1730	1842	1921	4.24	13.9
4.72	15.5	4.57	15.0	64	2.5	14.1	69.8	630	113	129	144	124	142	159	1707	1817	1893	1960	2107	2196	4.39	14.4
4.85	16.0	4.72	15.0	64	2.5	13.85	69.8	648	121	138	155	133	152	171	1836	1956	2037	2132	2264	2363	4.54	14.9
5.03	16.5	4.85	16.0	64	2.5	13.45	68.9	651	137	157	179	151	173	194	2034	2217	2309	2417	2571	2678	4.69	15.4
5.15	17.0	5.03	16.0	75	3.0	13.2	68.7	659	146	167	188	161	184	207	2229	2370	2468	2585	2750	2863	4.85	15.9
5.33	17.5	5.15	17.0	75	3.0	13.0	68.7	670	165	189	212	182	206	234	2595	2764	2883	3010	3206	3344	5.00	16.4
5.49	18.0	5.33	17.0	75	3.0	12.7	68.1	674	176	201	226	194	221	249	2750	2929	3053	3190	3397	3542	5.15	16.9
		5.49	18.0	75	3.0	12.4	67.5	678	197	225	253	217	248	279	3077	3276	3414	3569	3800	3961	5.30	17.4

Figura 1- Características de los diferentes molinos de bolas

A la vista de la tabla y la potencia necesaria el primer molino que cumple la condición de potencia será el quinto de mayor potencia, con las siguientes características:

Tabla 26- Características del molino de bolas calculado

Ø Molino de bolas		Longitud molino de bolas		Potencia molino % volumen de carga		
		m	ft	35	40	45
4,83	16	4,88	16	2417	2571	2678

Por lo que el molino de estas características será más que suficiente para producir un triturado adecuado.



A continuación tras la salida del material triturado del molino de bolas se produce una separación del material en 2 partes, una parte que será recirculada al molino de bolas que será un todo aquel material cuyo diámetro sea superior a 44 μm y otra, con diámetro inferior al dado que será la que continúa el proceso.

A continuación se procede al dimensionado del hidrociclón y determinación del número de hidrociclones:

Se tienen los siguientes datos de entrada:

Tabla 27-Datos conocidos para el cálculo del hidrociclón

Q (t/h)	450
Corte (d50 ©) (μm)	32,12
% Sólidos pulpa entrada en peso	50
Densidad pulpa	3,31702

La carga circulante (Q) es la carga que proviene del tratamiento en el molino de bolas, que se compone de un 33 por ciento (150 t/h) que provienen del molino de barras y un 66 por ciento (300 t/h) que provienen de la recirculación del rechazo del propio hidrociclón.

El corte corregido (d50(c)) se obtiene como un producto del tamaño de corte deseado, en este caso 44 μm por un factor de corrección. Se supone que el 95 por ciento del material que sale es inferior al corte de 44 μm , por lo que:

Tabla 28-Relación entre d50(c) y la granulometría de salida

Required Overflow Size Distribution (Percent Passing) of Specified Micron Size	Multiplier (To Be Multiplied Times Micron Size)
98.8	0.54
95	0.73
90	0.91
80	1.25
70	1.67
60	2.08
50	2.78



A la vista de la tabla el factor será de 0.73:

$$d_{50(c)} = d_{50} * f$$

$$d_{50(c)} = 44 * 0.73 = 32.12 \mu m$$

Los sólidos a la entrada así como la densidad del material son valores conocidos.

El primer paso será calcular la densidad de la pulpa que llega al hidrociclón, lo que se consigue mediante la aplicación de la siguiente ecuación:

$$\rho_{pulpa} = \frac{\rho_{líquido}}{1 - C_{wt} * \left(\frac{\rho_{sólido} - \rho_{líquido}}{\rho_{sólido}} \right)}$$

Siendo C_{wt} el porcentaje de sólidos en peso en tanto por uno. La densidad del sólido será 1 g/cm^3 , al ser agua el líquido utilizado:

$$\rho_{pulpa} = \frac{1}{1 - 0.5 * \left(\frac{3.32 - 1}{3.32} \right)} = 1.53 \text{ g/cm}^3$$

Ahora se calcula el porcentaje de sólidos en volumen:

$$C_v = \frac{\rho_{pulpa} - \rho_{líquido}}{\rho_{sólido} - \rho_{líquido}}$$

$$C_v = \frac{1.53 - 1}{3.32 - 1} = 0.2316 \text{ (23.16 \%)}$$

Con estos valores se calcula ahora el caudal de pulpa que entra en el hidrociclón mediante el siguiente factor de conversión:

$$\text{Caudal de pulpa} = 450 \frac{t (sol)}{h} * \frac{1 \text{ m}^3 (sol)}{3.32 t (sol)} * \frac{100 \text{ m}^3 (pulpa)}{23.16 \text{ m}^3 (pulpa)} = 585.66 \frac{\text{m}^3}{h}$$

Ahora se elige una presión para calcular las dimensiones del hidrociclón en función de esta:

$$P = 10 \text{ psi} = 68.9 \text{ kPa}$$

Se aplica la Fórmula de Mular y Jull:

$$d_{50(c)} = \frac{12.67 * D_c^{0.675} * \exp(-0.301 + 0.045 * C_v - 0.00356 * C_v^2 + 0.0000684 * C_v^3)}{P^{0.3} * (\rho_{sólido} - 1)^{0.5}}$$



Siendo:

- $d_{50(c)}$ el diámetro de corte corregido.
- D_c el diámetro del hidrociclón necesario en centímetros.
- P la presión.
- C_v el porcentaje de sólidos en volumen.
- $P_{sólido}$ la densidad del sólido.

$$32.12 = \frac{12.67 * D_c^{0.675} * \exp(-0.301+0.045*23.16-0.00356* 23.16^2+0.0000684* 23.16^3)}{68.9^{0.3} * (3.32 - 1)^{0.5}}$$

$$D_c = 14 \text{ cm}$$

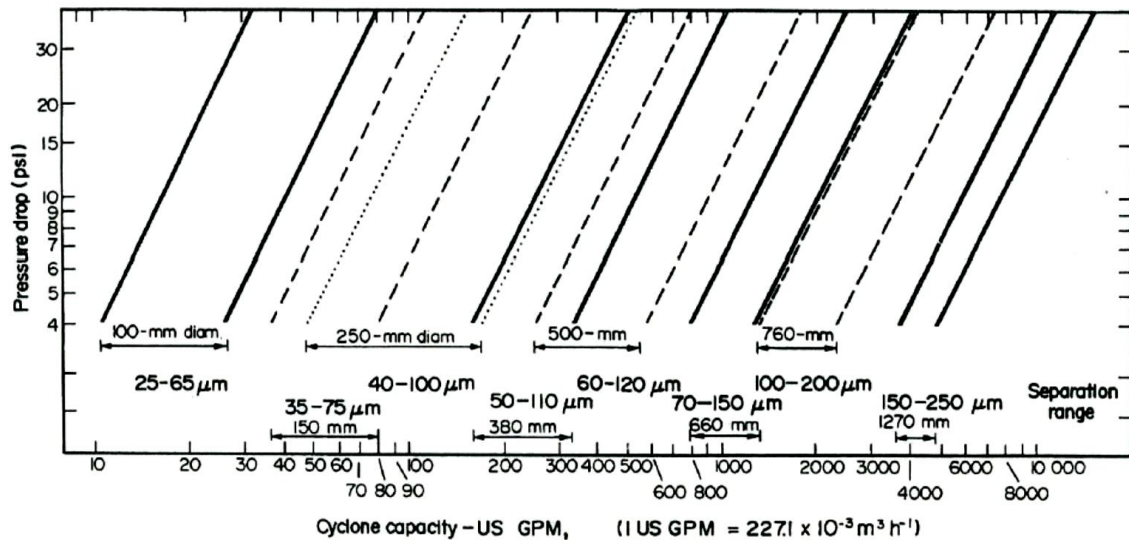


Ilustración 22-Tabla de Krebbs (Características de diferentes hidrociclones)

Se busca en la tabla de Krebbs un diámetro equivalente, obteniéndose uno de 15 cm, suficiente ya que realiza el corte entre las 35 y las 75 micras. A partir de este diámetro se continuarán realizando los cálculos, ya que se corresponde con un modelo real.

Con el diámetro del hidrociclón se calcula el caudal de pulpa al que puede trabajar un hidrociclón de estas características siguiendo la Fórmula de Mular y Jull para el caudal:

$$Q = 9.4 * 10^{-3} * P^{\frac{1}{2}} * D_c^2 \quad [m^3/h]$$

Siendo:

- D_c el diámetro del hidrociclón en centímetros.
- P la presión.



$$Q = 9.4 * 10^{-3} * 68.9^{\frac{1}{2}} * 15^2 = 17.55 \text{ m}^3/h$$

Con este caudal a tratar por un hidrociclón se procede ahora a calcular el número de hidrociclones necesarios para tratarlo todo.

Para ello se divide el caudal a tratar entre el caudal que un hidrociclón de las características calculadas puede tratar:

$$N^{\circ} \text{ hidrociclones} = \frac{\text{Caudal a tratar } \left(\frac{\text{m}^3}{h}\right)}{\text{Caudal tratado por un hidrociclón } \left(\frac{\text{m}^3}{h}\right)}$$

$$N^{\circ} \text{ hidrociclones} = \frac{558.66}{17.55} = 33.36$$

Puesto que no se puede tener un porcentaje de hidrociclón se elige o bien un número mayor o menor, en este caso se optó por seleccionar 33 hidrociclones.

Para el caso desarrollado se utilizarán 33 hidrociclones de 15 centímetros. Se recalcula con esto el caudal que deben tratar los hidrociclones:

$$\text{Caudal a tratar por hidrociclón} = \frac{\text{Caudal a tratar } \left(\frac{\text{m}^3}{h}\right)}{N^{\circ} \text{ hidrociclones}}$$

$$\text{Caudal a tratar por hidrociclón} = \frac{585.66}{33} = 17.747 \text{ m}^3/h$$

Se calcula ahora la presión mínima a la que pueden trabajar los hidrociclones realizando el cálculo anterior pero dando por conocido en este caso el caudal, que será el calculado necesario y por desconocida la presión:

$$Q = 9.4 * 10^{-3} * P^{\frac{1}{2}} * D_c^2$$

$$17.747 = 9.4 * 10^{-3} * P^{\frac{1}{2}} * 15^2$$

$$P = 70.41 \text{ kPa}$$

Con estos valores se tienen ya caracterizado los hidrociclones a utilizar, no siendo esta selección única, ya que se podría dividir el caudal en cualquier otro número mientras se mantengan los cálculos según las Fórmulas de Mular y Jull. El elegido será:



Diseño de una planta de tratamiento de una mena de barita mediante flotación por espumas



Tabla 29- características de los hidrociclones calculados

Corte (d50 ©) (μm)	32,12
Caudal de la Pulpa (m3/h)	585.66
P (kpa)	70,41
Caudal/hidrociclón(m3/h)	17,75
Nº Hidrociclones	33



7. Sección de Flotación

7.1. Cálculo de los Tanques Acondicionadores

Se trata ahora el material que es tratado por el hidrociclón, con una granulometría inferior a las 44 μm . Este material se supone que tendrá un 50% de peso en sólidos, por lo que el caudal total que entrará tendrá la siguiente composición:

$$\text{Mineral} = 450 \text{ t/h}$$

$$\text{Agua} = 450 \text{ t/h} * 50/50 = 450 \text{ t/h}$$

Por lo tanto se tendrán 900 t/h a tratar, siendo el 50% agua.

En la punta del hidrociclón se obtiene el rechazo con un 60% en sólidos, por lo que se obtiene:

$$\text{Mineral} = 300 \text{ t/h}$$

$$\text{Agua} = 300 \text{ t/h} * 40/60 = 200 \text{ t/h}$$

Por lo tanto se puede calcular lo que sale por la cabeza en forma de concentrado, ya que se sabe el mineral que se extrae, y el agua se puede calcular como la diferencia entre las anteriores:

$$\text{Mineral} = 150 \text{ t/h}$$

$$\text{Agua} = 450 \text{ t/h} - 200 \text{ t/h} = 250 \text{ t/h}$$

Por lo tanto por la punta se obtienen 150 t/h de sólido y 250 t/h de agua, lo que da lugar a un porcentaje de sólidos de:

$$\% \text{ sólidos concentrado} = \frac{150 \text{ t/h}}{150 \text{ t/h} + 250 \text{ t/h}} * 100 = 37.5 \%$$

Este valor de porcentaje de sólidos es demasiado elevado para el proceso de flotación, ya que el óptimo se encuentra en el 30%.

Para solucionar esto se añade agua a la salida del hidrociclón hasta obtener un porcentaje en sólido adecuado:

$$30 = \frac{150 \text{ t/h}}{150 \text{ t/h} + X \text{ t/h}} * 100$$



Siendo X el agua necesaria para obtener un 30% en sólidos:

$$X = \frac{150t/h * 100}{30} - 150t/h$$

$$X = 350 t/h$$

Por lo tanto el agua necesaria sería 350 t/h, pero ya se tiene 250 t/h, por lo que solamente es necesaria la adición de 100 t/h.

Se calcula ahora el volumen ocupado por la pulpa a tratar:

$$\text{Caudal sólido} = 150t/h * \frac{1 m^3}{3.32 t \text{ sólido}} = 45.22 m^3/h$$

$$\text{Caudal agua} = 50t/h * \frac{1 m^3}{1 t \text{ sólido}} = 350 m^3/h$$

$$\text{Caudal de pulpa} = 45.22 m^3/h + 350 m^3/h = 395.22 m^3/h$$

La flotación constará de dos etapas, una de acondicionado con ácido oleico y otra con Metil Isobutil Carbinol.

1ª Etapa de acondicionado (ácido oleico)

Para esta etapa se utilizará una dosis de 150 g/t con un tiempo de retención de 5 minutos. Con estos datos se calcula el volumen de acondicionador necesario:

$$\text{Volumen acondicionador} = \frac{\text{Caudal de pulpa}}{\text{Tiempo de retención}}$$

$$\text{Volumen acondicionador} = \frac{395.22 m^3}{h} * 1.2 = 39.52 m^3$$

Nótese que se mayoró el resultado obtenido en un 20% para tener un margen de seguridad frente a oleajes y otros imprevistos.



2ª Etapa de acondicionado (Metil Isobutil Carbinol (MIC))

Para esta etapa se utilizará una dosis de 50 g/t con un tiempo de retención de 1 minuto.

Con estos datos se calcula el volumen de acondicionador necesario:

$$\text{Volumen acondicionador} = \frac{\text{Caudal de pulpa}}{\text{Tiempo de retención}}$$

$$\text{Volumen acondicionador} = \frac{\frac{395.22 \text{ m}^3}{\text{h}}}{1 \text{ min} * 1\text{h}/60\text{min}} * 1.2 = 7.9 \text{ m}^3$$

Al igual que la anterior etapa esta se ha mayorado en un 20%.



7.2. Cálculo de las Celdas de Flotación

A continuación se pasa a calcular las celdas de flotación formadas por dos tipos de celdas, unas de flotación de desbastes y otras de relavado.

El material que llega de la anterior etapa llega primero a las celdas de desbaste, tras lo cual una fracción se extrae como producto para la siguiente etapa, mientras que otra parte va a las celdas de relavado, donde de la misma manera se separan dos fracciones, una se recircula a las celdas de desbaste, mientras que la restante sería un residuo del proceso.

Por lo tanto las celdas de flotación se van a diseñar con recirculado del 20% , por lo que será tras el primer ciclo que la producción comenzará a estabilizarse.

El caudal de pulpa a tratar será de 150 t/h, como ya se ha dicho tendrá un 20% de recirculado, por lo que se dimensionará la celda capaz de tratar 180 t/h.

El volumen efectivo se calcula:

$$Volumen\ efectivo = Q * t * E$$

Con:

- Q- caudal a tratar por las celdas (m³/min)
- t- tiempo de flotación en planta
- E- factor de volumen

A la hora del introducir el tiempo es necesario tener en cuenta que este ha de ser corregido, debido a que existe una diferencia entre el tiempo necesario en un laboratorio al necesario en planta. Para ello se aplica un factor de corrección entre 1.6 y 2.6, utilizándose generalmente 2.1.

El factor de volumen E tiene en cuenta el aumento de volumen debido a la aireación, considerando que de media el aire ocupa un 15% del volumen de la pulpa en la celda.

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

El caudal a tratar se calcula en m³/h teniendo en cuenta el agua asociada:

$$Q = \frac{180t/h}{3.32\ t/m^3} + \frac{180t}{h} * \frac{70}{30} = 474.27\ m^3/h$$



Se calcula ahora el volumen efectivo:

$$Volumen\ efectivo = \frac{474.27\ m^3}{h} * 6min * 2.1 * \frac{1h}{60min} * 1.18 = 117.17\ m^3$$

Se supone que en esta etapa un 50% saldrá como concentrado, mientras que el restante 50% serán las colas que pasarán al relavado, por lo que se tiene:

Tabla 30-Productos flotación de desbaste

	t/h	Q (m ³ /h)
Concentrado	90	230,34
Colas	90	240.92

Se procede ahora a seleccionar el tipo de celdas y número según los datos del catálogo de celdas Denver:

Tabla 31-Diferentes tamaños de celdas de flotación Denver Sub-A

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

Para disminuir el número de celdas debido a la cantidad de material a tratar se selecciona el mayor tamaño, el 100, con un volumen de 2.8 m³ por celda y un caudal máximo por celda de 160 m³/h.

Se calcula el número de celdas:

$$N^{\circ}\ Celdas = Volumen\ a\ tratar / Volumen\ celda$$

$$N^{\circ}\ Celdas = \frac{117.17\ m^3}{2.8\ m^3} = 41.85\ celdas$$

Puesto que es imposible tener un número decimal de celdas se selecciona el siguiente, en este caso 42 celdas.



Como se puede comprobar el caudal máximo por celda es inferior al que se debe de tratar, por lo que se va a diseñar un sistema en columnas para con ello dividir el caudal y tratarlo en paralelo a fin de que sea posible tratar el material.

Se calcula el número de columnas necesario:

$$N^{\circ} \text{ Columnas} = \text{Caudal a tratar} / \text{Caudal máximo}$$

$$N^{\circ} \text{ Columnas} = \frac{474.27 \text{ m}^3/\text{h}}{160 \text{ m}^3/\text{h}} = 2.96 \text{ columnas}$$

Al igual que antes no es posible ese número, por lo que se selecciona el siguiente, 3, obteniendo así un margen respecto al caudal máximo.

Se determina el número de celdas que compondrá cada columna:

$$N^{\circ} \text{ Celdas/Columna} = N^{\circ} \text{ Celdas} / N^{\circ} \text{ Columnas}$$

$$N^{\circ} \frac{\text{Celdas}}{\text{Columna}} = \frac{42}{3} = 14 \text{ celdas/columna}$$

Con esto queda dimensionada la primera parte del circuito. Constituida por una batería de 3 columnas de celdas, con 14 celdas por comuna y un total de 42 celdas.

Se procede ahora de igual manera con las celdas de relavado.

En este caso el caudal a tratar serán las colas de la flotación de desbaste, 90 t/h, se calcula con ello el caudal volumétrico y el volumen necesario:

$$Q = \frac{90 \text{ t/h}}{2.91 \text{ t/m}^3} + \frac{90 \text{ t}}{\text{h}} * \frac{70}{30} = 240.92 \text{ m}^3/\text{h}$$

$$\text{Volumen efectivo} = \frac{240.92 \text{ m}^3}{\text{h}} * 2 \text{ min} * 2.1 * \frac{1 \text{ h}}{60 \text{ min}} * 1.18 = 19.84 \text{ m}^3$$

En esta etapa se supone que de las 90 t/h que entran el 33% se recircula y que el 66% sale por las colas como estéril:

Tabla 32-Productos relavado

	t/h	Q (m ³ /h)
Recirculado	30	80,31
Colas	60	162,31



Se determina ahora el número de celdas, columnas y celdas por columna:

Para el cálculo se selecciona la misma celda de antes la de tamaño 100:

$$N^{\circ} \text{ Celdas} = \text{Volumen a tratar} / \text{Volumen celda}$$

$$N^{\circ} \text{ Celdas} = \frac{19.84 \text{ m}^3}{2.8 \text{ m}^3} = 7.09 \text{ celdas}$$

Se seleccionan 8 celdas por los motivos anteriormente expuestos.

$$N^{\circ} \text{ Columnas} = \text{Caudal a tratar} / \text{Caudal máximo}$$

$$N^{\circ} \text{ Columnas} = \frac{240.92 \text{ m}^3/\text{h}}{160 \text{ m}^3/\text{h}} = 1.51 \text{ columnas}$$

Se colocarán 2 columnas.

$$N^{\circ} \text{ Celdas/Columna} = N^{\circ} \text{ Celdas} / N^{\circ} \text{ Columnas}$$

$$N^{\circ} \frac{\text{Celdas}}{\text{Columna}} = \frac{8}{2} = 4 \text{ celdas/columna}$$

Se realizarán 2 columnas con 4 celdas cada una.

Por lo que la disposición final será de dos columnas, con 4 celdas cada una y un total de 8 celdas.

Tras el paso por las celdas de flotación se obtendrá un concentrado de barita, y otro de sílice denominado colas. Tanto el concentrado como las colas poseerán diferente densidad, debido a su diferente composición.

La densidad del concentrado de barita, siguiendo con los estudios ya mencionados tendrá entre un 90 y un 95% de barita, que asumiendo que en este mineral solo existe sílice y barita se tendrá:

Tabla 33- Densidad del concentrado de barita

	Densidad (g/cm³)	Proporción (%)
Barita	4,48	97
Sílice	2,634	3
Media	4,424	



Por lo que se obtendrá un mineral de barita con 97% de esta y una densidad de 4.43.

En el caso de la sílice se obtendrá:

Tabla 34- Densidad del residuo del proceso

	Densidad (g/cm3)	Proporción (%)
Barita	4,48	3
Sílice	2,634	97
Media	2,68938	

En éste caso se obtendrán unas colas con un 97% de sílice y un 3% de barita.



8. Separación Sólido-Líquido

8.1. Dimensionado de los Tanques Espesadores

Se tienen los siguientes datos del material:

Tabla 35-Datos de la barita molida

Velocidad de sedimentación de la pulpa a la entrada en compresión (m/h)	0,25
Dilución a la entrada en compresión (l/kg)	4
Dilución a la salida del tanque (l/kg)	2
Tiempo de retención (h)	3

La dilución es una relación entre el peso de líquido y la unidad de peso de sólido, calculándose:

$$D = \frac{1}{C} - \frac{1}{d}$$

Siendo:

- C: Concentración de sólidos en la pulpa (kg/l).
- d: peso específico de los sólidos (kg/l).

Con ello se aplica la Fórmula de Clevenger y Coe para el cálculo del área:

$$A = \frac{(D_{ec} - D_s) * Q}{R}$$

Siendo:

- A: Área del tanque (m²).
- D_{ec}: Dilución a la entrada de la zona de compresión.
- D_s: Dilución a la salida del tanque.
- Q: Caudal de sólidos.
- R: Velocidad de sedimentación de las partículas (m/h).

$$A = \frac{(4 - 2) \text{ l/kg} * 60 \text{ t/h}}{0.25 \text{ m/h}} = 480 \text{ m}^2$$



Se calcula ahora la altura de la zona de compresión, que no debe de ser nunca superior a 1 metro, ya que un espesor tan grande obstaculizaría la sedimentación y obstruiría la salida del fondo.

Para ello se calcula primero el volumen de la zona de compresión para un caudal dado:

$$V = \left(\frac{1}{\rho_{sólido}} + D_M \right) * Q * t$$

Siendo:

- V: Volumen de la zona de compresión (m³).
- D_M: Dilución media, que se calcula:

$$D_M = \frac{D_{ec} + D_s}{2}$$

Siendo:

- D_{ec}: Dilución a la entrada de la zona de compresión (l/kg).
- D_s: Dilución a la salida del tanque (l/kg).
- Q: Caudal de sólidos (t/h).
- t: Tiempo de retención en el tanque (h).

Por lo que:

$$D_M = \frac{4 + 2}{2} = 3 \text{ l/kg}$$

$$V = \left(\frac{1}{2.69 \text{ t/m}^3} + 3 \text{ l/kg} \right) * 60 \text{ t/h} * 3 \text{ h} = 606.93 \text{ m}^3$$

Puesto que el tanque tiene la sección cilíndrica se tiene que:

$$H = \frac{V}{A}$$

$$H = \frac{606.93}{480} = 1,27 \text{ m}$$

Como se ve, la altura obtenida es superior al máximo recomendado de 1 metro, por ello se recalculara el tiempo de retención para una altura de 1 metro:

$$H = \frac{V}{A}$$



$$V = \left(\frac{1}{\rho_{sólido}} + D_M \right) * Q * t$$

Con lo que:

$$H = \frac{\left(\frac{1}{\rho_{sólido}} + D_M \right) * Q * t}{A}$$

$$t = \frac{H * A}{\left(\frac{1}{\rho_{sólido}} + D_M \right) * Q}$$

$$t = \frac{1 \text{ m} * 480 \text{ m}^2}{\left(\frac{1}{2.69 \text{ t/m}^3} + 3 \text{ l/kg} \right) * 60 \text{ t/h}} = 2,37 \text{ horas}$$

Se obtiene así el nuevo tiempo de retención de 2.37 horas, o lo que es lo mismo 2 horas 22 minutos.

El volumen de compresión será de 480 m³ al haber igualado a uno el cociente entre volumen y área.

Por lo que las características del espesador serán las siguientes:

Tabla 36- Características del tanque espesador calculado

Área (m2)	480
Volumen de Compresión (m3)	480
Tiempo de retención (h)	2,37
Altura zona compresión (m)	1
Altura zona transición (m)	0,7
Altura zona alimentación (m)	0,7
Altura zona clarificación (m)	1
Altura Total Tanque (m)	3,4

Por lo tanto, se precisa de un tanque con una superficie mínima de 480 m², 24.7 m de diámetro y 3.4 metros de alto.



8.2. Dimensionado de los Filtros

La técnica de filtración por presión a utilizar será la de filtros de cámaras.

La filtración por presión se basa en la aplicación de presión sobre la pulpa. El filtro está compuesto de una serie de láminas verticales acopladas una tras otra formando cámaras, con unas membranas filtrantes colocadas sobre sus dos superficies mayores. En la parte media de las chapas cuentan con un orificio por el que se alimenta la pulpa. La posición del orificio está ideada para una mejor distribución de la pulpa al introducirla. A la hora de filtrar el filtrado es extraído a medida que pasa por la tela por unos conductos situados en las placas, mientras la torta se va depositando en las cámaras.

Se calcularán 2 grupos de filtros, uno para filtrar la sílice espesada tras su paso por el tanque espesador, y otro para filtrar el concentrado de barita obtenido tras la flotación por espumas.

Para realizar los cálculos de ambos filtros se tienen los siguientes datos:

- Humedad final de la torta: 10%.
- Duración del ciclo de filtración: 15 minutos.

Se procede primero con el cálculo de los filtros para la sílice:

A la vista de la humedad final de la torta se puede calcular el volumen de esta:

Si se tienen 100 kilogramos de torta 10 kilogramos serán de agua y otros 90 serán de sílice. El volumen es el cociente de peso entre la densidad, por lo que:

- Volumen de agua:

$$V_A = \frac{\text{Peso}_{\text{agua}}}{\rho_{\text{agua}}} = \frac{10 \text{ kg}}{1000 \text{ kg/m}^3} = 0.01 \text{ m}^3 = 10 \text{ litros}$$

- Volumen de barita:

$$V_B = \frac{\text{Peso}_{\text{mineral}}}{\rho_{\text{mineral}}} = \frac{90 \text{ kg}}{2.69 \text{ kg/m}^3} = 0.03346 \text{ m}^3 = 33.46 \text{ litros}$$

Por lo que el volumen total será de:

$$V_T = V_A + V_B = 10 + 33.46 = 43.46 \text{ litros}$$

Se calcula con este volumen la densidad de la torta seca:



$$\rho_{seca} = \frac{Peso_{mineral}}{V_T} = \frac{90}{43.46} = 2.07 \text{ kg/litro}$$

Se calcula ahora con los valores obtenidos el volumen necesario para poder alojar la torta por cada ciclo:

$$60 \frac{\text{toneladas}}{h} * \frac{1 \text{ hora}}{4 \text{ ciclos}} * \frac{1000 \text{ kg}}{1 \text{ tonelada}} * \frac{1 \text{ litro}}{2.0706 \text{ kg}} = 7244.16 \frac{\text{litros}}{\text{ciclo}}$$

Se utilizará un filtro de presión con cámaras de 20x20 decímetros, con un espesor de cámara de 32 milímetros y un volumen de 129 litros cada una.

Se calcula con estos datos el número de cámaras necesarias:

$$\frac{Volumen_{ciclo}}{Volumen_{cámara}} = \frac{7244.16}{129} = 56.16 \text{ cámaras}$$

Al ser necesario un número entero de cámaras se utiliza el siguiente mayor, es decir, 57 cámaras.

Se procede ahora de igual manera con el cálculo de los filtros para la barita:

Al igual que en el caso anterior, se tienen 100 kilogramos de torta en los que 10 kilogramos serán de agua y otros 90 serán de barita. El volumen será:

- Volumen de agua:

$$V_A = \frac{Peso_{agua}}{\rho_{agua}} = \frac{10 \text{ kg}}{1000 \text{ kg/m}^3} = 0.01 \text{ m}^3 = 10 \text{ litros}$$

- Volumen de barita:

$$V_B = \frac{Peso_{mineral}}{\rho_{mineral}} = \frac{90 \text{ kg}}{4.43 \text{ kg/m}^3} = 0.02034 \text{ m}^3 = 20.34 \text{ litros}$$

Por lo que el volumen total será de:

$$V_T = V_A + V_B = 10 + 20.34 = 30.34 \text{ litros}$$

Se calcula con este volumen la densidad de la torta seca:

$$\rho_{seca} = \frac{Peso_{mineral}}{V_T} = \frac{90}{30.34} = 2.97 \text{ kg/litro}$$



Se calcula ahora con los valores obtenidos el volumen necesario para poder alojar la torta por cada ciclo:

$$90 \frac{\text{toneladas}}{h} * \frac{1 \text{ hora}}{4 \text{ ciclos}} * \frac{1000 \text{ kg}}{1 \text{ tonelada}} * \frac{1 \text{ litro}}{2.97 \text{ kg}} = 7585.18 \frac{\text{litros}}{\text{ciclo}}$$

Se utilizará el mismo filtro de presión, con cámaras de 20x20 decímetros, con un espesor de cámara de 32 milímetros y un volumen de 129 litros cada una.

Se calcula con estos datos el número de cámaras necesarias:

$$\frac{\text{Volumen}_{\text{ciclo}}}{\text{Volumen}_{\text{cámara}}} = \frac{7585.18}{129} = 58.8 \text{ cámaras}$$

Al ser necesario un número entero de cámaras se utiliza el siguiente mayor, es decir, 59 cámaras.



9. Cálculo de las Bombas para Pulpas

Se calculan ahora las bombas a utilizar, una que impulsará la pulpa que sale del molino de bolas hacia la batería de hidrociclones, y otra impulsará la pulpa que sale del tanque espesador hasta los filtros de presión.

Se calculará primero la bomba que alimenta la batería de hidrociclones.

El caudal que llega a los hidrociclones será de 900 t/h con un porcentaje en peso del 50%. A continuación se presentan los datos de esta alimentación, que ya han sido calculados en el apartado del cálculo de los hidrociclones:

Tabla 37- Datos de la alimentación a los hidrociclones

Caudal (t/h)	900
Caudal (m³/h)	585,7
% en peso	50
% en volumen	23,16
Densidad sólido (t/m³)	3,31702
Densidad líquido (t/m³)	1
Densidad pulpa (t/m³)	1,5367
Presión (kPa)	70,41

El primer paso será obtener la presión necesaria en metros de columna de pulpa:

$$\text{Presión alimentación} = 70.41 \text{ kPa} = 7.041 \text{ metros columna de agua}$$

$$\text{Metros columna de pulpa} = \text{metros columna de agua} / \text{densidad de la pulpa}$$

$$\text{Metros columna de pulpa} = \frac{7.041}{1.5367} = 4.58 \text{ metros columna de pulpa}$$

El siguiente paso será determinar las dimensiones de la tubería, para ello se puede tomar el valor hipotético de 6 metros de altura geométrica, asumiendo que la batería de hidrociclones se encuentre en un piso superior a los molinos.

En cuanto al diámetro de la tubería, debido al elevado caudal a tratar se ha decidido realizar el cálculo con una tubería de 200 milímetros de diámetro, con una longitud total de 25 metros.



Se ha supuesto que la tubería tenga 5 codos con radio mayor a la tubería y 3 con el inferior. Se debe por ello calcular la longitud equivalente de estos. Para ello se dispone del siguiente ábaco:











VALVES/FITTINGS/HEAD LOSSES									
APPROXIMATE RESISTANCE OF VALVES AND FITTINGS FREQUENTLY USED ON SLURRY PIPELINES									
									
Pipe Size N.B.	Radius More Than 3 x N.B.	Radius is 2 x N.B.	Elbow	Tee	Rubber Hose	Diaphragm Valve Full Open	Full Bore Valve Round Way	Plug-Lub Valve Rect. Way	Tech-Taylor Valve Ball Type
LENGTH IN METRES OF STRAIGHT PIPE GIVING EQUIVALENT RESISTANCE TO FLOW									
25	0.52	0.70	0.82	1.77	0.30	2.6	—	0.37	—
32	0.73	0.91	1.13	2.4	0.40	3.3	—	0.49	—
38	0.85	1.09	1.31	2.7	0.49	3.5	1.19	0.58	—
50	1.07	1.40	1.67	3.4	0.55	3.7	1.43	0.73	—
63	1.28	1.65	1.98	4.3	0.70	4.6	1.52	0.85	—
75	1.55	2.1	2.5	5.2	0.85	4.9	1.92	1.03	0.20
88	1.83	2.4	2.9	5.8	1.01	—	—	1.22	—
100	2.1	2.8	3.4	6.7	1.16	7.6	2.2	1.40	0.23
113	2.4	3.1	3.7	7.3	1.28	—	—	1.58	—
125	2.7	3.7	4.3	8.2	1.43	13.1	3.0	1.77	0.30
150	3.4	4.3	4.9	10.1	1.55	18.3	3.1	2.1	0.37
200	4.3	5.5	6.4	13.1	2.4	19.8	7.9	2.7	0.82
250	5.2	6.7	7.9	17.1	3.0	21	10.7	3.5	0.61
300	6.1	7.9	9.8	20	3.4	29	15.8	4.1	0.76
350	7.0	9.5	11.0	23	4.3	29	—	4.9	0.91
400	8.2	10.7	13	27	4.9	—	—	5.5	1.04
450	9.1	12	14	30	5.5	—	—	6.2	1.16
500	10.3	13	16	33	6.1	—	—	7.3	1.25

Ilustración 23- Longitudes equivalentes de diferentes válvulas y codos

Se tiene para el caso de los codos de radio superior:

$$\text{Longitud equivalente} = 5 * 4.3 = 21.5 \text{ metros}$$

Y para los codos de radio inferior:

$$\text{Longitud equivalente} = 3 * 5.5 = 16.5 \text{ metros}$$

Por lo tanto, se tiene que la longitud equivalente de la tubería teniendo en cuenta los codos será:

$$\text{Longitud equivalente} = 25 + 21.5 + 16.5 = 63 \text{ metros}$$

Se calcula ahora la velocidad a la que con dicha tubería se transportará la pulpa, es necesario destacar que esta velocidad debe de ser superior a la de sedimentación límite de la pulpa, a que en caso contrario esta sedimentará provocando problemas y pérdidas.



$$Velocidad\ de\ transporte = 1273 * \frac{Q}{D^2}$$

Con:

-Q: caudal en (l/s)

-D: diámetro (mm)

$$Caudal = 585.66 \frac{m^3}{h} * \frac{1\ h}{3600\ s} * \frac{1000\ l}{1\ m^3} = 162.68 \frac{l}{s}$$

Por lo tanto:

$$Velocidad\ de\ transporte = 1273 * \frac{162.68}{200^2} = 5.18 \frac{m}{s}$$

Se calcula ahora mediante el siguiente ábaco la velocidad de sedimentación límite:

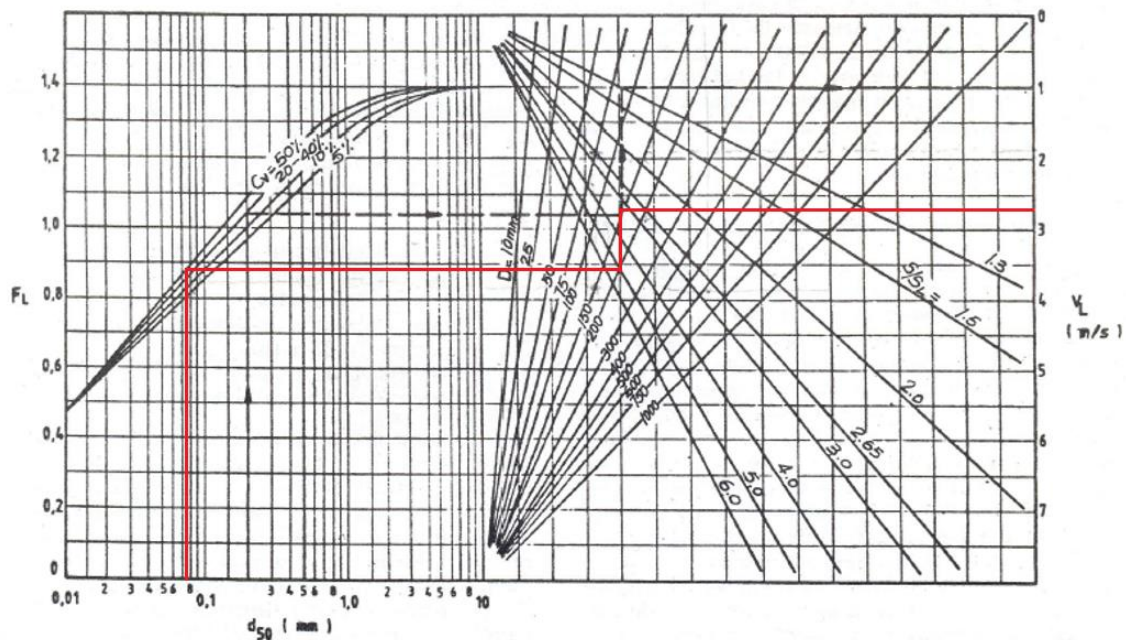


Ilustración 24- Velocidad de sedimentación límite para pulpas (Bomba 1)

Para utilizar este ábaco se utiliza el d_{50} , en este caso $75\ \mu m$, se traza una recta vertical hasta el corte con el porcentaje de sólidos, en este caso 50% y se continúa desde este punto en horizontal hasta cortar la recta del diámetro de tubería, en este caso 200 milímetros. Con esto se continúa en vertical hasta cortar la recta de la relación entre la densidad del líquido y la del sólido, en este caso 3.3 y se continúa en horizontal hacia la derecha hasta cortar al eje y obtener la velocidad de sedimentación límite, en este caso 2.7 m/s.



Puesto que la velocidad límite de sedimentación (2.7 m/s) es inferior a la de transporte (5.18 m/s) la tubería seleccionada es válida.

Se calculan ahora las pérdidas por fricción en la tubería:

$$H_f = f * \frac{L}{d} * \frac{v^2}{2 * g}$$

Siendo:

- H_f : la caída de presión (m de pulpa).
- f : factor de fricción de Darcy.
- L : longitud de la tubería (m).
- d : diámetro de la tubería (m).
- V : velocidad del flujo (m/s).
- g : aceleración de la gravedad (9.81 m/s²).

Se puede comprobar que se tienen todos los valores excepto el factor de fricción de Darcy. Para este valor se utiliza la siguiente gráfica:

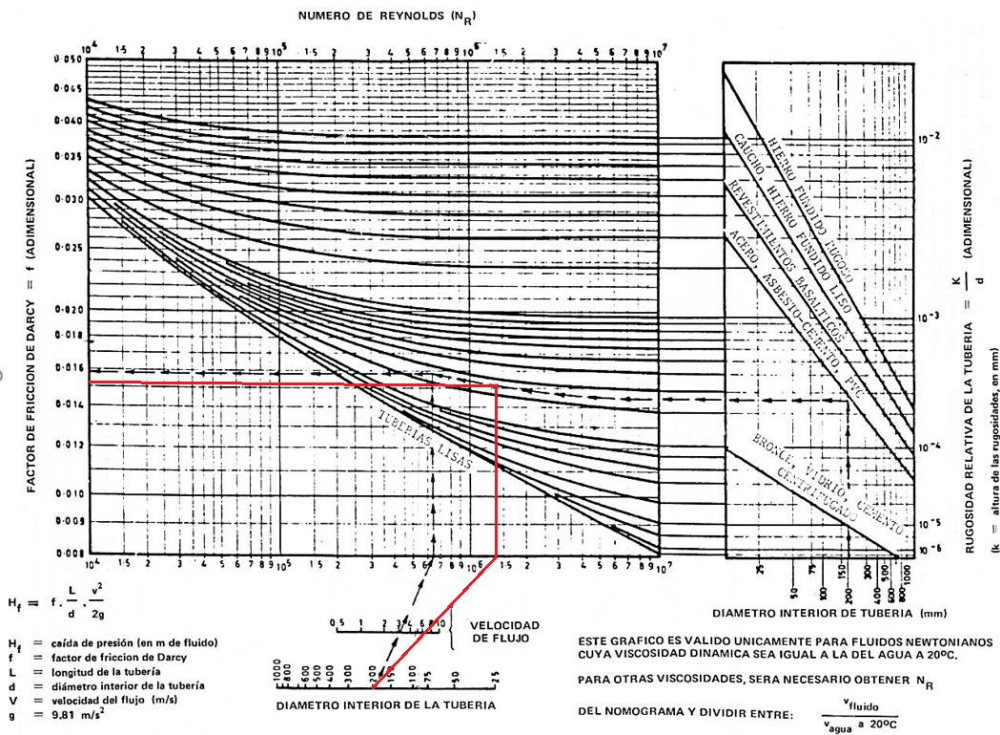


Ilustración 25- Ábaco para determinar la caída de presión por fricción (Bomba 1)



Para utilizar esta gráfica se unen en la parte inferior el diámetro de tubería y la velocidad de fluido en las escalas, trazando la continuación de la recta hasta el eje de las abscisas. En la gráfica adyacente se traza una vertical con el diámetro de tubería hasta cortar la recta del elemento del que estará hecha, en este caso acero, y se traza una línea con la forma de la figura. Con esta última línea y la anteriormente trazada se busca su punto de corte y se obtiene el valor del factor de fricción de Darcy, en éste caso 0.015.

Se aplica ahora la fórmula mencionada:

$$H_f = 0.015 * \frac{63}{0.2} * \frac{5.18^2}{2 * 9.81} = 6.46 \text{ m}$$

Se puede ya calcular la altura real que deberá ascender el fluido (en metros columna de pulpa) teniendo en cuenta las pérdidas:

$$\textit{Altura Total} = \textit{Altura Geométrica} + \textit{Presión Entrada Hidrociclones} \\ + \textit{Pérdidas por Fricción}$$

$$\textit{Altura Total} = 6 + 4.58 + 6.46 = 17.04 \text{ m columna de pulpa}$$

Por último, queda obtener los metros columna de agua a los que equivalen estos metros columna de pulpa, para ello se utiliza el factor H_r , que relaciona ambas medidas para mezclas de sólidos con aguas. El factor se obtiene del siguiente ábaco:

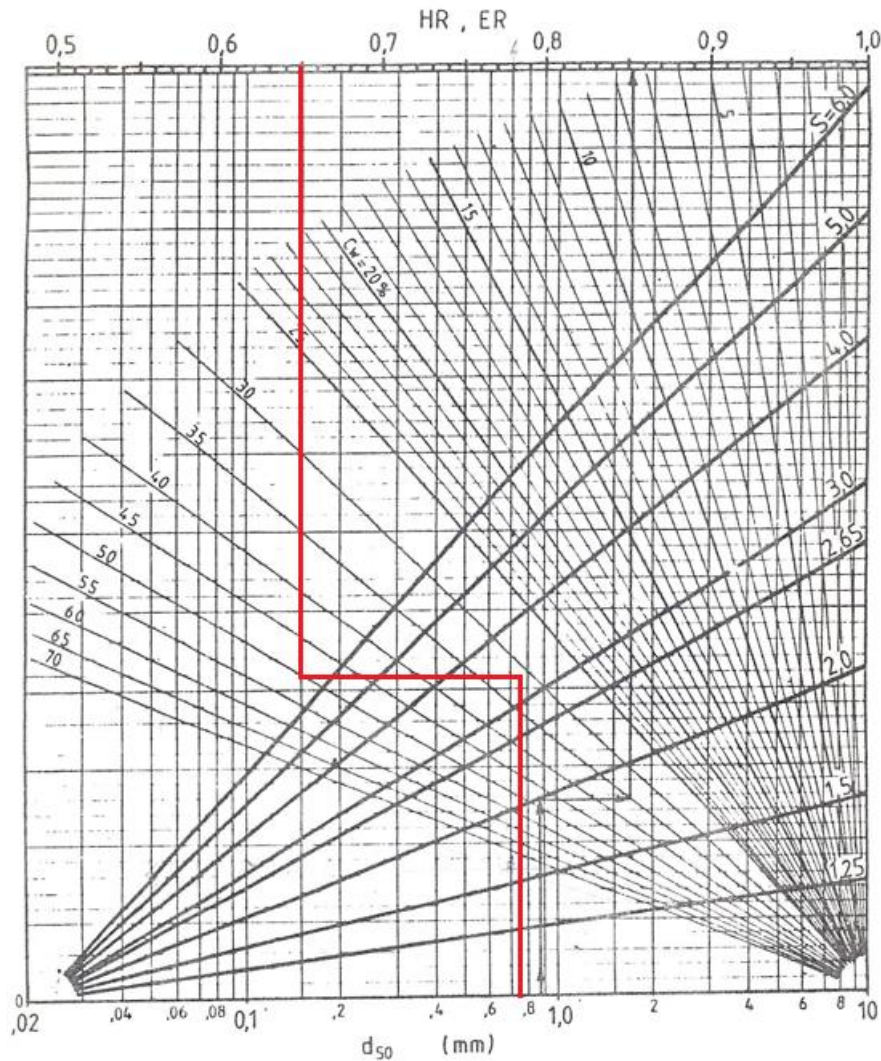


Ilustración 26- Ábaco para calcular el factor H_r (Bomba 1)

El ábaco se usa entrando por la escala inferior con el d_{50} del fluido, en este caso 0.75 milímetros, se traza una recta hasta el corte con la densidad del sólido de 3.3 t/m^3 , se continúa en horizontal hasta cortar al contenido en sólidos de la pulpa (50%) y se continúa en vertical hasta la escala superior, obteniéndose el valor de 0.65.

Se tiene que:

$$H_r = \frac{\text{metros columna de pulpa}}{\text{metros columna de agua}}$$

Luego:

$$\text{metros columna de agua} = \frac{\text{metros columna de pulpa}}{H_r}$$



Diseño de una planta de tratamiento de una mena de barita mediante flotación por espumas



$$\text{metros columna de agua} = \frac{17.04}{0.65} = 26.21 \text{ m}$$

Luego la bomba tendrá que ser capaz de elevar un caudal de 162.68 l/s una altura de 26.21 metros.

Con estos datos se entra ahora en la gráfica siguiente, para conocer el rendimiento de la bomba, así como las revoluciones a las que trabajará.

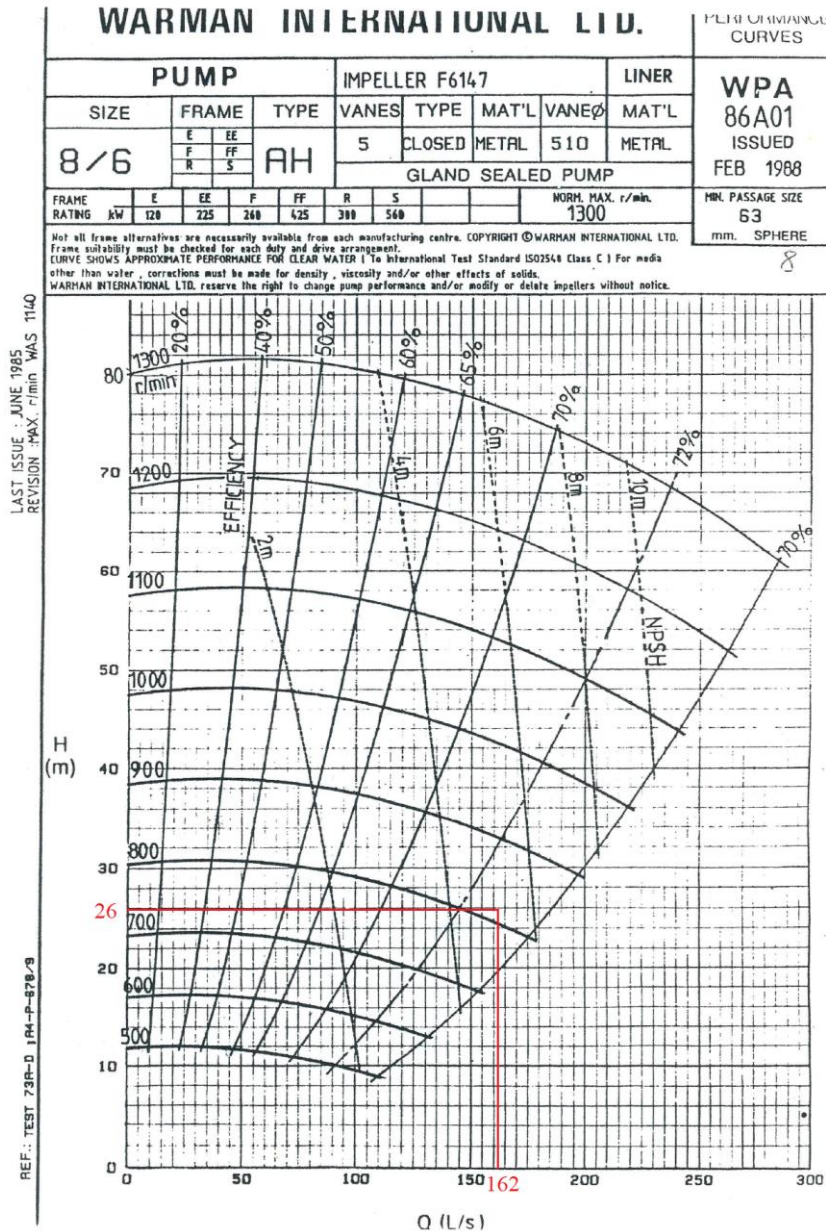


Ilustración 27- Selección de la bomba 1

Se obtiene que la bomba tendrá un rendimiento del 71% y trabajará a unas 800 rpm.

Se calcula ahora la potencia necesaria:



$$Potencia\ teórica = \frac{Q \left(\frac{l}{s}\right) * H(m) * \rho_p \left(\frac{t}{m^3}\right) * 9.81 \left(\frac{m}{s^2}\right)}{Rendimiento\ (\%)}$$

$$Potencia\ teórica = \frac{162.68 * 26.21 * 1.54 * 9.81}{0.71} = 90.54\ kW$$

Como en el caso de las máquinas anteriormente calculadas la potencia real a instalar será un porcentaje mayor, en este caso un 15%:

$$Potencia\ real = Potencia\ teórica * 1.15 = 90.54 * 1.15 = 104.12\ kW$$

Por lo tanto, la bomba necesaria será la bomba Warman AH tamaño 8/6 y bastidor E, que ofrece una potencia de 120 kW.

Se procede ahora de la misma manera con la bomba que alimenta los filtros de presión tras el paso del material por el tanque espesador.

En este caso se tienen las siguientes características del fluido:

Tabla 38- Datos de la alimentación a los filtros de presión

Caudal (t/h)	60
Caudal (m³/h)	162,31
% en peso	30
% en volumen	13,75
Densidad sólido (t/m³)	2,68938
Densidad líquido (t/m³)	1
Densidad pulpa (t/m³)	1,2322
Presión (kPa)	100,00

Se calcula la presión necesaria en metros de columna de pulpa:

$$Presión\ alimentación = 100\ kPa = 10\ metros\ columna\ de\ agua$$

$$Metros\ columna\ de\ pulpa = metros\ columna\ de\ agua / densidad\ de\ la\ pulpa$$

$$Metros\ columna\ de\ pulpa = \frac{10}{1.2322} = 8.12\ metros\ columna\ de\ pulpa$$



El siguiente paso será determinar las dimensiones de la tubería, para ello se toma el valor hipotético de 6 metros de altura geométrica, dato relacionado con el de la anterior bomba debido a que se supone que el fluido tendrá que subir la misma altura.

En cuanto al diámetro de la tubería, se ha decidido realizar el cálculo con una tubería de 100 milímetros de diámetro debido al caudal inferior, con una longitud total de 25 metros.

Se ha supuesto que la tubería tenga 3 codos con radio mayor a la tubería y 2 con el inferior. Se debe por ello calcular la longitud equivalente de estos, realizándolo como anteriormente:

Codos de radio superior:

$$\textit{Longitud equivalente} = 3 * 4.3 = 12.9 \textit{ metros}$$

Codos de radio inferior:

$$\textit{Longitud equivalente} = 2 * 5.5 = 11 \textit{ metros}$$

Por lo tanto, se tiene que la longitud equivalente de la tubería teniendo en cuenta los codos será:

$$\textit{Longitud equivalente} = 25 + 12.9 + 11 = 48.9 \textit{ metros}$$

Se calcula ahora la velocidad a la que con dicha tubería se transportará la pulpa:

$$\textit{Velocidad de transporte} = 1273 * \frac{Q}{D^2}$$

$$\textit{Caudal} = 162.31 \frac{m^3}{h} * \frac{1 h}{3600 s} * \frac{1000 l}{1 m^3} = 45.09 \frac{l}{s}$$

Por lo tanto:

$$\textit{Velocidad de transporte} = 1273 * \frac{45.09}{100^2} = 2.55 \frac{m}{s}$$

Se calcula ahora mediante el siguiente ábaco la velocidad de sedimentación límite:

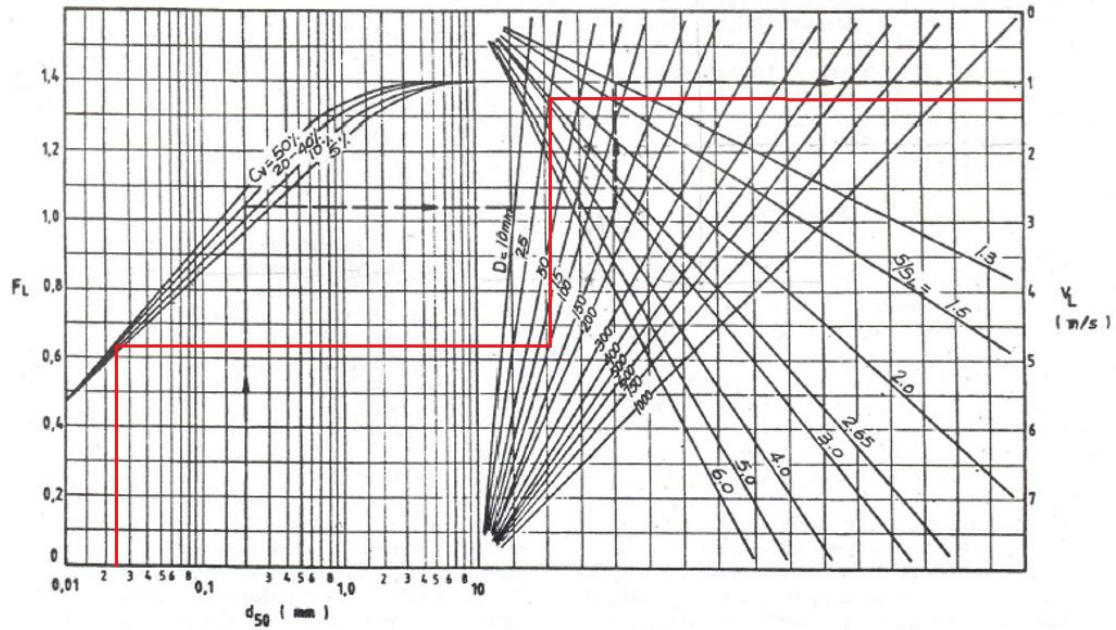


Ilustración 28- Velocidad de sedimentación límite para pulpas (Bomba 2)

Se obtiene una velocidad de sedimentación límite de 1.25 m/s.

Puesto que la velocidad límite de sedimentación (1.25 m/s) es inferior a la de transporte (2.55 m/s) la tubería seleccionada es válida.

Se calculan ahora las pérdidas por fricción en la tubería:

$$H_f = f * \frac{L}{d} * \frac{v^2}{2 * g}$$

Al igual que en el caso anterior, el único dato desconocido será el factor de fricción de Darcy f:

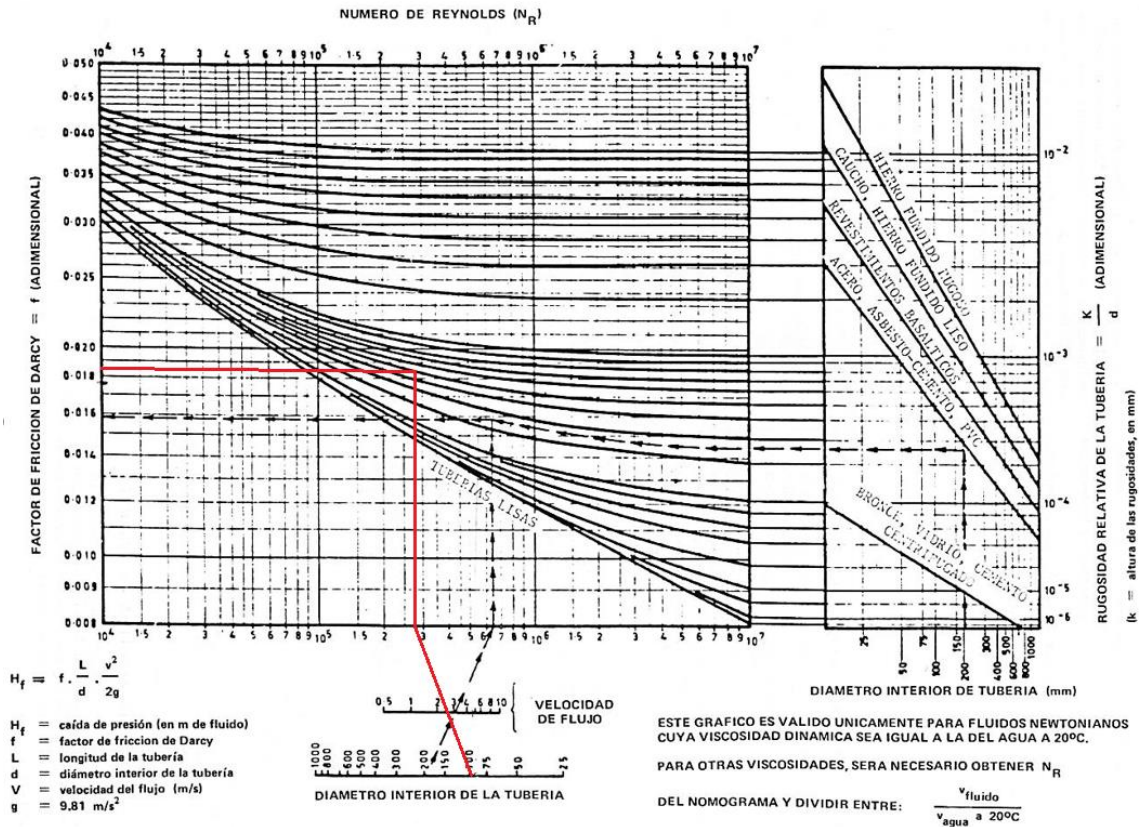


Ilustración 29- Ábaco para determinar la caída de presión por fricción (Bomba 2)

Se obtiene el valor del factor de fricción de Darcy, en éste caso 0.0185.

Se aplica ahora la fórmula mencionada:

$$H_f = 0.0185 * \frac{48.9}{0.1} * \frac{2.55^2}{2 * 9.81} = 2 \text{ m}$$

Se puede ya calcular la altura real que deberá ascender el fluido (en metros columna de pulpa) teniendo en cuenta las pérdidas:

$$\text{Altura Total} = \text{Altura Geométrica} + \text{Presión Entrada Hidrociclones} + \text{Pérdidas por Fricción}$$

$$\text{Altura Total} = 6 + 8.12 + 2 = 16.12 \text{ m columna de pulpa}$$

Por último, queda obtener los metros columna de agua a los que equivalen estos metros columna de pulpa, para ello se utiliza el factor H_r :

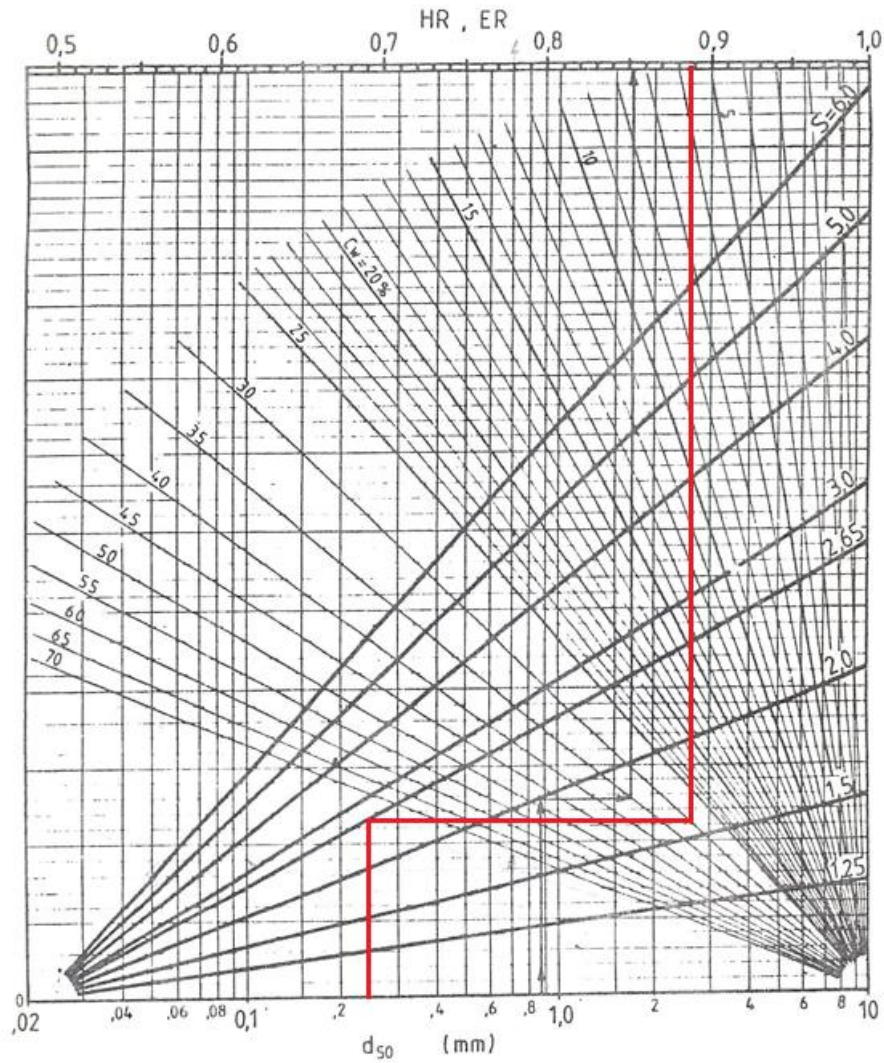


Ilustración 30- Ábaco para calcular el factor Hr (Bomba 2)

Se obtiene un valor de 0.89.

Se aplica la relación:

$$H_r = \frac{\text{metros columna de pulpa}}{\text{metros columna de agua}}$$

Luego:

$$\text{metros columna de agua} = \frac{\text{metros columna de pulpa}}{H_r}$$

$$\text{metros columna de agua} = \frac{16.12}{0.89} = 18.11 \text{ m}$$



Diseño de una planta de tratamiento de una mena de barita mediante flotación por espumas



Luego la bomba tendrá que ser capaz de elevar un caudal de 45.09 l/s una altura de 18.11 metros.

Con estos datos se entra ahora en la gráfica siguiente, para conocer el rendimiento de la bomba, así como las revoluciones a las que trabajará.

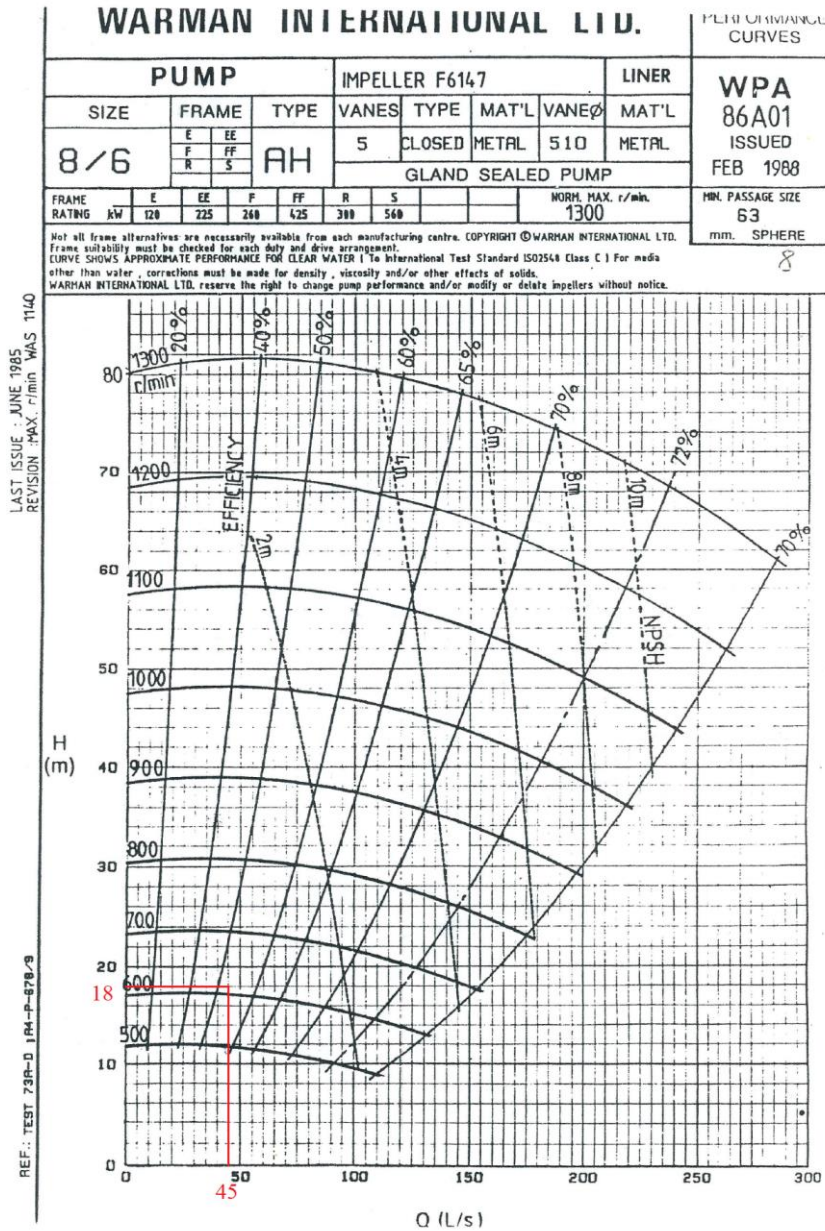


Ilustración 31- Selección de la bomba 2

Se obtiene que la bomba tendrá un rendimiento del 52% y trabajará a unas 600 rpm.

Se calcula ahora la potencia necesaria:



$$Potencia\ teórica = \frac{Q \left(\frac{l}{s}\right) * H(m) * \rho_p \left(\frac{t}{m^3}\right) * 9.81 \left(\frac{m}{s^2}\right)}{Rendimiento\ (\%)}$$

$$Potencia\ teórica = \frac{45.09 * 18.11 * 1.23 * 9.81}{0.52} = 18.98\ kW$$

Como en el caso de las máquinas anteriormente calculadas la potencia real a instalar será un porcentaje mayor, en este caso un 15%:

$$Potencia\ real = Potencia\ teórica * 1.15 = 18.98 * 1.15 = 21.83\ kW$$

Por lo tanto, la bomba necesaria será la bomba Warman AH tamaño 8/6 y bastidor E, que ofrece una potencia de 120 kW.



10. Estudio Económico

10.1. Coste de los Equipos Principales

A la hora de calcular los costes de una instalación la normal general es realizar el siguiente cálculo:

$$\textit{Inversión Total} = \textit{Costes de la Planta} + \textit{Capital de Trabajo}$$

Existen diferentes métodos a la hora de realizar este cálculo:

- Regla de los Seis Décimos.
- Proporción de Coste de la Planta.
- Proporción de Coste de los Equipos.
- Proporción de Coste de los Componentes de la Planta.

El método elegido para realizar el cálculo es el de la proporción de costes de los componentes de la planta ya que es el método más empleado a para anteproyectos. Se basa en el conocimiento del valor de todos los equipos, calculándose las demás partidas respecto del valor de éstos.

Se formula de la siguiente manera:

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

Siendo:

- U_x = El costo de la planta.
- E = Los costes de la maquinaria.
- a_i = Coste de cada partida en tanto por ciento.



Cálculo de los costes de maquinaria:

Tabla 39- Valores en euros (€) de los diferentes equipos a utilizar

Máquina	Precio Unitario(€)	Precio (€)
Mandíbulas tipo Blake	242606	242606
Cono Symons	486108	486108
Molino de Barras	1281354	1281354
Molino de Bolas	1831306	1831306
Hidrociclón (33)	5824	192203
Celda Denver (42+8)	32258	1612894
Tanques Espesador	182571	182571
Filtro (57+59)	418792	48579907
Bomba 1	26066	26066
Bomba 2	21157	21157
Total		54456173

En la tabla anterior se muestra tanto el valor unitario de los equipos como el final, teniendo en cuenta el número de cada uno de ellos a utilizar expresado entre paréntesis.

Se calcula ahora el coste de cada partida en tanto por ciento respecto a los costes de los equipos:



Tabla 40- Costes en tanto por ciento de las diferentes partidas respecto al coste total de los equipos

Partidas	Mínimo	Máximo
Equipos	1	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 Proceso	0.33	0.5
Naves Auxiliares	0.07	0.15
Servicios	0.07	0.15
Preparación del Terreno	0.03	0.18
Contingencias en Obra	0.1	0.12
Dirección de Proyecto	0.3	0.33
Total	2.3	3.28
Medio	2.79	



10.2. Coste de la Inversión Total

Con estos valores se calcula el coste de la planta:

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

$$U_x = 54456173 * 2.79 = 151932721 \text{ €}$$

Se calcula ahora el capital de trabajo requerido para la inversión, que serán de entre un 12 y un 15 por ciento del coste de la planta (U_x):

$$\textit{Capital de Trabajo} = \textit{Coste de la Planta} * 0.15$$

Por lo que la inversión total ascenderá a:

$$\textit{Inversión Total} = 151932721 * 1.15 = 174722630 \text{ €}$$

Para afrontar la construcción de una planta de las características requeridas se deberá de contar con un capital medio de 174722630 euros.



11. Bibliografía

MULAR, A.L. [et al], (ed), 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, N° 8, pp. 883-893.

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

ARTERBURN, R.A. 1976. *The Sizing of Hydrocyclones*, Krebs Engineers, Menlo Park, CA.

MULAR, A. L.; JULL, N.A. 1978. *The Selection of Cyclone Classifiers, Pumps and Pump Boxes for Grinding Circuits*, Mineral Processing Plant Design. AIME. New York.

MENÉNDEZ ÁLVAREZ, Mario; GENT, Malcolm Richard. *Apuntes de Tecnología de la Preparación de Menas*. Escuela de Ingeniería de Minas, Energía y Materiales de Oviedo.

MENÉNDEZ ÁLVAREZ, Mario; GENT, Malcolm Richard. *Apuntes de Tecnología de la Concentración de Menas*. Escuela de Ingeniería de Minas, Energía y Materiales de Oviedo.

MENÉNDEZ ÁLVAREZ, Mario; GENT, Malcolm Richard. *Apuntes de Plantas de Tratamiento de Minerales y de Reciclaje*. Escuela de Ingeniería de Minas, Energía y Materiales de Oviedo.

MUSAED N.J. AL-AWAD; AHMAD O. AL-QASABI, 2000. *Characterization and Testing of Saudi barite for Potential Use in Drilling Operations*. College of Engineering, King Saud University. Riyadh.

BHASKAR RAJU, G.; PRABHAKAR, S.; SUBBA RAO, S. 2004. *Studies on the Beneficiation of Barite*. National Metallurgical Laboratory (Madras Centre). Chennai.