



Escuela Técnica
Superior
de Ingeniería de
Caminos y Puertos
y de Ingeniería
de Minas

Ejercicios Resueltos de Plantas de Tratamiento de Recursos Minerales



Pedro Martínez Pagán

Dr. Ingeniero de Minas



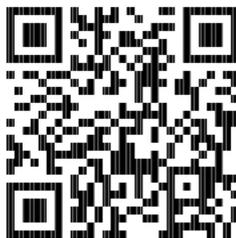
Universidad
Politécnica
de Cartagena

Ejercicios Resueltos de Plantas de Tratamiento de Recursos Minerales

Pedro Martínez Pagán

© 2021, Pedro Martínez Pagán
© 2021, Universidad Politécnica de Cartagena

CRAI Biblioteca
Plaza del Hospital, 1
30202 Cartagena
968325908
ediciones@bib.upct.es



Primera edición, 2021
ISBN: 978-84-17853-38-9

Imagen de la cubierta: Dúmpster minero descargando directamente sobre una giratoria primaria (con licencia de shutterstock).



Esta obra está bajo una licencia de Reconocimiento-NOcomercial-SinObraDerivada (by-nc-nd):
no se permite el uso comercial de la obra original ni la generación de obras derivadas.
[http:// es.creativecommons.org/blog/wp-content/uploads/2013/04/by-nc-nd.eu_petit .png](http://es.creativecommons.org/blog/wp-content/uploads/2013/04/by-nc-nd.eu_petit.png)

PRÓLOGO

Siguiendo el mismo estilo que el anterior libro titulado “Ejercicios resueltos de Tecnología Mineralúrgica”, editado por la Universidad Politécnica de Cartagena (España) y publicado en 2015, este libro lo componen unos 71 problemas tipo totalmente resueltos abordando las diferentes unidades de proceso que habitualmente se encuentran en la mayor parte de las plantas de tratamiento de recursos minerales: machacadoras de mandíbulas, giratorias, conos, molinos, cribas, clasificadores hidráulicos, hidrociclones, flotación, etc. Estos ejercicios resueltos ayudan a dimensionar y seleccionar adecuadamente estas unidades de tratamiento siguiendo criterios internacionalmente establecidos. Por lo que lo convierten en un libro de consulta idóneo para aquellos profesionales o especialistas relacionados con los procesos de minerales o de plantas de áridos.

Además, los problemas tipo que aquí se abordan son similares a los tratados durante las clases de resolución de problemas y casos prácticos que se imparten de la asignatura de Plantas de Tratamiento de Recursos Minerales del Máster Universitario en Ingeniería de Minas de la Universidad Politécnica de Cartagena (España). De esta forma, el libro es apropiado para todos aquellos estudiantes de grado o cursos de máster relacionados con la industria mineral o de los áridos donde se presenta la necesidad de resolver problemas de plantas de tratamiento mineral relacionados con la selección y dimensionado de diferentes equipos de trituración y procesamiento de minerales.

Al final del libro se facilitan algunos libros y enlaces que el autor sugiere para completar o adquirir conocimientos que serían recomendables para la resolución de algunos de los problemas que aquí se presentan.

También aquí, como en otros anteriores libros, espero y deseo que su consulta sea útil y que el lector sepa disculpar posibles erratas que hayan podido producirse.

Cartagena, 19 de junio de 2021

Pedro Martínez Pagán
Dr. Ingeniero de Minas
Dpto. de Ingeniería Minera y Civil
Universidad Politécnica de Cartagena (España)

ÍNDICE

EJERCICIOS SOBRE LEYES Y CONTENIDOS

Ejercicio 1.....	pág. 1
Ejercicio 2.....	pág. 2
Ejercicio 3.....	pág. 4
Ejercicio 4.....	pág. 7
Ejercicio 5.....	pág. 8
Ejercicio 6.....	pág. 9
Ejercicio 7.....	pág. 10

EJERCICIOS SOBRE ANÁLISIS GRANULOMÉTRICOS

Ejercicio 8.....	pág. 11
Ejercicio 9.....	pág. 14

EJERCICIOS SOBRE MACHACADORAS DE MANDÍBULAS

Ejercicio 10.....	pág. 17
Ejercicio 11.....	pág. 19
Ejercicio 12.....	pág. 22
Ejercicio 13.....	pág. 27
Ejercicio 14.....	pág. 29
Ejercicio 15.....	pág. 31
Ejercicio 16.....	pág. 35
Ejercicio 17.....	pág. 39
Ejercicio 18.....	pág. 44
Ejercicio 19.....	pág. 48

EJERCICIOS SOBRE GIRATORIAS Y CONOS

Ejercicio 20.....	pág. 50
Ejercicio 21.....	pág. 51
Ejercicio 22.....	pág. 53
Ejercicio 23.....	pág. 55
Ejercicio 24.....	pág. 57
Ejercicio 25.....	pág. 58
Ejercicio 26.....	pág. 60
Ejercicio 27.....	pág. 63
Ejercicio 28.....	pág. 66

EJERCICIOS SOBRE MOLINOS

Ejercicio 29.....	pág. 68
Ejercicio 30.....	pág. 70
Ejercicio 31.....	pág. 72
Ejercicio 32.....	pág. 74
Ejercicio 33.....	pág. 75
Ejercicio 34.....	pág. 78
Ejercicio 35.....	pág. 80

EJERCICIOS SOBRE CRIBAS

Ejercicio 36.....	pág. 81
Ejercicio 37.....	pág. 82
Ejercicio 38.....	pág. 84
Ejercicio 39.....	pág. 86
Ejercicio 40.....	pág. 88
Ejercicio 41.....	pág. 90
Ejercicio 42.....	pág. 93
Ejercicio 43.....	pág. 100
Ejercicio 44.....	pág. 103
Ejercicio 45.....	pág. 110
Ejercicio 46.....	pág. 113
Ejercicio 47.....	pág. 115
Ejercicio 48.....	pág. 117
Ejercicio 49.....	pág. 119
Ejercicio 50.....	pág. 121
Ejercicio 51.....	pág. 123
Ejercicio 52.....	pág. 125
Ejercicio 53.....	pág. 127
Ejercicio 54.....	pág. 129
Ejercicio 55.....	pág. 132
Ejercicio 56.....	pág. 135
Ejercicio 57.....	pág. 138

EJERCICIOS SOBRE CLASIFICADORES HIDRÁULICOS

Ejercicio 58.....	pág. 141
Ejercicio 59.....	pág. 146
Ejercicio 60.....	pág. 152
Ejercicio 61.....	pág. 159
Ejercicio 62.....	pág. 164
Ejercicio 63.....	pág. 169

EJERCICIOS SOBRE HIDROCICLONES

Ejercicio 64.....	pág. 176
Ejercicio 65.....	pág. 178
Ejercicio 66.....	pág. 184
Ejercicio 67.....	pág. 186

EJERCICIOS SOBRE SEPARACIÓN GRAVIMÉTRICA

Ejercicio 68.....	pág. 192
Ejercicio 69.....	pág. 195

EJERCICIOS SOBRE FLOTACIÓN

Ejercicio 70.....	pág. 197
Ejercicio 71.....	pág. 199

LIBROS Y ENLACES SUGERIDOS.....	pág. 203
---------------------------------	----------

EJERCICIO SOBRE LEYES Y CONTENIDOS

1.- Sabiendo que tenemos un mineral con una concentración (ley) en estaño (Sn) del 2.00%, determina cual es la concentración o contenido (%) en casiterita (SnO_2) para dicho mineral.

Solución:

Paso 1 : Cálculo del contenido de Sn (estaño) en el mineral de casiterita

Masa atómica del Sn = 118.71

Masa atómica del O = 15.99

Masa atómica de la casiterita (SnO_2) = 150.69

Luego:

$$150.69 (\text{SnO}_2) \rightarrow 100\%$$

$$118.71 (\text{Sn}) \rightarrow x\% \text{ Sn}$$

$$x = 78.78\% \text{ de Sn en la casiterita}$$

Paso 2 : Convertir la concentración de Sn (ley) a SnO_2

Para ello utilizamos el 2.00% de estaño en el mineral de casiterita, y también aplicamos la regla de proporcionalidad simple:

$$78.78\% \text{ de Sn} \rightarrow 100\% \text{ de Casiterita}$$

$$2.00\% \text{ de Sn} \rightarrow y\% \text{ de Casiterita en el mineral}$$

$$y = 2.54\% \text{ de casiterita en el mineral que se explota}$$

Solución: **2.54% de SnO_2**

EJERCICIO SOBRE LEYES Y CONTENIDOS

2.- Una muestra se ha analizado y se ha podido determinar que contiene tres fases: calcopirita (CuFeS_2), pirita (FeS_2), y ganga (sin contenido en cobre o hierro). Si se conoce que la concentración de cobre (Cu) es del 22.5% y de hierro (Fe) del 25.6%, ¿cuál es la concentración de pirita y de ganga del mineral?

Solución:

Hay que destacar que la contribución del contenido de Fe en el mineral viene dada por la calcopirita y la pirita. Sin embargo, la contribución del contenido de Cu en el mineral viene dada sólo por la calcopirita. Por ello, se recomienda comenzar los cálculos de contenido por el cobre ya que el número de variables o incógnitas se reduce a una.

$$\text{Masa atómica del Cu} = 63.54$$

$$\text{Masa atómica del Fe} = 55.85$$

$$\text{Masa atómica del S} = 32.06$$

$$\text{Masa atómica de la calcopirita (CuFeS}_2) = 183.51$$

$$\text{Masa atómica de la pirita (FeS}_2) = 119.97$$

Ahora vamos a calcular el porcentaje de Cu en la calcopirita (CuFeS_2):

$$183.51 \rightarrow 100\%$$

$$63.54 \rightarrow x\% \text{ de Cu en la calcopirita}$$

$$x = 34.63\% \text{ de Cu}$$

Ahora, si en el mineral que se está extrayendo contiene un 22.5% de Cu, fácilmente podemos calcular el contenido de calcopirita en dicho mineral de la siguiente manera:

$$34.63\% \text{ de Cu} \rightarrow 100\% \text{ de CuFeS}_2$$

$$22.5\% \text{ de Cu} \rightarrow y\% \text{ de CuFeS}_2 \text{ en el mineral}$$

$$y = 64.97\% \text{ de CuFeS}_2 \text{ en el mineral}$$

Ahora, sabiendo el porcentaje de calcopirita que hay en el mineral que se extrae, podemos determinar la contribución de la calcopirita en el contenido global de Fe, tal y como se desarrolla a continuación:

$$183.51 \text{ de } \text{CuFeS}_2 \rightarrow 100\%$$

$$55.85 \text{ de Fe} \rightarrow z\%$$

$$z = 30.43\% \text{ de Fe en la calcopirita}$$

Por lo que el porcentaje de Fe en el mineral que se extrae como contribución de la calcopirita se calcula de la siguiente manera:

$$100\% \text{ de calcopirita} \rightarrow 30.43\% \text{ de Fe}$$

$$64.97\% \text{ de calcopirita en el mineral} \rightarrow w\% \text{ de Fe}$$

$$w = 19.77\% \text{ de Fe}$$

El enunciado del problema informa de que en el mineral que se explota, contiene un 25.6% de Fe, y como el 19.77% lo aporta la calcopirita, entonces el resto será aportado por la pirita:

$$25.6\% - 19.77\% = 5.83\% \text{ de Fe que aporta la pirita}$$

Ahora ya podemos calcular el porcentaje de pirita en el mineral a extraer de la siguiente forma:

$$119.97 \text{ (peso atómico) de pirita} \rightarrow 100\%$$

$$55.85 \text{ (peso atómico) de Fe} \rightarrow h\%$$

$$h = 46.55\% \text{ de Fe en pirita (FeS}_2\text{)}$$

Finalmente, calculamos el porcentaje de pirita en el mineral:

$$46.55\% \text{ de Fe} \rightarrow 100\% \text{ de FeS}_2$$

$$5.83\% \text{ de Fe en el mineral} \rightarrow m\% \text{ de FeS}_2 \text{ en el mineral}$$

$$m = 12.52\% \text{ de FeS}_2 \text{ en el mineral}$$

Y por último calculamos el porcentaje de ganga que lleva el mineral a explotar:

$$100\% - 64.97\% \text{ de } \text{CuFeS}_2 - 12.52\% \text{ de FeS}_2 = 22.51\% \text{ de ganga}$$

Solución: **12.5% de pirita (FeS₂) y 22.5% de ganga**

EJERCICIO SOBRE LEYES Y CONTENIDOS

3.- Una muestra se ha analizado y se ha podido determinar que contiene tres fases: Ilmenita ($\text{FeO} \cdot \text{TiO}_2$), Rutilo (TiO_2), y ganga (sin contenido en titanio o hierro). Si se conoce que la concentración de titanio (Ti) es del 28.57% y de hierro (Fe) del 20.87%, ¿cuál es el porcentaje de ilmenita, rutilo y de ganga en la muestra? Pesos atómicos del titanio, hierro y oxígeno: 47.90, 55.85 y 16.00, respectivamente.

Solución:

Hay que destacar que la contribución del contenido de Ti en la muestra viene dada por la ilmenita y el rutilo. Sin embargo, la contribución del contenido de Fe en la muestra viene dado sólo por la ilmenita. Por ello, se recomienda comenzar los cálculos de contenido por el hierro ya que el número de variables o incógnitas se reduce a una.

Masa atómica del Ti = 47.90

Masa atómica del Fe = 55.85

Masa atómica del O = 16.00

Masa atómica de la ilmenita ($\text{FeO} \cdot \text{TiO}_2$) = 151.75

Masa atómica del rutilo (TiO_2) = 79.90

Ahora vamos a calcular el porcentaje de Fe en la ilmenita ($\text{FeO} \cdot \text{TiO}_2$):

$$151.75 \text{ (ilmenita)} \rightarrow 100\%$$

$$55.85 \text{ (Fe)} \rightarrow x\% \text{ de Fe en la ilmenita}$$

$$x = 36.80\% \text{ de Fe}$$

Ahora, si en la muestra que se ha analizado contiene un 20.87% de Fe, fácilmente podemos calcular el contenido de ilmenita en dicha muestra de mineral de la siguiente manera:

$$36.80\% \text{ de Fe} \rightarrow 100\% \text{ de } \text{FeO} \cdot \text{TiO}_2$$

$$20.87\% \text{ de Fe (muestra)} \rightarrow y\% \text{ de } \text{FeO} \cdot \text{TiO}_2 \text{ en la muestra}$$

$$y = 56.71\% \text{ de ilmenita } (\text{FeO} \cdot \text{TiO}_2) \text{ en la muestra}$$

Ahora, sabiendo el porcentaje de ilmenita que hay en la muestra que se analiza, podemos determinar la contribución de la ilmenita en el contenido global de Ti, tal y como se desarrolla a continuación:

$$151.75 \text{ de } \text{FeOTiO}_2 \rightarrow 100\%$$

$$47.90 \text{ de Ti} \rightarrow z\%$$

$$z = 31.57\% \text{ de Ti en la ilmenita (FeOTiO}_2)$$

Por lo que el porcentaje de Ti en la muestra analizada que es resultado de la contribución de la ilmenita se calcula de la siguiente manera:

$$100\% \text{ de ilmenita (FeOTiO}_2) \rightarrow 31.57\% \text{ de Ti}$$

$$56.71\% \text{ de ilmenita (FeOTiO}_2) \text{ en la muestra} \rightarrow w\% \text{ de Ti}$$

$$w = 17.90\% \text{ de Ti en la muestra proporcionado por la ilmenita}$$

El enunciado del problema informa de que la muestra que se analiza contiene un 28.57% de Ti, y como el 17.90% lo aporta la ilmenita, entonces el resto será aportado por rutilo (TiO_2):

$$28.57\% - 17.90\% = 10.67\% \text{ de Ti que aporta el rutilo (TiO}_2)$$

Ahora ya podemos calcular el porcentaje de rutilo en la muestra analizada de la siguiente forma:

$$79.90 \text{ (peso atómico) de rutilo} \rightarrow 100\%$$

$$47.90 \text{ (peso atómico) de Ti} \rightarrow h\%$$

$$h = 59.95\% \text{ de Ti en el rutilo (TiO}_2)$$

Finalmente, calculamos el porcentaje de rutilo contenido en la muestra:

$$59.95\% \text{ de Ti} \rightarrow 100\% \text{ de rutilo (TiO}_2)$$

$$10.67\% \text{ de Ti en la muestra} \rightarrow m\% \text{ de (TiO}_2) \text{ en la muestra}$$

$$m = 17.80\% \text{ de rutilo (TiO}_2) \text{ en la muestra}$$

Y por último calculamos el porcentaje de ganga que lleva el mineral a explotar:

$$100\% - 56.71\% \text{ de ilmenita} - 17.80\% \text{ de rutilo} = 25.49\% \text{ de ganga}$$

Solución: **56.71% de ilmenita; 17.80% de rutilo y 25.49% de ganga**

EJERCICIO SOBRE LEYES Y CONTENIDOS

4.- Un Todo-Uno de mineral de hierro se tritura en un primario a una capacidad de 1000 t/d, con un contenido en hierro del 60%. El producto de la trituradora se somete a cribado siendo la producción del pasante de 400 t/d. La cantidad de hierro presente en el pasante se estima en 200 t/d. ¿Cuál es el valor de la ley en la fracción gruesa de la criba?

Solución:

En base a la información del enunciado se va a calcular la cantidad de hierro (Fe) que va contenido en 1000 t/d:

$$1000 \text{ t/d} \cdot 0.60 \text{ (60\% Fe)} = 600 \text{ t/d de Fe en alimentación}$$

En el pasante se obtienen 200 t/d de Fe, por lo tanto, en rechazo se debe recoger el resto de las 600 t/d que llegan a la criba.

$$600 \text{ t/d} - 200 \text{ t/d} = 400 \text{ t/d}$$

Ahora para pasar dicha cantidad a ley se aplica la expresión de esta:

$$\text{Ley Fe} = \frac{400 \text{ t/d de Fe rechazo}}{600 \text{ t/d de Fe alimentación}} \times 100 = 66.67\%$$

Por lo tanto, la ley de Fe en el rechazo será del 66.67%

EJERCICIO SOBRE LEYES Y CONTENIDOS

5. Un mineral contiene un 30% de titanio, donde el titanio lo proporciona el contenido de ilmenita que lleva dicho mineral (FeOTiO_2). Calcula el contenido de ganga que habrá que retirar por tonelada de mineral extraído.

Solución:

Partiendo del peso molecular de la ilmenita (FeOTiO_2) cuyo valor es 106.96 y del peso atómico del titanio (Ti) cuyo valor es 47.9 se puede establecer la siguiente relación de proporción simple:

$$\begin{array}{l|l} 106.96 \rightarrow 47.9 & \\ x \quad \rightarrow 30\% & \end{array} \quad \left| \quad x = 66.98\% \text{ ilmenita en el mineral} \right.$$

Luego la cantidad de ganga será:

$$100\% - 66.98\% = 33.02\% \text{ de ganga en el mineral}$$

Por lo tanto, de cada tonelada extraída unos 330 kg serán estériles.

EJERCICIO SOBRE LEYES Y CONTENIDOS

6.- Hallar la ley máxima que se obtendría para un concentrado de cobre. El cobre lo proporciona la calcopirita (CuFeS_2) contenida. Se conoce que la ley en cobre del mineral que se extrae (calcopirita + ganga) es del 2.1%. Calcula también la cantidad de calcopirita y de ganga en una tonelada extraída de dicho mineral de cobre.

Solución:

Partiendo del peso molecular de la calcopirita (CuFeS_2) cuyo valor es 183.7 y del peso atómico del cobre (Cu) cuyo valor es 63.6 se puede establecer la siguiente relación de proporción simple:

$$\begin{array}{l|l} 183.7 \rightarrow 63.6 & \\ x \quad \rightarrow 2.1\% & \end{array} \quad \left| \quad x = 6.07\% \text{ de calcopirita en el mineral} \right.$$

Luego la cantidad de ganga será:

$$100\% - 6.07\% = 93.93\% \text{ de ganga en el mineral}$$

Por lo tanto, de cada tonelada extraída unos 939.3 Kg serán estériles.

Por otro lado, la máxima ley de cobre que se podría obtener sería cuando todo lo extraído es calcopirita pura sin ganga; donde en esas condiciones el porcentaje de cobre contenido o ley sería:

$$\begin{array}{l|l} 183.7 \rightarrow 100\% & \\ 63.6 \rightarrow y & \end{array} \quad \left| \quad y = 34.62\% \text{ de cobre (ley máxima)} \right.$$

EJERCICIO SOBRE LEYES Y CONTENIDOS

7.- Un mineral que contiene un 2% en plomo, donde el plomo lo proporciona el contenido de galena (PbS) contenido en dicho mineral. Calcula el contenido de ganga que habrá que retirar por tonelada de mineral extraído.

Solución:

Partiendo del peso molecular de la galena (PbS) cuyo valor es 239.2 y del peso atómico del plomo (Pb) cuyo valor es 207.2 se puede establecer la siguiente relación de proporción simple:

$$\begin{array}{l|l} 239.2 \rightarrow 207.2 & \\ x \quad \rightarrow 2\% & \end{array} \quad \left| \quad x = 2.31\% \text{ de galena en el mineral} \right.$$

Luego la cantidad de ganga será:

$$100\% - 2.31\% = 97.69\% \text{ de ganga en el mineral}$$

Por lo tanto, de cada tonelada extraída unos 976.9 Kg serán estériles.

EJERCICIO SOBRE ANÁLISIS GRANULOMÉTRICOS

8.- En el laboratorio de una planta de tratamiento de áridos se ha efectuado un ensayo granulométrico del producto de una machacadora de mandíbulas. Las cantidades de retenido, en gramos, para las diferentes dimensiones del ensayo han sido los siguientes:

Número de malla	Tamaño en micras	Peso material retenido (en gramos)
+14	1200	2.5
-14 +22	710	18.0
-22 +30	500	18.5
-30 +44	355	21.0
-44 +60	250	27.5
-60 +72	210	36.0
-72 + 100	150	31.5
-100 +150	105	26.0
-150+200	74	18.5
-200		50.5
		250.0

Se pide calcular el tamaño medio de la muestra y el d_{80} .

Solución:

Se calculan los tamaños medios para cada fracción granulométrica (d_i), el porcentaje retenido (w_i %) y el cociente (w_i/d_i), cuyos valores ya calculados se presentan en la siguiente tabla:

Tamaño medio para cada fracción, d_i	wt % w_i	w_i/d_i
1200	1.0	0.00083
$(1200+710)/2=955$	7.2	0.0075
$(710+500)/2=605$	7.4	0.0122
$(500+355)/2=427.5$	8.4	0.0197
$(355+250)/2=302.5$	11.0	0.0364
$(250+210)/2=230$	14.4	0.063
$(210+150)/2=180$	12.6	0.07
$(150+105)/2=127$	10.4	0.082
$(105+74)/2=89.5$	7.4	0.083
$(74+0)/2=37$	20.2	0.55
TOTAL:		0.925

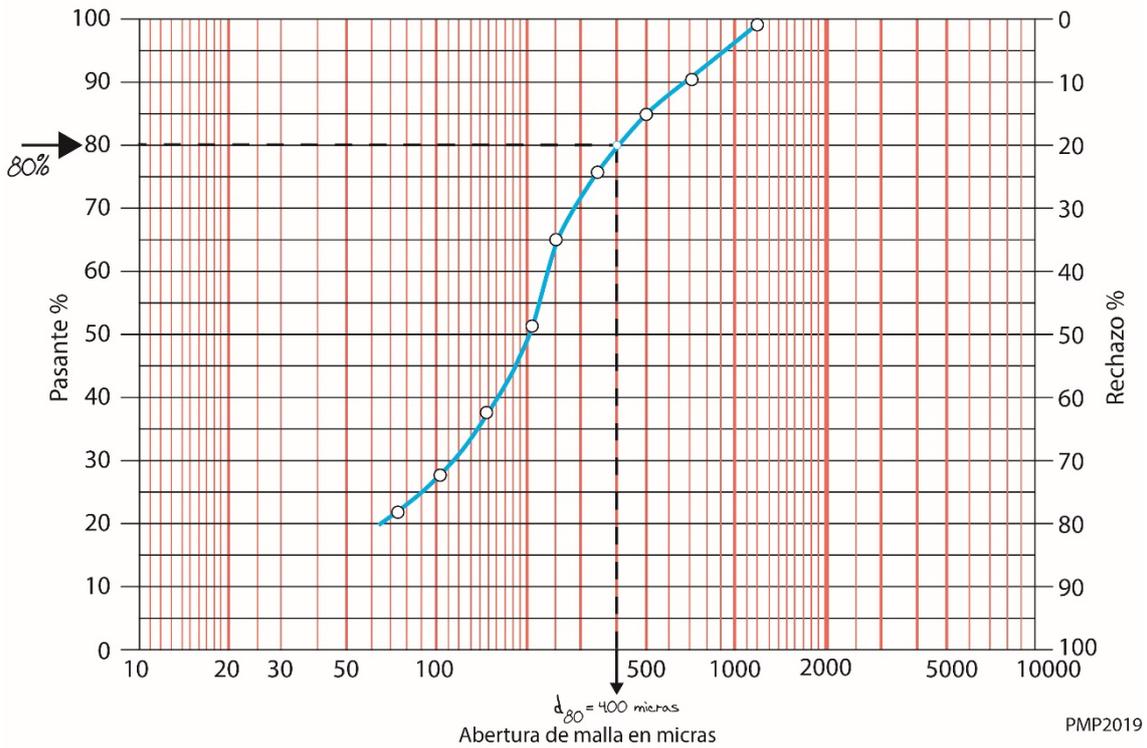
El tamaño de la muestra se calcula con la siguiente expresión:

$$\text{Tamaño medio} = \frac{100}{\sum \frac{w_i}{d_i}} = \frac{100}{0.925} = 108.11 \text{ micras}$$

Ahora vamos a representar la curva granulométrica, pero antes vamos a calcular el porcentaje acumulado de paso apoyándonos para ello en los valores anteriores de la tabla. Estos valores de porcentaje acumulado de paso (%) se muestran ya calculados en la siguiente tabla:

Número de malla	Tamaño en micras	% Retenido - w_i	Porcentaje Paso (%)
+14	+200	10	100
14	1200	7.2	99
22	710	7.4	91.8
30	500	8.4	84.4
44	355	11.0	76
60	250	14.4	65
72	210	12.6	50.6
100	150	10.4	38
150	105	7.4	27.6
200	74	20.2	20.2

A continuación, se representan los valores de la tabla anterior en la plantilla semilogarítmica que se muestra a continuación, donde sobre ellos se ha hecho pasar una línea que representa la curva granulométrica de la muestra.



Para calcular el valor d_{80} , se entra por ordenadas a través del 80% de paso hasta cortar la curva granulométrica y bajando nos dará en abscisas un valor aproximado de 400 micras. Este valor será nuestro d_{80} .

Solución:

Tamaño medio = 108.11 micras

$d_{80} = 400$ micras

EJERCICIO SOBRE ANÁLISIS GRANULOMÉTRICOS

9.- En el laboratorio de una planta de tratamiento de áridos se ha efectuado un ensayo granulométrico del producto de una machacadora de mandíbulas. Las cantidades de retenido, en gramos, para las diferentes dimensiones del ensayo han sido los siguientes:

Número de malla	Tamaño en micras	Peso material retenido (en gramos)
+16	1180	12.5
-16 +20	850	12.5
-20 +30	600	15
-30 +40	425	17.5
-40 +50	300	30
-50 +100	150	62.5
-100 + 200	75	37.5
-200 +270	53	12.5
-270		50
		TOTAL: 250 GRAMOS

Se pide calcular el tamaño medio de la muestra y el d_{80} .

Solución:

Se calculan los tamaños medios para cada fracción granulométrica (d_i), el porcentaje retenido (w_i %) y el cociente (w_i/d_i), cuyos valores ya calculados se presentan en la siguiente tabla:

Tamaño medio para cada fracción, d_i	wt % w_i	w_i/d_i
1180	5	0.00424
$(1180+850)/2 = 1015$	5	0.00493
$(850+600)/2 = 725$	6	0.00828
$(600+425)/2 = 512.5$	7	0.014
$(425+300)/2 = 362.5$	12	0.033
$(300+150)/2 = 225$	25	0.111
$(150+75)/2 = 112.5$	15	0.133
$(75+53)/2 = 64$	5	0.078
$(53+0)/2 = 26.5$	20	0.76
TOTAL:		1.147

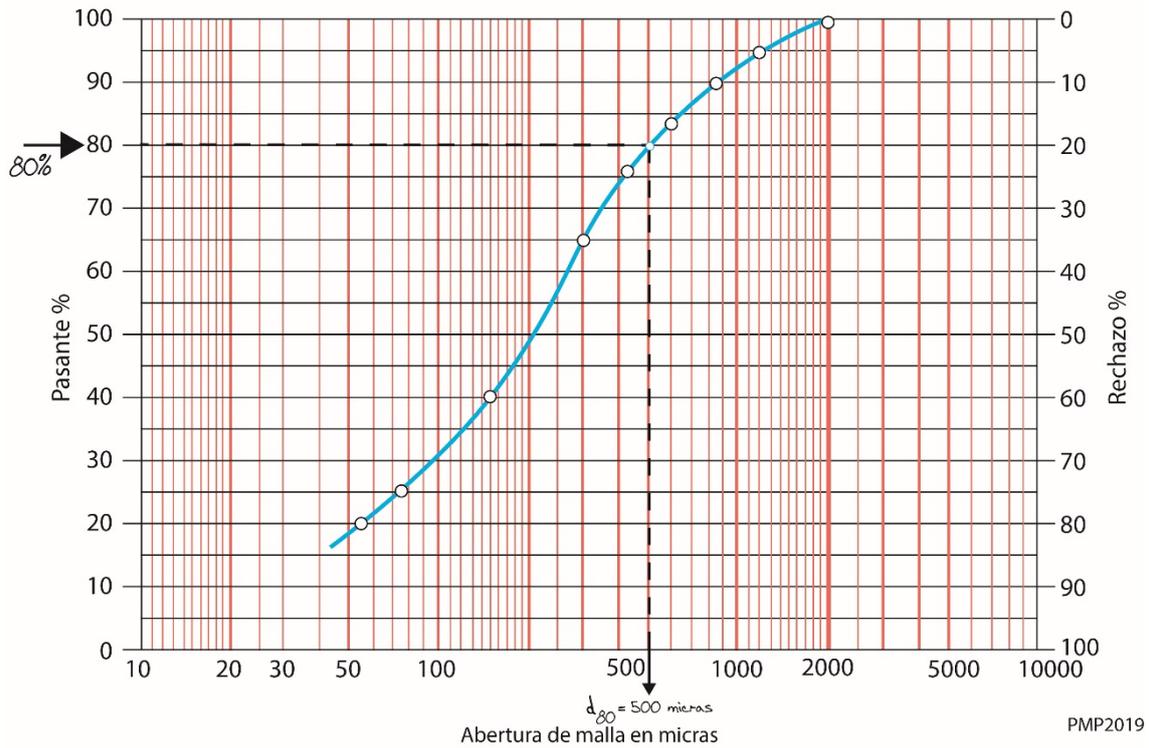
El tamaño de la muestra se calcula con la siguiente expresión:

$$\text{Tamaño medio} = \frac{100}{\sum \frac{w_i}{d_i}} = \frac{100}{1.147} = 87.8 \text{ micras}$$

Ahora vamos a representar la curva granulométrica, pero antes vamos a calcular el porcentaje acumulado de paso apoyándonos para ello en los valores anteriores de la tabla. Estos valores de porcentaje acumulado de paso (%) se muestran ya calculados en la siguiente tabla:

Número de malla	Tamaño en micras	% Retenido - w_i	Porcentaje Paso (%)
+16	+1180	5	100
16	1180	5	95
20	850	6	90
30	600	7	84
40	425	12	77
50	300	25	65
100	150	15	40
200	75	5	25
270	53	20	20

A continuación, se representan los valores de la tabla anterior en la plantilla semilogarítmica que se muestra a continuación, donde sobre ellos se ha hecho pasar una línea que representa la curva granulométrica de la muestra.



Para calcular el valor d_{80} , se entra por ordenadas a través del 80% de paso hasta cortar la curva granulométrica y bajando nos dará en abscisas un valor aproximado de 500 micras. Este valor será nuestro d_{80} .

Solución:

Tamaño medio = 87.18 micras

$d_{80} = 500$ micras

EJERCICIO SOBRE MACHACADORAS DE MANDÍBULAS

10.- La distribución de tamaños de partícula de un mineral que es sometido a una trituradora de mandíbulas, tanto la obtenida en la alimentación como en el producto, es la que se facilita en la siguiente tabla. Considerando que el reglaje en lado cerrado (L_{MIN}) de la trituradora es de 25.4 mm, calcula la probabilidad P de las partículas a ser trituradas para cada uno de los rangos del análisis granulométrico.

Número de intervalo	Rango de tamaño (mm)	% rechazo en la alimentación $f(d)$	% rechazo en el producto $p(d)$
1	-229 +50	69.0	-
2	-50 +38	3.0	2.0
3	-38 +32	6.0	12.0
4	-32 +25.4	3.5	13.0
5	-25.4 +6.4	12.2	50.0
6	-6.4 +0	6.3	23.0
Total		100	100

Solución:

Según Whiten (1972) se establece que la probabilidad P de ser triturada una partícula de tamaño d , denotada como $P(d)$, viene definida por las siguientes expresiones:

$$P(d) = 0 \text{ para } d < K_1$$

$$P(d) = 1 \text{ para } d > K_2$$

$$P(d) = 1 - \left[\frac{K_2 - d}{K_2 - K_1} \right]^{2.3} \text{ para } K_1 < d < K_2$$

Para el valor de K_1 se toma el reglaje en lado cerrado (L_{MIN}) cuyo valor es de 25.4 mm y para el valor de K_2 se toma la mayor dimensión de partícula obtenida en el producto de la trituradora, que observando la tabla vemos que se trata de tamaños de 50 mm.

Por lo tanto:

$$K_1 = 25.4 \text{ mm}$$

$$K_2 = 50 \text{ mm}$$

Luego, aplicamos las expresiones anteriores de la probabilidad de trituración para los tamaños que entrarían en la alimentación, (tomaremos para cada rango granulométrico de la segunda columna la dimensión inferior), así:

$$P(50 \text{ mm}) = 1$$

$$P(38 \text{ mm}) = 1 - \left[\frac{50 - 38}{50 - 25.4} \right]^{2.3} = 0.81$$

$$P(32 \text{ mm}) = 1 - \left[\frac{50 - 32}{50 - 25.4} \right]^{2.3} = 0.51$$

$$P(25.4 \text{ mm}) = 1 - \left[\frac{50 - 25.4}{50 - 25.4} \right]^{2.3} = 0$$

$$P(6.4 \text{ mm}) = 0 \text{ ya que } 6.4 < 25.4$$

$$P(0 \text{ mm}) = 0 \text{ ya que } 0 < 25.4$$

Nota: en el intervalo $(-32 \text{ mm} + 25.4 \text{ mm})$ si se estima un valor medio para dicho rango (28.7 mm) se obtendría una probabilidad diferente a cero, pero que es, por otra parte, muy baja, por lo que la suposición de probabilidad cero para dicho rango se puede adoptar como válida:

$$P(28.7 \text{ mm}) = 1 - \left[\frac{50 - 28.7}{50 - 25.4} \right]^{2.3} = 0.2$$

Referencias:

Whiten WJ. (1972). JSA Inst Min Metall 1972, 72:257

EJERCICIO SOBRE MACHACADORAS DE MANDÍBULAS

11.- Se sabe que el tamaño máximo de bloque que le llega a una trituradora es de 560 mm y el tamaño mínimo de 160 mm. La densidad del mineral es de 2.8 t/m^3 . El mineral se va a triturar en una machacadora de mandíbulas a una razón de reducción de 4. Determina:

- La capacidad máxima de la trituradora para dichas condiciones de trabajo.
- La velocidad óptima a la cual debería operar la trituradora.

Solución:

Partiendo del tamaño de bloque (560 mm) se establece lo siguiente:

Tamaños de bloque máximo de fragmento = $0.9 \times G$
Siendo G la abertura de la boca de entrada.

Por lo tanto,

$$\begin{aligned} 0.560 \text{ m} &= 0.9 \times G \\ G &= 0.62 \text{ m} \end{aligned}$$

La longitud del recorrido (L_T) se puede establecer como:

$$T \equiv L_T = 0.0502 \times G^{0.85} = 0.0502 \times 0.62^{0.85} = 0.033 \text{ m}$$

El ancho (W) de la boca de entrada se obtendría adoptando la siguiente relación:

$$W = 1.3 \times G = 1.3 \times 0.62 = 0.81 \text{ m}$$

La razón de reducción (R) viene dada (Rose and English, 1967):

$$R = \frac{G}{L_{MIN}}$$

Con referencia al enunciado $R = 4$, luego la expresión anterior se puede escribir como:

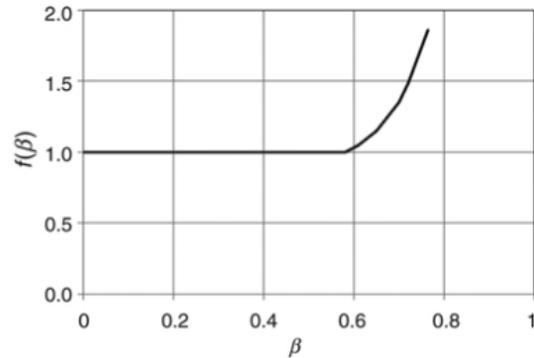
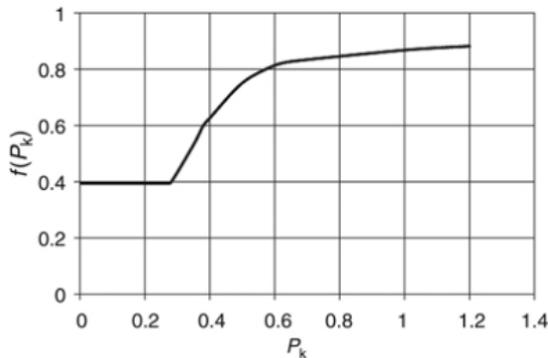
$$4 = \frac{0.62}{L_{MIN}} \Rightarrow L_{MIN} = \frac{0.62}{4} = 0.16 \text{ m}$$

Ahora vamos a determinar P_K , β , $\epsilon(P_K)$, y $\epsilon(\beta)$:

$$P_K \frac{d_{\max} - d_{\min}}{d_{\text{medio}}} = \frac{0.56 - 0.16}{0.36} = 1.11$$

$$d_{\text{medio}} = \frac{0.56 + 0.16}{2} = 0.36$$

Entrando con el valor de P_K igual a 1.11 en la gráfica de la siguiente figura se obtendría un valor para $f(P_K)$ igual 0.84



A continuación, escribimos que:

$$\beta = \frac{L_{\text{MIN}}}{d_{\text{medio}}} = \frac{0.16 \text{ m}}{0.36 \text{ m}} = 0.44$$

Ahora entrando con el valor de β igual a 0.44 en la gráfica de la anterior figura se obtendría un valor para $f(\beta)$ igual a 1.0.

En este momento ya podemos plantear la expresión para la máxima capacidad corregida (Q_M) de una trituradora de mandíbulas como:

$$Q_M = 2820 \cdot L_T^{0.5} \cdot W \cdot (2L_{\text{MIN}} + L_T) \cdot \left(\frac{R}{R-1}\right)^{0.5} \cdot \rho_S \cdot f(P_K) \cdot f(\beta) \cdot S_C$$

Y sustituyendo las variables por sus valores tenemos:

$$Q_M \left(\frac{t}{h}\right) = 2820 \cdot 0.033^{0.5} \cdot 0.81 \cdot (2 \cdot 0.16 + 0.033) \cdot \left(\frac{4}{4-1}\right)^{0.5} \cdot 2.8 \cdot 0.84 \cdot 1.0 \cdot 1.0 = 398 \frac{t}{h}$$

La velocidad óptima viene dada por:

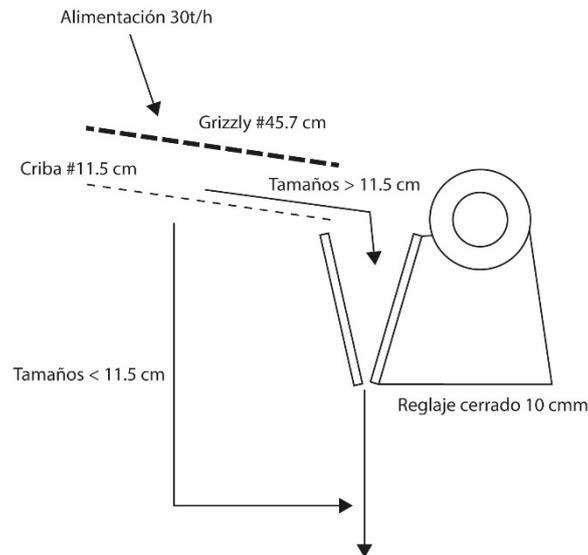
$$v_{OPT} = 280 \times e^{-0.212 \cdot G^3} = 280 \times e^{-0.212 \cdot (0.62)^3} = 266 \text{ rpm}$$

Referencias:

Rose HE, English JE (1967). Trans IMM; 76:C32

EJERCICIO SOBRE MACHACADORAS DE MANDÍBULAS

12.- El todo-uno de una roca granítica se hace pasar por un grizzly (escalpado) a 45.7 cm antes de enviarlo a trituración primaria. Los tamaños que ya cumplen las especificaciones de tamaño (tamaños inferiores a 11.5 cm) son retirados de la alimentación para que no entren en la trituradora de mandíbulas. La capacidad de la trituradora se mantiene constante a 30 t/h y el factor de forma se mantiene tanto para la alimentación como para el producto. El reglaje en lado cerrado es de 10 cm. Con todos estos datos se pide hallar el tamaño de trituradora que se necesitaría y el ratio de producción que podría dar.



Solución:

- Determinación del tonelaje de reducción comparativo (Q_{RC}):

$$Q_{RC} = \frac{Q_R}{K}$$

Q_R : Tonelaje de reducción

K : Factores de corrección

Según el enunciado el porcentaje de material de la alimentación que presenta un tamaño inferior a 11.5 cm y por lo tanto no entrará a la trituradora será:

$$45.7 \text{ cm} \rightarrow 100\%$$

$$11.5 \text{ cm} \rightarrow x\%$$

$$x = 25.16\%$$

Luego la cantidad real (Q_T) en t/h que realmente va a pasar por el triturador será:

$$100\% - 25.16\% = 74.84\%$$

$$30 \text{ t/h} \times 0.7484 = 22.45 \text{ t/h } (Q_T)$$

Los coeficientes k_i para obtener K serán:

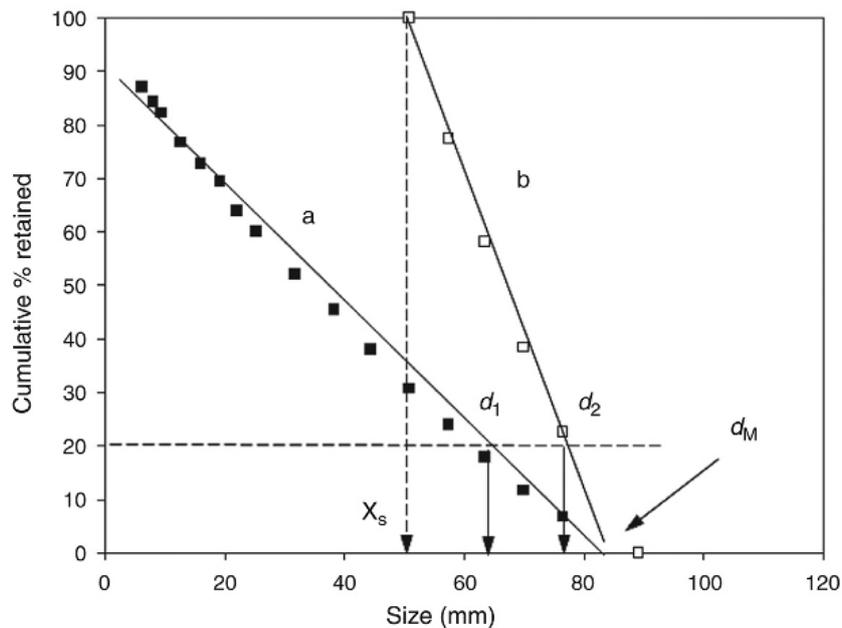
$$k_C \text{ (granito): } 0.85$$

$$k_M \text{ (humedad): } 1$$

$$k_F \text{ (alimentación): } 0.75 \text{ (cinta)}$$

$$K = k_C \times k_M \times k_F = 0.85 \times 1 \times 0.75 = 0.64$$

Como no disponemos de análisis granulométrico previo que nos facilite la razón de reducción (R_{80}), a través del D_{80} y del d_{80} , entonces aplicaremos el método de Taggart (1945) para la obtención del R_{80} .



Se entra en la gráfica anterior con el valor de $x=20\%$ (porcentaje de rechazo acumulado y que representa el 80% del pasante acumulado) hasta cortar las dos líneas, a y b, estableciéndose:

$$\frac{d_2 - d_1}{x_s} = \frac{20}{100}$$

$$d_2 = d_1 + 0.2 \cdot x_s$$

A partir de dicha expresión se establece que:

$$d_2 = F_{80} \text{ (alimentación escalpada)} \equiv F_{80} \equiv D_{80}$$

$$d_1 = F_{80} \text{ (alimentación sin escalpar)} \equiv P_{80} \equiv d_{80}$$

Luego la expresión de arriba la podemos poner ahora como:

$$F_{80} \text{ (escalpado)} = F_{80} \text{ (sin escalpar)} + 0.2 \cdot x_s$$

Se cumplirá además que:

$$F_{80} \text{ (escalpado)} = 0.8 \cdot S_F \cdot d_{MAX} + 0.2 \cdot x_s$$

$$S_F = \text{Factor de forma (1.7)}$$

$$d_{MAX} = \text{Tamaño máximo} = 45.7 \text{ cm}$$

$$x_s = \text{reglaje} = 10 \text{ cm}$$

Hemos asumido partículas en forma cúbica ($S_F = 1.7$) y ahora sustituyendo las variables por sus valores se obtiene que:

$$D_{80} \equiv F_{80} \text{ (escalpado)} = 0.8 \cdot 1.7 \cdot 45.7 + 0.2 \cdot 10 = 64.15 \text{ cm}$$

Y para el d_{80} :

$$d_{80} \equiv P_{80} = 0.8 \times 1.7 \times 11.5 = 15.64 \text{ cm}$$

Por lo tanto, la razón de reducción ya se puede calcular siendo su valor:

$$R_{80} = \frac{F_{80}}{P_{80}} = \frac{D_{80}}{d_{80}} = \frac{64.15}{15.64} = 4.10 \approx 4$$

Ahora podemos calcular el tonelaje de reducción comparativo (Q_{RC}):

$$Q_R = Q_T \times R_{80} = 22.45 \text{ t/h} \times 4.10 = 92.05 \text{ t/h}$$

$$Q_R = K \times Q_{RC} \Rightarrow Q_{RC} = \frac{Q_R}{K} = \frac{92.05}{0.64} = 143.83 \text{ t/h}$$

Los tonelajes de reducción y comparativo intentan reflejar el incremento de capacidad que al que se puede elevar para mantener el mismo ritmo de trituración teniendo en cuenta todas aquellas partículas que no van a sufrir trituración por su tamaño muy fino y por las características propias del material triturado.

Una vez obtenido el valor del tonelaje de reducción comparativo (Q_{RC}) ya se puede determinar las dimensiones de la trituradora.

La dimensión del máximo fragmento que debe asumir una trituradora no debería superar el 80-85% de la abertura de entrada (G).

Se va a asumir la siguiente relación:

Tamaño máximo de bloque = $0.85 \times G$

El tamaño máximo de bloque es 45.7 cm, luego la abertura (G) será:

$$G = \frac{45.7}{0.85} = 53.6 \text{ cm}$$

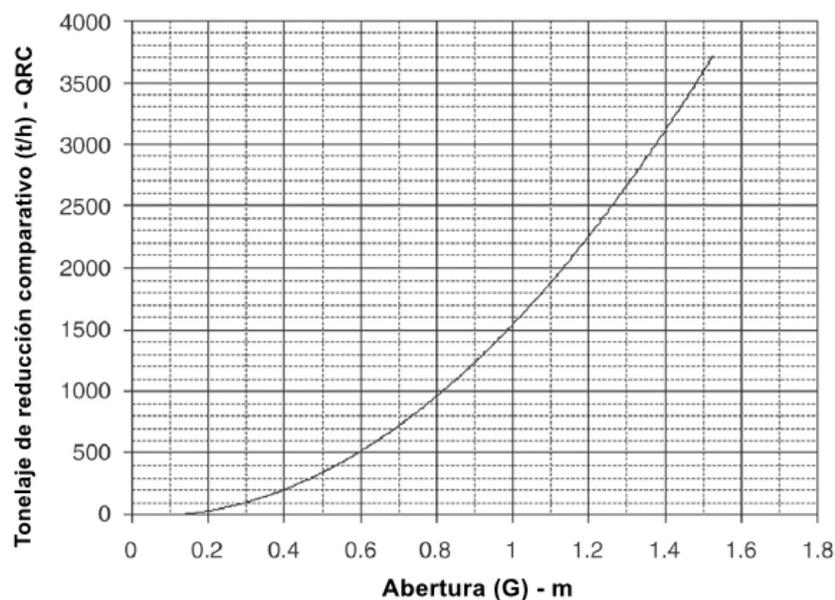
Hemos estimado un factor de forma (S_f) de 1.7.

La anchura (W) se puede establecer como:

$$W = \text{tamaño máximo} \times \text{factor forma}$$

$$W = 45.7 \times 1.7 = 78 \text{ cm}$$

A partir de los datos dados por Taggart (1945) y representados en la siguiente figura, para una trituradora con una abertura de 53.6 cm ésta proporcionaría una capacidad de reducción comparativa (Q_{RC}) de 436 t/h.



Por consiguiente, la capacidad real, Q_T , (estimada a partir de dicha gráfica) sería:

$$Q_T = \frac{Q_{RC} \times K}{R_{80}} = \frac{436 \times 0.64}{4.10} = 68.1 \text{ t/h}$$

Por lo que se deduce que Q_T (la que realmente se tiene) = 22.45 t/h < Q_T (estimada) = 68.1 t/h

En base a esa desigualdad se puede establecer que las dimensiones estimadas podrían asumir la capacidad real de 22.45 t/h que se necesitará producir.

Nota: Entrar en catálogos comerciales y elegir el modelo más próximo a las dimensiones obtenidas de abertura (G) y anchura (W).

Referencias:

Taggart AJ (1945). Handbook of mineral dressing. New York: John Wiley.

EJERCICIO SOBRE MACHACADORAS DE MANDÍBULAS

13.- Una trituradora de mandíbulas con unas dimensiones de entrada de 22.8 x 47.7 cm recibe un mineral con contenido aurífero a una capacidad de 85 t/h, donde el reglaje cerrado (L_{MIN}) es de 2.54 cm y el reglaje abierto (L_{MAX}) es de 3.8 cm. El índice de Bond (Work Index) para dicho mineral es de 13.5 kWh/t. Asumiendo una densidad de 5.4 t/m³, se pide:

- La velocidad óptima de la trituradora (v_{OPT}).
- La velocidad crítica de la trituradora (v_C).
- El consumo de potencia (kW).

Solución:

a) Cálculo de la velocidad óptima:

Se aplica la expresión conocida para la misma.

$$v_{OPT} = 280 \cdot e^{-0.212 \cdot G^3} = 280 \cdot e^{-0.212 \cdot (0.228)^3} = 279.3 \text{ rpm}$$

b) Cálculo de la velocidad crítica:

Se calcula previamente la razón de reducción (R) y el recorrido (L_T).

$$R = \frac{G}{L_{MIN}} = \frac{0.228}{0.0254} = 8.98$$

$$L_T = L_{MAX} - L_{MIN} = 0.038 - 0.0254 = 0.0126 \text{ m}$$

Ahora aplicamos la expresión para la velocidad crítica y en donde ya podemos sustituir sus variables por los valores que ya se disponen:

$$v_C = 47 \cdot L_T^{0.5} \cdot \left(\frac{R-1}{R} \right)^{0.5} = 47 \cdot (0.0126)^{0.5} \cdot \left(\frac{8.98-1}{8.98} \right)^{0.5} = 394.71 \text{ rpm}$$

c) Cálculo de la potencia (kW):

Vamos a aplicar la expresión de Bond y para ello necesitamos conocer previamente los valores de F_{80} (D_{80}) y de P_{80} (d_{80}), donde aplicamos las expresiones de Rose and English (1967):

$$F_{80} = 0.9 \cdot G \cdot 0.7 \times 10^6 = 0.9 \cdot 0.228 \cdot 0.7 \times 10^6 = 143640 \text{ micras}$$

$$P_{80} = 0.7 \cdot (L_{MIN} + L_T) \times 10^6 = 0.7 \cdot (0.0254 + 0.0126) \times 10^6 = 26600 \text{ micras}$$

A continuación, introducimos dichos valores en la expresión de Bond para obtener la potencia necesaria para triturar dicho mineral a dicha capacidad de tratamiento de 85 t/h, siendo:

$$\text{Potencia (kW)} = w_i \cdot Q \cdot 10 \cdot \left(\frac{1}{\sqrt{P_{80}}} - \frac{1}{\sqrt{F_{80}}} \right) = 13.5 \cdot 85 \cdot 10 \cdot \left(\frac{1}{\sqrt{26600}} - \frac{1}{\sqrt{143640}} \right) = 403.16 \text{ kW}$$

Referencias:

Rose HE, English JE. Trans IMM 1967; 76:C32.

EJERCICIO SOBRE MACHACADORAS DE MANDÍBULAS

14.- Un mineral que se quiere triturar en circuito cerrado con trituradora de mandíbulas a un reglaje en lado cerrado (LMIN) de 25.4 mm, presenta, a través del análisis granulométrico realizado, la siguiente distribución granulométrica:

Número de intervalo	Rango de tamaño (mm)	% rechazo en la alimentación f(d)	% rechazo en el producto p(d)	P(d)
1	-229 +50	69.0	-	1
2	-50 +38	3.0	2.0	0.82
3	-38 +32	6.0	12.0	0.52
4	-32 +25.4	3.5	13.0	0
5	-25.4 +6.4	12.2	50.0	0
6	-6.4 +0	6.3	23.0	0
Total		100	100	

Se pide:

- El consumo de potencia (kW) según el método establecido por Lynch (1977).

Solución:

Se plantea la siguiente expresión (Lynch, 1977) para obtener el consumo de energía, se trata del parámetro de tamaño (C):

$$C = 25.4 \cdot \sum_{i=1}^n \frac{t_i}{(S_i + S_{i+1})}$$

Donde:

t_i = Elemento i-ésimo de la distribución de tamaños para la alimentación

$$t_i = f(d) \cdot P(d)$$

S_i, S_{i+1} = Límite inferior y superior del rango granulométrico

Por lo tanto, en base a las expresiones anteriores, se facilita la siguiente tabla:

f(d)	p(d)	P(d)	t_i	S_{i+1}	S_i	$S_i + S_{i+1}$	$t_i / (S_i + S_{i+1})$
69.0	-	1	69.0	229	50	279	0.247
3.0	2.0	0.82	2.46	50	38	88	0.028
6.0	12.0	0.52	3.18	38	32	70	0.045
3.5	13.0	0	0	32	25.4	57.4	0
12.2	50.0	0	0	25.4	6.4	31.8	0
6.3	23.0	0	0	6.4	0	6.4	0
Σ							0.32

Ahora aplicando los valores obtenidos en la construcción de la anterior tabla ya podemos obtener el parámetro de tamaño (C):

$$C = 25.4 \cdot 0.32 = 8.13$$

La expresión de Lynch se expresa como:

$$I = 14.2 + 0.0822 \cdot C + 0.00305 \cdot C^2 \pm 1.8 \text{ Amp}$$

Sustituyendo ahora C por 8.13 obtenemos:

$$I = 14.2 + 0.0822 \cdot (8.13) + 0.00305 \cdot (8.13)^2 \pm 1.8 \text{ Amp}$$

$$I = 15.07 \pm 1.8 \text{ Amp}$$

Ahora si asumimos un voltaje de 400 voltios, entonces:

$$P = V \cdot I = 400 \times 15.07 = 6028 \text{ W} = 6.03 \text{ kW}$$

Potencia que consumiría la trituradora de mandíbulas.

Referencias:

Lynch A.J. Mineral crushing and grinding circuits. Amsterdam, New York: Elsevier Science Publishing; 1977.

EJERCICIO SOBRE MACHACADORAS DE MANDÍBULAS

15.- Una caliza es triturada con una machacadora de simple efecto diseñada para dar un recorrido (L_T) de 228 mm. El reglaje en posición abierta (L_{MAX}) es de 330 mm, el reglaje en posición cerrada (L_{MIN}) es de 102 mm. La abertura (G) de la boca de alimentación es de 813 mm y la anchura de la mandíbula (W) es de 1067 mm. El 90% del mineral comenzó a ser triturado a 200 mm (h) desde el fondo de la trituradora, considerando esta anchura la dimensión mínima de alimentación (d_{min}). El índice de Bond fue estimado en 15 kWh/t. Suponiendo una densidad de 2.6 t/m³ para la caliza.

Se pide:

- La velocidad óptima (rpm) de la trituradora (v_{OPT}).
- La máxima capacidad de la trituradora (Q_M).
- El consumo de potencia a la velocidad óptima (P_{OPT}).

Nota: Emplear la metodología seguida por Rose and English (1967), donde la notación que se emplea se facilita en el siguiente diagrama esquemático:

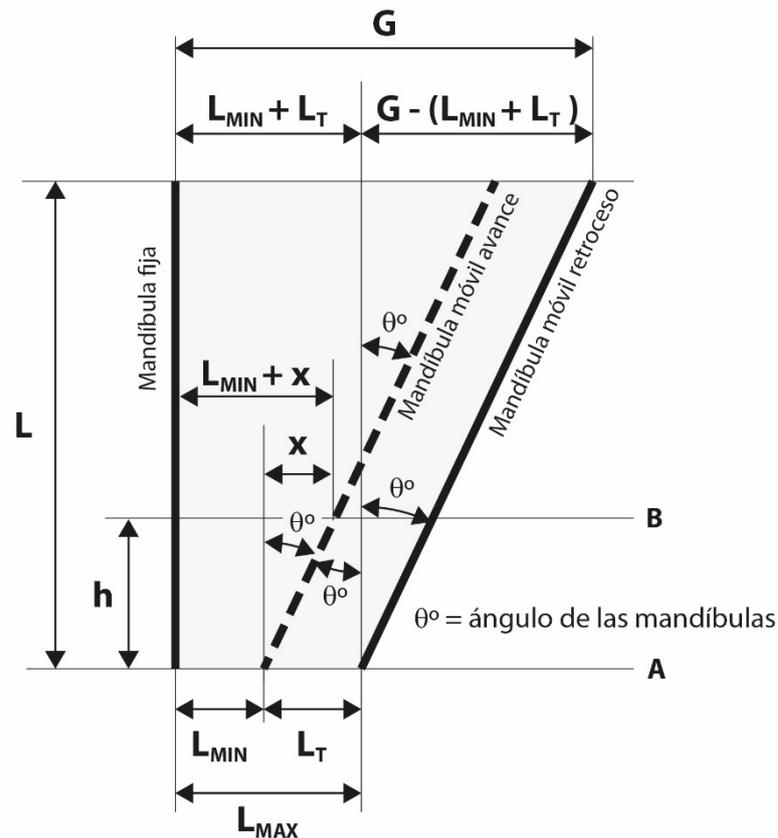


Diagrama simplificado del movimiento de la mandíbula de la trituradora

PMP2021

Solución:

Vamos a calcular la altura (L) de la trituradora estimando que se cumple la siguiente relación:

$$L \approx 2 \cdot G = 2 \times 813 = 1626 \text{ mm}$$

Luego la altura de la máquina es de 1626 mm = 1.626 m.

a. Cálculo de la velocidad óptima (v_{OPT}):

Para ello aplicamos la siguiente expresión facilitada por Rose and English (1967):

$$v_{OPT} = 280 \cdot e^{-0.212 \cdot G^3} = 280 \cdot e^{-0.212 \cdot (0.813)^3} = 250 \text{ rpm}$$

b. Cálculo de la capacidad máxima (Q_m):

Antes de poder emplear la expresión para la capacidad máxima facilitada por Rose and English (1967), hay que calcular previamente el tamaño máximo (d_{max}) y el tamaño mínimo (d_{min}) a la entrada de la trituradora:

Tamaño máximo a la entrada:

$$d_{max} = 0.9 \cdot G = 0.9 \times 0.813 = 0.7317 \text{ m}$$

Tamaño mínimo a la entrada:

El enunciado indica que este tamaño coincidirá con la anchura de la cámara en el punto de altura (h), ver diagrama inicial, por lo que para su cálculo aplicaremos trigonometría con los datos que ya disponemos:

$$G - (L_{MIN} + L_T) = 0.813 - (0.102 + 0.228) = 0.483 \text{ m}$$

$$\tan \theta = \frac{(G - (L_{MIN} + L_T))}{L} = \frac{0.483}{1.626} = 0.297 \Rightarrow \theta = 16.54^\circ$$

Luego:

$$\tan(16.54^\circ) = \frac{x}{0.200} \Rightarrow x = 0.06 \text{ m}$$

Por lo que tamaño mínimo (d_{min}) ya se puede obtener:

$$d_{\min} = x + L_{\min} = 0.06 + 0.102 = 0.161 \text{ m}$$

Tamaño medio (d_{medio}) a la entrada será, entonces:

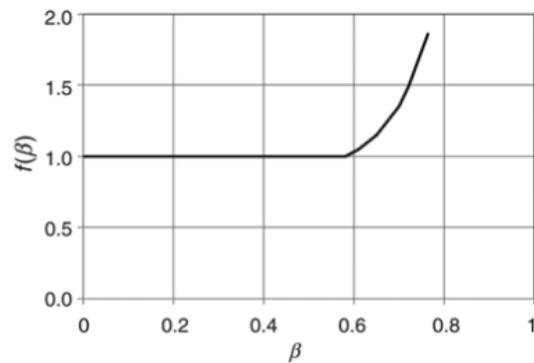
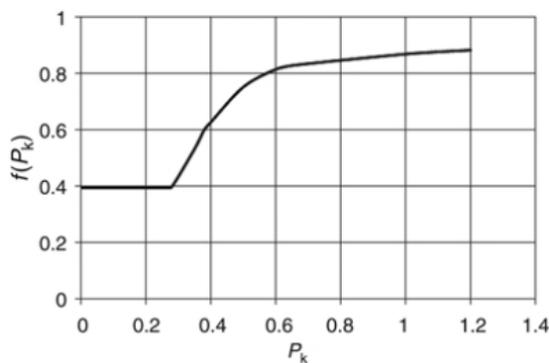
$$d_{\text{medio}} = \frac{0.7317 + 0.161}{2} = 0.45 \text{ m}$$

Por lo tanto, ya podemos calcular P_K y β :

$$P_K = \frac{d_{\max} - d_{\min}}{d_{\text{medio}}} = \frac{0.73 - 0.16}{0.45} = 1.3$$

$$\beta = \frac{L_{\min}}{d_{\text{medio}}} = \frac{0.102}{0.45} = 0.23$$

Con los valores calculados para P_K y β entramos en sus correspondientes gráficas para obtener $f(P_K)$ y $f(\beta)$:



Los valores obtenidos son para $f(P_K)$ 0.9 y para $f(\beta)$ 1.0.

La razón de reducción R la calculamos aplicando la siguiente expresión:

$$R = \frac{G}{L_{\min}} = \frac{0.813}{0.102} = 7.97$$

La expresión que nos facilita el valor de la capacidad máxima es:

$$Q_M = 2820 \cdot L_T^{0.5} \cdot W \cdot (2L_{\min} + L_T) \cdot \left(\frac{R}{R-1}\right)^{0.5} \cdot \rho_s \cdot f(P_K) \cdot f(\beta) \cdot S_C$$

Para el parámetro que define las características del material (S_c) se toma como valor 1.0. Por lo que sustituyendo ahora todas las variables con sus cantidades conocidas el valor de la capacidad máxima de la trituradora en t/h valdrá:

$$Q_M = 2820 \cdot (0.228)^{0.5} \cdot 1.067 \cdot (2 \cdot 0.102 + 0.228) \cdot \left(\frac{7.97}{7.97 - 1} \right)^{0.5} \cdot 2.6 \cdot 0.9 \cdot 1.0 \cdot 1.0 = 1553.07 \text{ t/h}$$

c. Cálculo de la potencia a la velocidad óptima (P_{OPT}):

Antes de poder aplicar la expresión de la potencia debemos calcular la velocidad crítica (v_c) y la capacidad óptima del equipo:

Cálculo de la velocidad crítica (v_c):

$$v_c = 47 \cdot L_T^{-0.5} \cdot \left(\frac{R-1}{R} \right)^{0.5} = 47 \cdot (0.228)^{-0.5} \cdot \left(\frac{7.97-1}{7.97} \right)^{0.5} = 92.0 \text{ rpm}$$

Como se cumple que $v_c = 92.0 \text{ rpm} < v_{OPT} = 250 \text{ rpm}$, entonces para el cálculo de la capacidad óptima aplicamos la siguiente expresión:

$$Q_{OPT} = Q_M \times \frac{v_c}{v_{OPT}} = 1553.07 \cdot \frac{92.0}{250} = 571.59 \text{ t/h}$$

Ahora ya podemos aplicar la expresión para el cálculo del consumo de potencia óptima:

$$P_{OPT} \text{ (kWh/t)} = 0.01195 \cdot w_i \cdot Q_{OPT} \cdot \left[\frac{\sqrt{G} - 1.054 \cdot \sqrt{(L_{MIN} + L_T)}}{\sqrt{G} \cdot \sqrt{(L_{MIN} + L_T)}} \right]$$

$$P_{OPT} = 0.01195 \cdot 15 \cdot 571.59 \cdot \left[\frac{\sqrt{0.813} - 1.054 \cdot \sqrt{(0.102 + 0.228)}}{\sqrt{0.813} \cdot \sqrt{(0.102 + 0.228)}} \right] = 58.59 \text{ kWh/t}$$

Referencias:

Rose HE, English JE (1967). Trans IMM; 76:C32.

EJERCICIO SOBRE MACHACADORAS DE MANDÍBULAS

16.- Un basalto es triturado con una machacadora de simple efecto diseñada para dar un recorrido (L_T) de 300 mm. El reglaje en posición abierta (L_{MAX}) es de 420 mm, el reglaje en posición cerrada (L_{MIN}) es de 120 mm. La abertura (G) de la boca de alimentación es de 1000 mm y la anchura de la mandíbula (W) es de 1300 mm. La altura del equipo (L) es de 2 metros. El tamaño máximo de entrada es de 900 mm y el tamaño mínimo será de 100 mm. El índice de Bond fue estimado en 20 kWh/t. Suponiendo una densidad de 2.8 t/m³ para la caliza.

Se pide:

- La velocidad óptima (rpm) de la trituradora (V_{OPT}).
- La máxima capacidad de la trituradora (Q_M).
- El consumo de potencia a la velocidad óptima (P_{OPT}).

Nota: Emplear la metodología seguida por Rose and English (1967), donde la notación que se emplea se facilita en el siguiente diagrama esquemático:

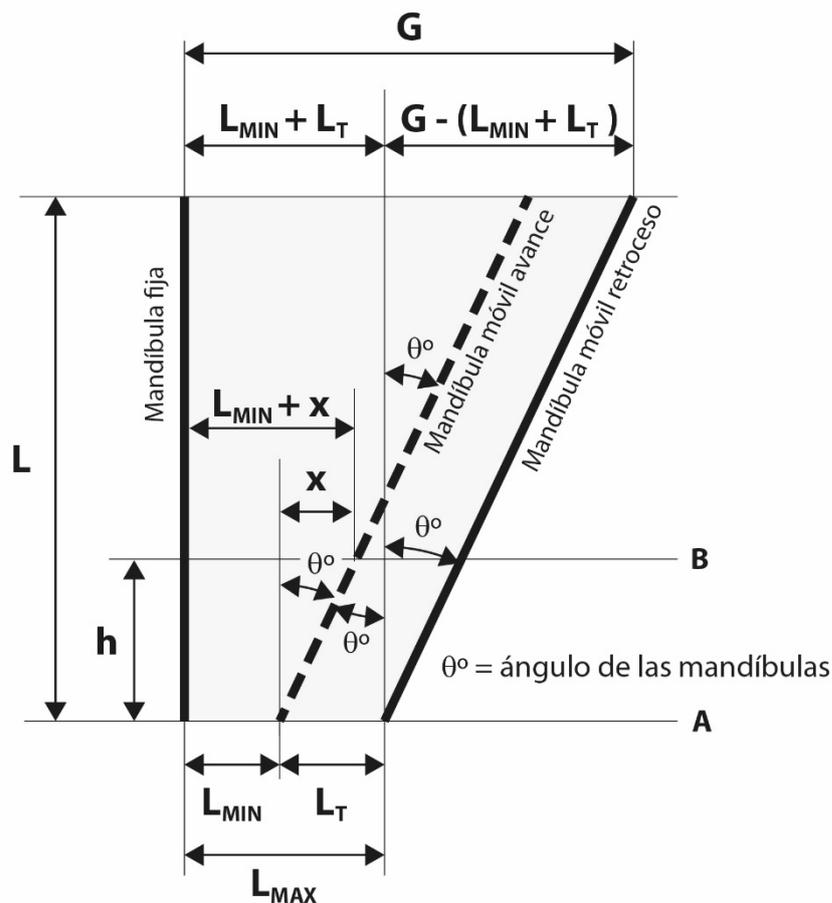


Diagrama simplificado del movimiento de la mandíbula de la trituradora

PMP2021

Solución:

a. Cálculo de la velocidad óptima (v_{OPT}):

Para ello aplicamos la siguiente expresión facilitada por Rose and English (1967):

$$v_{OPT} = 280 \cdot e^{-0.212 \cdot G^3} = 280 \cdot e^{-0.212 \cdot (1.0)^3} = 226.51 \text{ rpm}$$

b. Cálculo de la capacidad máxima (Q_m):

$$d_{max} = 900 \text{ mm}; d_{min} = 100 \text{ mm}$$

Tamaño medio (d_{medio}) a la entrada será, entonces:

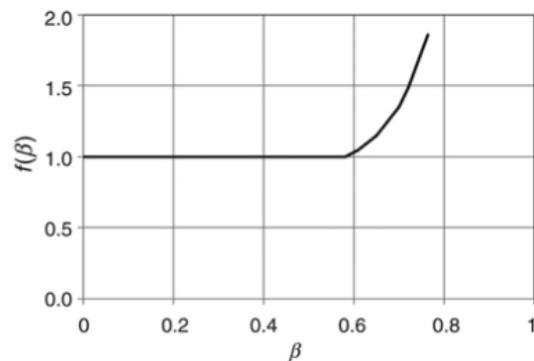
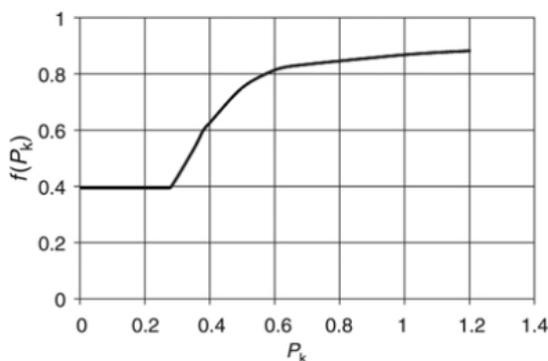
$$d_{medio} = \frac{0.900 + 0.100}{2} = 0.500 \text{ m}$$

Por lo tanto, ya podemos calcular P_K y β :

$$P_K = \frac{d_{max} - d_{min}}{d_{medio}} = \frac{0.900 - 0.100}{0.500} = 1.6$$

$$\beta = \frac{L_{MIN}}{d_{medio}} = \frac{0.120}{0.500} = 0.24$$

Con los valores calculados para P_K y β entramos en sus correspondientes gráficas para obtener $f(P_K)$ y $f(\beta)$:



Los valores obtenidos son para $f(P_K)$ 0.9 y para $f(\beta)$ 1.0.

La razón de reducción R la calculamos aplicando la siguiente expresión:

$$R = \frac{G}{L_{MIN}} = \frac{1.0}{0.120} = 8.33$$

La expresión que nos facilita el valor de la capacidad máxima es:

$$Q_M = 2820 \cdot L_T^{0.5} \cdot W \cdot (2L_{MIN} + L_T) \cdot \left(\frac{R}{R-1}\right)^{0.5} \cdot \rho_s \cdot f(P_K) \cdot f(\beta) \cdot S_C$$

Para el parámetro que define las características del material (S_C) se toma como valor 1.0. Por lo que sustituyendo ahora todas las variables con sus cantidades conocidas el valor de la capacidad máxima de la trituradora en t/h valdrá:

$$Q_M = 2820 \cdot (0.300)^{0.5} \cdot 1.3 \cdot (2 \cdot 0.120 + 0.300) \cdot \left(\frac{8.33}{8.33-1}\right)^{0.5} \cdot 2.8 \cdot 0.9 \cdot 1.0 \cdot 1.0 = 2912.85 \text{ t/h}$$

c. Cálculo de la potencia a la velocidad óptima (P_{OPT}):

Antes de poder aplicar la expresión de la potencia debemos calcular la velocidad crítica (v_c) y la capacidad óptima del equipo:

Cálculo de la velocidad crítica (v_c):

$$v_c = 47 \cdot L_T^{-0.5} \cdot \left(\frac{R-1}{R}\right)^{0.5} = 47 \cdot (0.300)^{-0.5} \cdot \left(\frac{8.33-1}{8.33}\right)^{0.5} = 80.5 \text{ rpm}$$

Como se cumple que $v_c = 80.5 \text{ rpm} < v_{OPT} = 226.51 \text{ rpm}$, entonces para el cálculo de la capacidad óptima aplicamos la siguiente expresión:

$$Q_{OPT} = Q_M \times \frac{v_c}{v_{OPT}} = 2912.85 \cdot \frac{80.5}{226.51} = 1035.21 \text{ t/h}$$

Ahora ya podemos aplicar la expresión para el cálculo del consumo de potencia óptima:

$$P_{OPT}(\text{kWh/t}) = 0.01195 \cdot w_i \cdot Q_{OPT} \cdot \left[\frac{\sqrt{G} - 1.054 \cdot \sqrt{(L_{MIN} + L_T)}}{\sqrt{G} \cdot \sqrt{(L_{MIN} + L_T)}} \right]$$

$$P_{OPT} = 0.01195 \cdot 20 \cdot 1035.21 \cdot \left[\frac{\sqrt{1.0} - 1.054 \cdot \sqrt{(0.120 + 0.300)}}{\sqrt{1.0} \cdot \sqrt{(0.120 + 0.300)}} \right] = 120.99 \text{ kWh/t}$$

Referencias:

Rose HE, English JE (1967). Trans IMM; 76:C32.

EJERCICIO SOBRE MACHACADORAS DE MANDÍBULAS

17.- Una machacadora de mandíbulas tiene las siguientes dimensiones: Abertura (G): 160 cm, reglaje en lado abierto (L_{MAX}): 24.4 cm, reglaje en lado cerrado (L_{MIN}): 5 cm. La anchura de la tolva de alimentación a la machacadora es 1.5 veces la abertura (G) de la boca de alimentación, es decir, 240 cm. La densidad de la roca es de 1.75 t/m^3 y el ángulo que forman las mandíbulas es de 22.8° . Suponiendo un tamaño mínimo en la alimentación de 4 cm.

Se pide:

- La potencia necesaria (kW), suponiendo un índice de Bond de 12.5 kWh/h (w_i).
- La velocidad (rpm) de operación para dichas condiciones.
- El nivel mínimo al cual se debe mantener la alimentación de roca sobre la tolva para asegurar la capacidad.

Nota: Emplear la metodología seguida por Rose and English (1967), donde la notación que se emplea se facilita en el siguiente diagrama esquemático:

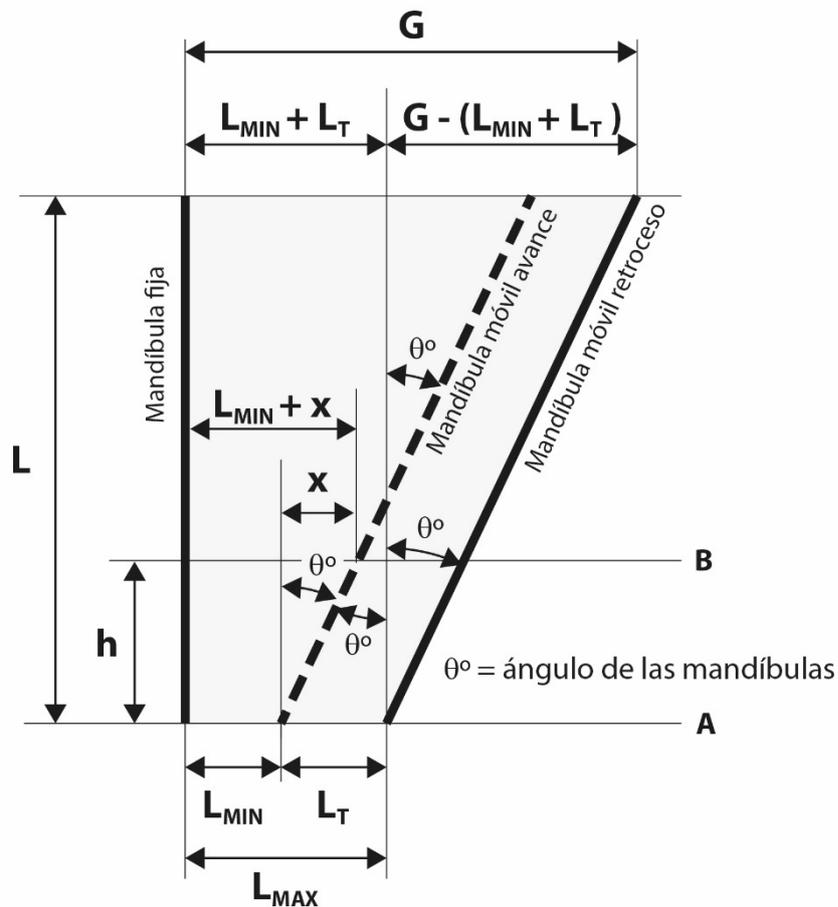


Diagrama simplificado del movimiento de la mandíbula de la trituradora

PMP2021

Solución:

Vamos a calcular la altura (L) de la trituradora para ello vamos a tener en cuenta la geometría de la figura facilitada sobre la cual se cumple:

$$L_T = L_{MAX} - L_{MIN} = 0.244 - 0.05 = 0.194 \text{ m}$$

$$G - (L_{MIN} + L_T) = 1.60 - (0.05 + 0.194) = 1.356 \text{ m}$$

$$\tan(22.8^\circ) = \frac{G - (L_{MIN} + L_T)}{L} = \frac{1.356}{L} \Rightarrow L = \frac{1.356}{1.05} = 1.291 \text{ m}$$

Luego la altura de la máquina (L) es 1291 mm = 1.291 m.

a. Cálculo de la velocidad (v) de la trituradora:

Para ello aplicamos la siguiente expresión facilitada por Rose and English (1967):

$$v = \frac{66.4}{h^{0.5}} \text{ rpm}$$

Para poder aplicarla debemos conocer el valor de h se obtendría aplicando trigonometría según la geometría facilitada en la figura, siendo:

$$\tan(22.8^\circ) = \frac{L_T}{h} \Rightarrow h = \frac{L_T}{\tan(22.8^\circ)} = \frac{0.194}{1.05} = 0.185 \text{ m}$$

Sustituyendo ahora el valor de h en la expresión anterior de la velocidad obtenemos que:

$$v = \frac{66.4}{0.185^{0.5}} = 154.38 \text{ rpm}$$

Ahora vamos a obtener la razón de reducción (R):

$$R = \frac{G}{L_{MIN}} = \frac{1.60}{0.05} = 32$$

Con dicho valor ya podemos calcular la velocidad crítica (v_c):

$$v_c = 47 \cdot \frac{1}{\sqrt{L_T}} \cdot \left(\frac{R-1}{R}\right)^{0.5} = 47 \cdot \frac{1}{\sqrt{0.194}} \cdot \left(\frac{31}{32}\right)^{0.5} = 105.03 \text{ rpm}$$

b. Cálculo de la capacidad máxima (Q_M):

Los datos de partida de los que disponemos son:

$$d_{\max} = 0.9 \cdot G = 0.9 \times 1.6 = 1.44 \text{ m}$$

$$d_{\min} = 0.04 \text{ m}$$

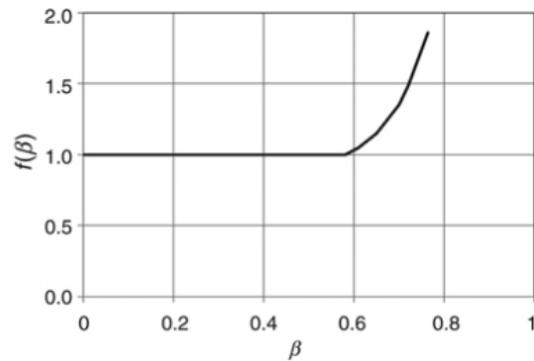
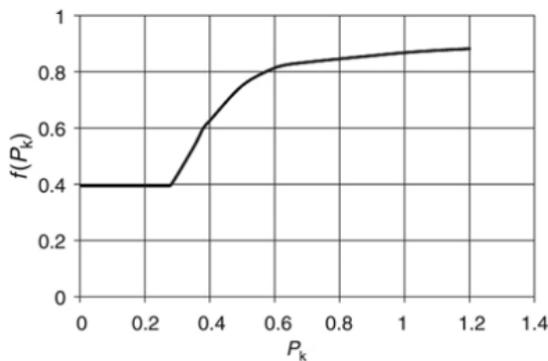
$$d_{\text{medio}} = \frac{d_{\max} + d_{\min}}{2} = \frac{1.44 + 0.04}{2} = 0.74 \text{ m}$$

Por lo tanto, ya podemos calcular P_K y β :

$$P_K = \frac{d_{\max} - d_{\min}}{d_{\text{medio}}} = \frac{1.44 - 0.04}{0.74} = 1.4$$

$$\beta = \frac{L_{\text{MIN}}}{d_{\text{medio}}} = \frac{0.05}{0.74} = 0.07$$

Con los valores calculados para P_K y β entramos en sus correspondientes gráficas para obtener $f(P_K)$ y $f(\beta)$:



Los valores obtenidos son para $f(P_K)$ 0.9 y para $f(\beta)$ 1.0.

La expresión que nos facilita el valor de la capacidad máxima es:

$$Q_M = 2820 \cdot L_T^{0.5} \cdot W \cdot (2L_{\text{MIN}} + L_T) \cdot \left(\frac{R}{R-1} \right)^{0.5} \cdot \rho_S \cdot f(P_K) \cdot f(\beta) \cdot S_C$$

Para el parámetro que define las características del material (S_C) se toma como valor 0.5. Por lo que sustituyendo ahora todas las variables con sus cantidades conocidas el valor de la capacidad máxima de la trituradora en t/h valdrá:

$$Q_M = 2820 \cdot (0.194)^{0.5} \cdot 2.40 \cdot (2 \times 0.05 + 0.194) \cdot \left(\frac{32}{32-1} \right)^{0.5} \cdot 1.75 \cdot 0.9 \cdot 1.0 \cdot 0.5 = 701.22 \text{ t/h}$$

Para obtener la capacidad de la trituradora en condiciones de trabajo (Q_A), como se cumple que $v = 154.38 \text{ rpm} > v_c = 105.03 \text{ rpm}$, la expresión de las dos posibles que hay que emplear será:

$$Q_A = Q_M \times \frac{v_c}{v} = 701.22 \cdot \frac{105.03}{154.38} = 477.06 \text{ t/h}$$

c. Cálculo de la potencia (P):

Con la información de la que disponemos aplicaremos la expresión que nos facilita Rose and English (1967) para el cálculo de la potencia aplicando la ley de Bond:

$$P(\text{kW}) = 0.01195 \cdot w_i \cdot Q_A \cdot \left[\frac{\sqrt{G} - 1.054 \cdot \sqrt{(L_{MIN} + L_T)}}{\sqrt{G} \cdot \sqrt{(L_{MIN} + L_T)}} \right]$$

$$P_{Trabajo} = 0.01195 \cdot 12.5 \cdot 477.06 \cdot \left[\frac{\sqrt{1.6} - 1.054 \cdot \sqrt{(0.05 + 0.194)}}{\sqrt{1.6} \cdot \sqrt{(0.05 + 0.194)}} \right] = 84.88 \text{ kW}$$

d. Cálculo del nivel mínimo sobre la tolva de alimentación (H):

El caudal (Q) que aporta la tolva sería:

$$Q(\text{m}^3/\text{s}) = W(\text{m}) \times H(\text{m}) \times v(\text{m/s})$$

Vamos a suponer que la abertura media de la parte inferior de la salida de la trituradora es una distancia media entre el reglaje máximo y el reglaje mínimo o cerrado, es decir:

$$L_{MED} = \frac{L_{MAX} + L_{MIN}}{2} = \frac{0.244 + 0.05}{2} = 0.147 \text{ m}$$

Ahora ponemos que el caudal de trabajo previamente calculado de 477.06 t/h saliendo por dicha abertura (0.147 m (L_{MED}) x 2.40 m (anchura de la mandíbula)) nos daría la velocidad lineal en m/s de dicho flujo:

Antes debemos pasar las unidades de la capacidad de t/h a m³/s utilizando la densidad de 1.75 t/m³ del mineral como factor de conversión:

$$477.07 \text{ (t/h)} \cdot \frac{1 \text{ m}^3}{1.75 \text{ t}} \cdot \frac{1 \text{ h}}{3600 \text{ s}} = 0.076 \text{ m}^3/\text{s}$$

A continuación, podemos determinar la velocidad con la que sale el flujo de material por la parte inferior de la trituradora siendo ésta:

$$0.076 = 0.147 \times 2.40 \times v \text{ (m/s)}$$

$$v \text{ (m/s)} = 0.22 \text{ m/s}$$

Esta velocidad también debe cumplirse para el vertido de material desde la tolva a la trituradora por lo que poniendo la expresión de antes se debe cumplir para H que:

$$W_{tolva} \times H \times v = 0.076 = 2.40 \times H \times 0.22 \Rightarrow H_{tolva} = 0.144 \text{ m}$$

Referencias:

Rose HE, English JE (1967). Trans IMM; 76:C32.

EJERCICIO SOBRE MACHACADORAS DE MANDÍBULAS

18.- Una diabasa es triturada con una machacadora de simple efecto diseñada para dar un recorrido (L_T) de 250 mm. El reglaje en posición abierta (L_{MAX}) es de 380 mm, el reglaje en posición cerrada (L_{MIN}) es de 130 mm. La abertura (G) de la boca de alimentación es de 900 mm y la anchura de la mandíbula (W) es de 1170 mm. La altura del equipo (L) es de 1.8 metros. El tamaño máximo de entrada es de 810 mm y el tamaño mínimo será de 4 cm. El índice de Bond fue estimado en 19 kWh/t. Suponiendo una densidad de 2.7 t/m³ para la diabasa.

Se pide:

- La velocidad óptima (rpm) de la trituradora (v_{OPT}).
- La máxima capacidad de la trituradora (Q_M).
- El consumo de potencia a la velocidad óptima (P_{OPT}).

Nota: Emplear la metodología seguida por Rose and English (1967), donde la notación que se emplea se facilita en el siguiente diagrama esquemático:

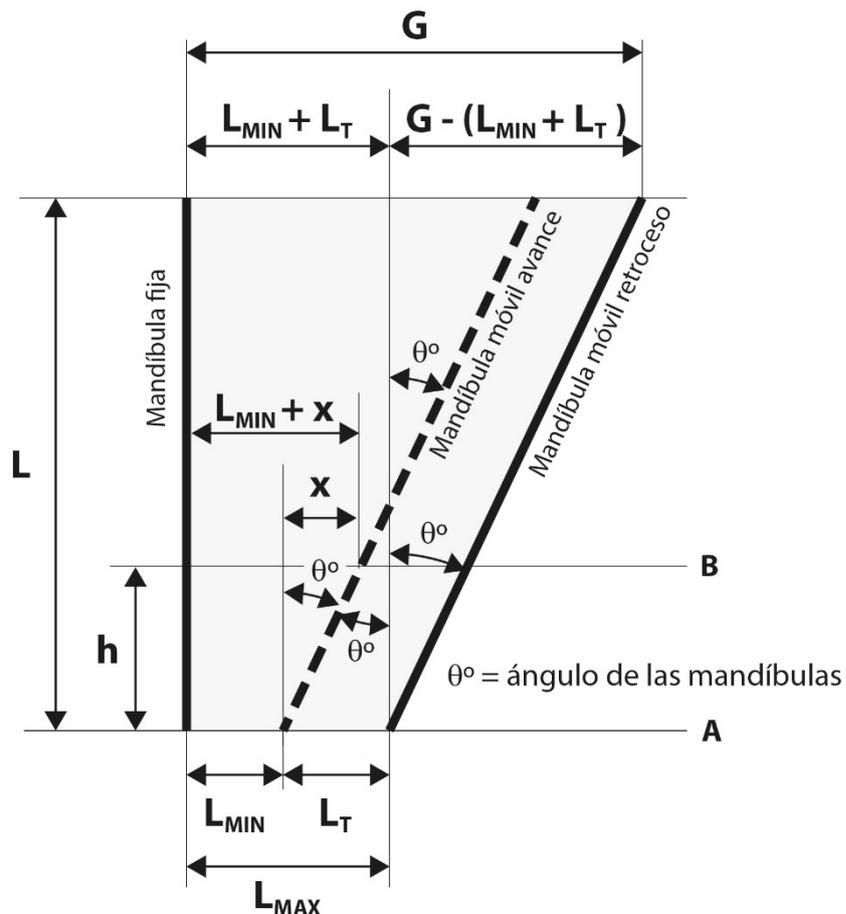


Diagrama simplificado del movimiento de la mandíbula de la trituradora

PMP2021

Solución:

a. Cálculo de la velocidad óptima (v_{OPT}):

Para ello aplicamos la siguiente expresión facilitada por Rose and English (1967):

$$V_{OPT} = 280 \cdot e^{-0.212 \cdot G^3} = 280 \cdot e^{-0.212 \cdot (0.9)^3} = 240 \text{ rpm}$$

b. Cálculo de la capacidad máxima (Q_m):

$$d_{\max} = 810 \text{ mm}; d_{\min} = 40 \text{ mm}$$

Tamaño medio (d_{medio}) a la entrada será, entonces:

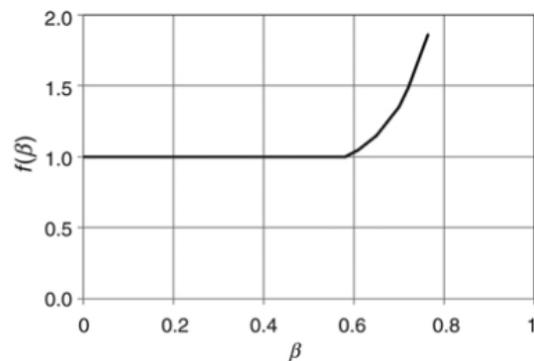
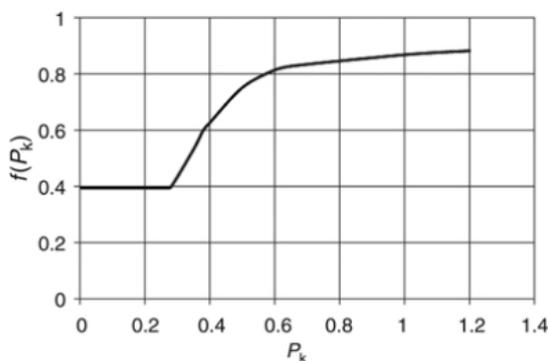
$$d_{\text{medio}} = \frac{0.81 + 0.04}{2} = 0.425 \text{ m}$$

Por lo tanto, ya podemos calcular P_K y β :

$$P_K = \frac{d_{\max} - d_{\min}}{d_{\text{medio}}} = \frac{0.81 - 0.04}{0.425} = 1.81$$

$$\beta = \frac{L_{MIN}}{d_{\text{medio}}} = \frac{0.130}{0.425} = 0.31$$

Con los valores calculados para P_K y β entramos en sus correspondientes gráficas para obtener $f(P_K)$ y $f(\beta)$:



Los valores obtenidos son para $f(P_K)$ 0.9 y para $f(\beta)$ 1.0.

La razón de reducción R la calculamos aplicando la siguiente expresión:

$$R = \frac{G}{L_{MIN}} = \frac{0.9}{0.130} \approx 7$$

La expresión que nos facilita el valor de la capacidad máxima es:

$$Q_M = 2820 \cdot L_T^{0.5} \cdot W \cdot (2L_{MIN} + L_T) \cdot \left(\frac{R}{R-1}\right)^{0.5} \cdot \rho_S \cdot f(P_K) \cdot f(\beta) \cdot S_C$$

Para el parámetro que define las características del material (S_C) se toma como valor 1.0. Por lo que sustituyendo ahora todas las variables con sus cantidades conocidas el valor de la capacidad máxima de la trituradora en t/h valdrá:

$$Q_M = 2820 \cdot (0.250)^{0.5} \cdot 1.17 \cdot (2 \cdot 0.130 + 0.250) \cdot \left(\frac{7}{7-1}\right)^{0.5} \cdot 2.7 \cdot 0.9 \cdot 1.0 \cdot 1.0 = 2208.28 \text{ t/h}$$

c. Cálculo de la potencia a la velocidad óptima (P_{OPT}):

Antes de poder aplicar la expresión de la potencia debemos calcular la velocidad crítica (v_C) y la capacidad óptima del equipo:

Cálculo de la velocidad crítica (v_C):

$$v_C = 47 \cdot L_T^{-0.5} \cdot \left(\frac{R-1}{R}\right)^{0.5} = 47 \cdot (0.250)^{-0.5} \cdot \left(\frac{7-1}{7}\right)^{0.5} = 87 \text{ rpm}$$

Como se cumple que $v_C = 87 \text{ rpm} < v_{OPT} = 240 \text{ rpm}$, entonces para el cálculo de la capacidad óptima aplicamos la siguiente expresión:

$$Q_{OPT} = Q_M \times \frac{v_C}{v_{OPT}} = 2208.28 \cdot \frac{87}{240} = 800.5 \text{ t/h}$$

Ahora ya podemos aplicar la expresión para el cálculo del consumo de potencia óptima:

$$P_{OPT}(\text{kW}) = 0.01195 \cdot W_i \cdot Q_{OPT} \cdot \left[\frac{\sqrt{G} - 1.054 \cdot \sqrt{(L_{MIN} + L_T)}}{\sqrt{G} \cdot \sqrt{(L_{MIN} + L_T)}} \right]$$

$$P_{OPT} = 0.01195 \cdot 19 \cdot 800.5 \cdot \left[\frac{\sqrt{0.9} - 1.054 \cdot \sqrt{(0.130 + 0.250)}}{\sqrt{0.9} \cdot \sqrt{(0.130 + 0.250)}} \right] = 92.91 \text{ kW}$$

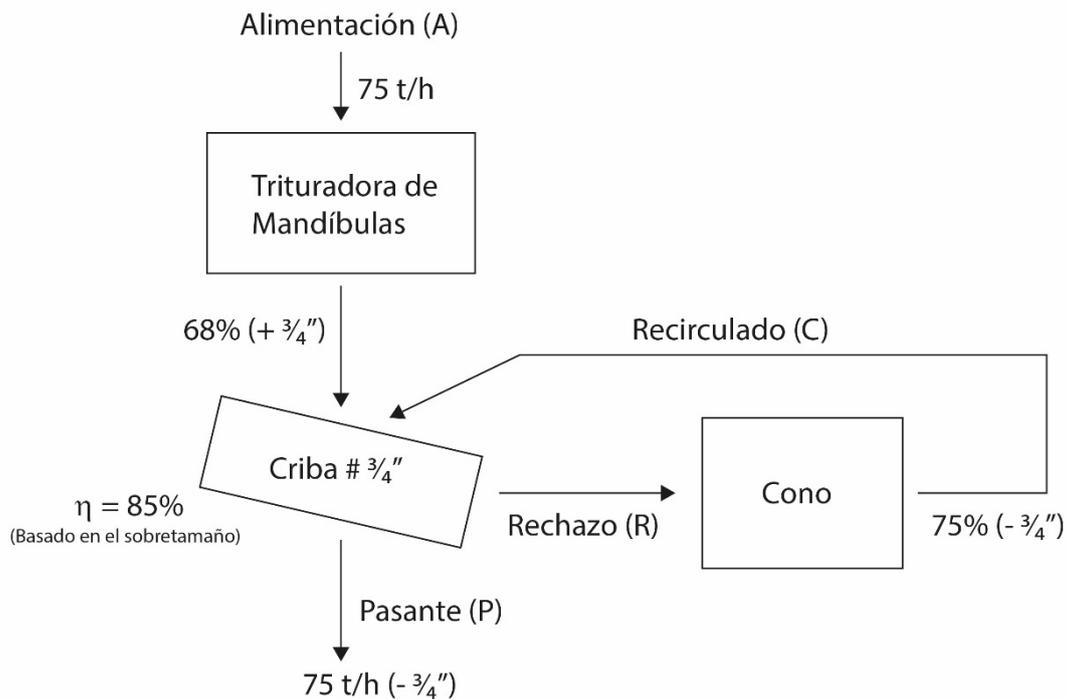
Referencias:

Rose HE, English JE (1967). Trans IMM; 76:C32.

EJERCICIO SOBRE MACHACADORAS DE MANDÍBULAS

19.- Se facilita el esquema de una planta compuesta por una trituradora de mandíbulas que envía su producción a una criba de abertura de malla # 3/4 pulgadas y que trabaja con un rendimiento del 85% (basado en el sobretamaño). El rechazo de la criba se envía a un cono con el que está en circuito cerrado. Se pide:

- Calcular la cantidad de material total en t/h en cada uno de los puntos del circuito y la cantidad de mineral inferior a 3/4 pulgadas en esos mismos puntos del circuito.
- Calcular la carga circulante.



PMP2021

Solución:

- a) Calcular la cantidad de material en t/h en cada uno de los puntos del circuito y la cantidad de mineral inferior a 3/4 pulgadas en esos mismos puntos del circuito

Vamos a establecer la relación para el caso de una eficiencia del 85% basada en el rechazo y para ello nos apoyaremos en el esquema facilitado:

$$\left. \begin{array}{l} 51 \text{ t/h} \left(+ \frac{3}{4}'' \right) + 0.25 \cdot C \rightarrow 85\% \\ R \quad \leftarrow \quad 100\% \end{array} \right| R = 60 \text{ t/h} + 0.3 \cdot C$$

Observando el esquema de la planta se ve que también se debe cumplir:

$$R = C$$

Por lo que vamos a sustituir R por C y eso nos permite poner la siguiente relación:

$$C = 60 \text{ t/h} + 0.3 \cdot C$$

$$C = \frac{60 \text{ t/h}}{0.70} = 85.36 \text{ t/h}$$

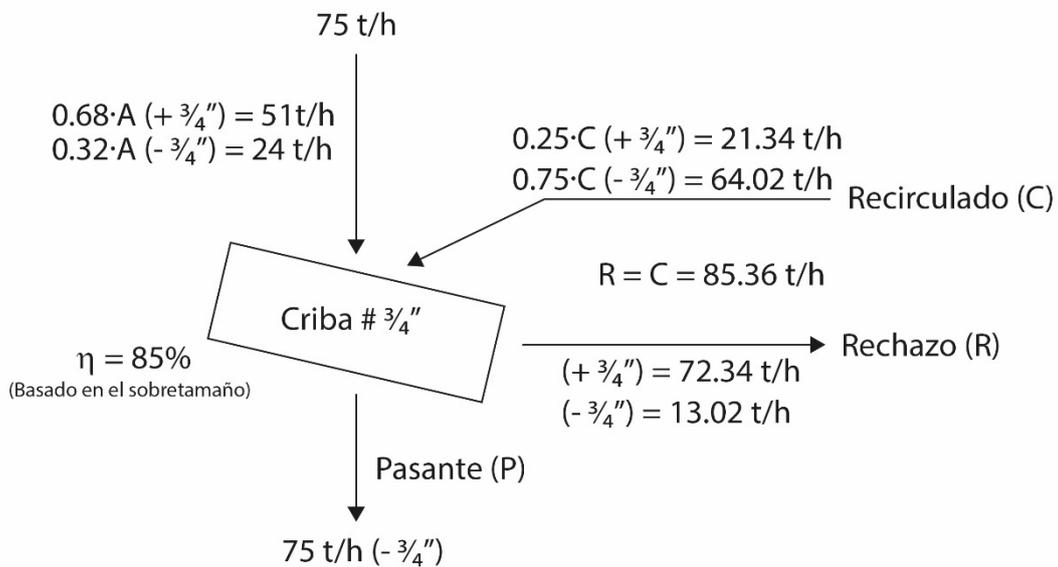
Por lo que la carga circulante expresada en porcentaje será:

$$C.C. = \frac{C}{A} \times 100 = \frac{85.36 \text{ t/h}}{75 \text{ t/h}} \times 100 = 113.81\%$$

Entonces a la criba llegarán:

$$75 \text{ t/h} + 85.36 \text{ t/h} = 160.36 \text{ t/h}$$

Si colocamos todas los flujos que le llegan y salen de la criba tenemos el siguiente esquema:



PMP2021

EJERCICIO SOBRE GIRATORIAS Y CONOS

20.- Estima la velocidad de giro de una giratoria primaria si se sabe que el cono se caracteriza por presentar una inclinación con respecto a la horizontal de 75° , el mineral presenta un coeficiente de fricción de 0.2 y el tamaño de producto que se quiere obtener es de 10.2 cm.

Solución:

Para calcular la velocidad de giro vamos a utilizar la siguiente expresión (Gupta and Yan, 2016):

$$v \geq \frac{665 \cdot (\sin \theta - \mu \cos \theta)}{\sqrt{d}} \text{ (cpm)}$$

Por lo que, sustituyendo los valores conocidos en dicha expresión, la velocidad de giro vendrá dada como:

$$v \geq \frac{665 \cdot (\sin 75^\circ - 0.2 \times \cos 75^\circ)}{\sqrt{10.2}} = 190 \text{ (cpm)}$$

Referencias:

Gupta A., Yan D. (2016). Mineral processing design operations. An introduction. 2nd edition, Elsevier, 850 pp.

EJERCICIO SOBRE GIRATORIAS Y CONOS

21.- Una giratoria primaria se debe instalar para triturar un mineral de hierro a una producción de 3000 t/h. El máximo tamaño de bloque que recibirá será de 1000 mm. El producto que se requiere exige que el tamaño obtenido sea de 162 mm. Según datos del fabricante el tamaño máximo más próximo de giratoria disponible será el modelo 1370 mm (abertura) x 1880 mm (diámetro del mano o nuez), con un ángulo de cono de 18° respecto a la vertical. El índice de trabajo será de 14 kWh/t, la densidad de 4.5 t/m^3 y el coeficiente de fricción de 0.43.

Se pide:

- El reglaje de lado cerrado requerido para producir el tamaño exigido.
- La frecuencia de giro.

Solución:

Lo primero que se debe hacer es calcular la velocidad de giro utilizando para ello la siguiente expresión (Gupta and Yan, 2016):

$$v \geq \frac{665 \cdot (\sin \theta - \mu \cos \theta)}{\sqrt{d}} \quad (\text{cpm})$$

El enunciado nos da el ángulo del cono, pero en la expresión el ángulo que nos pide es el ángulo con la horizontal, es decir tendríamos que poner $90^\circ - 18^\circ = 72^\circ$:

$$v \geq \frac{665 \cdot (\sin 72^\circ - 0.43 \times \cos 72^\circ)}{\sqrt{16.2}} = 135.2 \quad (\text{rpm})$$

Ahora vamos a aplicar la expresión de Broman (Gupta and Yan, 2016) en base a los datos que tenemos para calcular el reglaje en lado cerrado de la giratoria, L_{MIN} (Nota: en dicha expresión $N = v = 135.2 \text{ rpm}$)

$$Q_v = \frac{(D_M - L_{MIN}) \cdot \pi \cdot L_{MIN} \cdot L_T \cdot 60 \cdot N \cdot k}{\tan \alpha} \quad (\text{m}^3/\text{h})$$

$$3000(\text{t/h}) \cdot \frac{1}{4.5(\text{t/m}^3)} = \frac{(1.880 - L_{MIN}) \cdot \pi \cdot L_{MIN} \cdot 0.044 \cdot 60 \cdot 135.2 \cdot 2.0}{\tan 18^\circ} \quad (\text{m}^3/\text{h})$$

$$666.67(\text{m}^3/\text{h}) = \frac{(1.880 - L_{MIN}) \cdot \pi \cdot L_{MIN} \cdot 713.75}{0.33} \Rightarrow -L_{MIN}^2 + 1.880L_{MIN} - 0.1 = 0$$

Vemos que hay que resolver una ecuación de segundo grado para obtener el valor de $L_{MIN}(x)$ y para cuya resolución aplicamos la expresión:

$$x = \frac{-b \pm \sqrt{b^2 - 4 \cdot a \cdot c}}{2 \cdot a}$$

$$L_{MIN} = \frac{-1.880 \pm \sqrt{(1.880)^2 - 4 \cdot (-1) \cdot (-0.1)}}{2 \cdot (-1)} \Rightarrow L_{MIN} = 1.82 \text{ m y } L_{MIN} = 0.055 \text{ m}$$

Luego la solución adecuada para el reglaje en lado cerrado será de 5.5 cm.

Referencias:

Gupta A., Yan D. (2016). Mineral processing design operations. An introduction. 2nd edition, Elsevier, 850 pp.

EJERCICIO SOBRE GIRATORIAS Y CONOS

22.- Una cinta transportadora debe alimentar con mineral de hierro una giratoria primaria que tiene una altura de 10.5 m (H), presentando una abertura (G) de 356 cm. La máxima abertura de descarga es de 15 cm y el reglaje de lado cerrado es de 4.5 cm. El F_{80} y el P_{80} serán de 15 y 2.4 cm, respectivamente. Se han obtenido algunos datos del mineral de hierro como su coeficiente de fricción que es 0.43, y su densidad cuyo valor es de 4.5 t/m³.

Se pide:

- El valor de la producción óptima de la giratoria.
- La potencia requerida, sabiendo que el índice de Bond vale 13.4 kWh/t.
- La mínima frecuencia de giro, sabiendo que el giro se produce con un ángulo de 15° con respecto a la vertical.

Solución:

Para el cálculo de la producción óptima vamos a aplicar la fórmula de Gaudie (Gupta and Yan, 2016):

$$Q_{OPT} = 0.35 \cdot \pi \cdot \sin \theta \cdot (L_{MAX} + L_{MIN}) \cdot g \cdot H \cdot (\sin \theta - \mu \cos \theta)^{0.5} \text{ (m}^3/\text{h)}$$

$$Q_{OPT} = 0.35 \cdot \pi \cdot \sin 85^\circ \cdot (0.15 + 0.045) \cdot 9.81 \cdot 10.5 \cdot (\sin 85^\circ - \mu \cos 85^\circ)^{0.5} = 21.54 \text{ (m}^3/\text{h)}$$

$$Q_{OPT} = 21.54 \text{ (m}^3/\text{h)} \cdot 4.5 \text{ (t/m}^3) = 96.93 \text{ t/h}$$

Ahora vamos a aplicar la expresión de Bond para obtener la potencia requerida:

$$P = 10 \cdot w_i \cdot Q_{OPT} \cdot \left(\frac{1}{\sqrt{P_{80}}} - \frac{1}{\sqrt{F_{80}}} \right)$$

$$P = 10 \cdot 13.4 \cdot 96.93 \cdot \left(\frac{1}{\sqrt{2.4 \cdot 10^4}} - \frac{1}{\sqrt{15 \cdot 10^4}} \right) = 50 \text{ kW}$$

La potencia total será 50 kW x 0.75 (k) = 37.73 kW.

A continuación, vamos a calcular la frecuencia mínima de giro, tomando para "d" el valor del reglaje en lado cerrado (L_{MIN}) y aplicando la expresión:

$$v \geq \frac{665 \cdot (\sin \theta - \mu \cos \theta)}{\sqrt{d}}$$

$$v \geq \frac{666 \cdot (\sin 85^\circ - 0.43 \cdot \cos 85^\circ)}{\sqrt{2.4}} = 411.54 \text{ rpm}$$

Referencias:

Gupta A., Yan D. (2016). Mineral processing design operations. An introduction. 2nd edition, Elsevier, 850 pp.

EJERCICIO SOBRE GIRATORIAS Y CONOS

23.- Una caliza que presenta un tamaño medio de 50 mm, es triturada en un cono y cuyo producto da un análisis granulométrico de:

Tamaño (mm)	% Rechazo	% Pasante Acumulado
12.0	0.3	99.7
8.0	8.0	91.7
6.0	42.0	49.7
3.0	18.0	31.7
1.50	10.0	21.7
0.75	12.0	9.7
0.40	5.0	4.7
-0.40	4.7	0
Σ	100	

La potencia consumida en la operación fue de 8.0 W/kg. Después el tamaño de alimentación fue alterado a un tamaño medio de 20 mm. Requiriendo un tamaño medio de producto de 0.5 mm. Estima el consumo de potencia requerida en el tratamiento de la caliza cuya alimentación ha sido modificada.

Solución:

Según el enunciado la potencia consumida por tonelada triturada será 8 kW/t.

Por otro lado, según la información del análisis granulométrico se obtiene el d_{80} siendo éste de 7.4 mm, y para el D_{80} se toma el tamaño medio de la alimentación, es decir, 50 mm.

Ahora aplicamos la expresión de Bond que nos permitirá obtener el índice de Bond (Work index) para dicha caliza.

$$P_1 = 8 \text{ (kW/t)} = 10 \cdot w_i \cdot \left(\frac{1}{\sqrt{d_{80}}} - \frac{1}{\sqrt{D_{80}}} \right)$$

$$8 = 10 \cdot w_i \cdot \left(\frac{1}{\sqrt{7.4 \cdot 10^3}} - \frac{1}{\sqrt{50 \cdot 10^3}} \right) \Rightarrow w_i = 111.8 \text{ kWh/t}$$

Una vez conocido el índice de Bond para dicho material, lo aplicamos para conocer la potencia que se necesitaría para obtener un producto triturado a 0.5 mm:

$$P_2 = 10 \cdot 111.8 \cdot \left(\frac{1}{\sqrt{d_{80}}} - \frac{1}{\sqrt{D_{80}}} \right)$$
$$P_2 = 10 \cdot 111.8 \cdot \left(\frac{1}{\sqrt{0.5 \cdot 10^3}} - \frac{1}{\sqrt{20 \cdot 10^3}} \right) = 42.09 \text{ kW/t}$$

Por lo que incrementará la potencia necesaria en un 526%.

EJERCICIO SOBRE GIRATORIAS Y CONOS

24.- Una caliza es triturada a un ratio de producción de 100 t/h (Q). Donde el 80% de la alimentación pasó por una criba de abertura cuadrada igual a 25.4 mm y el 80% del producto pasó por una criba de abertura cuadrada de 3.2 mm. La densidad de la caliza es de 2.66 t/m³ y su índice de Bond es de 12.74 kWh/t. Se pide estimar la potencia requerida en HP (1 kW=1.34 HP).

Solución:

Con los datos del enunciado vamos a aplicar la expresión del Bond para el cálculo de la potencia necesaria para triturar la caliza a dicha capacidad Q:

$$P = 10 \cdot w_i \cdot Q \cdot \left(\frac{1}{\sqrt{d_{80}}} - \frac{1}{\sqrt{D_{80}}} \right)$$

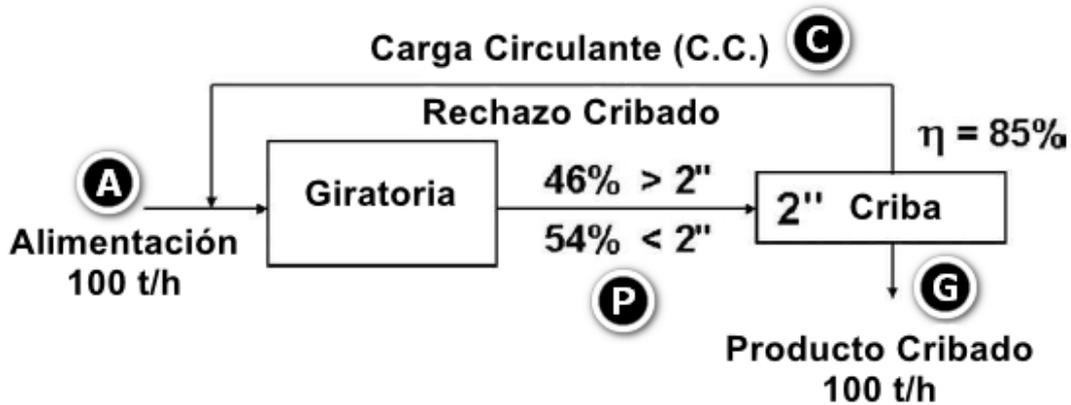
$$P = 10 \cdot 12.74 \cdot 100 \cdot \left(\frac{1}{\sqrt{3.2 \cdot 10^3}} - \frac{1}{\sqrt{25.4 \cdot 10^3}} \right) = 145.28 \text{ kW}$$

$$P_{HP} = 145.28 \times 1.34 = 194.67 \text{ HP}$$

La potencia requerida en caballos de vapor serán 194.67 HP.

EJERCICIO SOBRE GIRATORIAS Y CONOS

25.- Una planta de trituración con una giratoria primaria presenta el siguiente esquema:



Se pide:

- Calcular la carga circulante (C.C.).

Solución:

Se comienza poniendo la siguiente relación de acuerdo con la ley de conservación de masa para dicho circuito y cuya notación viene facilitada en la figura de la planta:

$$100 \text{ t/h} + C = P$$

El rendimiento del cribado (basado en el rechazo) es del 85%, lo que quiere decir que de todo el material que rechaza sólo el 85% lo componen tamaños superiores a la abertura de malla (#2"), siendo la cantidad de tamaños superiores a #2" que llegan $0.46P$, por lo que podemos poner este análisis como:

$$\begin{array}{l|l} 85\% \rightarrow 0.46 \cdot P & \\ 100\% \rightarrow C & C = 0.54 \cdot P \end{array}$$

Sustituimos esta última relación en la expresión de arriba para obtener P:

$$\begin{aligned} 100 \text{ t/h} + 0.54 \cdot P &= P \\ P &= 217.39 \text{ t/h} \end{aligned}$$

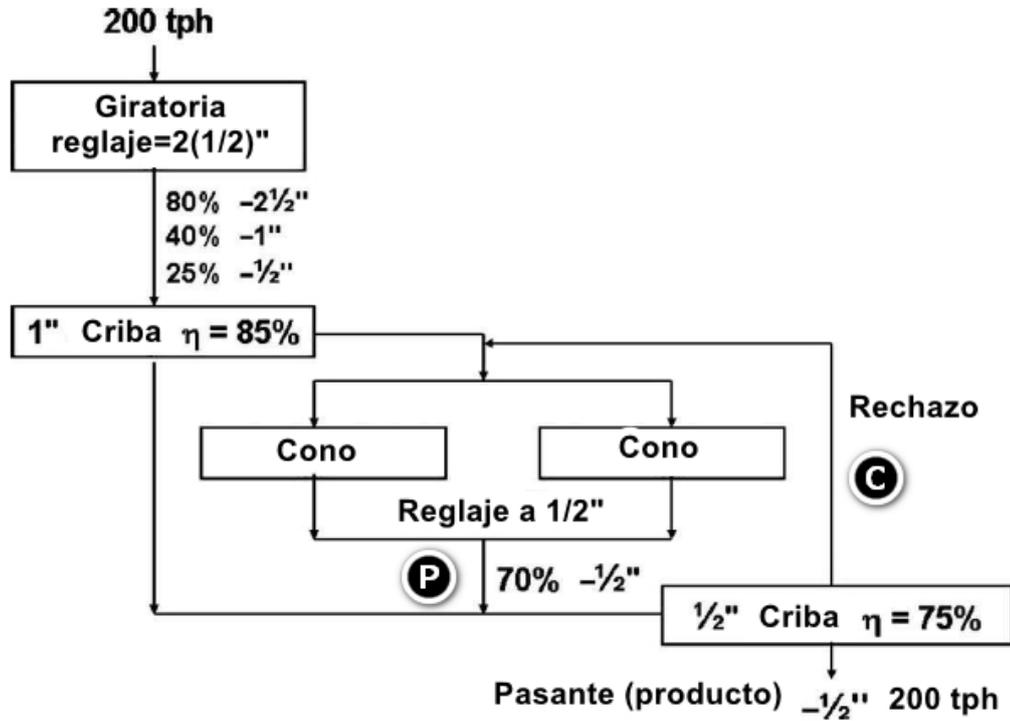
Conociendo P ya podemos calcular C que es la Carga Circulante (C.C.):

$$C = 0.54 \cdot P = 0.54 \cdot 217.39 = 117.39 \text{ t/h}$$

Entonces la Carga Circulante valdrá 117.39 t/h.

EJERCICIO SOBRE GIRATORIAS Y CONOS

26.- En el siguiente circuito de trituración, calcula la carga total que le llega a la criba de abertura #1/2". Nota importante: las eficiencias de las cribas están basadas sobre el material de rechazo.



Solución:

Lo primero es situar sobre el esquema facilitado las cantidades en t/h de los flujos cuya información ya se disponga. Y cuya figura con dichos valores se facilita más abajo.

En la criba de abertura #1" una eficiencia del 85% (rechazo) significa que el rechazo contendrá un 85% de tamaños superiores a dicha abertura y el 15% restante será tamaños por debajo de dicha abertura:

$$\begin{array}{l|l}
 85\% \rightarrow 120 \text{ t/h (+1")} & \\
 100\% \rightarrow \text{Rechazo} & \text{Rechazo} = 141.18 \text{ t/h}
 \end{array}$$

Sabiendo que:

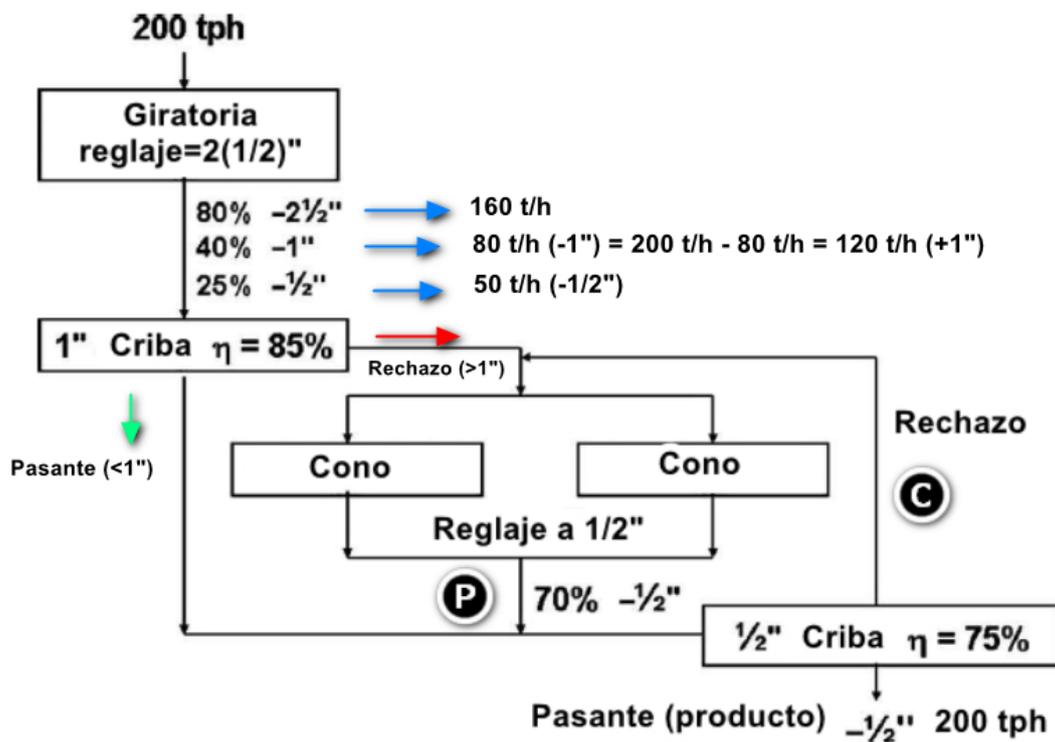
$$141.18 \text{ t/h} = 120 \text{ t/h (+1")} + 21.18 \text{ t/h (-1")}$$

Luego, observando en la figura vemos que el pasante de la criba de #1" cumplirá con la cantidad de: $80 \text{ t/h} - 211.8 \text{ t/h} = 58.82 \text{ t/h} (-1")$.

Conociendo que de las $58.82 \text{ t/h} (-1")$ que van en el pasante de la primera criba y que de las cuales una cantidad 50 t/h correspondería a tamaño $-1/2"$, entonces 8.82 t/h serán tamaños superiores a $1/2"$ ($+1/2"$).

A continuación, se puede poner la siguiente relación para la fase de los conos que deben cumplir la ley de conservación de la masa, por ello las dos entradas de alimentación ($141.18 \text{ t/h} + C$) a los conos será igual a la cantidad del producto (P) a su salida:

$$141.18 \text{ t/h} + C = P$$



Ahora, situándose sobre la última criba de abertura #1/2", donde sabiendo que tiene una eficiencia de trabajo del 75% (rechazo), y que la cantidad de material superior a su abertura (#1/2") que proporcionan los conos será un 30% de P, entonces se puede escribir lo siguiente:

$$\begin{array}{l|l} 0.3 \cdot P(+1/2") \text{ t/h} + 8.82 \text{ t/h} \rightarrow 75\% & \\ C \text{ t/h} \leftarrow 100\% & C = 0.4 \cdot P + 11.76 \text{ t/h} \end{array}$$

Sustituyendo esta última relación entre C y P con la anterior, obtenida para los conos, podemos ponerla en términos de sólo P y calcular su valor:

$$141.18 + 0.4 \cdot P + 11.76 = P$$

$$P = 254.9 \text{ t/h}$$

Luego ahora ya podemos obtener el valor de C (Carga Circulante):

$$C = 254.9 \text{ t/h} - 141.18 \text{ t/h} \Rightarrow C = 113.72 \text{ t/h}$$

A la criba le llegará como carga total:

$$58.82 \text{ t/h} + 254.9 \text{ t/h} = 313.72 \text{ t/h}$$

La carga total que llega a la criba serán 313.72 t/h.

EJERCICIO SOBRE GIRATORIAS Y CONOS

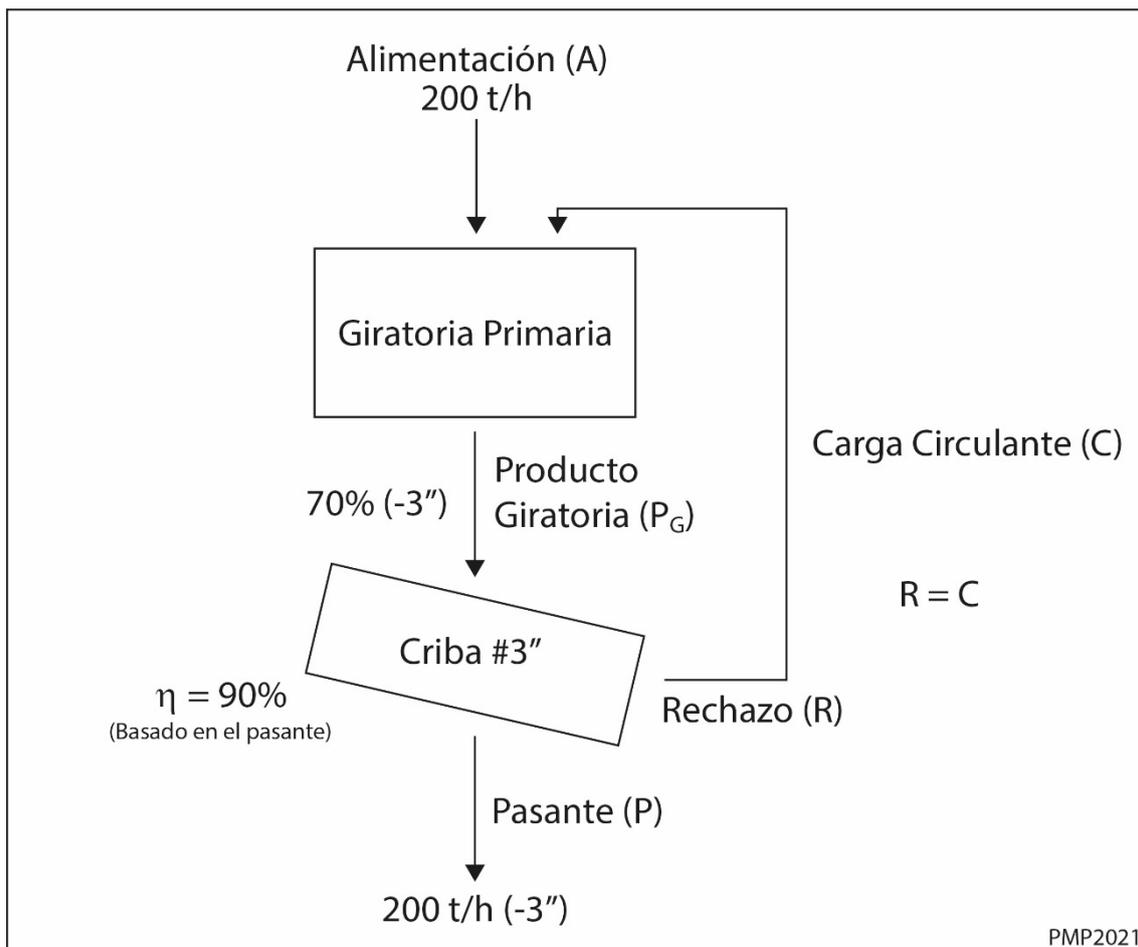
27.- Una criba de abertura de malla #3 pulgadas está en circuito cerrado con una giratoria. La giratoria es alimentada de mineral con una producción de 200 t/h. Si se sabe que el producto de la giratoria contiene un 70% de partículas de tamaño inferior a 3 pulgadas y que la eficiencia de la criba es del 90 % (basada en el pasante). Se pide:

- Dibujar el esquema de la planta.
- Calcular la carga circulante en t/h.
- Calcular la carga circulante en t/h, suponiendo una eficiencia de la criba del 85% basada en el sobretamaño o rechazo.

Solución:

a) Dibujar el esquema de la planta

Lo primero que se nos pide es dibujar el esquema de la planta, siendo éste:



b) Calcular la carga circulante en t/h

Ahora vamos a establecer la relación para el caso de una eficiencia del 90% basada en el pasante:

$$\begin{array}{l} 200 \text{ t/h}(-3") \rightarrow 90\% \\ x \quad \leftarrow \quad 100\% \end{array} \left| \begin{array}{l} x = 222.22 \text{ t/h} (-3") \text{ llegan a la criba} \end{array} \right.$$

También se sabe que la giratoria produce un producto (P_G) compuesto por un 70% de material igual o inferior a 3 pulgadas por lo tanto se puede establecer que:

$$\begin{array}{l} 222.22 \text{ t/h}(-3") \rightarrow 70\%(P_G) \\ y \quad \leftarrow \quad 100\% \end{array} \left| \begin{array}{l} y = 317.46 \text{ t/h} (P_G) \text{ total que sale de la giratoria} \end{array} \right.$$

Entonces ahora se puede calcular la carga circulante (C) estableciendo que:

$$C = 317.46 \text{ t/h} - 200 \text{ t/h}(-3") = 117.47 \text{ t/h}$$

- c) Calcular la carga circulante en t/h, suponiendo una eficiencia de la criba del 85% basada en el sobretamaño o rechazo

Ahora vamos a establecer la relación para el caso de una eficiencia del 85% basada en el rechazo:

$$\begin{array}{l} 0.30 \cdot P_G \rightarrow 85\% \\ C \quad \leftarrow 100\% \end{array} \left| \begin{array}{l} C = 0.35 \cdot P_G \end{array} \right.$$

También se debe cumplir según las entradas y salida de la giratoria lo siguiente (ver figura del esquema de la planta más abajo):

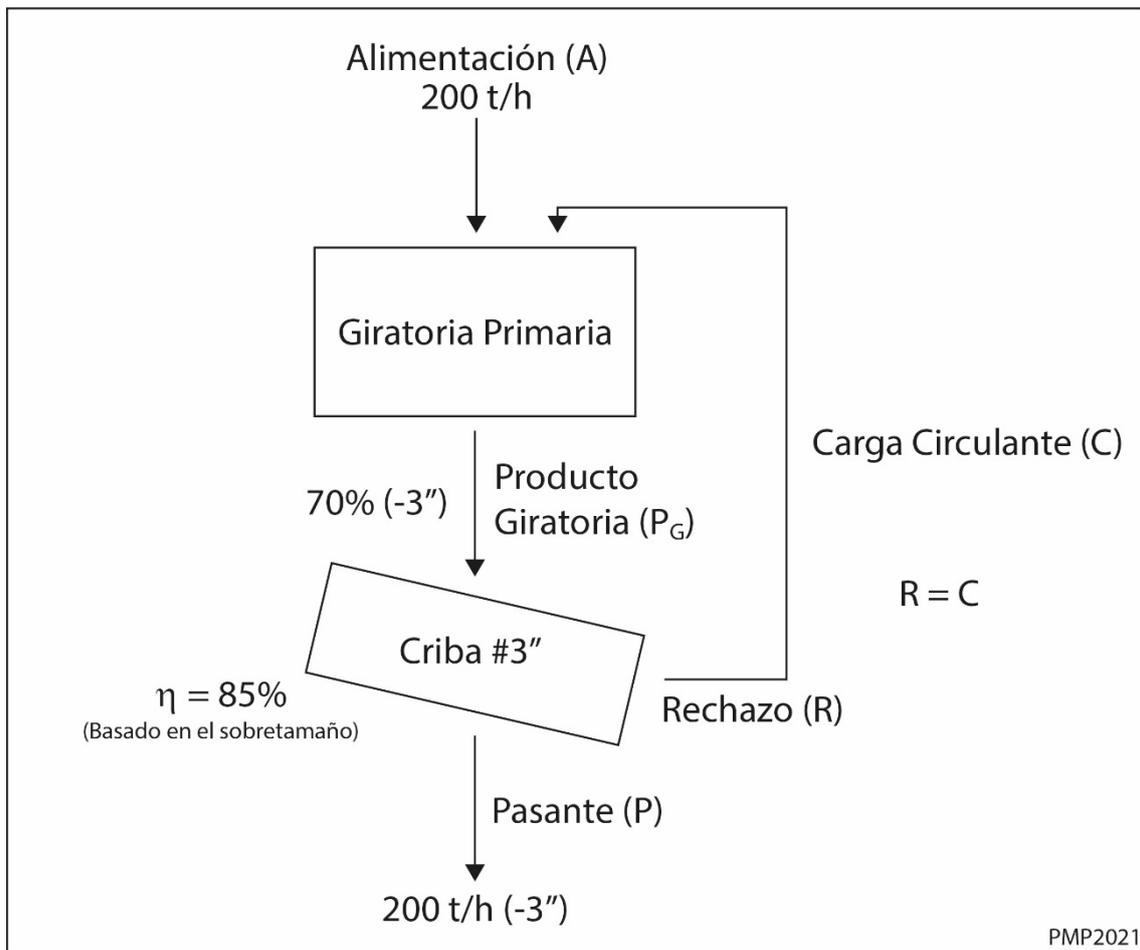
$$200 \text{ t/h} + C = P_G$$

Ahora tenemos dos expresiones con dos incógnitas, C y P_G , por lo que el sistema se puede resolver:

$$\begin{aligned} 200 \text{ t/h} + 0.35 \cdot P_G &= P_G \\ P_G &= \frac{200 \text{ t/h}}{0.65} = 307.69 \text{ t/h} \end{aligned}$$

Luego:

$$C = 0.35 \times 307.69 \text{ t/h} = 107.69 \text{ t/h}$$



EJERCICIO SOBRE GIRATORIAS Y CONOS

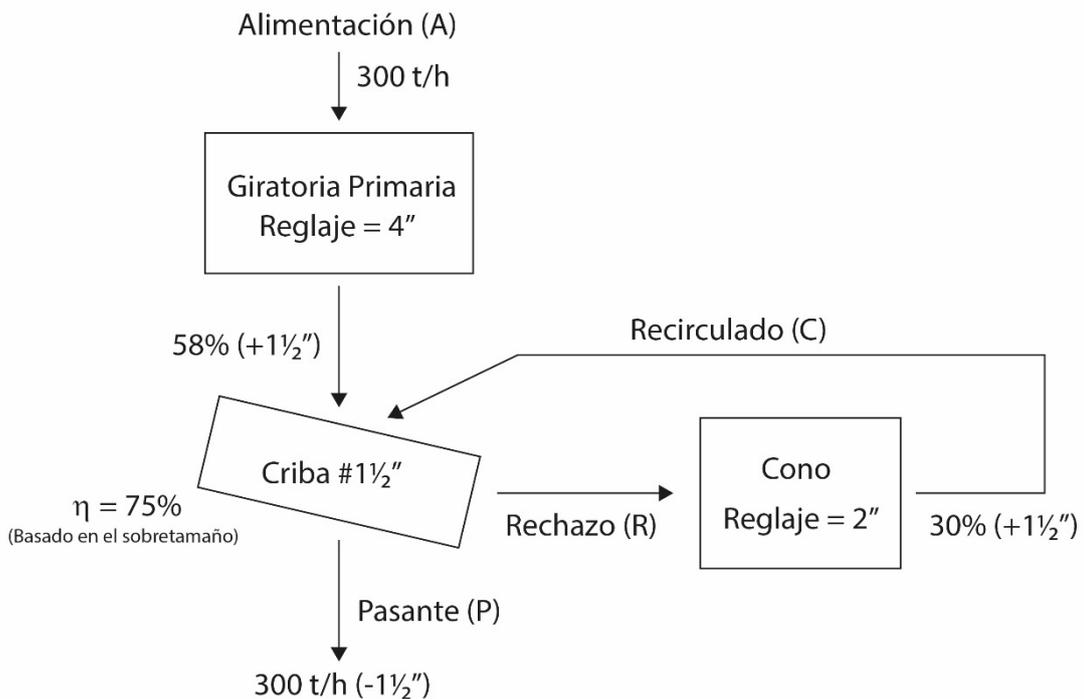
28.- Un mineral de manganeso es triturado a una capacidad de 300 t/h en una giratoria con un reglaje de 4 pulgadas que produce un producto con un contenido de partículas superiores a 1^{1/2} pulgadas del 58% y que se lleva a una criba de abertura de malla #1^{1/2} pulgadas con una eficiencia del 75% basado en el sobretamaño. El rechazo de la criba se envía al cono con un reglaje de 2 pulgadas que produce un material que contiene un 30% de tamaños superiores a 1^{1/2} pulgadas, y el cual se reenvía a la criba de abertura #1^{1/2} pulgadas. Se pide:

- Dibujar el esquema de la planta.
- Calcular la carga total en t/h que le llega a la criba de 1^{1/2} pulgadas de abertura.

Solución:

a) Dibujar el esquema de la planta

Lo primero que se nos pide es dibujar el esquema de la planta, siendo éste:



PMP2021

b) Calcular la carga total que le llega a la criba en t/h

Ahora vamos a establecer la relación para el caso de una eficiencia del 75% basada en rechazo:

$$\begin{array}{r}
 174 \text{ t/h } (+1\frac{1}{2}'') + 0.3 \cdot C \rightarrow 75\% \\
 R \qquad \qquad \leftarrow \qquad \qquad 100\% \qquad \left| \quad R = 232 \text{ t/h} + 0.40 \cdot C
 \end{array}$$

Observando el esquema de la planta se ve que también se debe cumplir:

$$R = C$$

Por lo que vamos a sustituir R por C y eso nos permite poner la siguiente relación:

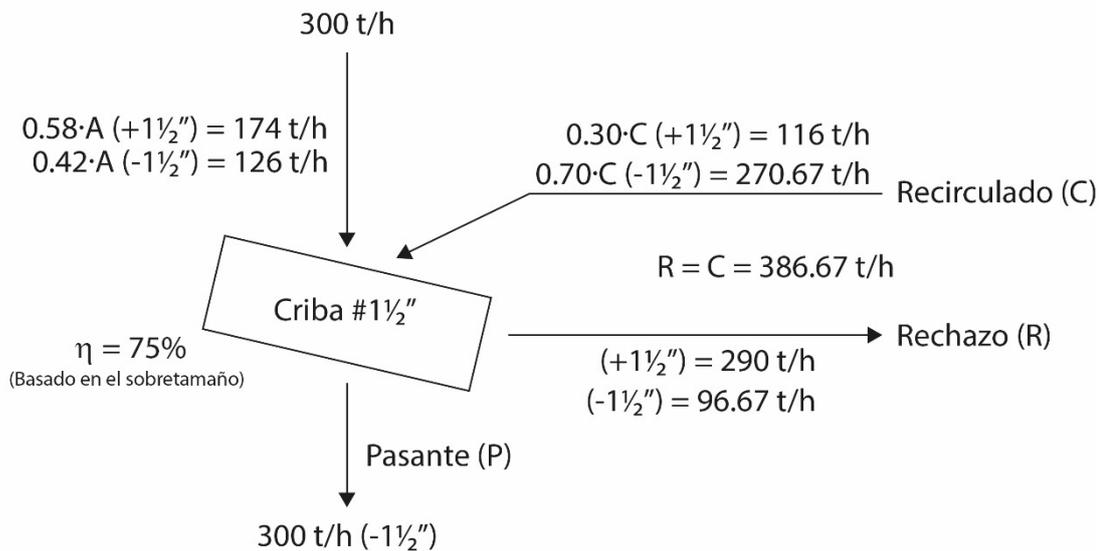
$$C = 232 \text{ t/h} + 0.4 \cdot C$$

$$C = \frac{232 \text{ t/h}}{0.60} = 386.67 \text{ t/h}$$

Entonces a la criba llegarán:

$$300 \text{ t/h} + 386.67 \text{ t/h} = 686.67 \text{ t/h}$$

Si colocamos todas los flujos que le llegan y salen de la criba tenemos el siguiente esquema:

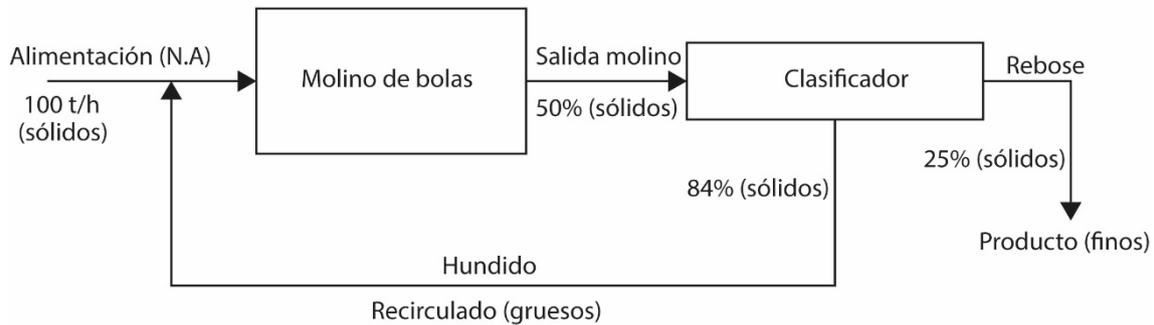


PMP2021

EJERCICIO SOBRE MOLINOS

29.- 100 t/h de mineral (sólidos) son alimentados a un molino de bolas en cual está en circuito cerrado con un clasificador (ver figura). Basándonos en análisis y muestreo, se sabe que el porcentaje de sólidos en peso para la entrada de alimentación, la salida del rebose (finos) y el hundido (gruesos) del clasificador es 50, 25 y 84 respectivamente. Calcular la carga circulante.

Cálculo la carga circulante



Solución:

Para resolver este tipo de problemas, hay que utilizar las propiedades del balance de materia, es decir, que toda la cantidad de sólidos que entra en el circuito o en una unidad debe cumplir que la misma cantidad de sólidos sale del circuito o de dicha unidad.

Vamos a tomar como notación la siguiente:

A = Alimentación al clasificador (agua + sólidos), t/h

R = Rebose del clasificador (agua + sólidos), t/h

H = Hundido del clasificador (agua + sólidos), t/h

Observando el esquema de la figura se debe cumplir:

$$A = R + H \quad (\text{balance de sólidos + agua en el clasificador})$$

$$0.25 \times R = 100 \text{ t/h} \quad (\text{salida de sólidos del circuito})$$

$$0.50 \times A = 0.84 \times H + 0.25 \times R \quad (\text{balance de sólidos en el clasificador})$$

Operando tenemos que:

$$100 \text{ t/h} = 0.25 \times 100 \Rightarrow R = \frac{100}{0.25} = 400 \text{ t/h (agua + sólidos)}$$

$$A = R + H \Rightarrow A = 400 + H$$

$$0.50 \times (400 + H) = 0.84 \times H + 100$$

$$100 = 0.34 \times H \Rightarrow H = \frac{100}{0.34} = 294.12 \text{ t/h (agua + sólidos)}$$

$$\text{Cantidad de sólidos en el hundido} = 294.12 \times 0.84 = 247.06 \text{ t/h}$$

Luego la Carga Circulante será:

$$C.C. = \frac{247.06}{100} \times 100 = 247.06\%$$

Por lo tanto, la carga circulante será de 247.06%.

EJERCICIO SOBRE MOLINOS

30.- Un molino de bolas en circuito cerrado con un clasificador recibe 300 t/día de mineral (sólidos). El análisis granulométrico de tres muestras tomadas de la descarga del molino, salida de finos (rebose) y salida de gruesos (hundido) del clasificador se proporcionan en la tabla siguiente. Calcular la carga circulante.

Malla	Descarga del molino (% sólidos en peso)	Rebose clasificador (% sólidos en peso)	Hundido clasificador (% sólidos en peso)
+48	42.30	1.20	55.70
48/150	30.50	26.20	31.90
150/200	6.10	12.40	4.05
-200	21.10	60.20	8.35

Solución:

Tal y como hemos visto en otros ejercicios anteriores similares, en este caso, tenemos también que utilizar las propiedades del balance de materia, es decir, que toda la cantidad de sólidos que entra en el circuito o en una unidad debe cumplir que la misma cantidad de sólidos sale del circuito o de dicha unidad.

Vamos a seguir tomando como notación la siguiente:

A = Alimentación al clasificador (sólidos), t/día

R = Rebose del clasificador (sólidos), t/día

H = Hundido del clasificador (sólidos), t/día

Observando el esquema de la figura se debe cumplir:

$$A = R + H \quad (\text{balance de sólidos en el clasificador})$$

$$R = 300 \text{ t/día} \quad (\text{salida de sólidos del circuito})$$

Sustituyendo R en la primera ecuación tenemos que: $A = 300 + H$

$$0.423 \times A = 0.557 \times H + 0.0120 \times R \quad (\text{balance de sólidos (\#48) en el clasificador})$$

Y sustituyendo $A = 300 + H$ y $R = 300$ t/día queda como sigue:

$$0.423 \times (300 + H) = 0.557 \times H + 0.0120 \times 300$$

Por lo que haciendo cálculos llegamos a que $H = 920.15 \text{ t/día}$

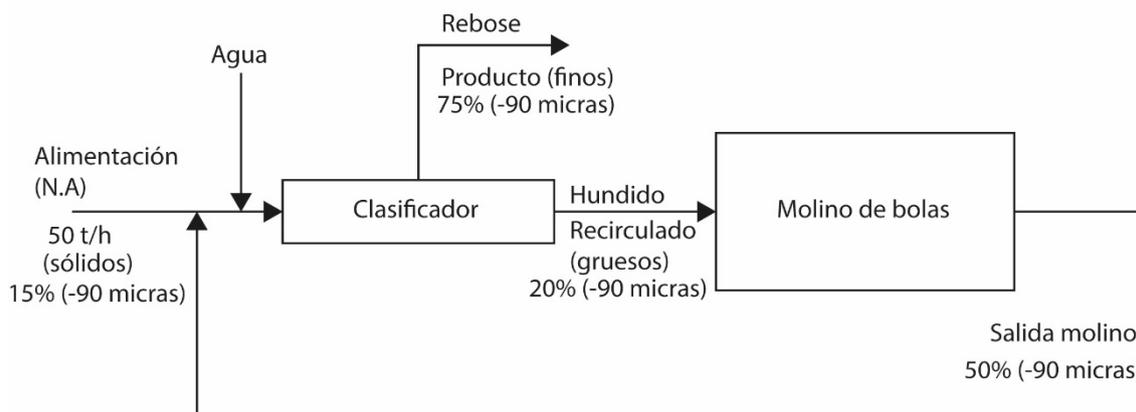
Por lo que la Carga Circulante será:

$$C.C. = \frac{920.15}{300} \times 100 = 306.72\%$$

EJERCICIO SOBRE MOLINOS

31.- Un mineral molido en un molino de barras contiene un 15% de mineral (sólidos) por debajo de las 90 micras (-90 micras). Este mineral es molido en un circuito que contempla la instalación de un molino de bolas con clasificador de rastrillo a un ratio de 50 t/h. Si el porcentaje de material por debajo de las 90 micras en el hundido, el rebose del clasificador y en la descarga del molino de bolas es 20, 75 y 50, respectivamente, calcular el porcentaje de carga circulante.

Cálculo la carga circulante



Solución:

Este supuesto cambia respecto a los anteriores en que el clasificador va por delante del molino de bolas, pero por lo demás, en cuanto a la forma de resolverlo, es exactamente igual, en este caso, tenemos también que utilizar las propiedades del balance de materia, es decir, que toda la cantidad de sólidos que entra en el circuito o en una unidad debe cumplir que la misma cantidad de sólidos sale del circuito o de dicha unidad.

Vamos a seguir tomando como notación la siguiente:

N.A. = Alimentación nueva que entra al circuito (sólidos), 50 t/h

A = Alimentación al clasificador que sale del molino de bolas (sólidos), t/h

R = Rebose del clasificador (sólidos), t/h (50 t/h)

H = Hundido del clasificador (sólidos), t/h

Observando el esquema de la figura se debe cumplir:

$$N.A. + A = H + R \quad (\text{balance de sólidos en el clasificador})$$

$$N.A. = R = 50 \text{ t/h} \quad (\text{La cantidad de s\u00f3lidos que entran al sistema deben salir igualmente})$$

Y de las dos ecuaciones anteriores se deduce que $A = H$

Por otro lado, para los s\u00f3lidos inferiores a las 90 micras su balance de masa en el clasificador se cumplir\u00e1 que:

$$0.15 \times N.A. + 0.50 \times H = 0.75 \times R + 0.20 \times H$$

Y sustituyendo $N.A. = R = 50 \text{ t/h}$ y $A = H$ queda como sigue:

$$0.15 \times 50 + 0.50 \times H = 0.75 \times 50 + 0.20 \times H$$

Por lo que haciendo c\u00e1lculos llegamos a que $H = 100 \text{ t/h}$

Por lo que la Carga Circulante ser\u00e1:

$$C.C. = \frac{100}{50} \times 100 = 200\%$$

EJERCICIO SOBRE MOLINOS

32.- Un circuito de molienda integrado consistente en un triturador, un molino y un clasificador. El hundido del clasificador es reenviado al molino para su molienda. Las muestras obtenidas en la alimentación, hundido y rebose del clasificador dan unos valores de 45%, 80% y 20% de sólidos en peso, respectivamente. Calcular la carga circulante.

Solución:

Para resolver este problema vamos a echar mano de la expresión que también nos proporciona la carga circulante utilizando los valores de los porcentajes de sólidos en peso para la alimentación, hundido y rebose del clasificador. Tomando como notación la siguiente:

a = Alimentación al clasificador (% de sólidos en peso)

r = Rebose del clasificador (% de sólidos en peso)

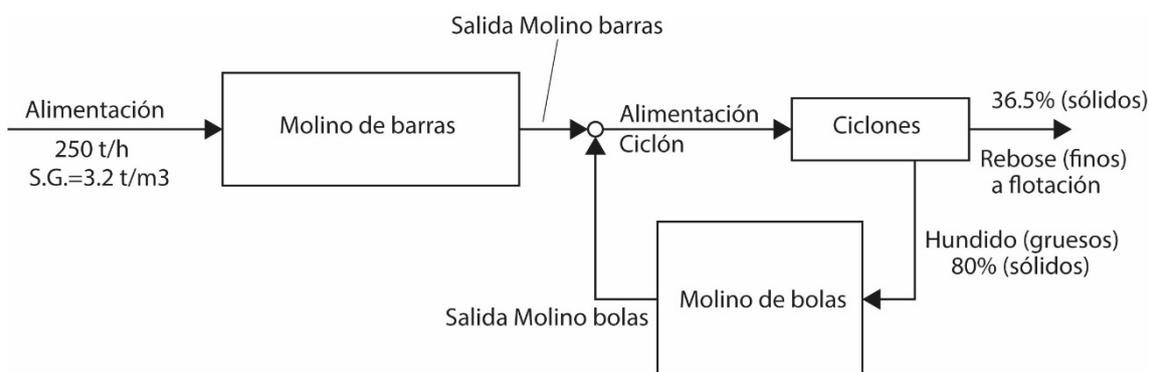
h = Hundido del clasificador (% de sólidos en peso)

La expresión que vamos a emplear es:

$$C.C. = \frac{h(a - r)}{r(h - a)} \times 100 = \frac{0.80 \times (0.45 - 0.20)}{0.20 \times (0.80 - 0.45)} \times 100 = 285.71\%$$

EJERCICIO SOBRE MOLINOS

33.- Para el circuito mostrado en la siguiente figura, el mineral se sabe que tiene una densidad específica (S.G.) de 3.2 y es alimentado con un caudal de 250 t/h (sólidos). Se sabe que el cociente entre la cantidad de mineral (sólidos) del hundido del ciclón y la cantidad de mineral (sólidos) de la alimentación al molino de barras es 4. El porcentaje en peso de sólidos en el rebose y en el hundido de los ciclones es de 36.5% y 80%, respectivamente. Calcular el porcentaje en peso de sólidos que entra a los ciclones. Calcular la cantidad de pulpa (sólidos + agua) en la alimentación, en la salida de gruesos (rebose) y de finos (hundido) de los ciclones, y el porcentaje en volumen de sólidos en la alimentación.



Solución:

Este ejemplo sigue el estilo de los ejemplos vistos anteriormente. Y en ese sentido, procederemos de la misma forma para resolverlo. Para ello, comenzaremos analizando los datos que nos proporciona el enunciado para establecer el punto del circuito a partir del cual establecemos el sistema de ecuaciones de balances:

Antes de continuar con el establecimiento del sistema de ecuaciones, lo primero que vamos a hacer es utilizar uno de los datos del enunciado que es el cociente o ratio entre la cantidad de mineral en el hundido del ciclón y la cantidad de mineral en la alimentación al molino de barras que vale 4. Con este dato podemos calcular la cantidad de mineral en toneladas hora que va en el hundido del ciclón:

$$4 = \frac{H_s}{(AN)_s} = \frac{\text{Hundido (sólidos)}}{\text{Alimentación Nueva (sólidos)}} = \frac{\text{Hundido (sólidos)}}{250 \text{ t/h}}$$

$$H_s = 4 \times 250 \text{ t/h} = 1000 \text{ t/h (sólidos) en el hundido de la unidad de ciclones}$$

Como tenemos que hacer diferencia entre los caudales de pulpa (agua + sólidos) y caudales de sólidos, para ellos vamos a emplear la notación siguiente:

NAs = Alimentación nueva que entra al circuito (sólidos), 250 t/h

As = Alimentación a los ciclones (sólidos), t/h

Rs = Rebose de los ciclones (sólidos), t/h

Hs = Hundido de los ciclones (sólidos), t/h

Observando el esquema de la figura se debe cumplir:

$$NAs + Hs = As \quad (\text{balance de sólidos en el punto de cruce})$$

$$250 \text{ t/h} + 1000 \text{ t/h} = As$$

$$\text{De lo que se deduce que } As = 1250 \text{ t/h}$$

También podemos calcular la cantidad de pulpa (agua + sólidos) que salen de la unidad de ciclones de la siguiente forma:

Para el rebose:

$$\text{Rebose (sólidos)} = 36.5\% = 250 \text{ t/h}$$

$$36.5\% \text{ sólidos} \rightarrow 250 \text{ t/h}$$

$$100\% \text{ agua+sólidos} \rightarrow x$$

$$x = 684.9 \text{ t/h de pulpa (agua+sólidos) en el rebose}$$

Para el hundido:

$$\text{Hundido (sólidos)} = 80\% = 1000 \text{ t/h}$$

$$80\% \text{ sólidos} \rightarrow 1000 \text{ t/h}$$

$$100\% \text{ agua+sólidos} \rightarrow y$$

$$y = 1250 \text{ t/h de pulpa (agua+sólidos) en el hundido}$$

Ahora, también podemos determinar la cantidad de pulpa (agua + sólidos) que entrarán a la unidad de ciclones que será 1934.9 t/h (684.9 t/h + 1250 t/h). A la unidad de ciclones, de sólidos entrarán 1250 t/h (250 t/h + 1000 t/h). Con lo que para calcular el porcentaje de sólidos en peso que entra a los ciclones, sólo tenemos que hacer uso de la siguiente relación de proporcionalidad:

$$1934.9 \text{ t/h} \rightarrow 100\%$$

$$1250 \text{ t/h} \rightarrow m$$

$$m = 64.6\% \text{ de sólidos en peso en la alimentación a los ciclones}$$

Para calcular el porcentaje de sólidos en volumen que entran a los ciclones utilizaremos la gravedad específica (S.G.) proporcionada en el enunciado para el mineral.

$$\frac{1250 \text{ t/h}}{3.2 \text{ t/m}^3} (\text{sólidos}) + \frac{684.9 \text{ t/h}}{1.0 \text{ t/m}^3} (\text{agua}) = 1075.53 \text{ m}^3/\text{h}$$

1075.53 m³/h de pulpa entran a los ciclones

Luego el porcentaje de sólido en volumen que entra a los ciclones se calcula utilizando la siguiente relación de proporcionalidad:

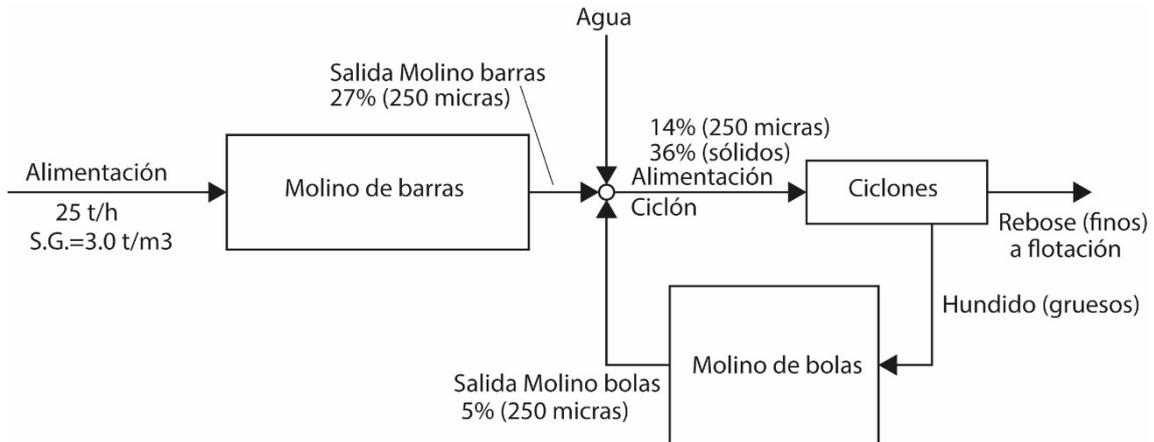
$$1075.53 \text{ m}^3/\text{h} \rightarrow 100\%$$

$$390.63 \text{ m}^3/\text{h} \rightarrow n$$

$$n = 36.32\% \text{ de sólidos en volumen que entran a los ciclones}$$

EJERCICIO SOBRE MOLINOS

34.- Para el circuito mostrado en la figura siguiente, se presenta un caudal de tratamiento de 25 t/h (sólidos) de mineral de una densidad específica (S.G.) de 3 t/m³. La alimentación a los ciclones contiene 36% de sólidos en peso. A través de muestreo y posterior análisis, se sabe que los resultados de contenido de partículas de 250 micras en la descarga del molino de barras, la descarga del molino de bolas y en la alimentación a los ciclones es de 27%, 5% y 14%, respectivamente. Determina el caudal, en volumen, de pulpa (sólidos + agua) que entra en los ciclones.



Solución:

Como tenemos que hacer diferencia entre los caudales de pulpa (agua + sólidos) y caudales de sólidos, para ellos vamos a emplear la notación siguiente:

NAs = Alimentación nueva que entra al circuito (sólidos), 25 t/h

As = Alimentación a los ciclones (sólidos), t/h

Rs = Rebose de los ciclones (sólidos), t/h

Hs = Hundido de los ciclones (sólidos), t/h

Observando el esquema de la figura se debe cumplir:

En el punto de cruce se cumple para el balance de partículas de 250 micras:

$$0.27 \times NAs + 0.05 \times Hs = 0.14 \times As$$

$$0.27 \times 25 \text{ t/h} + 0.05 \times Hs = 0.14 \times As$$

En la unidad de ciclones se cumple para el balance de partículas sólidas totales:

$$25 \times Hs = As$$

Haciendo operaciones con las dos ecuaciones anteriores obtenemos que:

$$H_s = 36.11 \text{ t/h (sólidos)}$$

$$A_s = 61.11 \text{ t/h (sólidos)}$$

Por ello, la alimentación de pulpa a los ciclones se calcula de la forma siguiente:

$$36\% \text{ sólidos} \rightarrow 61.11 \text{ t/h}$$

$$100\% \text{ agua+sólidos (pulpa)} \rightarrow x$$

$$x = 169.75 \text{ t/h de pulpa (agua*sólidos) en la entrada a los ciclones}$$

De la información anterior se sabe que la cantidad de agua que entra a los ciclones será de 108.64 t/h.

Para calcular la cantidad de pulpa (agua + sólidos), en volumen, que entrará a la unidad de ciclones se hará uso de la siguiente expresión:

$$\frac{61.11 \text{ t/h}}{3.0 \text{ t/m}^3} \text{ (sólidos)} + \frac{108.64 \text{ t/h}}{1.0 \text{ t/m}^3} \text{ (agua)} = 129.01 \text{ m}^3/\text{h}$$

$$129.01 \text{ m}^3/\text{h} \text{ de pulpa, en volumen, entra a los ciclones}$$

EJERCICIO SOBRE MOLINOS

35.- Calcular la carga circulante de un molino el cual está en circuito cerrado con un clasificador y se sabe que muele 500 t/día de mineral (sólo sólidos) de alimentación nueva (procedente del molino de barras). Los análisis granulométricos de la descarga del molino, y de las salidas de gruesos (hundido) y finos (rebose) del clasificador se muestran en la siguiente tabla.

Malla	Descarga del molino (% sólidos en peso)	Rebose clasificador (% sólidos en peso)	Hundido clasificador (% sólidos en peso)
-65 + 150	15.2	19.6	13.8
-150 + 200	6.1	12.4	4.1

Solución:

En este caso tenemos también que utilizar las propiedades del balance de materia, es decir, que toda la cantidad de sólidos que entra en el circuito o en una unidad debe cumplir que la misma cantidad de sólidos sale del circuito o de dicha unidad.

Vamos a seguir tomando como notación la siguiente:

A_s = Alimentación al clasificador (sólidos), t/día

R_s = Rebose del clasificador (sólidos), t/día

H_s = Hundido del clasificador (sólidos), t/día

N_{As} = Alimentación nueva (sólidos), 500 t/día

Tomando los porcentajes proporcionados por la tabla para el rango de tamaños de partícula inferiores a #65 y superiores a #150, se debe cumplir:

$$0.152 \times A_s = 0.196 \times R_s + 0.138 \times H_s \text{ (balance de la fracción de tamaños en el clasificador)}$$

$$A_s = 500 \text{ t/día} + H_s \text{ (balance de sólidos totales en el clasificador)}$$

Sustituyendo la segunda ecuación en la primera ecuación y operando llegamos a que $H = 157.43$ t/día de sólidos totales

Por lo que el porcentaje de carga circulante respecto a la alimentación nueva será:

$$C.C. = \frac{157.43}{500} \times 100 = 314.29\%$$

EJERCICIO SOBRE CRIBAS

36.- Una criba con alambres de acero inoxidable presenta una abertura cuadrada de 3.18 mm. El diámetro de los alambres es de 1.2 mm. Se pide determinar:

- El área libre cuando la criba opera en posición horizontal.
- El área libre cuando la criba opera a un ángulo de 20°.
- El tamaño de abertura expresado en número de mallas.

Solución:

a) Área libre operando en posición horizontal

Como la criba, según el enunciado, está construida con alambre de 1.2 mm de diámetro, podemos aplicar la siguiente expresión:

$$A_o = \left(\frac{L_A}{L_A + d_w} \right)^2 \times 100 = \left(\frac{3.18}{3.18 + 1.2} \right)^2 \times 100 = 52.7\%$$

b) Área libre operando en posición vertical a 20°

Para dicha inclinación el área libre efectiva será:

$$A_{oE} = A_o \cdot \cos 20^\circ = 49.5\%$$

c) Tamaño de abertura expresado en número de mallas (M)

Para obtener el número de malla para la abertura aplicamos la siguiente expresión:

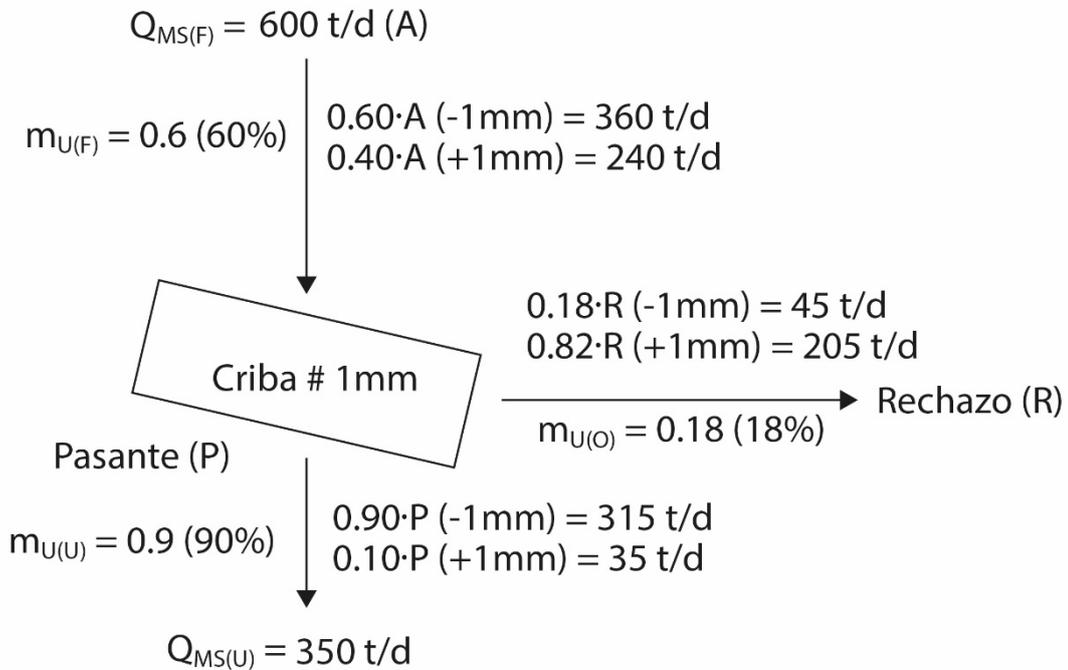
$$M = \sqrt{\frac{25.4^2 \cdot A_o}{100 \cdot L_A^2}} = \sqrt{\frac{25.4^2 \cdot 52.7}{100 \cdot 3.18^2}} = 6 \text{ mallas (aprox.)}$$

EJERCICIO SOBRE CRIBAS

37.- Un mineral conteniendo un 60% de tamaño inferior a 1 mm es cribado a una abertura de 1 mm y a un ritmo de 600 t/d. Se sabe que se obtiene un producto con un tamaño inferior a 1 mm a un ritmo de 350 t/d. Por otro lado, en la salida del rechazo se obtiene un 18% de tamaños inferiores a 1 mm y en la salida del pasante se obtiene un 10% de tamaños superiores a 1 mm. Determina la eficiencia con la que está trabajando la criba.

Solución:

Calculando las cantidades de los flujos tanto de tamaño superior a 1 mm como de tamaño inferior que llegan a la criba y sus salidas, se tendría los siguientes valores que se facilitan en el siguiente esquema:



PMP2021

a) La eficiencia de la criba basada en el pasante:

Para este cálculo no se tiene en cuenta el sobretamaño que va en dicho pasante (se desprecia y se considera todo tamaño inferior a 1 mm), por lo tanto:

$$\left. \begin{array}{l} 360 \text{ t/d (-1mm)} \rightarrow 100\% \\ 350 \text{ t/d (-1mm)} \rightarrow x\% \end{array} \right| x = \eta = 97.22\%$$

b) La eficiencia de la criba basada en el rechazo:

Para este cálculo se aplica la siguiente relación.

$$\left. \begin{array}{l} 250 \text{ t/d (R)} \rightarrow 100\% \\ 240 \text{ t/d (+1mm)} \rightarrow y\% \end{array} \right| y = \eta = 96\%$$

c) La eficiencia que nos indica cuánto de efectiva es la criba para separar las partículas inferiores a la abertura de malla se obtiene aplicando la expresión:

$$E_U = \frac{Q_{MS(U)} \cdot m_{U(U)}}{Q_{MS(F)} \cdot m_{U(F)}} = \frac{350 \cdot 0.9}{600 \cdot 0.6} \times 100 = \eta = 87.5\%$$

d) La eficiencia que nos indica cuánto de efectiva es la criba para separar las partículas superiores a la abertura de malla se obtiene aplicando la expresión:

$$E_O = \frac{Q_{MS(O)} \cdot (1 - m_{U(O)})}{Q_{MS(F)} \cdot (1 - m_{U(F)})} = \frac{250 \cdot (1 - 0.18)}{600 \cdot (1 - 0.6)} \times 100 = \eta = 85.42\%$$

e) La eficiencia que nos indica cuánto de efectiva es la criba para separar las partículas superiores e inferiores a la abertura de malla se obtiene multiplicando las eficiencias anteriores:

$$E_U \cdot E_O = \frac{Q_{MS(U)} \cdot m_{U(U)}}{Q_{MS(F)} \cdot m_{U(F)}} \times \frac{Q_{MS(O)} \cdot (1 - m_{U(O)})}{Q_{MS(F)} \cdot (1 - m_{U(F)})} = 0.875 \times 0.854 = 74.7\%$$

De esta forma, en función de qué tipo de información se requiera sobre la calidad del funcionamiento de la criba, se obtendrá una eficiencia u otra.

EJERCICIO SOBRE CRIBAS

38.- Un árido es cribado para obtener una fracción inferior a 2 mm. La alimentación contiene un 35% de tamaños inferiores a 2 mm. El rechazo contiene un 10% de tamaño inferior a 2 mm y el pasante contiene un 82% de tamaño inferior a dicho tamaño. Determina el valor de la eficiencia de la criba según las expresiones obtenidas a través del balance de material de una criba en operación, según la ecuación de Leonard y según Osborne (Gupta and Yan, 2016).

Solución:

La notación que se empleará será:

$$m_{U(F)} = 0.35$$

$$m_{U(O)} = 0.10$$

$$m_{U(U)} = 0.82$$

Para el cálculo de la eficiencia se van a utilizar las tres expresiones facilitadas en Gupta A., Yan D. (2016) que facilitan las siguientes eficiencias de la criba:

a) La eficiencia de una criba en base al balance de materia viene dada por:

$$E = \left[\frac{m_{U(F)} - m_{U(U)}}{m_{U(O)} - m_{U(U)}} \right] \times \left[\frac{m_{U(O)} - m_{U(F)}}{m_{U(O)} - m_{U(U)}} \right] \times \left[\frac{1 - m_{U(O)}}{1 - m_{U(F)}} \right] \times \left[\frac{m_{U(U)}}{m_{U(F)}} \right] =$$

$$= \left[\frac{0.35 - 0.82}{0.10 - 0.82} \right] \times \left[\frac{0.10 - 0.35}{0.10 - 0.82} \right] \times \left[\frac{1 - 0.10}{1 - 0.35} \right] \times \left[\frac{0.82}{0.35} \right] = 73.5\%$$

b) La eficiencia según Leonard:

$$E = (1 - m_{U(O)}) - \left[\frac{m_{U(F)} - m_{U(O)}}{m_{U(U)} - m_{U(O)}} \right] \times (1 - m_{U(O)} - m_{U(U)}) =$$

$$E = (1 - 0.1) - \left[\frac{0.35 - 0.1}{0.82 - 0.1} \right] \times (1 - 0.1 - 0.82) = 87.2\%$$

c) La eficiencia según Osborne:

$$E = \frac{100}{m_{U(F)}} \times \left[\frac{m_{U(F)} - m_{U(O)}}{m_{U(U)} - m_{U(O)}} \right] =$$
$$= \frac{100}{0.35} \times \left[\frac{0.35 - 0.10}{0.82 - 0.10} \right] = 99.2\%$$

Referencias:

Gupta A., Yan D. (2016). Mineral processing design operations. An introduction. 2nd edition, Elsevier, 850 pp.

EJERCICIO SOBRE CRIBAS

39.- Un mineral con contenido en oro es cribado a través de una criba con una abertura de malla cuadrada de 30 mm. A través del análisis granulométrico realizado sobre el material de alimentación, rechazo y pasante, respectivamente, se sabe que el porcentaje de paso para la fracción de tamaño inferior a 30 mm es 46%, 7.5% y 90%, respectivamente. Determina el valor de la eficiencia de la criba según las expresiones obtenidas a través del balance de material de una criba en operación, según la ecuación de Leonard y según Osborne (Gupta and Yan, 2016).

Solución:

La notación que se empleará será:

$$m_{U(F)} = 0.46$$

$$m_{U(O)} = 0.075$$

$$m_{U(U)} = 0.90$$

Para el cálculo de la eficiencia se van a utilizar las tres expresiones facilitadas en Gupta A., Yan D. (2016) que facilitan las siguientes eficiencias de la criba:

a) La eficiencia de una criba en base al balance de materia viene dada por:

$$E = \left[\frac{m_{U(F)} - m_{U(U)}}{m_{U(O)} - m_{U(U)}} \right] \times \left[\frac{m_{U(O)} - m_{U(F)}}{m_{U(O)} - m_{U(U)}} \right] \times \left[\frac{1 - m_{U(O)}}{1 - m_{U(F)}} \right] \times \left[\frac{m_{U(U)}}{m_{U(F)}} \right] =$$

$$= \left[\frac{0.46 - 0.90}{0.075 - 0.90} \right] \times \left[\frac{0.075 - 0.46}{0.075 - 0.90} \right] \times \left[\frac{1 - 0.075}{1 - 0.46} \right] \times \left[\frac{0.90}{0.46} \right] = 83.4\%$$

Las eficiencias que normalmente se encuentran en la industria mineral están entre 60% y 85%.

b) La eficiencia según Leonard:

$$E = (1 - m_{U(O)}) - \left[\frac{m_{U(F)} - m_{U(O)}}{m_{U(U)} - m_{U(O)}} \right] \times (1 - m_{U(O)} - m_{U(U)}) =$$

$$E = (1 - 0.075) - \left[\frac{0.46 - 0.075}{0.90 - 0.075} \right] \times (1 - 0.075 - 0.90) = 91.3\%$$

c) La eficiencia según Osborne:

$$E = \frac{100}{m_{U(F)}} \times \left[\frac{m_{U(F)} - m_{U(O)}}{m_{U(U)} - m_{U(O)}} \right] =$$
$$= \frac{100}{0.46} \times \left[\frac{0.46 - 0.075}{0.90 - 0.075} \right] = 101.4\%$$

Referencias:

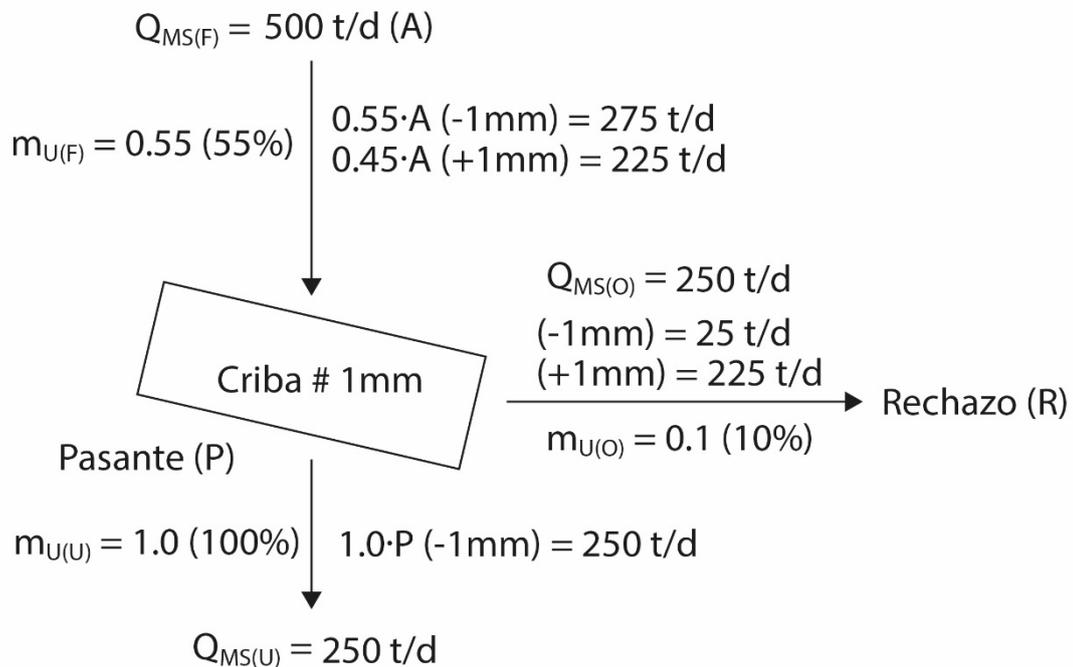
Gupta A., Yan D. (2016). Mineral processing design operations. An introduction. 2nd edition, Elsevier, 850 pp.

EJERCICIO SOBRE CRIBAS

40.- Un mineral conteniendo un 55% de tamaño inferior a 1 mm es cribado a una abertura de 1 mm y a un ritmo de 500 t/d. Se sabe que se obtiene un producto con un tamaño inferior a 1 mm a un ritmo de 250 t/d. Si se considera que en el pasante no se obtiene sobretamaño. Determina la eficiencia con la que está trabajando la criba.

Solución:

Si se colocan las cantidades que llegan a la criba y que pasan, se tendría los siguientes valores que se facilitan en el siguiente esquema:



PMP2021

a) La eficiencia de la criba basada en el pasante:

Sería aplicar la siguiente relación:

$$\left. \begin{array}{l} 275 \text{ t/d (-1mm)} \rightarrow 100\% \\ 250 \text{ t/d (-1mm)} \rightarrow x\% \end{array} \right| x = \eta = 90.91\%$$

b) La eficiencia de la criba basada en el rechazo:

Para este cálculo se aplica la siguiente relación.

$$\begin{array}{l|l} 250 \text{ t/d (R)} \rightarrow 100\% & \\ 225 \text{ t/d (+1mm)} \rightarrow y\% & y = \eta = 90.0\% \end{array}$$

c) La eficiencia que nos indica cuánto de efectiva es la criba para separar las partículas inferiores a la abertura de malla se obtiene aplicando la expresión:

$$E_U = \frac{Q_{MS(U)} \cdot m_{U(U)}}{Q_{MS(F)} \cdot m_{U(F)}} = \frac{250 \cdot 1.0}{500 \cdot 0.55} \times 100 = \eta = 90.91\%$$

d) La eficiencia que nos indica cuánto de efectiva es la criba para separar las partículas superiores a la abertura de malla se obtiene aplicando la expresión:

$$E_O = \frac{Q_{MS(O)} \cdot (1 - m_{U(O)})}{Q_{MS(F)} \cdot (1 - m_{U(F)})} = \frac{250 \cdot (1 - 0.10)}{500 \cdot (1 - 0.55)} \times 100 = \eta = 100\%$$

e) La eficiencia que nos indica cuánto de efectiva es la criba para separar las partículas superiores e inferiores a la abertura de malla se obtiene multiplicando las eficiencias anteriores:

$$E_U \cdot E_O = \frac{Q_{MS(U)} \cdot m_{U(U)}}{Q_{MS(F)} \cdot m_{U(F)}} \times \frac{Q_{MS(O)} \cdot (1 - m_{U(O)})}{Q_{MS(F)} \cdot (1 - m_{U(F)})} = 0.9091 \times 1.00 = 90.91\%$$

De esta forma, en función de qué tipo de información se requiera sobre la calidad del funcionamiento de la criba, se obtendrá una eficiencia u otra.

EJERCICIO SOBRE CRIBAS

41.- Calcular la superficie de cribado que sería necesaria para llevar a cabo una operación de cribado a un tamaño de corte de #8 mm en húmedo para una capacidad de 100 t/h de árido triturado. Éste árido se caracteriza por poseer una granulometría de 0/20 mm que contiene un 10% de partículas superiores a 8 mm y un 45% de partículas inferiores a 4 mm (semitamaño). Se requiere un rendimiento de cribado del 90%. La densidad aparente del material va a ser igual a 1.8 t/m³.

Solución:

Según el método de Juan Luis Bouso (1999) recogido su desarrollo y tablas de aplicación en los apuntes en abierto de Tecnología Mineralúrgica (OCW-UPCT, 2020), la capacidad básica de una malla de 8 mm tratando un árido triturado será de 12.5 t/m²·h (tamaño de clasificación).

Cálculo de los factores de corrección (fi):

Factor de densidad específica aparente (fd)

$$f_d = \frac{1.8}{1.6} = 1.13$$

Factor de rechazo (fr)

Según la tabla 6.4 para un rechazo del 10% le corresponderá un valor de 1.06.

Factor de semitamaño (fs)

Porcentaje de semitamaño (4 mm) = 45% y entrando en la tabla 6.5 se obtiene un valor de 1.10.

Factor de rendimiento (fe)

El rendimiento que se le exige al cribado es del 90%, y por lo tanto el factor correspondiente será (tabla 6.6) de 1.26.

Factor de cribado en seco: no se aplica (cribado en húmedo)

Factor de cribado por vía húmeda (fa)

Según la tabla 6.8 para un tamaño de corte de #8 mm tenemos que fa = 2.00

Factor de abertura de malla (fm)

Suponiendo una malla de abertura cuadrada, se tiene que fm = 1 (tabla 6.10)

Factor de lajosidad (fl): no se aplica.

Factor de posición del paño (fp)

La malla se supone que está colocada en el 2º piso, por lo que $f_p = 0.90$

Factor de inclinación (fi)

Se supone que se trata de una criba convencional instalada con una inclinación de 20° , por lo que le corresponderá un factor igual a 1.00

Factor de área libre (fo)

Una malla normal de alambre de acero de 8 mm de luz tiene aproximadamente una superficie libre de 55% (catálogos de fabricantes), luego le corresponderá un $f_o = 1.10$

Una vez que se han obtenido todos los factores de corrección se calcula la capacidad básica corregida que será:

$$B_c = 12.5 \frac{t}{m^2 h} \cdot 1.13 \cdot 1.06 \cdot 1.10 \cdot 1.12 \cdot 2.00 \cdot 1.00 \cdot 0.90 \cdot 1.00 \cdot 1.10 = 36.52 \frac{t}{m^2 h}$$

La capacidad de alimentación que recibe la criba (bruto) va a ser de 100 t/h y el material que pasará es un 90% de paso (10% de rechazo), es decir:

$$100 \text{ t/h} \times 0.90 = 90 \text{ t/h de capacidad pasante}$$

Por lo tanto, la superficie de cribado será:

$$S = \frac{\text{Capacidad pasante (t/h)}}{\text{Capacidad básica corregida (t/m}^2\text{h)}} = \frac{90}{36.52} = 2.46 \text{ m}^2$$

Incrementamos esta superficie en un 20% (factor de servicio) por motivos operacionales:

$$S = 2.46 \times 1.20 = 2.96 \text{ m}^2$$

Para el cálculo de la anchura mínima se aplicará la siguiente expresión:

$$A_m = 116 \cdot \left(\frac{T \times R}{m \times f_d} \right) = 116 \cdot \left(\frac{100 \times 0.10}{8 \times 1.13} \right) = 128.32 \text{ mm}$$

Según tablas de fabricantes, se podrá escoger una anchura superior a los 600 mm.

Teniendo en cuenta que las cribas comerciales guardan una proporción longitud/anchura de 2.5 ($L=2.5 \cdot H$). Entonces para una superficie calculada de 2.96 m^2 , la anchura (H) de la criba viene dada por:

$$H = \left(\frac{A \times 1000000}{2.5} \right)^{1/2} = \left(\frac{2.96 \times 1000000}{2.5} \right)^{1/2} = 1088 \text{ mm}$$

Luego la superficie de la criba necesaria debería elegirse a un tamaño comercial próximo al calculado de:

$$1088 \times 2720 \text{ mm}$$

Nota: los resultados son siempre una primera estimación y es a través de la opinión de los fabricantes o suministradores de equipos con los que finalmente habrá que adoptar la solución definitiva.

Referencias:

Bouso J.L. (1999). Cálculo de la superficie de cribado. Revista Rocas y Minerales, pp. 42-57.

OCW-UPCT. Martínez-Pagán, P.; Perales Agüera, A. (2020). Tema 6 – Cribado. Apuntes de Tecnología Mineralúrgica en Abierto (OCW-UPCT). url: <https://ocw.bib.upct.es/course/view.php?id=178>

EJERCICIO SOBRE CRIBAS

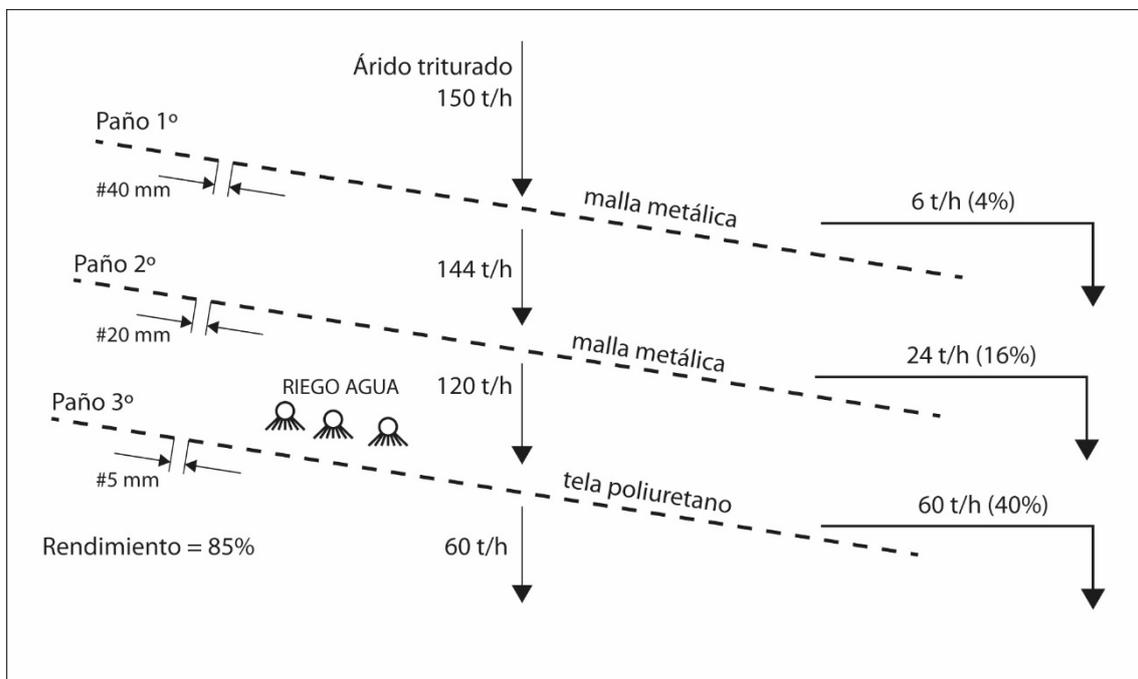
42.- Calcular y dimensionar una criba de tres paños sabiendo que se tritura un árido de densidad específica 1.7 t/m^3 . La producción será de 150 t/h . Calcular la criba necesaria para clasificar a 40 mm , 20 mm y 5 mm . La última tela está sometida a un riego de agua. El rendimiento exigido será del 85% . Los paños 1 y 2 estarán constituidos de mallas de alambre de luz cuadrada y el paño 3 estará formado por poliuretano de sección rectangular.

El ensayo granulométrico de la alimentación ha dado la siguiente distribución granulométrica:

>80 mm: 0%
 40/80 mm: 4%
 20/40 mm: 16%
 10/20 mm: 18%
 5/10 mm: 22%
 2.5/5 mm: 20%
 0/2.5 mm: 20%

Solución:

El esquema de las tres telas con las cantidades de material esperable en cada uno de los puntos de paso y rechazo sería el siguiente:



Vamos a calcular la superficie de cribado necesaria para la primera tela (Paño 1º):

Según la tabla 6.3 de los apuntes del Tema 6 de Tecnología Mineralúrgica (OCW-UPCT, 2011), la capacidad básica de una malla de 40 mm tratando un árido triturado será de $34.6 \text{ t/m}^2 \cdot \text{h}$ (tamaño de clasificación).

Cálculo de los factores de corrección (fi):

Factor de densidad específica aparente (fd)

$$f_d = \frac{1.7}{1.6} = 1.06$$

Factor de rechazo (fr)

Según la tabla 6.4 para un rechazo del 4% le corresponderá un valor de 1.08.

Factor de semitamaño (fs)

Porcentaje de semitamaño (20 mm) = 80% y entrando en la tabla 6.5 se obtiene un valor de 2.20.

Factor de rendimiento (fe)

El rendimiento que se le exige al cribado es del 85%, y por lo tanto el factor correspondiente será (tabla 6.6) de 1.26.

Factor de cribado en seco: será de 1

Factor de cribado por vía húmeda (fa): no se aplica

Factor de abertura de malla (fm)

Suponiendo una malla de abertura cuadrada, se tiene que $f_m = 1$ (tabla 6.10)

Factor de lajosidad (fl): no se aplica.

Factor de posición del paño (fp)

La malla está colocada en el 1º piso, por lo que $f_p = 1.00$

Factor de inclinación (fi)

Se supone que se trata de una criba convencional instalada con una inclinación de 20° , por lo que le corresponderá un factor igual a 1.00

Factor de área libre (fo)

Una malla normal de alambre de acero de 40 mm de luz tiene aproximadamente una superficie libre de 76% (catálogos de fabricantes), luego le corresponderá un $f_o = 1.52$.

Una vez que se han obtenido todos los factores de corrección se calcula la capacidad básica corregida que será:

$$B_{ic} = 34.6 \frac{t}{m^2 h} \cdot 1.06 \cdot 1.08 \cdot 2.20 \cdot 1.26 \cdot 1.00 \cdot 1.00 \cdot 1.00 \cdot 1.00 \cdot 1.52 = 166.89 \frac{t}{m^2 h}$$

La capacidad de alimentación que recibe la criba (bruto) va a ser de 150 t/h y el material que pasará es un 96% de paso (4% de rechazo), es decir:

$$150 \text{ t/h} \times 0.96 = 144 \text{ t/h de capacidad pasante}$$

Incrementamos esta superficie en un 20% (factor de servicio) por motivos operacionales, la superficie de cribado será:

$$S = \frac{\text{Capacidad pasante (t/h)}}{\text{Capacidad básica corregida (t/m}^2\text{h)}} \cdot f_{op} = \frac{144}{166.89} \cdot 1.20 = 1.04 \text{ m}^2$$

Teniendo en cuenta que las cribas comerciales guardan una proporción longitud/anchura de 2.5. Entonces para una superficie calculada de 1.04 m², la anchura mínima de la criba viene dada por:

$$A = 1000 \cdot \left(\frac{1.04}{2.5} \right)^{1/2} = 645 \text{ mm}$$

Luego la criba calculada sería:

$$645 \times 1610 \text{ mm}$$

Paño 2º:

Según la tabla 6.3 de los apuntes del Tema 6 de Tecnología Mineralúrgica (OCW-UPCT, 2011), la capacidad básica de una malla de 20 mm tratando un árido triturado será de 22 t/m²·h (tamaño de clasificación).

Cálculo de los factores de corrección (fi):

Factor de densidad específica aparente (fd)

$$f_d = \frac{1.7}{1.6} = 1.06$$

Factor de rechazo (fr)

Según la tabla 6.4 para un rechazo del 16% le corresponderá un valor de 1.04.

Factor de semitamaño (fs)

Porcentaje de semitamaño (10 mm) = 62% y entrando en la tabla 6.5 se obtiene un valor de 1.51.

Factor de rendimiento (fe)

El rendimiento que se le exige al cribado es del 85%, y por lo tanto el factor correspondiente será (tabla 6.6) de 1.26.

Factor de cribado en seco: será de 1

Factor de cribado por vía húmeda (fa): no se aplica

Factor de abertura de malla (fm)

Suponiendo una malla de abertura cuadrada, se tiene que $f_m = 1$ (tabla 6.10)

Factor de lajosidad (fl): no se aplica.

Factor de posición del paño (fp)

La malla está colocada en el 2º piso, por lo que $f_p = 0.90$

Factor de inclinación (fi)

Se supone que se trata de una criba convencional instalada con una inclinación de 20°, por lo que le corresponderá un factor igual a 1.00

Factor de área libre (fo)

Una malla normal de alambre de acero de 20 mm de luz tiene aproximadamente una superficie libre de 76% (catálogos de fabricantes), luego le corresponderá un $f_o = 1.52$.

Una vez que se han obtenido todos los factores de corrección se calcula la capacidad básica corregida que será:

$$B_{2c} = 22 \frac{t}{m^2 h} \cdot 1.06 \cdot 1.04 \cdot 1.51 \cdot 1.26 \cdot 1.00 \cdot 1.00 \cdot 0.90 \cdot 1.00 \cdot 1.52 = 63.12 \frac{t}{m^2 h}$$

La capacidad de alimentación que recibe la 2ª criba (bruto) va a ser de 144 t/h y el material que pasará es 120 t/h:

Incrementamos esta superficie en un 20% (factor de servicio) por motivos operacionales, la superficie de cribado será, entonces:

$$S = \frac{\text{Capacidad pasante (t/h)}}{\text{Capacidad básica corregida (t/m}^2\text{h)}} \cdot f_{op} = \frac{120}{63.12} \cdot 1.20 = 2.28 \text{ m}^2$$

Teniendo en cuenta que las cribas comerciales guardan una proporción longitud/anchura de 2.5. Entonces para una superficie calculada de 2.28 m², la anchura mínima de la criba viene dada por:

$$A = 1000 \cdot \left(\frac{2.28}{2.5} \right)^{1/2} = 955 \text{ mm}$$

Luego la criba calculada sería:

$$955 \times 2390 \text{ mm}$$

Paño 3º:

Según la tabla 6.3 de los apuntes del Tema 6 de Tecnología Mineralúrgica (OCW UPCT, 2011), la capacidad básica de una malla de 5 mm tratando un árido triturado será de 9 t/m²·h (tamaño de clasificación).

Cálculo de los factores de corrección (fi):

Factor de densidad específica aparente (fd)

$$f_d = \frac{1.7}{1.6} = 1.06$$

Factor de rechazo (fr)

Según la tabla 6.4 para un rechazo del 40% le corresponderá un valor de 0.94.

Factor de semitamaño (fs)

Porcentaje de semitamaño (2.5 mm) = 20% y entrando en la tabla 6.5 se obtiene un valor de 0.72.

Factor de rendimiento (fe)

El rendimiento que se le exige al cribado es del 85%, y por lo tanto el factor correspondiente será (tabla 6.6) de 1.26.

Factor de cribado en seco: No se aplica

Factor de cribado por vía húmeda (f_a): 2.40

Factor de abertura de malla (f_m)

Suponiendo una malla de abertura rectangular con un $f_m = 1.25$ (tabla 6.10)

Factor de lajosidad (f_l): no se aplica.

Factor de posición del paño (f_p)

La malla está colocada en el 3º piso, por lo que $f_p = 0.80$

Factor de inclinación (f_i)

Se supone que se trata de una criba convencional instalada con una inclinación de 20° , por lo que le corresponderá un factor igual a 1.00

Factor de área libre (f_o)

Una malla de poliuretano de 5 mm de luz tiene aproximadamente una superficie libre de 39% (catálogos de fabricantes), luego le corresponderá un $f_o = 0.78$.

Una vez que se han obtenido todos los factores de corrección se calcula la capacidad básica corregida que será:

$$B_{sc} = 9 \frac{t}{m^2 h} \cdot 1.06 \cdot 0.94 \cdot 0.72 \cdot 1.26 \cdot 2.40 \cdot 1.25 \cdot 0.80 \cdot 1.00 \cdot 0.78 = 15.23 \text{ t/m}^2 \text{ h}$$

La capacidad de alimentación que recibe la 3ª criba (bruto) va a ser de 120 t/h y el material que pasará es 60 t/h:

Incrementamos esta superficie en un 20% (factor de servicio) por motivos operacionales, la superficie de cribado será, entonces:

$$S = \frac{\text{Capacidad pasante (t/h)}}{\text{Capacidad básica corregida (t/m}^2 \text{h)}} \cdot f_{op} = \frac{60}{15.23} \cdot 1.20 = 4.73 \text{ m}^2$$

Teniendo en cuenta que las cribas comerciales guardan una proporción longitud/anchura de 2.5. Entonces para una superficie calculada de 4.73 m^2 , la anchura mínima de la criba viene dada por:

$$A = 1000 \cdot \left(\frac{4.73}{2.5} \right)^{1/2} = 1380 \text{ mm}$$

Luego la criba calculada sería:

$$1380 \times 3440 \text{ mm}$$

Luego, como las dimensiones de los tres paños deben ser iguales, se escoge una solución de criba para cada uno de los paños de 1400 x 3500 mm, lo que significará una mejora en la eficiencia de cribado en los dos primeros paños, disminuyendo así el porcentaje de desclasificados en los rechazos.

Solución: 1400 x 3500 mm

EJERCICIO SOBRE CRIBAS

43.- Calcular la superficie de cribado que sería necesaria para llevar a cabo una operación de cribado a un tamaño de corte de #10 mm en húmedo para una capacidad de 80 t/h de árido triturado. Éste árido se caracteriza por poseer una granulometría de 0/20 mm que contiene un 15% de partículas superiores a 10 mm y un 50% de partículas inferiores a 5 mm (semitamaño). Se requiere un rendimiento de cribado del 85%. La densidad aparente del material va a ser igual a 1.7 t/m^3 . Suponer que el piso presenta una inclinación de 20° y se encuentra en el primer piso.

Solución:

Según el método de Juan Luis Bouso (1999) recogido su desarrollo y tablas de aplicación en los apuntes en abierto de Tecnología Mineralúrgica (OCW-UPCT, 2020), la capacidad básica de una malla de 10 mm tratando un árido triturado será de $14.4 \text{ t/m}^2 \cdot \text{h}$ (tamaño de clasificación).

Cálculo de los factores de corrección (f_i):

Factor de densidad específica aparente (f_d)

$$f_d = \frac{1.7}{1.6} = 1.06$$

Factor de rechazo (f_r)

Para un porcentaje de sobretamaño (rechazo) del 15% le corresponderá un valor de 1.04.

Factor de semitamaño (f_s)

Porcentaje de semitamaño (5 mm) = 50% le corresponderá un valor de corrección de 1.20.

Factor de rendimiento (f_e)

El rendimiento que se le exige al cribado es del 85%, por ello le corresponderá un valor de corrección de 1.26.

Factor de cribado en seco: no se aplica (cribado en húmedo)

Factor de cribado por vía húmeda (f_a)

Para un tamaño de corte de #10 mm tenemos que $f_a = 1.42$

Factor de abertura de malla (f_m)

Suponiendo una malla de abertura cuadrada, se tiene que $f_m = 1$

Factor de lajosidad (f_l): no se aplica.

Factor de posición del paño (f_p)

La malla se supone que está colocada en el 1º piso, por lo que $f_p = 1.0$

Factor de inclinación (f_i)

Se supone que se trata de una criba convencional instalada con una inclinación de 20° , por lo que le corresponderá un factor igual a 1.00

Factor de área libre (f_o)

Una malla normal de alambre de acero de 10 mm de luz tiene aproximadamente una superficie libre de 55% (catálogos de fabricantes), luego le corresponderá un $f_o = 1.10$

Una vez que se han obtenido todos los factores de corrección se calcula la capacidad básica corregida que será:

$$B_c = 14.4 \frac{t}{m^2 h} \cdot 1.06 \cdot 1.04 \cdot 1.20 \cdot 1.26 \cdot 1.42 \cdot 1.00 \cdot 1.00 \cdot 1.00 \cdot 1.10 = 37.49 \frac{t}{m^2 h}$$

La capacidad de alimentación que recibe la criba (bruto) va a ser de 80 t/h y el material que pasará es un 85% de paso (15% de rechazo), es decir:

$$80 \text{ t/h} \times 0.85 = 68 \text{ t/h de capacidad pasante}$$

Por lo tanto, la superficie de cribado será:

$$S = \frac{\text{Capacidad pasante (t/h)}}{\text{Capacidad básica corregida (t/m}^2\text{h)}} = \frac{68}{37.49} = 1.81 \text{ m}^2$$

Incrementamos esta superficie en un 20% (factor de servicio) por motivos operacionales:

$$S = 1.81 \times 1.20 = 2.17 \text{ m}^2$$

Para el cálculo de la anchura mínima se aplicará la siguiente expresión:

$$A_m = 116 \cdot \left(\frac{T \times R}{m \times f_d} \right) = 116 \cdot \left(\frac{80 \times 0.15}{10 \times 1.06} \right) = 131.32 \text{ mm}$$

Según tablas de fabricantes, se podrá escoger una anchura superior a los 600 mm.

Teniendo en cuenta que las cribas comerciales guardan una proporción longitud/anchura de 2.5 ($L=2.5 \cdot H$). Entonces para una superficie calculada de 2.17 m^2 , la anchura (H) de la criba viene dada por:

$$H = \left(\frac{A \times 1000000}{2.5} \right)^{1/2} = \left(\frac{2.17 \times 1000000}{2.5} \right)^{1/2} = 931.67 \text{ mm}$$

Luego la superficie de la criba necesaria debería elegirse a un tamaño comercial próximo al calculado de:

Por lo que se podría elegir una criba con las siguientes dimensiones:

$$931.67 \times 2329 \text{ mm}$$

Nota: los resultados son siempre una primera estimación y es a través de la opinión de los fabricantes o suministradores de equipos con los que finalmente habrá que adoptar la solución definitiva.

Referencias:

Bouso J.L. (1999). Cálculo de la superficie de cribado. Revista Rocas y Minerales, pp. 42-57.

OCW-UPCT. Martínez-Pagán, P.; Perales Agüera, A. (2020). Tema 6 – Cribado. Apuntes de Tecnología Mineralúrgica en Abierto (OCW-UPCT). url: <https://ocw.bib.upct.es/course/view.php?id=178>

EJERCICIO SOBRE CRIBAS

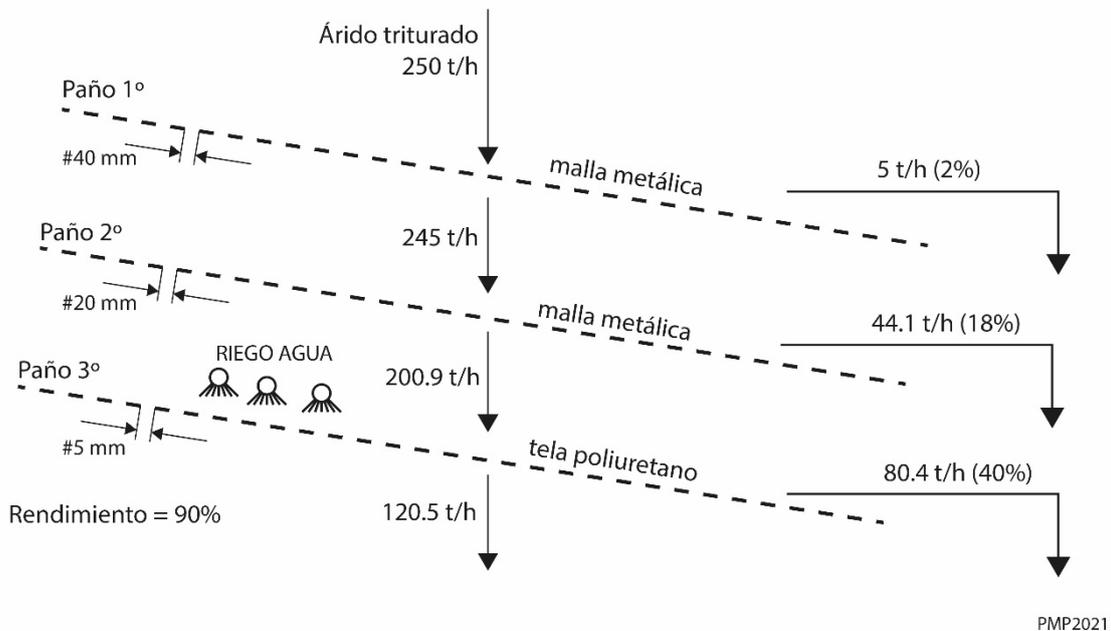
44.- Calcular y dimensionar una criba de tres paños sabiendo que se tritura un árido de densidad específica 1.8 t/m^3 . La producción será de 250 t/h . Calcular la criba necesaria para clasificar a 40 mm , 20 mm y 5 mm . La última tela está sometida a un riego de agua. El rendimiento exigido será del 90% . Los paños 1 y 2 estarán constituidos de mallas de alambre de luz cuadrada y el paño 3 estará formado por poliuretano de sección rectangular.

El ensayo granulométrico de la alimentación ha dado la siguiente distribución granulométrica:

>80 mm: 0%
 40/80 mm: 2%
 20/40 mm: 18%
 10/20 mm: 18%
 5/10 mm: 22%
 2.5/5 mm: 19%
 0/2.5 mm: 21%

Solución:

Se aplicará el método de Juan Luis Bouso (1999) recogido su desarrollo y tablas de aplicación en los apuntes en abierto de Tecnología Mineralúrgica (OCW-UPCT, 2020). Por ello, el esquema de las tres telas con las cantidades de material esperable en cada uno de los puntos de paso y rechazo sería el siguiente:



Vamos a calcular la superficie de cribado necesaria para la primera tela (Paño 1°):

La capacidad básica de una malla de 40 mm tratando un árido triturado será de 34.6 t/m²·h (tamaño de clasificación).

Cálculo de los factores de corrección (fi):

Factor de densidad específica aparente (fd)

$$f_d = \frac{1.8}{1.6} = 1.13$$

Factor de rechazo (fr)

Para un rechazo del 2% le corresponderá un valor de 1.09.

Factor de semitamaño (fs)

Porcentaje de semitamaño (20 mm) = 80% correspondiéndole un valor de corrección de 1.20.

Factor de rendimiento (fe)

El rendimiento que se le exige al cribado es del 90%, y por lo tanto el factor correspondiente será de 1.12.

Factor de cribado en seco: será de 1

Factor de cribado por vía húmeda (fa): no se aplica

Factor de abertura de malla (fm)

Suponiendo una malla de abertura cuadrada, se tiene que fm = 1

Factor de lajosidad (fl): no se aplica.

Factor de posición del paño (fp)

La malla está colocada en el 1º piso, por lo que fp = 1.00

Factor de inclinación (fi)

Se supone que se trata de una criba convencional instalada con una inclinación de 20°, por lo que le corresponderá un factor igual a 1.00

Factor de área libre (fo)

Una malla normal de alambre de acero de 40 mm de luz tiene aproximadamente una superficie libre de 76% (catálogos de fabricantes), luego le corresponderá un fo = 1.52.

Una vez que se han obtenido todos los factores de corrección se calcula la capacidad básica corregida que será:

$$B_{ic} = 34.6 \frac{t}{m^2 h} \cdot 1.13 \cdot 1.09 \cdot 2.20 \cdot 1.12 \cdot 1.00 \cdot 1.00 \cdot 1.00 \cdot 1.00 \cdot 1.52 = 159.61 t/m^2 h$$

La capacidad de alimentación que recibe la criba (bruto) va a ser de 250 t/h y el material que pasará es un 98% de paso (2% de rechazo), es decir:

$$250 t/h \times 0.98 = 245 t/h \text{ de capacidad pasante}$$

Incrementamos esta superficie en un 20% (factor de servicio) por motivos operacionales, la superficie de cribado será:

$$S = \frac{\text{Capacidad pasante (t/h)}}{\text{Capacidad básica corregida (t/m}^2\text{h)}} \cdot f_{op} = \frac{245}{159.61} \cdot 1.20 = 1.84 m^2$$

Teniendo en cuenta que las cribas comerciales guardan una proporción longitud/anchura de 2.5. Entonces para una superficie calculada de 1.84 m², la anchura mínima de la criba viene dada por:

$$H = 1000 \cdot \left(\frac{1.84}{2.5} \right)^{1/2} = 858 \text{ mm}$$

Luego la criba calculada sería:

$$858 \times 2145 \text{ mm}$$

Paño 2º:

La capacidad básica de una malla de 20 mm tratando un árido triturado será de 22 t/m²·h (tamaño de clasificación).

Cálculo de los factores de corrección (fi):

Factor de densidad específica aparente (fd)

$$f_d = \frac{1.8}{1.6} = 1.13$$

Factor de rechazo (fr)

Para un rechazo del 18% le corresponderá un valor de 1.03.

Factor de semitamaño (fs)

Porcentaje de semitamaño (10 mm) = 62% correspondiéndole un valor de corrección de valor de 1.51.

Factor de rendimiento (fe)

El rendimiento que se le exige al cribado es del 90%, y por lo tanto el factor correspondiente será de 1.12.

Factor de cribado en seco: será de 1.00

Factor de cribado por vía húmeda (fa): no se aplica

Factor de abertura de malla (fm)

Suponiendo una malla de abertura cuadrada, se tiene que $f_m = 1.00$

Factor de lajosidad (fl): no se aplica.

Factor de posición del paño (fp)

La malla está colocada en el 2º piso, por lo que $f_p = 0.90$

Factor de inclinación (fi)

Se supone que se trata de una criba convencional instalada con una inclinación de 20°, por lo que le corresponderá un factor igual a 1.00

Factor de área libre (fo)

Una malla normal de alambre de acero de 20 mm de luz tiene aproximadamente una superficie libre de 76% (catálogos de fabricantes), luego le corresponderá un $f_o = 1.52$.

Una vez que se han obtenido todos los factores de corrección se calcula la capacidad básica corregida que será:

$$B_{2c} = 22 \frac{t}{m^2 h} \cdot 1.03 \cdot 1.51 \cdot 1.12 \cdot 1.00 \cdot 1.00 \cdot 0.90 \cdot 1.00 \cdot 1.52 = 52.43 \text{ t/m}^2 \text{ h}$$

La capacidad de alimentación que recibe la 2ª criba (bruto) va a ser de 245 t/h y el material que pasará es 200.9 t/h:

Incrementamos esta superficie en un 20% (factor de servicio) por motivos operacionales, la superficie de cribado será, entonces:

$$S = \frac{\text{Capacidad pasante (t/h)}}{\text{Capacidad básica corregida (t/m}^2\text{h)}} \cdot f_{op} = \frac{200.9}{52.43} \cdot 1.20 = 4.60 \text{ m}^2$$

Teniendo en cuenta que las cribas comerciales guardan una proporción longitud/anchura de 2.5. Entonces para una superficie calculada de 4.60 m², la anchura mínima de la criba viene dada por:

$$H = 1000 \cdot \left(\frac{4.60}{2.5} \right)^{1/2} = 1356 \text{ mm}$$

Luego la criba calculada sería:

$$1356 \times 3390 \text{ mm}$$

Paño 3º:

La capacidad básica de una malla de 5 mm tratando un árido triturado será de 9 t/m²·h (tamaño de clasificación).

Cálculo de los factores de corrección (fi):

Factor de densidad específica aparente (fd)

$$f_d = \frac{1.8}{1.6} = 1.13$$

Factor de rechazo (fr)

Para un rechazo del 40% le corresponderá un valor de 0.94.

Factor de semitamaño (fs)

Porcentaje de semitamaño (2.5 mm) = 21% correspondiéndole un valor de corrección de 0.73.

Factor de rendimiento (fe)

El rendimiento que se le exige al cribado es del 90%, y por lo tanto el factor correspondiente será de 1.12.

Factor de cribado en seco: No se aplica

Factor de cribado por vía húmeda (f_a): 2.40

Factor de abertura de malla (f_m)

Suponiendo una malla de abertura rectangular ($l/m > b$) con un $f_m = 1.25$

Factor de lajosidad (f_l): no se aplica.

Factor de posición del paño (f_p)

La malla está colocada en el 3º piso, por lo que $f_p = 0.80$

Factor de inclinación (f_i)

Se supone que se trata de una criba convencional instalada con una inclinación de 20° , por lo que le corresponderá un factor igual a 1.00

Factor de área libre (f_o)

Una malla de poliuretano de 5 mm de luz tiene aproximadamente una superficie libre de 39% (catálogos de fabricantes), luego le corresponderá un $f_o = 0.78$.

Una vez que se han obtenido todos los factores de corrección se calcula la capacidad básica corregida que será:

$$B_{sc} = 9 \frac{t}{m^2 h} \cdot 1.13 \cdot 0.94 \cdot 0.73 \cdot 1.12 \cdot 2.40 \cdot 1.25 \cdot 0.80 \cdot 1.00 \cdot 0.78 = 14.63 \text{ t/m}^2 \text{ h}$$

La capacidad de alimentación que recibe la 3ª criba (bruto) va a ser de 200.9 t/h y el material que pasará es 120.5 t/h:

Incrementamos esta superficie en un 20% (factor de servicio) por motivos operacionales, la superficie de cribado será, entonces:

$$S = \frac{\text{Capacidad pasante (t/h)}}{\text{Capacidad básica corregida (t/m}^2 \text{h)}} \cdot f_{op} = \frac{120.5}{14.63} \cdot 1.20 = 9.88 \text{ m}^2$$

Teniendo en cuenta que las cribas comerciales guardan una proporción longitud/anchura de 2.5. Entonces para una superficie calculada de 9.88 m^2 , la anchura mínima de la criba viene dada por:

$$A = 1000 \cdot \left(\frac{9.88}{2.5} \right)^{1/2} = 1988 \text{ mm}$$

Luego la criba calculada sería:

$$1988 \times 4970 \text{ mm}$$

Luego, como las dimensiones de los tres paños deben ser iguales, se escoge una solución de criba para cada uno de los paños de 2000 x 5000 mm, lo que significará una mejora en la eficiencia de cribado en los dos primeros paños, disminuyendo así el porcentaje de desclasificados en los rechazos.

Solución: 2000 x 5000 mm

Referencias:

Bouso J.L. (1999). Cálculo de la superficie de cribado. Revista Rocas y Minerales, pp. 42-57.

OCW-UPCT. Martínez-Pagán, P.; Perales Agüera, A. (2020). Tema 6 – Cribado. Apuntes de Tecnología Mineralúrgica en Abierto (OCW-UPCT). url: <https://ocw.bib.upct.es/course/view.php?id=178>

EJERCICIO SOBRE CRIBAS

45.- Calcular la superficie de cribado que sería necesaria para llevar a cabo una operación de cribado a un tamaño de corte de #0.850 mm en húmedo para una capacidad de 40 t/h de árido triturado. Éste árido se caracteriza por poseer una granulometría que se facilita en la tabla adjunta. Se requiere un rendimiento de cribado del 79%. La densidad aparente del material va a ser igual a 2.7 t/m³. Suponer que el piso presenta una inclinación de 15° y se encuentra en el primer piso. El contenido de humedad será del 18% y se establece un área libre del 70%.

Tamaño (mm)	% Paso	% Rechazo
4	100	0
3.350	75.3	24.7
1.680	49.1	50.9
0.850	33.9	66.1
0.425	24.2	75.8
0.210	18.4	81.6
0.105	10.6	89.4
0.075	6.0	94.0

Solución:

Según el método de Juan Luis Bouso (1999) recogido su desarrollo y tablas de aplicación en los apuntes en abierto de Tecnología Mineralúrgica (OCW-UPCT, 2020), la capacidad básica de una malla de 0.850 mm tratando un árido triturado será de 3.5 t/m²·h (tamaño de clasificación).

Cálculo de los factores de corrección (fi):

Factor de densidad específica aparente (fd)

$$f_d = \frac{2.7}{1.6} = 1.69$$

Factor de rechazo (fr)

Para un porcentaje de sobretamaño (rechazo) del 66.1% le corresponderá un valor de 0.90 (Se toma el valor correspondiente para el mayor porcentaje disponible que es del 50%).

Factor de semitamaño (fs)

Porcentaje de semitamaño (0.425 mm) = 24.2% le corresponderá un valor de corrección de 0.76.

Factor de rendimiento (fe)

El rendimiento que se le exige al cribado es del 79%, por ello le corresponderá un valor de corrección de 1.41.

Factor de cribado en seco: no se aplica (se aplica la corrección de cribado en húmedo)

Factor de cribado por vía húmeda (fa)

Para un tamaño de corte de #0.85 mm tenemos que $f_a = 1.294$

Factor de abertura de malla (fm)

Suponiendo una malla de abertura cuadrada, se tiene que $f_m = 1$

Factor de lajosidad (fl): no se aplica.

Factor de posición del paño (fp)

La malla se supone que está colocada en el 1º piso, por lo que $f_p = 1.0$

Factor de inclinación (fi)

Se supone que se trata de una criba convencional instalada con una inclinación de 15°, por lo que le corresponderá un factor igual a 0.96

Factor de área libre (fo)

Para un área libre del 70% le corresponderá un valor $f_o = 1.40$

Una vez que se han obtenido todos los factores de corrección se calcula la capacidad básica corregida que será:

$$B_c = 3.5 \frac{t}{m^2 h} \cdot 1.69 \cdot 0.90 \cdot 1.41 \cdot 0.76 \cdot 1.294 \cdot 1.00 \cdot 1.00 \cdot 0.96 \cdot 1.40 = 9.92 \frac{t}{m^2 h}$$

La capacidad de alimentación que recibe la criba (bruto) va a ser de 40 t/h y el material que pasará es un 33.9% de paso (66.1% de rechazo), es decir:

$$40 \text{ t/h} \times 0.339 = 13.56 \text{ t/h de capacidad pasante}$$

Por lo tanto, la superficie de cribado será:

$$S = \frac{\text{Capacidad pasante (t/h)}}{\text{Capacidad básica corregida (t/m}^2\text{h)}} = \frac{13.56}{9.92} = 1.37 \text{ m}^2$$

Incrementamos esta superficie en un 20% (factor de servicio) por motivos operacionales:

$$S = 1.37 \times 1.20 = 1.64 \text{ m}^2$$

Para el cálculo de la anchura mínima se aplicará la siguiente expresión:

$$A_m = 116 \cdot \left(\frac{T \times R}{m \times f_d} \right) = 116 \cdot \left(\frac{40 \times 0.661}{0.850 \times 1.69} \right) = 2135.1 \text{ mm}$$

Según tablas de fabricantes, se podrá escoger una anchura superior a los 2100 mm (consideramos sobredimensionado para la capacidad de tratamiento que se va a tratar de 40 t/h).

Otra forma de elegir las dimensiones es teniendo en cuenta que las cribas comerciales guardan una proporción longitud/anchura de 2.5. Entonces para una superficie calculada de 1.64 m², la anchura de la criba viene dada por:

$$H = \left(\frac{A \times 1000000}{2.5} \right)^{1/2} = \left(\frac{1.64 \times 1000000}{2.5} \right)^{1/2} = 809.94 \text{ mm}$$

Por lo que se podría elegir una criba con las siguientes dimensiones:

$$809.94 \times 2025 \text{ mm}$$

Nota: los resultados son siempre una primera estimación y es a través de la opinión de los fabricantes o suministradores de equipos con los que finalmente habrá que adoptar la solución definitiva.

Referencias:

Bouso J.L. (1999). Cálculo de la superficie de cribado. Revista Rocas y Minerales, pp. 42-57.

OCW-UPCT. Martínez-Pagán, P.; Perales Agüera, A. (2020). Tema 6 – Cribado. Apuntes de Tecnología Mineralúrgica en Abierto (OCW-UPCT). url: <https://ocw.bib.upct.es/course/view.php?id=178>

EJERCICIO SOBRE CRIBAS

46.- El análisis obtenido del producto que ofrece una criba vibrante es el que se facilita en la siguiente tabla:

Tamaño	+1/4" (kg)	- 1/4"+1/8" (kg)	-1/8" (kg)	Cantidad en la Alimentación:
+1/4"	6.0	-	-	6.0 kg
- 1/4"+1/8"	0.75	5.5	0.1	6.35 kg
-1/8"	0.25	0.5	6.9	7.65 kg
Cantidad en las salidas:	7 kg	6 kg	7 kg	20 kg

Se pide:

- La recuperación de la fracción -1/4"+1/8"
- El porcentaje de eliminación de las fracciones de material +1/4" y -1/8"
- La eficiencia de la criba para la separación de la fracción -1/4"+1/8"

Solución:

Lo primero que hay que hacer es calcular los valores de $Q_{ms(U)}$, $Q_{ms(O)}$, $Q_{ms(F)}$, $m_{U(U)}$, $m_{U(O)}$, $m_{U(F)}$ considerando que la fracción -1/4"+1/8" es nuestro producto pasante (U), y que la fracción +1/4" y la fracción -1/8" compondrán el rechazo (O) o el material a eliminar, por lo tanto se tendría:

$$Q_{ms(F)} = 20 \text{ Kg}$$

$$Q_{ms(O)} = 7 \text{ Kg} + 7 \text{ Kg} = 14 \text{ Kg}$$

$$Q_{ms(U)} = 6 \text{ Kg}$$

$$m_{U(F)} = (6.35 \times 100 / 20) = 0.318$$

$$m_{U(U)} = (5.5 \times 100 / 6) = 0.917$$

$$m_{U(O)} = (0.85 \times 100 / 14) = 0.061$$

Donde, m = fracción (- 1/4" + 1/8")

a) La recuperación de la fracción -1/4"+1/8" es simplemente aplicar la expresión de la recuperación a dicha fracción:

$$\text{Recuperación} = \frac{\text{Cantidad fracción } -1/4" + 1/8" \text{ pasante}}{\text{Cantidad fracción } -1/4" + 1/8" \text{ alimentación}} \times 100 = \frac{5.5 \text{ kg}}{6.35 \text{ kg}} \times 100 = 86.61\%$$

- b) La anterior recuperación también es equivalente a la eficiencia de la criba que nos indica cuánto de efectiva es la criba para separar las partículas inferiores a la abertura de malla, en nuestro caso sería la fracción $-V4''+V8''$, y se obtiene aplicando la expresión:

$$E_U = \frac{Q_{MS(U)} \cdot m_{U(U)}}{Q_{MS(F)} \cdot m_{U(F)}} = \frac{6 \cdot 0.917}{20 \cdot 0.318} \times 100 = \eta = 86.51\%$$

- c) El porcentaje de eliminación de las fracciones de material $+V4''$ y $-V8''$. Este porcentaje es la recuperación de estas fracciones en las otras dos salidas de la criba. También es equivalente a la eficiencia que nos indica cuánto de efectiva es la criba para separar las partículas superiores a la abertura de malla y se obtiene aplicando la expresión:

$$E_O = \frac{Q_{MS(O)} \cdot (1 - m_{U(O)})}{Q_{MS(F)} \cdot (1 - m_{U(F)})} = \frac{14 \cdot (1 - 0.061)}{20 \cdot (1 - 0.318)} \times 100 = \eta = 96.38\%$$

- d) La eficiencia de la criba, realmente es el valor obtenido en el apartado b), aunque si hay que tener en cuenta eficiencia de la criba en la separación de todas las fracciones, es decir, la eficiencia que nos indica cuánto de efectiva es la criba para separar las partículas superiores e inferiores a la abertura de malla, ésta se obtiene multiplicando las eficiencias anteriores:

$$E_U \cdot E_O = \frac{Q_{MS(U)} \cdot m_{U(U)}}{Q_{MS(F)} \cdot m_{U(F)}} \times \frac{Q_{MS(O)} \cdot (1 - m_{U(O)})}{Q_{MS(F)} \cdot (1 - m_{U(F)})} = 0.8651 \times 0.9638 = 83.38\%$$

De esta forma, en función de qué tipo de información se requiera sobre la calidad del funcionamiento de la criba, se obtendrá una eficiencia u otra.

EJERCICIO SOBRE CRIBAS

47.- Se criba un carbón de granulometría fina que contiene un 75% de partículas inferiores a 1.4 mm. Si el porcentaje de material superior a 1.4 mm en el rechazo y en el pasante es del 60% y 5%, respectivamente. Calcula la eficiencia de la criba basada en la fracción fina del pasante ($- 1.4$ mm), según las diferentes expresiones de eficiencia (Gupta and Yan, 2016).

Solución:

Como no disponemos de los valores de $Q_{MS(U)}$, $Q_{MS(O)}$, $Q_{MS(F)}$, lo que haremos es expresar la eficiencia según los porcentajes de las fracciones de $- 1.4$ mm en cada una de las salidas de la criba y entrada, es decir, $m_{U(U)}$, $m_{U(O)}$, $m_{U(F)}$, por lo tanto, se tendrá:

$$m_{U(F)} = 0.75$$

$$m_{U(U)} = 1 - 0.05 = 0.95$$

$$m_{U(O)} = 1 - 0.60 = 0.40$$

Donde, m = fracción ($- 1.4$ mm)

- a) La primera expresión de la eficiencia, que tiene en cuenta tanto la fracción fina como la gruesa (eficiencia global), viene dada por:

$$E = \left[\frac{m_{U(F)} - m_{U(U)}}{m_{U(O)} - m_{U(U)}} \right] \left[\frac{m_{U(O)} - m_{U(F)}}{m_{U(O)} - m_{U(U)}} \right] \left[\frac{1 - m_{U(O)}}{1 - m_{U(F)}} \right] \left[\frac{m_{U(U)}}{m_{U(F)}} \right] =$$

$$= \left[\frac{0.75 - 0.95}{0.40 - 0.95} \right] \left[\frac{0.40 - 0.75}{0.40 - 0.95} \right] \left[\frac{1 - 0.40}{1 - 0.75} \right] \left[\frac{0.95}{0.75} \right] = 70.35\%$$

- b) La segunda expresión de la eficiencia global dada por el método de Leonard es:

$$E = (1 - m_{U(O)}) - \left[\frac{m_{U(F)} - m_{U(O)}}{m_{U(U)} - m_{U(O)}} \right] (1 - m_{U(O)} - m_{U(U)}) =$$

$$= (1 - 0.40) - \left[\frac{0.75 - 0.40}{0.95 - 0.40} \right] (1 - 0.40 - 0.95) = 82.4\%$$

- c) La tercera expresión de la eficiencia global dada por el método de Osborne es:

$$E = \frac{100 \cdot Q_{MS(U)}}{Q_{MS(F)} \cdot m_{U(F)}} = \frac{100}{m_{U(F)}} \cdot \left(\frac{m_{U(F)} - m_{U(O)}}{m_{U(U)} - m_{U(O)}} \right) =$$

$$= \frac{100}{0.75} \cdot \left(\frac{0.75 - 0.40}{0.95 - 0.40} \right) = 84.85\%$$

d) La cuarta expresión de la eficiencia teniendo sólo en cuenta el material pasante establece que (Subba Rao, 2016):

$$E_U = \frac{m_{U(U)} \cdot (m_{U(F)} - m_{U(O)})}{m_{U(F)} \cdot (m_{U(U)} - m_{U(O)})} =$$

$$= \frac{0.95 \cdot (0.75 - 0.40)}{0.75 \cdot (0.95 - 0.40)} = 80.6\%$$

Hay que mencionar que la primera eficiencia (apartado a) suele basarse en ensayos de laboratorio por lo que el método Osborne o de Leonard vienen a corregir la desviación que se produce al considerar condiciones industriales. La última eficiencia (apartado d) sólo tiene en cuenta la eficiencia en la recuperación de la fracción fina (- 1.4 mm). De esta forma, en función de qué tipo de información se requiera sobre la calidad del funcionamiento de la criba, se obtendrá una eficiencia u otra.

Referencias:

Gupta A., Yan D. (2016). Mineral processing design operations. An introduction. 2nd edition, Elsevier, 850 pp.

Subba Rao D.V. (2016). Minerals and Coal Process Calculations. CRC Press, pp 55-74.

EJERCICIO SOBRE CRIBAS

48.- Un mineral se somete a un cribado a través de una criba vibrante de abertura de malla 1.5 mm, para obtener una fracción $- 1.5$ mm. La capacidad de tratamiento de la criba es de 100 t/h. El análisis granulométrico en la alimentación, rechazo y pasante se facilita en la siguiente tabla. Se pide calcular la eficiencia de la criba para la obtención de la fracción $- 1.5$ mm y la cantidad de dicha fracción en t/h que se van como desclasificados en el rechazo.

Tamaño (mm)	% Paso Acumulado		
	Alimentación	Rechazo	Pasante
3.3 mm	96.5	93	-
2.3 mm	83	57	-
1.5 mm	50	20	85
1.0 mm	27.3	7	42
0.8 mm	11.3	3	17
0.6 mm	5.9	0	9
0.4 mm	3.8	-	6
0.2 mm	2	-	4
- 0.2 mm	0	-	0
	100	100	100

Solución:

Lo primero es expresar la eficiencia según los porcentajes de las fracciones de $- 1.5$ mm en cada una de las salidas de la criba y entrada, es decir, $m_{U(O)}$, $m_{U(U)}$, $m_{U(F)}$, que, según la tabla, se tendrá:

$$m_{U(F)} = 0.50$$

$$m_{U(U)} = 0.85$$

$$m_{U(O)} = 0.20$$

Donde, m = fracción ($- 1.5$ mm)

a) La expresión de la eficiencia teniendo sólo en cuenta el material pasante establece que (Subba Rao, 2016):

$$E_U = \frac{m_{U(U)} \cdot (m_{U(F)} - m_{U(O)})}{m_{U(F)} \cdot (m_{U(U)} - m_{U(O)})} =$$

$$= \frac{0.85 \cdot (0.50 - 0.20)}{0.50 \cdot (0.85 - 0.20)} = 78.5\%$$

Para el cálculo de la cantidad de finos (- 1.4 mm) que se va en el rechazo vamos emplear las siguientes relaciones, para resolver el sistema de dos ecuaciones con dos incógnitas que se plantea:

$$Q_{MS(F)} = 100 \text{ t/h (material de alimentación)}$$

$$Q_{MS(U)} = \text{t/h de material recogido en el pasante}$$

$$Q_{MS(O)} = \text{t/h de material recogido en el rechazo}$$

$$Q_{MS(F)} = Q_{MS(U)} + Q_{MS(O)}$$

$$m_{U(F)} \cdot Q_{MS(F)} = m_{U(U)} \cdot Q_{MS(U)} + m_{U(O)} \cdot Q_{MS(O)}$$

Reemplazando en estas expresiones las variables por sus cantidades conocidas se tendría:

$$100 = Q_{MS(U)} + Q_{MS(O)}$$

$$0.50 \cdot 100 = 0.85 \cdot Q_{MS(U)} + 0.20 \cdot Q_{MS(O)}$$

Realizando operaciones se llega a los siguientes resultados:

$$Q_{MS(U)} = 46.15 \text{ t/h}$$

$$Q_{MS(O)} = 53.85 \text{ t/h}$$

Por lo tanto, la cantidad de desclasificados que se van en el rechazo será:

$$Q_{MS(O)} \cdot m_{U(O)} = 53.85 \text{ t/h} \times 0.20 = 10.77 \text{ t/h}$$

Referencias:

Gupta A., Yan D. (2016). Mineral processing design operations. An introduction. 2nd edition, Elsevier, 850 pp.

Subba Rao D.V. (2016). Minerals and Coal Process Calculations. CRC Press, pp 55-74.

EJERCICIO SOBRE CRIBAS

49.- Un mineral triturado con una machacadora presenta un contenido de un 50% para la fracción de tamaño (-1"). Si este mineral se somete a un cribado con una criba de abertura de malla 1" donde el análisis granulométrico proporciona un contenido del 10% (-1") y del 90% (-1") en el rechazo y pasante, respectivamente. Calcula la eficiencia de la criba considerando sólo la recuperación de tamaño fino en el pasante, la eficiencia global y el ratio de producción del pasante con respecto a la alimentación ($Q_{MS(U)}/Q_{MS(F)}$).

Solución:

Lo primero es expresar la eficiencia según los porcentajes de las fracciones de -1.0" en cada una de las salidas de la criba y entrada, es decir, $m_{U(U)}$, $m_{U(O)}$, $m_{U(F)}$, que según la tabla, se tendrá:

$$m_{U(F)} = 0.50$$

$$m_{U(U)} = 0.90$$

$$m_{U(O)} = 0.10$$

Donde, m = fracción (-1.0")

- a) La expresión de la eficiencia teniendo sólo en cuenta el material pasante establece que (Subba Rao, 2016):

$$E_U = \frac{m_{U(U)} \cdot (m_{U(F)} - m_{U(O)})}{m_{U(F)} \cdot (m_{U(U)} - m_{U(O)})} =$$

$$= \frac{0.90 \cdot (0.50 - 0.10)}{0.50 \cdot (0.90 - 0.10)} = 90.0\%$$

- b) La primera expresión de la eficiencia, que tiene en cuenta tanto la fracción fina como la gruesa (eficiencia global), viene dada por:

$$E = \left[\frac{m_{U(F)} - m_{U(U)}}{m_{U(O)} - m_{U(U)}} \right] \left[\frac{m_{U(O)} - m_{U(F)}}{m_{U(O)} - m_{U(U)}} \right] \left[\frac{1 - m_{U(O)}}{1 - m_{U(F)}} \right] \left[\frac{m_{U(U)}}{m_{U(F)}} \right] =$$

$$= \left[\frac{0.50 - 0.90}{0.10 - 0.90} \right] \left[\frac{0.10 - 0.50}{0.10 - 0.90} \right] \left[\frac{1 - 0.10}{1 - 0.50} \right] \left[\frac{0.90}{0.50} \right] = 81\%$$

- c) La segunda expresión de la eficiencia global dada por el método de Leonard es:

$$E = (1 - m_{U(O)}) - \left[\frac{m_{U(F)} - m_{U(O)}}{m_{U(U)} - m_{U(O)}} \right] (1 - m_{U(O)} - m_{U(U)}) =$$

$$= (1 - 0.10) - \left[\frac{0.50 - 0.10}{0.90 - 0.10} \right] (1 - 0.10 - 0.90) = 90\%$$

d) La tercera expresión de la eficiencia global dada por el método de Osborne es:

$$E = \frac{100 \cdot Q_{MS(U)}}{Q_{MS(F)} \cdot m_{U(F)}} = \frac{100}{m_{U(F)}} \cdot \left(\frac{m_{U(F)} - m_{U(O)}}{m_{U(U)} - m_{U(O)}} \right) =$$

$$= \frac{100}{0.50} \cdot \left(\frac{0.50 - 0.10}{0.90 - 0.10} \right) = 100\%$$

e) La expresión de que nos da el ratio de producción del pasante con respecto a la alimentación ($Q_{MS(U)}/Q_{MS(F)}$) se expresa como (Subba Rao, 2016):

$$\frac{Q_{MS(U)}}{Q_{MS(F)}} = \frac{(m_{U(F)} - m_{U(O)})}{(m_{U(U)} - m_{U(O)})} =$$

$$= \frac{(0.50 - 0.10)}{(0.90 - 0.10)} = 0.50$$

Referencias:

Gupta A., Yan D. (2016). Mineral processing design operations. An introduction. 2nd edition, Elsevier, 850 pp.

Subba Rao D.V. (2016). Minerals and Coal Process Calculations. CRC Press, pp 55-74.

EJERCICIO SOBRE CRIBAS

50.- Un mineral triturado con una machacadora presenta un contenido de un 50% para la fracción de tamaño (-1" +3/4"). Posteriormente, este mineral triturado se somete a un cribado con una criba de doble bandeja con aberturas de mallas 1" y 3/4", respectivamente. El análisis granulométrico proporciona un contenido del 10% (-1" +3/4") y del 90% (-1" +3/4") en la salida superior y media, respectivamente. La salida inferior dará una fracción pura de tamaños inferiores a 3/4". Calcula la eficiencia de la criba considerando sólo la recuperación de tamaño fino en el pasante, la eficiencia global tal y como se plantea en Gupta y Yan (2016) y el ratio de producción del pasante con respecto a la alimentación ($Q_{MS(U)}/Q_{MS(F)}$).

Solución:

Lo primero es expresar la eficiencia según los porcentajes de las fracciones de (-1" +3/4") en cada una de las salidas de la criba y entrada, es decir, $m_{U(U)}$, $m_{U(O)}$, $m_{U(F)}$, que, según la tabla, se tendrá:

$$m_{U(F)} = 0.50$$

$$m_{U(media)} = m_{U(U)} = 0.90$$

$$m_{U(superior)} = 0.10$$

$$m_{U(inferior)} = 0.0$$

La fracción de (-1" +3/4") que no se obtiene en su salida apropiada, que es la salida intermedia, y que denotamos $m_{U(O)}$ vamos a establecer que se calcula como media de las fracciones de dicha granulometría en las otras salidas, es decir, $m_{U(O)} = (m_{U(superior)} + m_{U(inferior)})/2 = (0.10 + 0.0)/2 = 0.05$.

a) La expresión de la eficiencia teniendo sólo en cuenta el material pasante establece que (Subba Rao, 2016):

$$E_U = \frac{m_{U(U)} \cdot (m_{U(F)} - m_{U(O)})}{m_{U(F)} \cdot (m_{U(U)} - m_{U(O)})} = \frac{0.90 \cdot (0.50 - 0.05)}{0.50 \cdot (0.90 - 0.05)} = 95.3\%$$

b) La primera expresión de la eficiencia, que tiene en cuenta tanto la fracción fina como la gruesa (eficiencia global), viene dada por:

$$E = \left[\frac{m_{U(F)} - m_{U(U)}}{m_{U(O)} - m_{U(U)}} \right] \left[\frac{m_{U(O)} - m_{U(F)}}{m_{U(O)} - m_{U(U)}} \right] \left[\frac{1 - m_{U(O)}}{1 - m_{U(F)}} \right] \left[\frac{m_{U(U)}}{m_{U(F)}} \right] =$$

$$= \left[\frac{0.50 - 0.90}{0.05 - 0.90} \right] \left[\frac{0.05 - 0.50}{0.05 - 0.90} \right] \left[\frac{1 - 0.05}{1 - 0.50} \right] \left[\frac{0.90}{0.50} \right] = 45\%$$

c) La segunda expresión de la eficiencia global dada por el método de Leonard es:

$$E = (1 - m_{U(O)}) - \left[\frac{m_{U(F)} - m_{U(O)}}{m_{U(U)} - m_{U(O)}} \right] (1 - m_{U(O)} - m_{U(U)}) =$$

$$= (1 - 0.05) - \left[\frac{0.50 - 0.05}{0.90 - 0.05} \right] (1 - 0.05 - 0.90) = 92.3\%$$

d) La tercera expresión de la eficiencia global dada por el método de Osborne es:

$$E = \frac{100 \cdot Q_{MS(U)}}{Q_{MS(F)} \cdot m_{U(F)}} = \frac{100}{m_{U(F)}} \cdot \left(\frac{m_{U(F)} - m_{U(O)}}{m_{U(U)} - m_{U(O)}} \right) =$$

$$= \frac{100}{0.50} \cdot \left(\frac{0.50 - 0.05}{0.90 - 0.05} \right) = 105.88\%$$

e) La expresión de que nos da el ratio de producción del pasante con respecto a la alimentación ($Q_{MS(U)}/Q_{MS(F)}$) se expresa como (Subba Rao, 2016):

$$\frac{Q_{MS(U)}}{Q_{MS(F)}} = \frac{(m_{U(F)} - m_{U(O)})}{(m_{U(U)} - m_{U(O)})} =$$

$$= \frac{(0.50 - 0.05)}{(0.90 - 0.05)} = 0.53$$

Referencias:

Gupta A., Yan D. (2016). Mineral processing design operations. An introduction. 2nd edition, Elsevier, 850 pp.

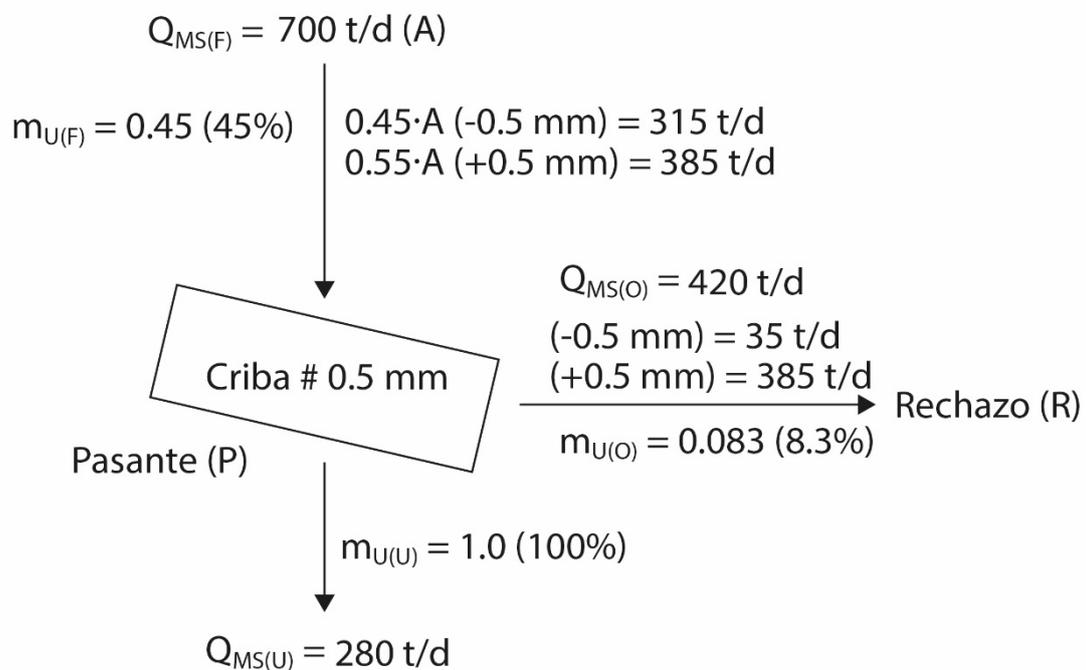
Subba Rao D.V. (2016). Minerals and Coal Process Calculations. CRC Press, pp 55-74.

EJERCICIO SOBRE CRIBAS

51.- Un mineral que contiene un 45% de tamaños inferiores a 0.5 mm (- 0.5 mm) se somete a un cribado a una capacidad de tratamiento de 700 toneladas por día. Si en el pasante se obtienen 280 toneladas por día, considerando que no lleva desclasificados de sobretamaños determina la eficiencia de la criba.

Solución:

En base al enunciado se puede establecer los diferentes flujos entrantes y salientes a la criba, cuyas cantidades se expresan en la siguiente figura:



PMP2021

Por lo tanto, los valores para los términos $m_{U(U)}$, $m_{U(O)}$, $m_{U(F)}$ serán:

$$m_{U(F)} = 0.45$$

$$m_{U(U)} = m_{U(U)} = 1.00$$

$$m_{U(O)} = 0.083$$

a) La eficiencia de la criba teniendo en cuenta sólo el material pasante se expresa (Subba Rao, 2016):

$$E_U = \frac{m_{U(U)} \cdot (m_{U(F)} - m_{U(O)})}{m_{U(F)} \cdot (m_{U(U)} - m_{U(O)})} =$$

$$= \frac{1.00 \cdot (0.45 - 0.083)}{0.45 \cdot (1.00 - 0.083)} = 88.9\%$$

b) También se puede aplicar la siguiente relación simple para obtener la eficiencia (basada en el pasante):

$$\begin{array}{l|l} 315 \text{ t/d} \rightarrow 100\% & \eta = \frac{280 \times 100}{315} = 88.9\% \\ 280 \text{ t/d} \rightarrow \eta & \end{array}$$

Referencias:

Gupta A., Yan D. (2016). Mineral processing design operations. An introduction. 2nd edition, Elsevier, 850 pp.

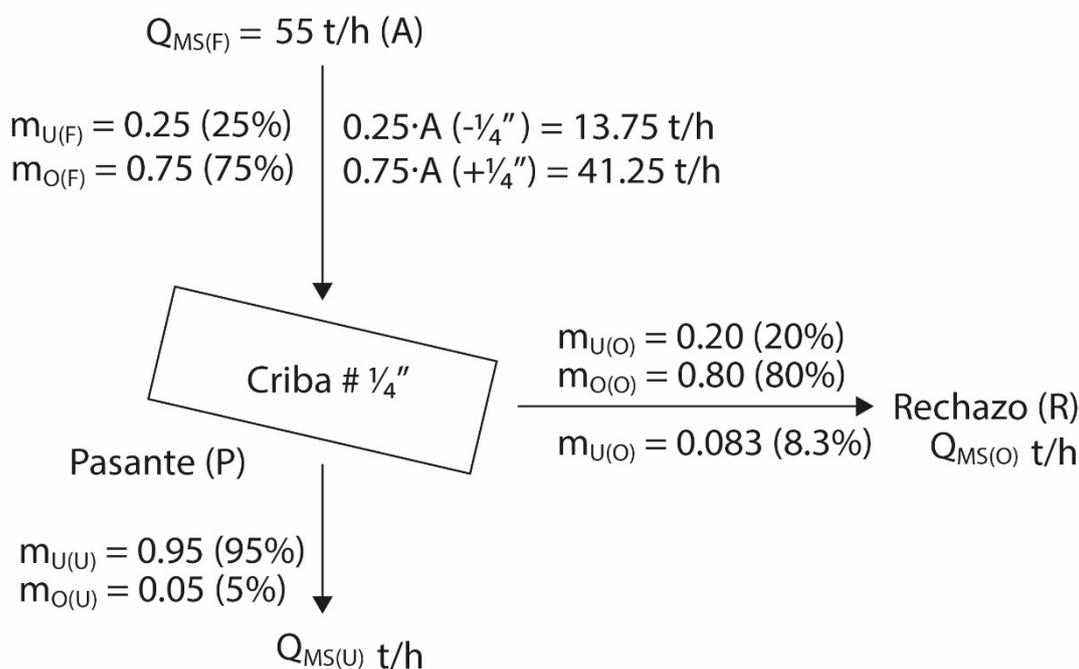
Subba Rao D.V. (2016). Minerals and Coal Process Calculations. CRC Press, pp 55-74.

EJERCICIO SOBRE CRIBAS

52.- Un árido producido por una trituradora para la fabricación de hormigón presenta una composición de un 25% de tamaño inferior a $\frac{1}{4}$ " ($-\frac{1}{4}$ "). Con el fin de obtener una fracción superior a $\frac{1}{4}$ " ($+\frac{1}{4}$ ") que será necesaria para la fabricación de hormigón, la producción de la trituradora, que es de 55 t/h, se envía a una criba de abertura # $\frac{1}{4}$ ". El rechazo presenta un contenido de un 80% de tamaño superior a $\frac{1}{4}$ " y el pasante presenta un contenido de un 95% de tamaño inferior a $\frac{1}{4}$ ". Determina la cantidad de desclasificado en el pasante y la eficiencia de la criba en relación con el sobretamaño. ¿Cuál sería la eficiencia con relación al pasante?

Solución:

En base al enunciado se puede establecer el siguiente esquema con la notación que se va a emplear en la resolución del ejercicio:



PMP2021

Observando el esquema se pueden establecer las siguientes relaciones de balance de masa:

$$55 \text{ t/h} = Q_{MS(U)} + Q_{MS(O)}$$

$$13.75 \text{ t/h} = 0.95 \cdot Q_{MS(U)} + 0.20 \cdot Q_{MS(O)}$$

Haciendo operaciones con las dos ecuaciones anteriores se obtendrían los valores $Q_{MS(O)}$ y $Q_{MS(U)}$ siendo éstos:

$$Q_{MS(U)} = 3.67 \text{ t/h}$$

$$Q_{MS(O)} = 51.33 \text{ t/h}$$

Una vez conocidas estas cantidades ya se puede determinar la fracción de (+ 1/4") que se recogería en el pasante:

$$0.05 \times Q_{MS(U)} = 0.05 \times 3.67 = 0.18 \text{ t/h}$$

Para la determinación de la eficiencia de la criba en la recuperación de tamaño superior a 1/4" en el rechazo se plantea la siguiente expresión:

$$E_o = \frac{m_{O(O)} \cdot Q_{MS(O)}}{m_{O(F)} \cdot Q_{MS(F)}} = \frac{m_{O(O)} \cdot (m_{O(F)} - m_{O(U)})}{m_{O(F)} \cdot (m_{O(O)} - m_{O(U)})} =$$

$$= \frac{0.80 \cdot (0.75 - 0.05)}{0.75 \cdot (0.80 - 0.05)} = 99.56\%$$

Para la determinación de la eficiencia de la criba en la recuperación de tamaño inferior a 1/4" en el pasante se plantea la siguiente expresión:

$$E_U = \frac{m_{U(U)} \cdot Q_{MS(U)}}{m_{U(F)} \cdot Q_{MS(F)}} = \frac{m_{U(U)} \cdot (m_{U(F)} - m_{U(O)})}{m_{U(F)} \cdot (m_{U(U)} - m_{U(O)})} =$$

$$= \frac{0.95 \cdot (0.25 - 0.20)}{0.25 \cdot (0.95 - 0.20)} = 25.33\%$$

En base a las dos eficiencias de trabajo obtenidas hay que aclarar que el principal objetivo de este cribado es la máxima recuperación del tamaño superior a 1/4" y por ello el rendimiento del cribado de 99.56% es apropiado.

Referencias:

Gupta A., Yan D. (2016). Mineral processing design operations. An introduction. 2nd edition, Elsevier, 850 pp.

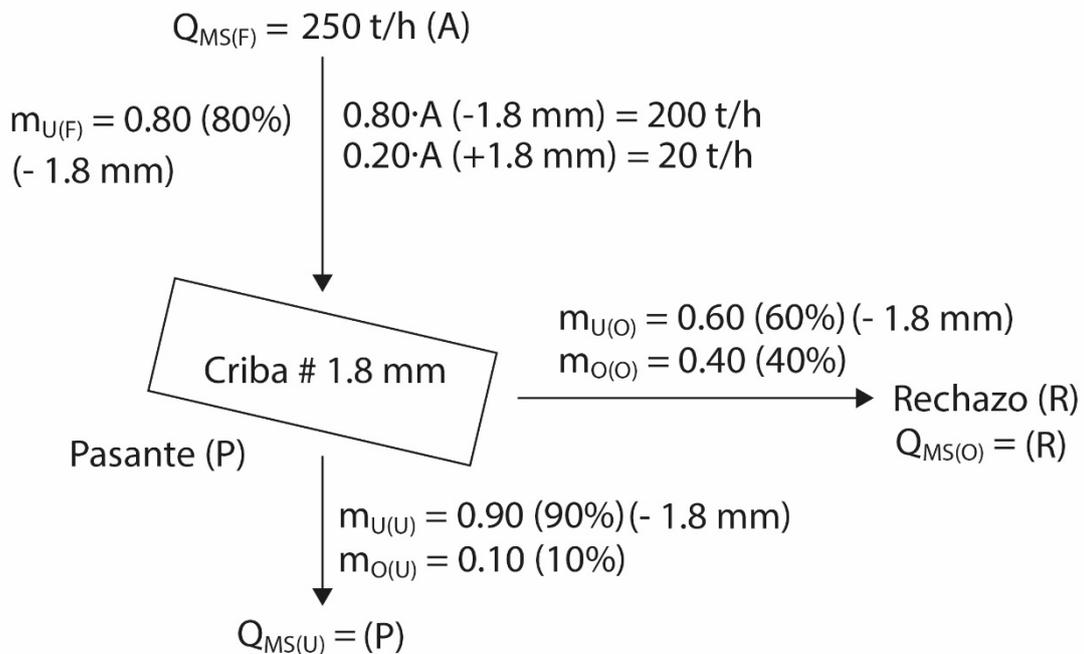
Subba Rao D.V. (2016). Minerals and Coal Process Calculations. CRC Press, pp 55-74.

EJERCICIO SOBRE CRIBAS

53.- Un mineral que contiene un 80% de tamaños inferiores a 1.8 mm (- 1.8 mm) se somete a un cribado con una criba de abertura #1.8 mm a una capacidad de tratamiento de 250 t/h. Si en el pasante y en el rechazo se obtienen con un 10% (+ 1.8 mm) y un 40% (+ 1.8 mm), respectivamente. Estima la cantidad de partículas inferiores a 1.8 mm que se producen a través del pasante y del rechazo.

Solución:

En base al enunciado se facilita el siguiente esquema donde se presenta la notación empleada para la resolución del presente ejercicio y los valores de las cantidades conocidas:



PMP2021

Por lo tanto, los valores para los términos $m_{U(U)}$, $m_{U(O)}$, $m_{U(F)}$ serán:

$$m_{U(F)} = 0.80$$

$$m_{U(U)} = 0.90$$

$$m_{U(O)} = 0.60$$

Aplicando las expresiones del balance de materia se puede establecer que:

$$250 \text{ t/h} = Q_{MS(U)} + Q_{MS(O)}$$

$$200 \text{ t/h} (-1.8 \text{ mm}) = 0.90 \cdot Q_{MS(U)} + 0.60 \cdot Q_{MS(O)}$$

Luego operando con las dos igualdades se obtiene que:

$$Q_{MS(O)} = 83.33 \text{ t/h}$$

$$Q_{MS(U)} = 166.67 \text{ t/h}$$

Con las anteriores cantidades de flujo calculadas ya se puede obtener la cantidad de material inferior a 1.8 mm que se obtendría en el pasante y en el rechazo:

$$m_{U(U)} \cdot Q_{MS(U)} = 0.90 \cdot 166.678 \text{ t/h} = 150 \text{ t/h}$$

$$m_{U(O)} \cdot Q_{MS(O)} = 0.60 \cdot 83.33 \text{ t/h} = 50 \text{ t/h}$$

Referencias:

Gupta A., Yan D. (2016). Mineral processing design operations. An introduction. 2nd edition, Elsevier, 850 pp.

Subba Rao D.V. (2016). Minerals and Coal Process Calculations. CRC Press, pp 55-74.

EJERCICIO SOBRE CRIBAS

54.- La muestra de un mineral triturado que está siendo cribado en una criba vibrante presenta los resultados del análisis granulométrico en la alimentación (F), rechazo (O) y pasante (U) que se facilitan en la siguiente tabla. Además, el rechazo representa un 62.5% de la alimentación (luego, 37.5% es el porcentaje del pasante en relación con la alimentación).

Tamaño (micras)	% en peso	
	O/F	U/F
+ 20000	-	-
- 20000 +16000	37.5	0.5
- 16000 + 8000	32.0	1.0
- 8000 + 4000	13.0	10.6
- 4000 + 2000	7.4	12.1
- 2000 + 1000	3.6	15.0
- 1000 + 500	2.5	18.0
- 500 + 250	2.0	20.0
- 250 + 125	1.5	19.8
- 125	0.5	3.0
Total	100	100

Se pide:

- Dibujar la curva de partición o de Tromp.
- Obtener el valor de la probabilidad de Ecart.
- Obtener el valor de la Imperfección de la operación de clasificación.

Nota: El rechazo se denota como (O), el pasante como (U) y la alimentación como (F).

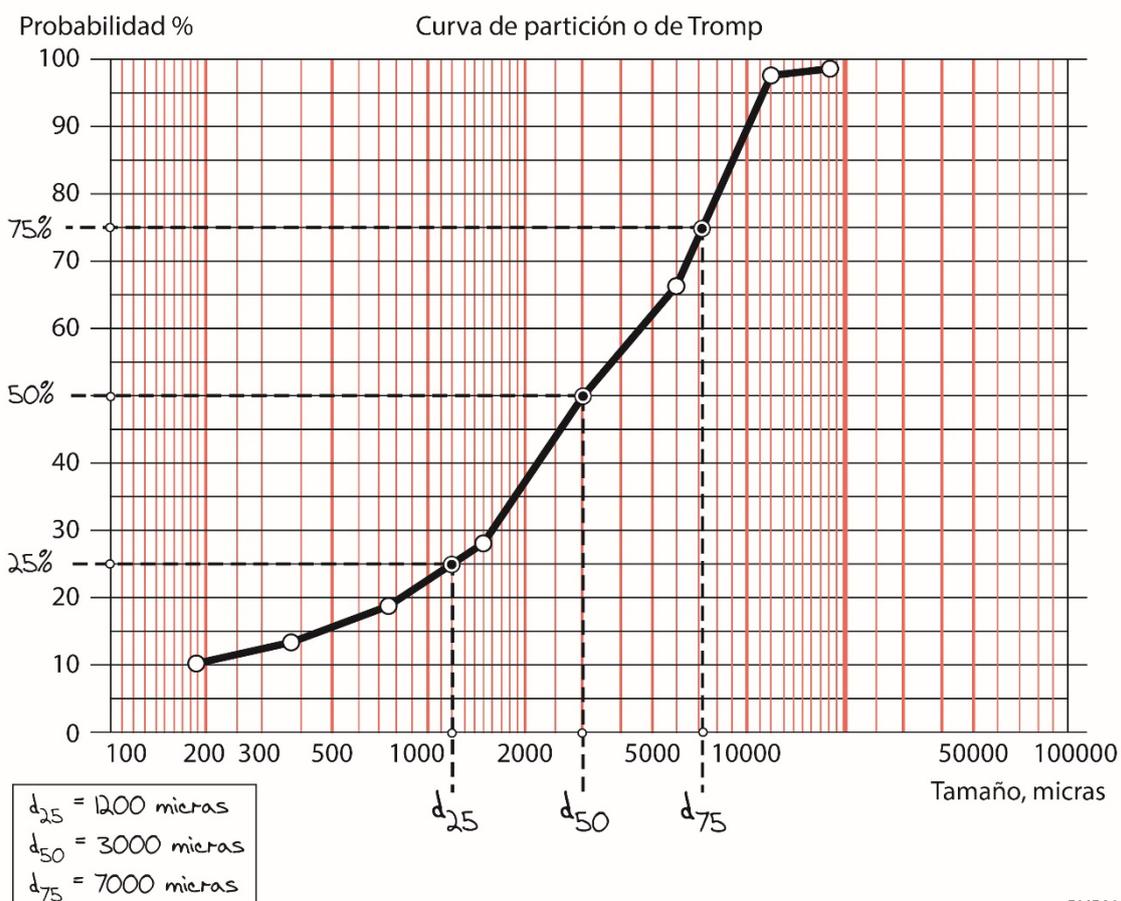
Solución:

El desarrollo que se debe seguir para resolver este tipo de ejercicios se sigue mejor analizando las operaciones que se han realizado para la obtención de la siguiente tabla.

- Las columnas B y C son los análisis obtenidos para las corrientes del rechazo y del pasante.
- La columna D se obtiene de multiplicar la columna B por el porcentaje de rechazo obtenido con relación a la alimentación (en este ejemplo 62.50%).
- La columna E se obtiene de multiplicar la columna C por el porcentaje de pasante obtenido con relación a la alimentación (en este ejemplo 37.50%).
- La columna F es la suma de las columnas D y E dando el valor de la alimentación en base a los porcentajes contenidos en la alimentación de las diferentes fracciones de tamaño.

- La columna G es el tamaño medio de cada rango granulométrico.
- La Columna H es el coeficiente de partición obtenido como al dividir la columna D entre la columna F.

A Tamaño (micras)	B % Peso		C % Peso		F Alimentación Calculada (D+E)	G Tamaño Medio	H Coeficiente Partición (D/F)
	O/F	U/F	O/F (0.625·B)	U/F (0.375·C)			
+ 20000	-	-	-	-	-	-	-
-20000 +16000	37.5	0.5	23.44	0.19	23.63	18000	0.99
-16000 +8000	32.0	1.0	20.00	0.37	20.37	12000	0.98
-8000 +4000	13.0	10.6	8.13	3.97	12.10	6000	0.67
-4000 +2000	7.4	12.1	4.63	4.54	9.17	3000	0.50
-2000 +1000	3.6	15.0	2.25	5.62	7.87	1500	0.28
-1000 +500	2.5	18.0	1.56	6.75	8.31	750	0.19
-500 +250	2.0	20.0	1.25	7.50	8.75	375	0.14
-250 +125	1.5	19.8	0.94	7.43	8.37	187	0.11
-125	0.5	3.0	0.31	1.13	1.44	-	0.21
TOTAL:	100	100	62.50	37.50	100		



La gráfica anterior se ha representado con los valores de la columna G y H proporcionado la curva de partición o de Tromp en papel semilogarítmico.

Los valores de los tamaños para los porcentajes 25%, 50% y 75%, serán $d_{25} = 1200$ micras, $d_{50} = 3000$ micras y $d_{75} = 7000$ micras, por lo que ya se puede calcular el valor de la probabilidad de Ecart y de la Imperfección:

Probabilidad de Ecart (E_p)

Se obtiene con la siguiente expresión:

$$E_p = \frac{d_{75} - d_{25}}{2} = \frac{7000 - 1200}{2} = 2900$$

Imperfección (I)

Se obtiene empleando la siguiente expresión:

$$I = \frac{d_{75} - d_{25}}{2 \times d_{50}} = \frac{7000 - 1200}{2 \times 3000} = 0.97 = 97\%$$

EJERCICIO SOBRE CRIBAS

55.- La muestra de un mineral triturado que está siendo cribado en una criba vibrante presenta los resultados del análisis granulométrico en la alimentación (F), rechazo (O) y pasante (U) que se facilitan en la siguiente tabla. Además, el rechazo representa un 70.9% de la alimentación (luego, 29.1% es el porcentaje del pasante en relación con la alimentación).

Tamaño (mm)	% retenido en peso		
	F	O/F	U/F
+ 50.8	6.3	7.4	-
- 50.8 +25.4	10.1	15.4	-
- 25.4 + 20.0	20.6	27.5	0.6
- 20.0 + 12.7	20.3	28.3	5.8
- 12.7 + 6.35	24.2	17.5	37.8
- 6.35 + 4.72	4.6	1.0	13.9
- 4.72	13.9	2.9	41.9
Total	100	100	100

Se pide:

- Dibujar la curva de partición o de Tromp.
- Obtener el valor de la probabilidad de Ecart.
- Obtener el valor de la Imperfección de la operación de clasificación.

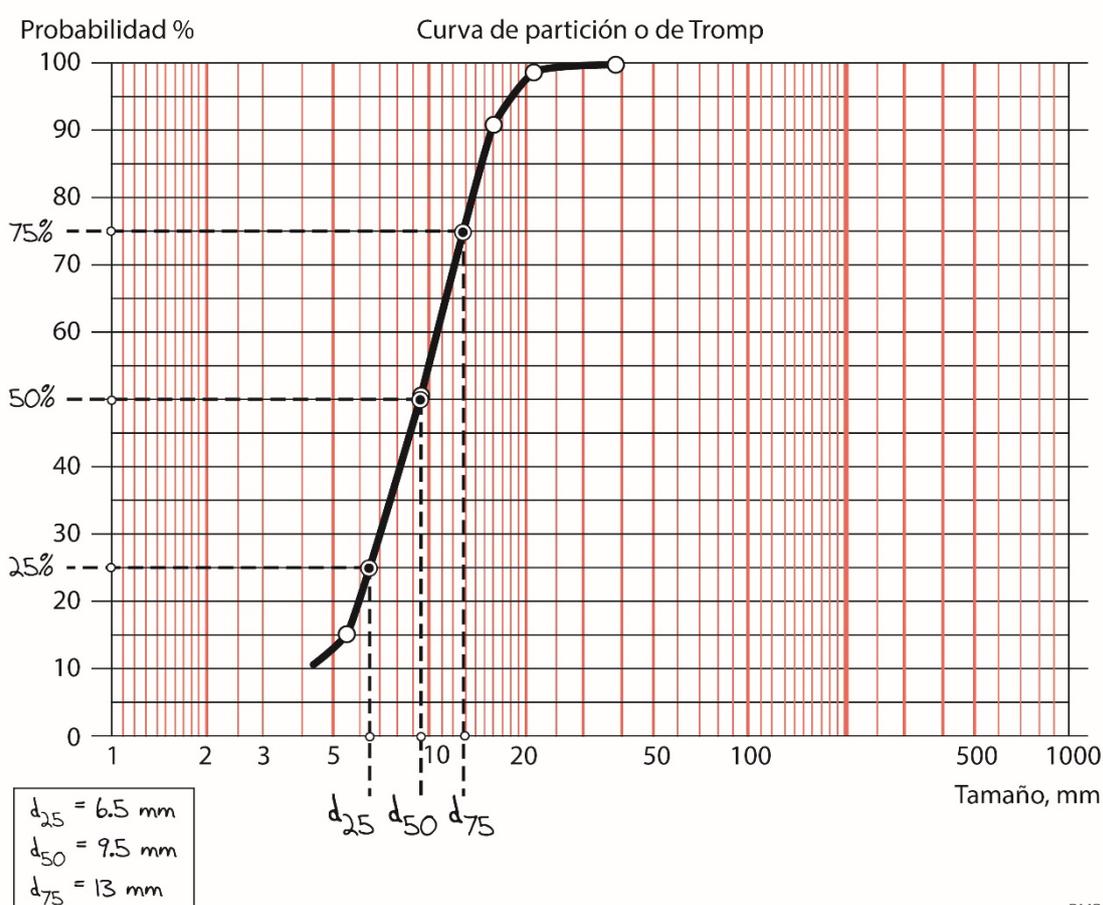
Nota: El rechazo se denota como (O), el pasante como (U) y la alimentación como (F).

Solución:

El desarrollo que se debe seguir para resolver este tipo de ejercicios se sigue mejor analizando las operaciones que se han realizado para la obtención de la siguiente tabla.

- Las columnas B y C son los análisis obtenidos para las corrientes del rechazo y del pasante.
- La columna D se obtiene de multiplicar la columna B por el porcentaje de rechazo obtenido con relación a la alimentación (en este ejemplo 70.90%).
- La columna E se obtiene de multiplicar la columna C por el porcentaje de pasante obtenido con relación a la alimentación (en este ejemplo 29.10%).
- La columna F es la suma de las columnas D y E dando el valor de la alimentación en base a los porcentajes contenidos en la alimentación de las diferentes fracciones de tamaño.
- La columna G es el tamaño medio de cada rango granulométrica.
- La Columna H es el coeficiente de partición obtenido como al dividir la columna D entre la columna F.

A Tamaño (mm)	B C % Peso		D E % Peso		F Alimentación Calculada (D+E)	G Tamaño Medio	H Coeficiente Partición (D/F)
	O/F	U/F	O/F (0.709·B)	U/F (0.291·C)			
+ 50.8	7.4	-	5.2	-	5.2	-	1.00
- 50.8 +25.4	15.4	-	10.9	-	10.9	38.1	1.00
- 25.4 + 20.0	27.5	0.6	19.5	0.2	19.7	22.7	0.99
- 20.0 + 12.7	28.3	5.8	20.1	1.7	21.8	16.4	0.92
- 12.7 + 6.35	17.5	37.8	12.4	11.0	23.4	9.5	0.53
- 6.35 + 4.72	1.0	13.9	0.7	4.0	4.7	5.5	0.15
- 4.72	2.9	41.9	2.1	12.2	14.3	-	0.15
TOTAL:	100	100	70.9	29.10	100		



La gráfica anterior se ha representado con los valores de la columna G y H proporcionado la curva de partición o de Tromp en papel semilogaritmico.

Los valores de los tamaños para los porcentajes 25%, 50% y 75%, serán $d_{25} = 6.5$ mm, $d_{50} = 9.5$ mm y $d_{75} = 13$ mm, por lo que ya se puede calcular el valor de la probabilidad de Ecart y de la Imperfección:

Probabilidad de Ecart (ε_p)

Se obtiene con la siguiente expresión:

$$E_p = \frac{d_{75} - d_{25}}{2} = \frac{13 - 6.5}{2} = 3.25$$

Imperfección (I)

Se obtiene empleando la siguiente expresión:

$$I = \frac{d_{75} - d_{25}}{2 \times d_{50}} = \frac{13 - 6.5}{2 \times 9.5} = 0.34 = 34.2\%$$

EJERCICIO SOBRE CRIBAS

56.- La muestra de un mineral triturado que está siendo cribado en una criba vibrante presenta los resultados del análisis granulométrico en la alimentación (F), rechazo (O) y pasante (U) que se facilitan en la siguiente tabla. Además, el rechazo representa un 62.5% de la alimentación (luego, 37.5% es el porcentaje del pasante en relación con la alimentación).

Tamaño (micras)	Tamaño medio (micras)	% en peso	
		O/F	U/F
16000	17.889	37.5	0.5
8000	11.314	32.0	1.0
4000	5657	13.0	10.6
2000	2828	7.4	12.1
1000	1414	3.6	15.0
500	707	2.5	18.0
250	354	2.0	20.0
125	177	1.5	19.8
- 125	-	0.5	3.0
Total		100	100

Se pide:

- Dibujar la curva de partición o de Tromp.
- Obtener el valor de la probabilidad de Ecart.
- Obtener el valor de la Imperfección de la operación de clasificación.

Nota: El rechazo se denota como (O), el pasante como (U) y la alimentación como (F).

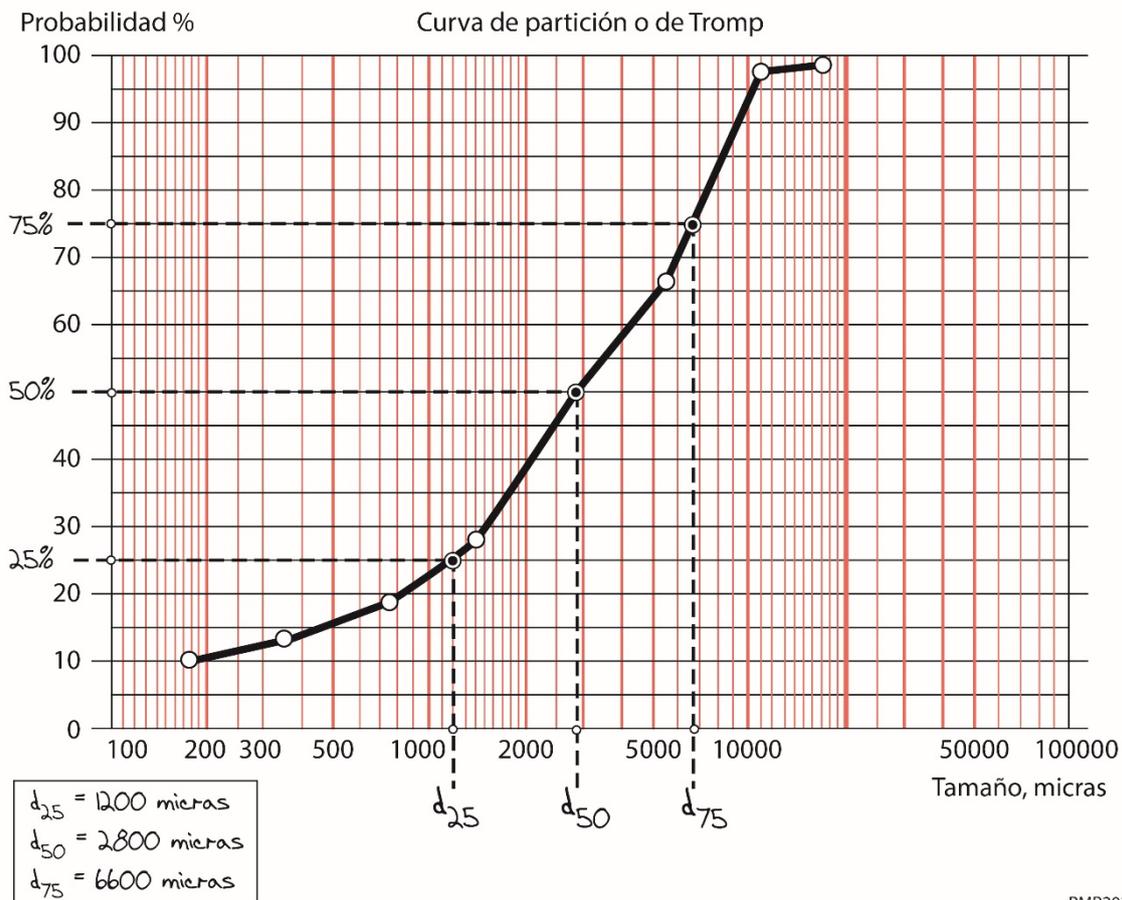
Solución:

El desarrollo que se debe seguir para resolver este tipo de ejercicios se sigue mejor analizando las operaciones que se han realizado para la obtención de la siguiente tabla.

- Las columnas B y C son los análisis obtenidos para las corrientes del rechazo y del pasante.
- La columna D se obtiene de multiplicar la columna B por el porcentaje de rechazo obtenido con relación a la alimentación (en este ejemplo 62.50%).
- La columna E se obtiene de multiplicar la columna C por el porcentaje de pasante obtenido con relación a la alimentación (en este ejemplo 37.50%).
- La columna F es la suma de las columnas D y E dando el valor de la alimentación en base a los porcentajes contenidos en la alimentación de las diferentes fracciones de tamaño.
- La columna G es el tamaño medio de cada rango granulométrico.

- La Columna H es el coeficiente de partición obtenido como al dividir la columna D entre la columna F.

A Tamaño (micras)	% Peso		% Peso		F Alimentación Calculada (D+E)	G Tamaño Medio	H Coeficiente Partición (D/F)
	O/F	U/F	O/F (0.625·B)	U/F (0.375·C)			
16000	37.5	0.5	23.44	0.19	23.63	17.889	0.99
8000	32.0	1.0	20.00	0.38	20.38	11.314	0.98
4000	13.0	10.6	8.13	3.98	12.10	5657	0.67
2000	7.4	12.1	4.63	4.54	9.163	2828	0.50
1000	3.6	15.0	2.25	5.63	7.875	1414	0.28
500	2.5	18.0	1.563	6.75	8.313	707	0.19
250	2.0	20.0	1.25	7.50	8.750	354	0.14
125	1.5	19.8	0.94	7.42	8.363	177	0.11
- 125	0.5	3.0	0.31	1.13	1.438	-	0.22
TOTAL:	100	100	62.50	37.50	100		



La gráfica anterior se ha representado con los valores de la columna G y H proporcionando la curva de partición o de Tromp en papel semilogarítmico.

Los valores de los tamaños para los porcentajes 25%, 50% y 75%, serán $d_{25} = 1200$ micras, $d_{50} = 2800$ micras y $d_{75} = 6600$ micras, por lo que ya se puede calcular el valor de la probabilidad de Ecart y de la Imperfección:

Probabilidad de Ecart (E_p)

Se obtiene con la siguiente expresión:

$$E_p = \frac{d_{75} - d_{25}}{2} = \frac{6600 - 1200}{2} = 2700$$

Imperfección (I)

Se obtiene empleando la siguiente expresión:

$$I = \frac{d_{75} - d_{25}}{2 \times d_{50}} = \frac{6600 - 1200}{2 \times 2800} = 0.96 = 96\%$$

EJERCICIO SOBRE CRIBAS

57.- La muestra de un mineral triturado que está siendo cribado en una criba vibrante presenta los resultados del análisis granulométrico en la alimentación (F), rechazo (O) y pasante (U) que se facilitan en la siguiente tabla. Además, el rechazo representa un 55% de la alimentación (luego, 45% es el porcentaje del pasante en relación con la alimentación).

Tamaño (micras)	Tamaño medio (micras)	% en peso	
		O/F	U/F
16000	17500	35	-
8000	11500	25	1.0
4000	5500	20	5
2000	3000	10	15
1000	1500	4	18
500	750	3	23
250	350	1	20
125	175	1.5	15
- 125	-	0.5	3.0
Total		100	100

Se pide:

- Dibujar la curva de partición o de Tromp.
- Obtener el valor de la probabilidad de Ecart.
- Obtener el valor de la Imperfección de la operación de clasificación.

Nota: El rechazo se denota como (O), el pasante como (U) y la alimentación como (F).

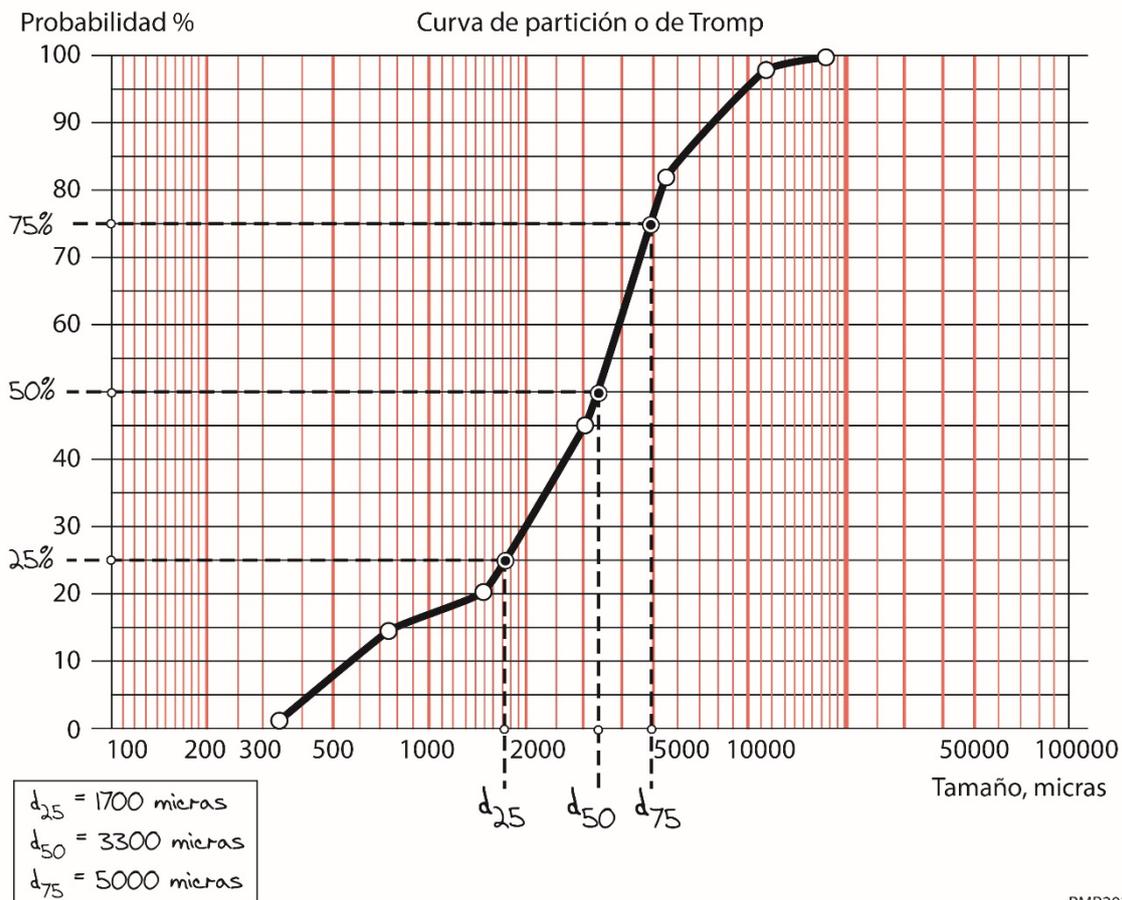
Solución:

El desarrollo que se debe seguir para resolver este tipo de ejercicios se sigue mejor analizando las operaciones que se han realizado para la obtención de la siguiente tabla.

- Las columnas B y C son los análisis obtenidos para las corrientes del rechazo y del pasante.
- La columna D se obtiene de multiplicar la columna B por el porcentaje de rechazo obtenido con relación a la alimentación (en este ejemplo 55.0%).
- La columna E se obtiene de multiplicar la columna C por el porcentaje de pasante obtenido con relación a la alimentación (en este ejemplo 45.0%).
- La columna F es la suma de las columnas D y E dando el valor de la alimentación en base a los porcentajes contenidos en la alimentación de las diferentes fracciones de tamaño.
- La columna G es el tamaño medio de cada rango granulométrico.

- La Columna H es el coeficiente de partición obtenido como al dividir la columna D entre la columna F.

A Tamaño (micras)	B % Peso		C % Peso		D O/F (0.55·B)	E U/F (0.45·C)	F Alimentación Calculada (D+E)	G Tamaño Medio	H Coeficiente Partición (D/F)
	O/F	U/F	O/F	U/F					
16000	35	-	19.25	-	19.25	-	19.25	17500	1.0
8000	25	1.0	13.75	0.45	14.2	0.45	14.2	11500	0.97
4000	20	5	11	2.25	13.25	2.25	13.25	5500	0.83
2000	10	15	5.5	6.75	12.25	6.75	12.25	3000	0.45
1000	4	18	2.2	8.1	10.3	8.1	10.3	1500	0.21
500	3	23	1.65	10.35	12	10.35	12	750	0.14
250	1	20	0.55	9	9.55	9	9.55	350	0.06
125	1.5	15	0.83	6.75	7.58	6.75	7.58	175	0.1
- 125	0.5	3.0	0.28	1.35	1.63	1.35	1.63	-	1.17
TOTAL:	100	100	55	45	100				



La gráfica anterior se ha representado con los valores de la columna G y H proporcionando la curva de partición o de Tromp en papel semilogarítmico.

Los valores de los tamaños para los porcentajes 25%, 50% y 75%, serán $d_{25} = 1700$ micras, $d_{50} = 3300$ micras y $d_{75} = 5000$ micras, por lo que ya se puede calcular el valor de la probabilidad de Ecart y de la Imperfección:

Probabilidad de Ecart (E_p)

Se obtiene con la siguiente expresión:

$$E_p = \frac{d_{75} - d_{25}}{2} = \frac{5000 - 1700}{2} = 1650$$

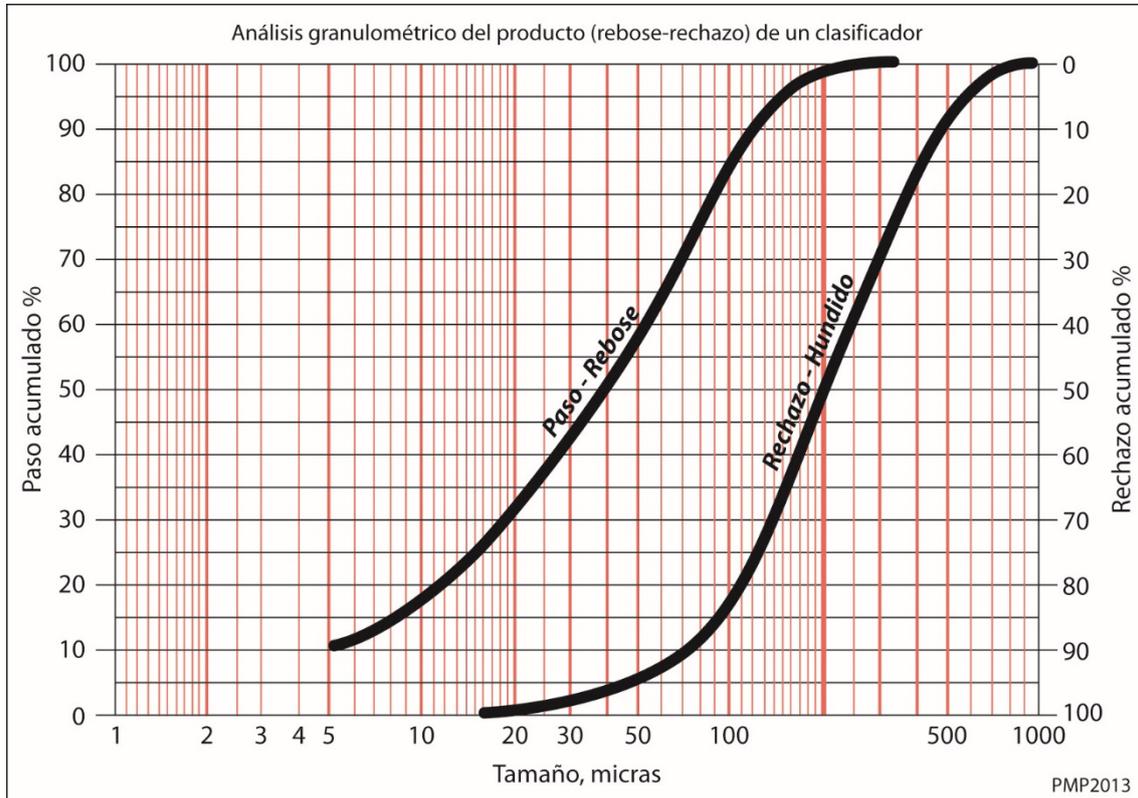
Imperfección (I)

Se obtiene empleando la siguiente expresión:

$$I = \frac{d_{75} - d_{25}}{2 \times d_{50}} = \frac{5000 - 1700}{2 \times 3300} = 0.5 = 50\%$$

EJERCICIO SOBRE CLASIFICADORES HIDRÁULICOS

58.- Un clasificador hidráulico produce un rebose del 60% y un rechazo 40% del todo-uno en peso. Sus análisis granulométricos son los que se facilitan en la gráfica logarítmica adjunta. Dibuja la curva de partición que se obtendría para este producto y calcula el error o la desviación probable media (E_p) y la imperfección de la separación (I).



Solución:

Las curvas de partición de los clasificadores hidráulicos nos dan una idea del grado de imperfección con el que se está alcanzando la separación granulométrica. Estas curvas representan en ordenadas la probabilidad de cada partícula de ser enviada a la salida de gruesos (o rechazo) y en abscisas se representa el tamaño de partícula en micras:

Para resolver este tipo de ejercicios, lo primero de todo es calcular el valor de probabilidad de cada tamaño de partícula de ser enviada a la salida de hundidos o rechazo. Para obtener dicho cálculo se utilizará la siguiente expresión:

$$P_i = \frac{b \cdot \frac{40}{100}}{b \cdot \frac{40}{100} + a \cdot \frac{60}{100}} \cdot 100$$

Donde,

- P_i = Probabilidad de la partícula en ir al rechazo, %
- a , b = magnitudes que hay que hallar a través de las curvas para los análisis granulométricos que se facilitan en el enunciado.

En la expresión anterior, el numerador representaría el número de casos probables que se han ido al rechazo (casos dados) y el denominador el número total de casos probables de irse al rechazo.

Cálculo de los valores de probabilidad (P_i)

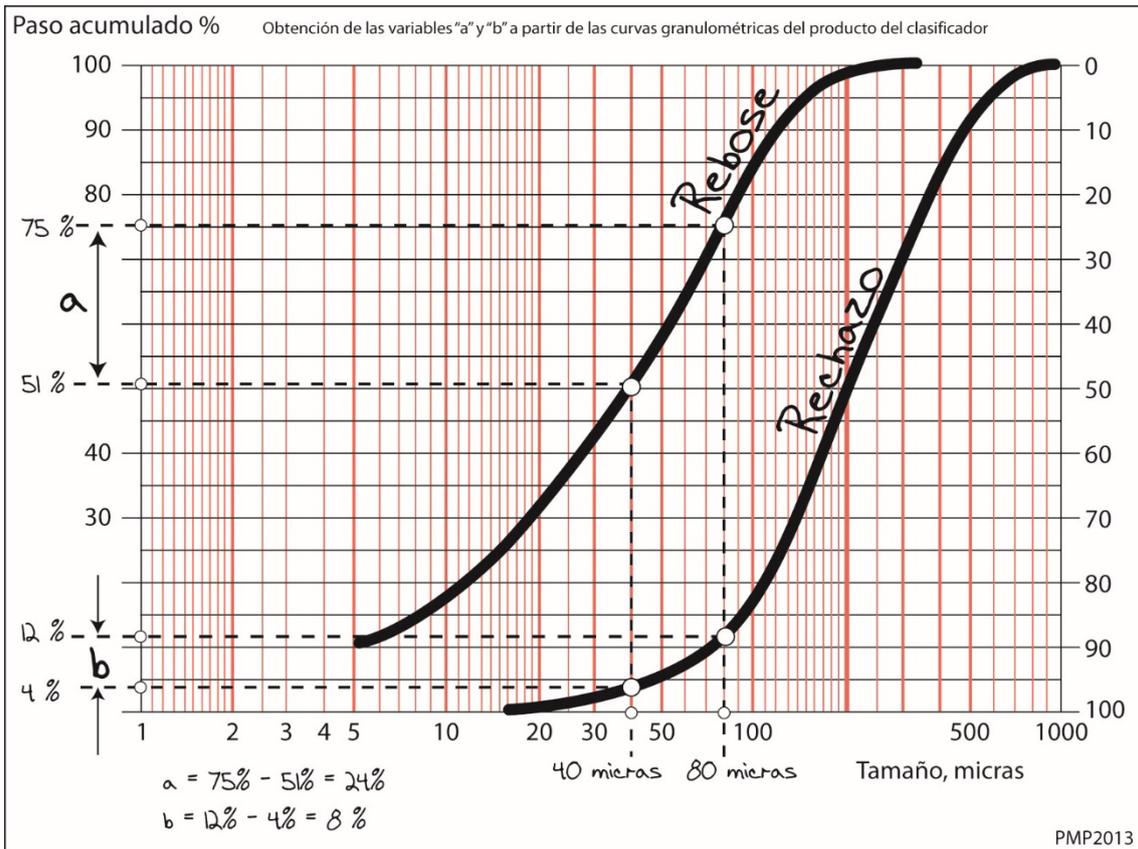
Para ello, lo primero es seleccionar unos intervalos de tamaños adecuados, por ejemplo, los siguientes:

- 20 - 40 micras
- 40 - 80 micras
- 60 - 100 micras
- 100 - 200 micras
- 200 - 300 micras

Para dichos intervalos el punto medio es:

- 30 micras (20/40)
- 60 micras (40/80)
- 80 micras (60/100)
- 150 micras (100/200)
- 250 micras (200/300)

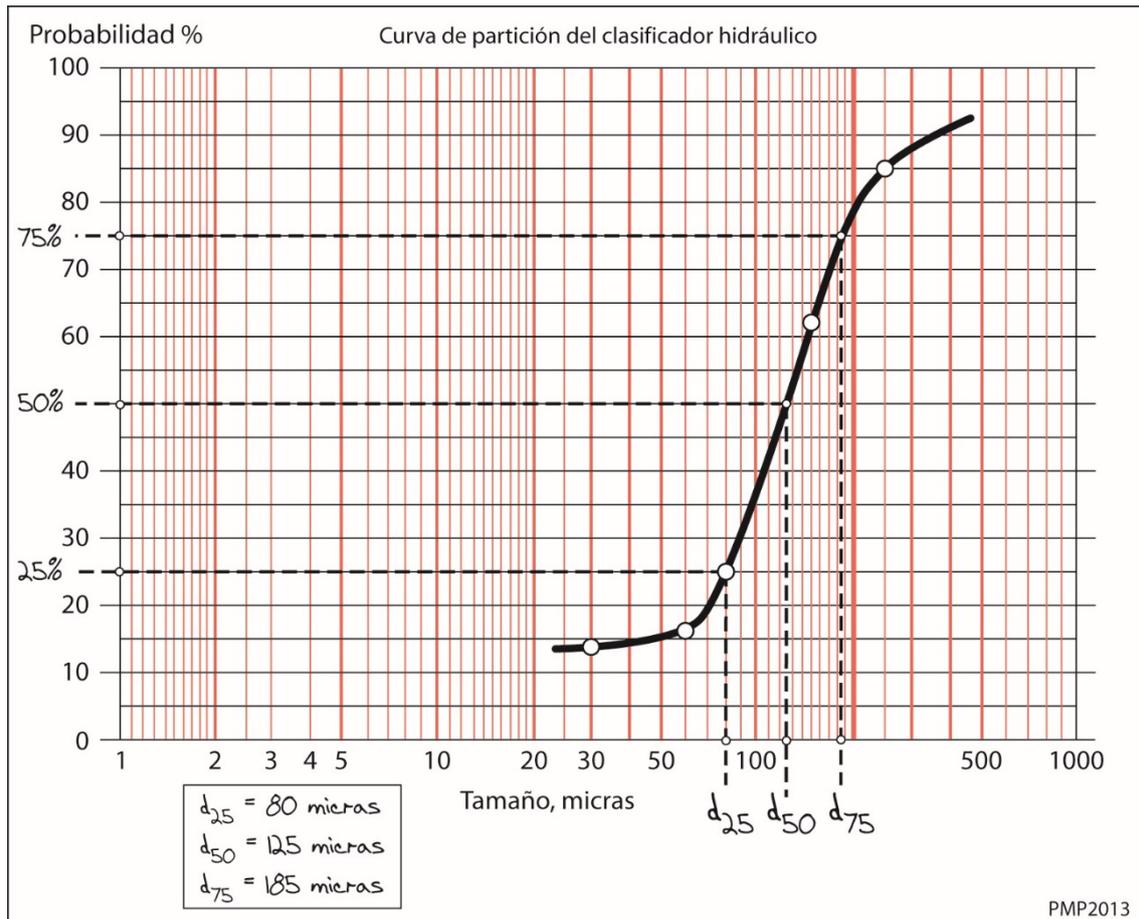
A continuación, sobre la gráfica facilitada en el enunciado, para cada intervalo de tamaños decidido se dibujan verticales que pasen por sus extremos (valor mínimo y valor máximo), tal y como se representa en la siguiente figura para la obtención de "a" y de "b" para el intervalo granulométrico 40/80 micras:



Llevando a cabo el mismo procedimiento para calcular "a" y "b" de cada uno de los intervalos granulométricos previamente seleccionados y aplicando la expresión de la probabilidad (P_i), anteriormente indicada, se tendría la siguiente tabla con los valores ya calculados:

Intervalo granulométrico (micras)	Punto granulométrico medio (micras)	a	b	Probabilidad calculada (P_i)
20 - 40	30	20	5	14.3 %
40 - 80	60	24	7.5	16.6 %
60 - 100	80	20	10	25 %
100 - 200	150	12.5	32.5	63.4 %
200 - 300	250	2.5	20	84.2 %

Con los valores de la columna "punto granulométrico medio" y los valores de la columna de "Probabilidad calculada (P_i)" se dibujará la curva de partición, que para este supuesto quedará de la siguiente forma:



Una vez obtenida dicha curva de partición, sobre ella se halla d_{25} , d_{50} y d_{75} que son los tamaños de partícula para los cuales les corresponden los valores de probabilidad de 25%, 50% y 75%, respectivamente (ver gráfica anterior).

Estos valores serán:

- $d_{25} = 80$ micras.
- $d_{50} = 125$ micras
- $d_{75} = 185$ micras

Finalmente calcularíamos los parámetros que nos pide el problema:

Cálculo de la desviación probable media o error probable

Se obtiene con la siguiente expresión:

$$E_p = \frac{\log d_{75} - \log d_{25}}{2} = 0.185$$

Cálculo de la Imperfección

Se obtiene empleando la siguiente expresión:

$$I = \frac{E_p}{\log d_{50}} = \frac{0.185}{2.10} = 0.088$$

EJERCICIO SOBRE CLASIFICADORES HIDRÁULICOS

59.- Una pulpa que contiene un 50% de partículas sólidas (cuarzo) se tiene que clasificar a una capacidad de 100 t/h, siendo el tamaño de corte en el clasificador de rastrillo de 250 micras. La densidad de las partículas sólidas es de 2650 kg/m^3 y el análisis de su distribución de tamaños se proporciona en la tabla adjunta. La recuperación de agua en el rebose (overflow) es del 95% con un factor de eficiencia de área del 0.5. Estima el área de la cuba necesaria.

Tamaño partícula (micras)	710	355	180	90	45	-45
% Rechazo acumulado	10	25	45	60	75	100

Datos de partida:

Viscosidad del agua = $0.001 \text{ Pa}\cdot\text{s}$

Densidad del agua = 1000 kg/m^3

Densidad de los sólidos = 2650 kg/m^3

Solución:

Primer paso

Para el cálculo del área de sedimentación de la cuba (A) vamos a emplear la siguiente expresión donde habrá que ir determinando cada una de las variables que entran en ella (Gupta and Yan, 2016):

$$A = \frac{Q_{VL(O)}}{v_S \cdot H \cdot P_S \cdot A_{EF}}$$

Donde,

- v_S = Velocidad de sedimentación de las partículas.
- H = Factor de obstáculo a la sedimentación.
- P_S = Factor de forma.
- A_{EF} = Factor de Eficiencia de Área.
- $Q_{VL(O)}$ = Caudal de agua por el rebose.

Sustituyendo términos en la siguiente expresión obtenemos la velocidad terminal de sedimentación de las partículas (v_T):

$$v_T = \sqrt[3]{g \cdot \frac{\rho_S - \rho_L}{\rho_L} \cdot \frac{\mu}{\rho_L}} =$$

$$= \sqrt[3]{9.81 \cdot \frac{2650 - 1000}{1000} \cdot \frac{0.001}{1000}} =$$

$$= 0.0253 \text{ m/s}$$

Segundo paso

Sustituyendo términos en la siguiente expresión obtenemos el valor del número reducido de Reynolds (Re_R):

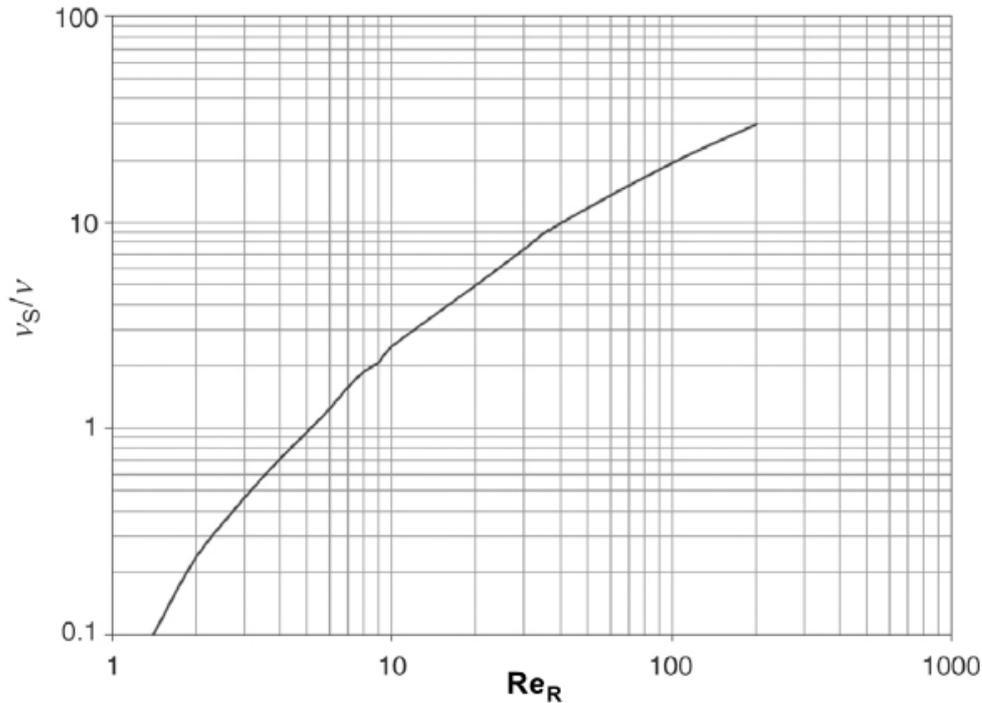
$$Re_R = \frac{d_{50} \cdot v \cdot \rho_L}{\mu} = \frac{0.00025 \times 0.0253 \times 1000}{0.001} = 6.325$$

Donde,

- d_{50} = Tamaño de corte del clasificador (m).

Entrando con el valor del número reducido de Reynolds (Re_R) en la figura siguiente (Gupta and Yan, 2016) se obtiene el valor de v_s/v_T siendo este igual 1.4, por lo que ahora se puede escribir:

$$v_s = 1.4 \times 0.0253 = 0.0354 \text{ m/s}$$



Tercer paso

La obtención del valor de dilución, en volumen, de la alimentación (V_F) se obtiene sustituyendo términos conocidos en la siguiente expresión:

$$V_F = \frac{V_{L(F)}}{V_{S(F)}} = \frac{(100 - \% \text{ sólidos alimentación}) \cdot \rho_S}{(\% \text{ sólidos alimentación}) \cdot \rho_L} =$$

$$= \frac{(100 - 50) \times 2650}{50 \times 1000} = 2.65$$

A partir de los datos se conoce que las partículas sólidas con un tamaño inferior a 250 micras contenidas en la alimentación representan el 65%. Este valor representa el porcentaje en peso de la fracción de sólidos de tamaño inferior al tamaño de corte del clasificador, es decir, 0.65 (asumiendo que todas las partículas sólidas presentan la misma densidad).

Cuarto paso

La obtención de la fracción de vacíos entre partículas (ε) se obtiene sustituyendo términos conocidos en la siguiente expresión:

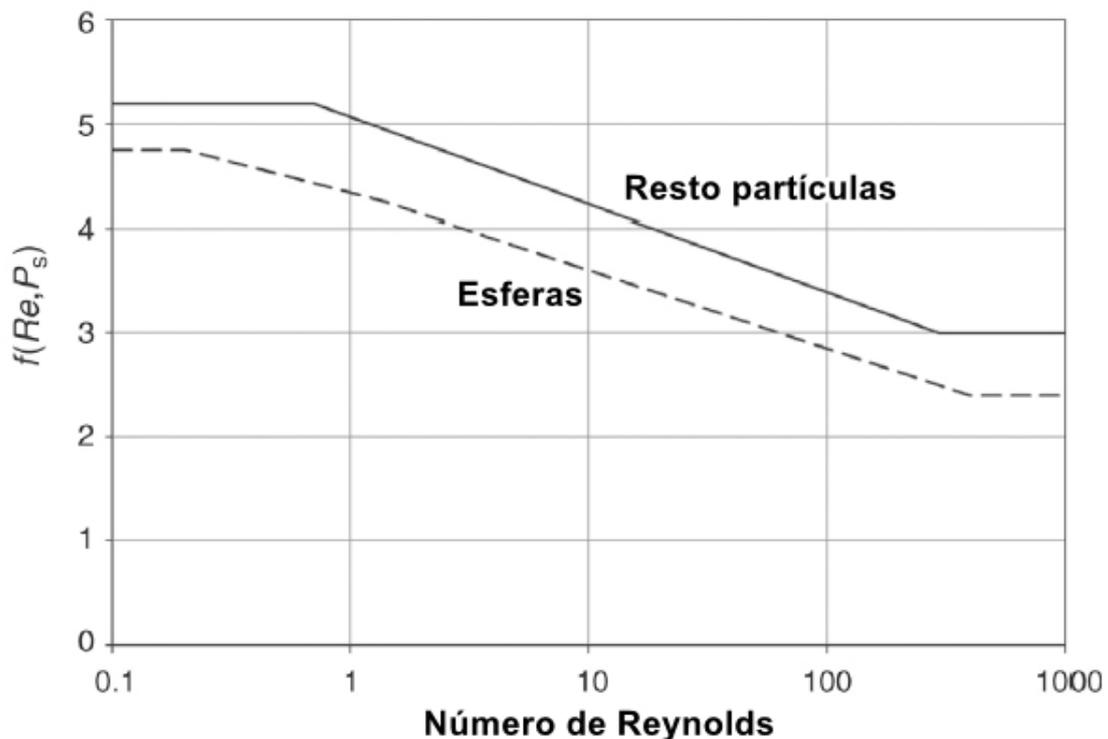
$$\varepsilon = \frac{1}{1 + \frac{V_d}{V_F}} = \frac{1}{1 + \frac{0.65}{2.65}} = 0.803$$

Quinto paso

La obtención del factor de obstrucción a la sedimentación (H) necesita de conocer o determinar el número de Reynolds (Re):

$$Re = Re_R \cdot \frac{V_S}{V_T} = 6.325 \times 1.4 = 8.86$$

Con el valor de Reynolds (Re) conocido de 8.86 se entra en la siguiente gráfica (Gupta and Yan, 2016) para obtener el parámetro $f(Re, P_s)$, cuyo valor es de 4.3 (resto partículas).



Sustituyendo el valor obtenido de ε y de $f(Re, P_s)$ en la siguiente expresión, ya se obtendría el valor de la obstrucción a la sedimentación de las partículas (H):

$$H = \varepsilon^{f(Re, P_s)} = 0.803^{4.3} = 0.389$$

Sexto paso

Para una suspensión acuosa o pulpa formada por partículas de cuarzo, se puede adoptar un factor de forma igual a 0.50 según la siguiente tabla (Gupta and Yan, 2016):

Partículas	Factor de forma	P_s
Spheres Esferas		1.00
Cubes Cubos		0.93
Sand Arena		0.90
Crushed galena Galena triturada		0.70
Crushed dolomite/pyrite Pirita/dolomía triturada		0.67
Crushed quartz Cuarzo triturado		0.50

Ahora ya se conocen todos los términos para obtener el área de sedimentación de la cuba (A), que si se desconoce el caudal de agua que va por el rebose ($Q_{VL(O)}$) se puede expresar como:

$$\begin{aligned} \frac{Q_{VL(O)}}{A} &= v_s \cdot H \cdot P_s \cdot A_{EF} = \\ &= 0.0354 \times 0.389 \times 0.50 \times 0.5 = 0.0034 \text{ (m}^3/\text{s)}/\text{m}^2 \end{aligned}$$

Séptimo paso

A partir de la información disponible podemos establecer lo siguiente:

$$\begin{aligned} \text{Agua en la alimentación} &= \frac{100 \times (100 - \% \text{ sólidos})}{\% \text{ sólidos}} = \\ &= \frac{100 \times (100 - 50)}{50} = 100 \text{ t/h} \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} \text{Agua en el rebose} &= 100 \times 0.95 = 95 \text{ t / h} \\ &= 95000 \text{ kg/h} \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} Q_{VL(O)} &= \frac{95000 \text{ kg/h}}{1000 \text{ kg/m}^3} = 95 \text{ m}^3/\text{h} \\ &= 0.0264 \text{ m}^3/\text{s} \end{aligned}$$

Por lo que conociendo el caudal de agua que va por el rebose ($Q_{VL(O)}$) podemos determinar el área necesaria del clasificador mecánico:

$$A = \frac{0.0264}{0.0034} = 7.76 \text{ m}^2$$

La cantidad de sólidos que van en el rebose será $100 \times 0.65 = 65 \text{ t/h}$

El porcentaje de sólidos que van en el rebose será $65 \times 100 / (65 + 95) = 40.6\%$

Referencias:

Gupta A., Yan D. (2016). Mineral processing design operations. An introduction. 2nd edition, Elsevier, 850 pp.

EJERCICIO SOBRE CLASIFICADORES HIDRÁULICOS

60.- La descarga de un molino de barras consistirá en 100 t/h de pulpa mineral que se envía a un clasificador de tornillo simple para llevar a cabo su clasificación a un corte de tamaño de 200 micras. La alimentación se compone de un 40% en peso de sólidos y el rebose se compondrá de un 35.1% en peso de sólidos. La distribución de tamaños que forma parte de la alimentación al clasificador es la que se facilita en la siguiente tabla:

Tamaño partícula (micras)	% contenido	% paso acumulado
+ 710	2.6	100
-710 +425	8.9	97.4
-425 +250	22.1	88.5
-250 +125	10.8	66.4
-125 +75	7.9	55.6
-75	47.7	47.7
Total	100%	

Se pide:

- Determinar el área de sedimentaria (A) para la cuba del clasificador mecánico de tornillo.

Datos de partida:

Viscosidad del agua = 0.001 Pa·s

Densidad del agua = 1100 kg/m³

Densidad de los sólidos minerales = 2740 kg/m³

Paso de la hélice helicoidal del tornillo ("pitch") = 0.5·Diámetro espiral

Velocidad de giro del tornillo = 5 rpm

Eficiencia de área = 0.45

Solución:

Obtención de la velocidad terminal, v_T

Se aplica la siguiente expresión (Gupta and Yan, 2016):

$$v_T = \sqrt[3]{g \cdot \frac{\rho_S - \rho_L}{\rho_L} \cdot \frac{\mu}{\rho_L}}$$

Donde,

- v_T = Velocidad terminal de las partículas (m/s).
- ρ_S = Densidad de las partículas sólidas (kg/m³).
- ρ_L = Densidad del líquido (kg/m³).

- μ = Viscosidad del líquido (Pa·s).
- g = Aceleración de la gravedad, 9.81 m/s^2 .

Sustituyendo términos en la anterior expresión obtenemos la velocidad terminal de sedimentación de las partículas (v_T):

$$v_T = \sqrt[3]{9.81 \cdot \frac{2740 - 1100}{1100} \cdot \frac{0.001}{1100}} =$$

$$= 0.024 \text{ m/s}$$

Obtención del número de Reynolds corregido, Re_R

Se emplea la siguiente expresión para el número reducido de Reynolds (Re_R), donde d_{50} se tomará el tamaño de corte con el que trabajará el clasificador propuesto (para este ejemplo serán 200 micras, es decir, 0.000200 m):

$$Re_R = \frac{d_{50} \cdot v \cdot \rho_L}{\mu} = \frac{0.000200 \times 0.024 \times 1100}{0.001} = 5.28$$

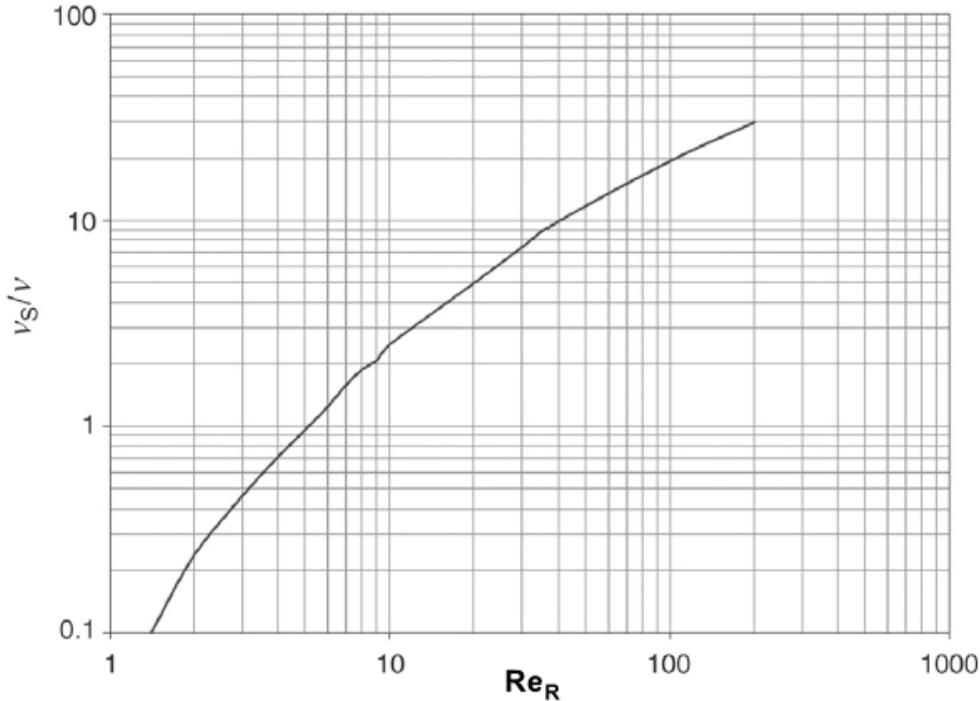
Donde,

- d_{50} = Tamaño de corte del clasificador (m).

Obtención de la velocidad de sedimentación, v_S

Entrando con el valor del número reducido de Reynolds (Re_R) de 5.28 en la figura siguiente (Gupta and Yan, 2016), se obtiene un valor de v_S/v_T de aproximadamente 1.10, por lo que ahora se puede escribir:

$$v_S = 1.10 \times 0.024 = 0.0264 \text{ m/s}$$



Obtención del porcentaje de paso de sólidos en alimentación de 200 micras, %

Representando los valores del análisis granulométrico que nos da el enunciado se se obtiene que el porcentaje de paso de partículas inferiores a 200 micras contenidas en la alimentación al clasificador será de aproximadamente del 64%.

Se considera que este porcentaje de partículas inferiores a 200 micras se recogerán en el rebose.

Obtención de la dilución, en volumen, en la alimentación, V_F

La obtención del valor de dilución, en volumen, de la alimentación (V_F) se obtiene sustituyendo términos conocidos en la siguiente expresión:

$$V_F = \frac{V_{L(F)}}{V_{S(F)}} = \frac{(100 - \% \text{ sólidos alimentación}) \cdot \rho_S}{(\% \text{ sólidos alimentación}) \cdot \rho_L} =$$

$$= \frac{(100 - 40) \times 2740}{40 \times 1100} = 3.74$$

Otra vía de obtener el valor de dilución, en volumen, de la alimentación (V_F) sería a través de la siguiente relación:

40% en peso de sólidos, en alimentación

60% en peso de agua, en alimentación

1 t de pulpa \Rightarrow | 400 kg sólidos
600 kg agua

$$V_{S(F)} = 400 \times \frac{1 \text{ m}^3}{2740 \text{ kg}} = 0.15 \text{ m}^3 \text{ sólidos, en volumen, alimentación}$$

$$V_{L(F)} = 600 \times \frac{1 \text{ m}^3}{1100 \text{ kg}} = 0.60 \text{ m}^3 \text{ agua, en volumen, alimentación}$$

$$V_F = \frac{V_{L(F)}}{V_{S(F)}} = \frac{0.60}{0.15} = 4$$

Obtención de la fracción de vacío, ε

Anteriormente se ha obtenido que el porcentaje de paso acumulado de las partículas sólidas con un tamaño inferior a 200 micras contenidas en la alimentación representan el 64%. Este valor representa el porcentaje en peso de la fracción de sólidos de tamaño inferior al tamaño de corte del clasificador, es decir, $V_d = 0.64$ (asumiendo que todas las partículas sólidas presentan la misma densidad).

La obtención de la fracción de vacíos entre partículas (ε) se obtiene sustituyendo términos ya calculados en la siguiente expresión:

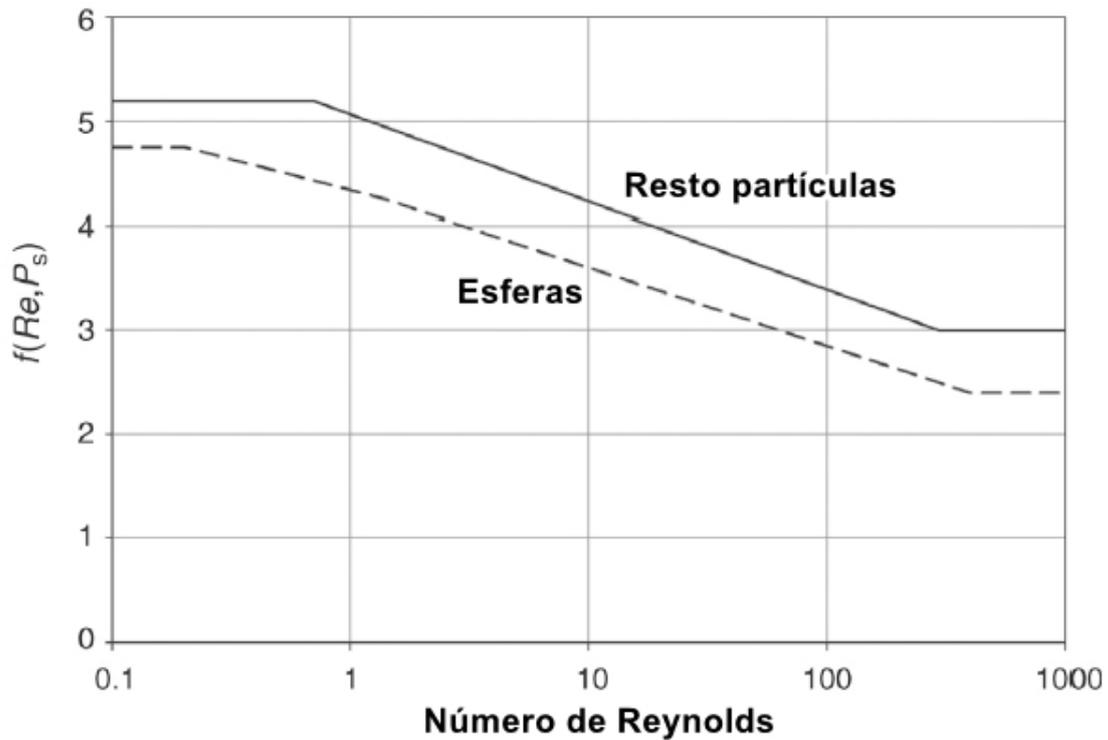
$$\varepsilon = \frac{1}{1 + \frac{V_d}{V_F}} = \frac{1}{1 + \frac{0.64}{3.74}} = 0.85$$

Obtención del factor de obstrucción a la sedimentación, H

La obtención del factor de obstrucción a la sedimentación (H) necesita de conocer o determinar el número de Reynolds (Re):

$$Re = Re_R \cdot \frac{V_S}{V_T} = 5.28 \times 1.1 = 5.808$$

Con el valor de Reynolds (Re) conocido de 5.8 se entra en la siguiente gráfica (Gupta and Yan, 2016) para obtener el parámetro $f(Re, P_s)$, cuyo valor es de 4.6 (resto de partículas).



Sustituyendo el valor obtenido de ε y de $f(Re, P_s)$ en la siguiente expresión, ya se obtendría el valor de la obstrucción a la sedimentación de las partículas (H):

$$H = \varepsilon^{f(Re, P_s)} = 0.85^{4.6} = 0.47$$

Obtención del factor de forma, P_s

Para una suspensión acuosa o pulpa formada por partículas minerales trituradas, se puede adoptar un factor de forma igual a 0.70 según la siguiente tabla (Gupta and Yan, 2016):

Partículas	Factor de forma	P_s
Spheres Esferas		1.00
Cubes Cubos		0.93
Sand Arena		0.90
Crushed galena Galena triturada		0.70
Crushed dolomite/pyrite Pirita/dolomía triturada		0.67
Crushed quartz Cuarzo triturado		0.50

Obtención del caudal de agua en el rebose, $Q_{vl(o)}$

Vamos a calcular el caudal de agua que va por el rebose ($Q_{vl(o)}$), en m^3/h , para ello sabemos según el enunciado que en rebose se obtendrá un 35.1% de sólidos, en peso, luego el resto, es decir un 64.9% en peso será agua.

En base a lo anterior podemos plantear lo siguiente:

35.1% en peso de sólidos, en rebose

64.9% en peso de agua, en rebose

1 t de pulpa \Rightarrow | 351 kg sólidos

649 kg agua

$$V_{s(o)} = 351 \times \frac{1 m^3}{2740 \text{ kg}} = 0.13 m^3 \text{ sólidos, en volumen, rebose}$$

$$V_{l(o)} = 649 \times \frac{1 m^3}{1100 \text{ kg}} = 0.59 m^3 \text{ agua, en volumen, rebose}$$

Por otro lado, según se ha obtenido a través de la curva granulométrica, en la alimentación iría un 64% de partículas inferiores a 200 micras que se recogerían como rebose. La capacidad de tratamiento que se va a demandar será de 100 t/h (pulpa en alimentación), compuesta por un 40% en peso de sólidos y un 60% en peso de líquido, entonces:

40 t/h \rightarrow 100% sólidos (todo rango)

$x \leftarrow$ 64% sólidos (\leq 200 micras)

$x = 25 \text{ t/h}$ (\leq 200 micras)

Caudal o capacidad de sólidos en el rebose

Anteriormente se ha determinado que en el rebose se recogerán de sólidos un volumen de 0.13 m^3 por cada tonelada de pulpa que se obtenga en dicho rebose. Ahora vamos a pasar los 25 t/h a m^3/s :

$$25000 \text{ kg/h} \times \frac{1 \text{ h}}{3600 \text{ s}} \times \frac{1 \text{ m}^3}{2740 \text{ kg}} = 0.00253 \text{ m}^3/\text{s} = 9.12 \text{ m}^3/\text{h} \text{ sólidos, en rebose}$$

Ahora, para el caudal de agua en el rebose se plantearía lo siguiente:

$$25 \text{ t/h (sólidos)} \rightarrow 35.1\% \text{ peso (sólidos)}$$

$$y \leftarrow 64.9\% \text{ peso (agua)}$$

$$y = 46.23 \text{ t/h}$$

Caudal agua en el rebose

Por lo que el valor del caudal de agua en el rebose, $Q_{VL(O)}$, en m^3/s :

$$Q_{VL(O)} = 46.23 \text{ t/h} \times \frac{1000 \text{ kg}}{1 \text{ t}} \times \frac{1 \text{ m}^3}{1100 \text{ kg}} = 42.02 \text{ m}^3/\text{h} \Rightarrow 0.012 \text{ m}^3/\text{s}$$

Obtención del área de sedimentación de la cuba, A

Ahora ya se conocen todos los términos para obtener el área de sedimentación de la cuba (A):

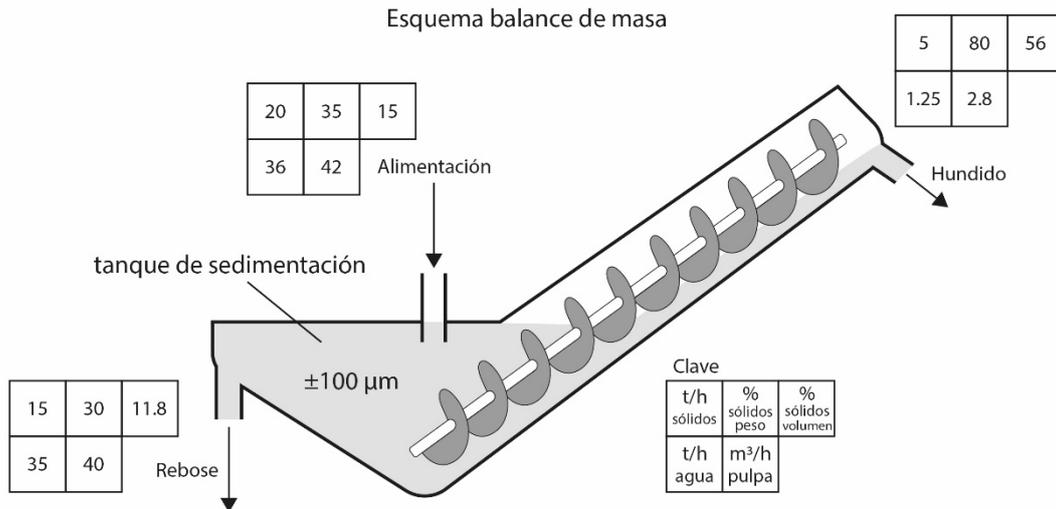
$$A = \frac{Q_{VL(O)}}{v_s \times H \times P_s \times A_{EF}} = \frac{0.012 \text{ m}^3/\text{s}}{0.0264 \text{ m/s} \times 0.47 \times 0.70 \times 0.45} = 3.07 \text{ m}^2$$

Referencias:

Gupta A., Yan D. (2016). Mineral processing design operations. An introduction. 2nd edition, Elsevier, 850 pp.

EJERCICIO SOBRE CLASIFICADORES HIDRÁULICOS

61.- Se tiene un mineral de sulfuro y se necesita procesar a razón de 20 t/h (alimentación al clasificador mecánico) donde el porcentaje de sólidos en peso es del 35% (ver esquema de balances adjunto), la densidad de las partículas sólidas es de 3.2 t/m³ y la alimentación contiene un 80% de partículas con tamaños inferiores a 250 micras. Se pide seleccionar y dimensionar un clasificador mecánico adecuado para llevar a cabo el deslamado (- 100 micras) de la pulpa mineral empleando el método de cálculo propuesto por Metso Minerals.



PMP2021

Solución:

Cálculo de la eficiencia (%) y de la velocidad periférica del tornillo

Para el cálculo de la eficiencia y de la velocidad periférica del tornillo emplearemos la siguiente tabla que propone Metso Minerals (2003):

Calibre de partícula mm	Gravedad específica							
	2.0		3.0		4.0		5.0	
	M/s	Eff. %	M/s	Eff. %	M/s	Eff. %	M/s	Eff. %
0.300 - 12.7	0.40	75	0.45	80	0.55	90	0.55	95
0.100 - 12.7	0.35	70	0.40	75	0.45	75	0.55	80
0.100 - 0.6	0.35	67	0.35	70	0.35	75	0.40	80
0.075 - 0.6	0.35	60	0.35	67	0.35	70	0.35	70
0.075 - 0.3	0.35	50	0.35	60	0.35	67	0.35	70
0.045 - 0.2	0.30	50	0.30	60	0.35	60	0.30	50

**como velocidad periférica del aspa*

Entrando en la primera columna y seleccionando la fila para el rango de tamaños entre 0.100 y 0.600 mm (100 y 600 micras), que cubre a los tamaños de nuestro supuesto, se ve que las densidades son diferentes a 3.2 g/cm^3 , por lo que hay que interpolar:

$$\begin{array}{l} 4.0 - 3.0 \rightarrow 75\% - 70\% \\ 4.0 - 3.2 \rightarrow 75\% - x\% \end{array} \left| \begin{array}{l} \\ \end{array} \right. x = 71\% \text{ (eficiencia)}$$

Para la velocidad periférica se puede observar que le corresponde un valor de 0.35 m/s

Cálculo de la capacidad corregida del clasificador

La capacidad del clasificador, según el balance de masa, es de $2.8 \text{ m}^3/\text{h}$ de pulpa a través del hundido, pero esta capacidad hay que corregirla aplicando el valor obtenido de la eficiencia:

$$\text{Capacidad corregida} = \frac{2.8 \text{ m}^3/\text{h}}{0.71} = 3.94 \text{ m}^3/\text{h}$$

Ø cm	PASO	Velocidad espiral, rpm													
		3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	15	16	20
30	PS												0.6		0.6
	DP		PS= Paso Simple									1.2		1.9	
40	PS		DP= Paso Doble				0.6				1.2				
	DP							1.2				1.9			
60	PS						4.3	5.0	5.6	5.6	6.8	7.4	8.1	8.7	
	DP						8.3	9.4	10.6	10.6	13.0	14.1	15.5	16.7	
75	PS				5.6	6.8	7.4	8.1	8.7	9.3	9.9	10.5			
	DP				10.6	13.0	14.1	15.3	16.5	17.7	18.9	20.0			
90	PS			9.3	11.2	13.0	14.9	15.5	17.4	19.2					
	DP			17.7	21.2	24.8	28.3	29.5	33.0	36.5					
120	PS		18.6	22.3	27.3	31.0	34.1								
	DP		35.4	42.4	51.9	58.9	64.8								
150	PS	27.3	35.4	43.4	50.9										
	DP	51.9	67.2	82.5	96.7										
200	PS	52.1	68.9	81.9											
	DP	99.0	130.8	156.6											

Con el valor de la capacidad corregida y entrando en la tabla anterior se obtendría que un clasificador con un tornillo de diámetro 60 cm, con paso simple PS y girando a 8 rpm podría dar una capacidad de $4.3 \text{ m}^3/\text{h} > 3.94 \text{ m}^3/\text{h}$.

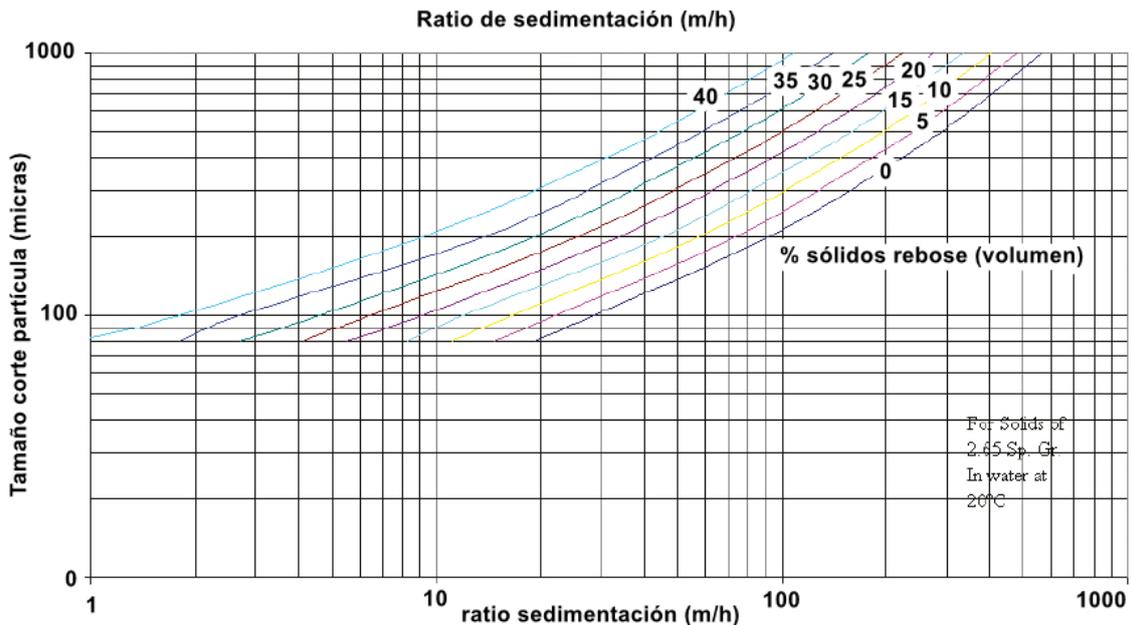
Corrección del tamaño de corte

Cuando la densidad de los sólidos es diferente a 2.65 g/cm^3 , se debe obtener el tamaño de corte de partícula equivalente o corregido, y para ello se utiliza la siguiente expresión:

$$\begin{aligned} \text{Tamaño corte} \times \sqrt{\frac{\rho_s - 1}{1.65}} &= \\ = 100 \text{ micras} \times \sqrt{\frac{3.2 - 1}{1.65}} &= 115.5 \text{ micras} \end{aligned}$$

Cálculo de la velocidad de sedimentación

Se entra por ordenadas, en la siguiente gráfica, con el tamaño equivalente de 115.5 micras hasta cortar la curva que representa el valor del porcentaje de sólidos, en volumen, en nuestro caso la de 11.8%, obteniéndose una velocidad (ratio) de sedimentación de 19 m/h.



Determinación del área del tanque de sedimentación, A_{tanque}

Se emplea la siguiente expresión propuesta por Metso Minerals (2003):

$$A_{\text{tanque}} = \frac{\text{Caudal rebose (m}^3/\text{h)}}{\text{velocidad sedimentación (m/h)} \times 0.7} =$$

$$= \frac{40 \text{ m}^3/\text{h}}{19 \text{ m/h} \times 0.7} = 3.0 \text{ m}^2$$

Determinación del área del tanque de sedimentación corregido, $A_{\text{compresión}}$

Se debe entrar nuevamente en la gráfica anterior a través del valor de ordenadas del tamaño equivalente de 115.5 micras y dibujar una línea horizontal que corte la curva que representa el 40% de porcentaje de sólidos en volumen en el rebose, desde ese punto de corte se bajará una línea vertical que nos dará la velocidad de sedimentación para dicho porcentaje de sólidos, en nuestro caso será un valor de 2.6 m/h.

Con dicho valor se emplea la siguiente expresión propuesta por Metso Minerals (2003) para la obtención del área corregida del tanque:

$$A_{\text{corregida (compresión)}} = \frac{\text{Caudal sólidos hundido (t/h)}}{\rho_s \times 0.4 \times \text{velocidad sedimentación corregida (m/h)} \times 0.7 \times 0.8} =$$

$$= \frac{5 \text{ t/h}}{\frac{3.2 \times 0.4}{2.6 \text{ m/h} \times 0.7 \times 0.8}} = 2.7 \text{ m}^2$$

Selección del clasificador mecánico de tornillo

Con el valor del tanque corregido se va a la siguiente tabla de equipos ofrecidos por Metso Minerals (2003) y se elige el modelo que tenga un tanque igual o superior al corregido, como el valor anteriormente obtenido ha sido de 2.7 m², se debería elegir un clasificador mecánico de tornillo de 60 cm de diámetro, girando a 8 rpm FF60 (Full Flare) de vuelta simple que proporciona un área de tanque de 3.2 m².

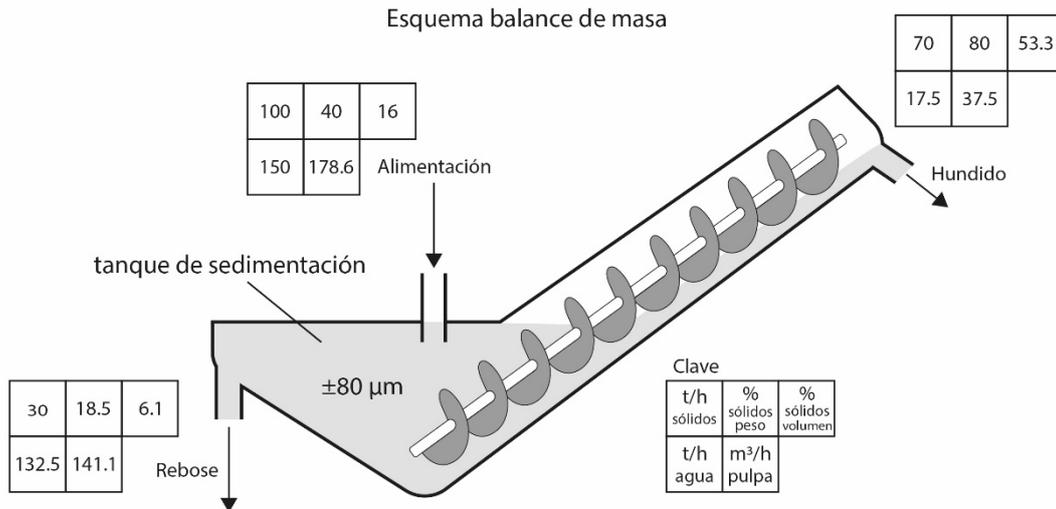
Spiral Diameter	Configuration	Max Pool Area m ²	Min Pool Area m ²
30 (12")	Straight Tank	0.15	-
	Mod.Flare	0.21	-
	Full Flare	0.30	-
40 (16")	Straight Tank	0.29	-
	Mod.Flare	0.37	-
	Full Flare	0.47	-
60 (24")	Straight Tank	1.5	1.1
	Mod.Flare	2.3	1.8
	Full Flare	3.2	2.4
75 (30")	Straight Tank	2.2	1.7
	Mod.Flare	3.4	2.6
	Full Flare	4.9	3.7
90 (36")	Straight Tank	3.3	2.4
	Mod.Flare	5.1	3.8
	Full Flare	7.2	5.4
120 (48")	Straight Tank	5.7	4.3
	Mod.Flare	8.9	6.7
	Full Flare	12.5	9.3
150 (60")	Straight Tank	12.4	9.3
	Mod.Flare	19.8	14.9
	Full Flare	27.8	20.8
200 (78")	Straight Tank	14.7	11.0
	Mod.Flare	24.1	18.0
	Full Flare	32.6	24.4

Referencias:

Metso Minerals. 2003. Basics in Minerals Processing. Edition 3
(<https://www.metso.com/insights/basics-in-minerals-processing-handbook/>).

EJERCICIO SOBRE CLASIFICADORES HIDRÁULICOS

62.- Se tiene un mineral de sulfuro y se necesita procesar a razón de 100 t/h (alimentación al clasificador mecánico) donde el porcentaje de sólidos en peso es del 40% (ver esquema de balances adjunto), la densidad de las partículas sólidas es de 3.0 t/m³ y la alimentación contiene un 80% de partículas con tamaños inferiores a 600 micras. Se pide seleccionar y dimensionar un clasificador mecánico adecuado para llevar a cabo el deslamado (-80 micras) de la pulpa mineral empleando el método de cálculo propuesto por Metso Minerals.



PMP2021

Solución:

Cálculo de la eficiencia (%) y de la velocidad periférica del tornillo

Para el cálculo de la eficiencia y de la velocidad periférica del tornillo emplearemos la siguiente tabla que propone Metso Minerals (2003):

Calibre de partícula mm	Gravedad específica							
	2.0		3.0		4.0		5.0	
	M/s	Eff. %	M/s	Eff. %	M/s	Eff. %	M/s	Eff. %
0.300 - 12.7	0.40	75	0.45	80	0.55	90	0.55	95
0.100 - 12.7	0.35	70	0.40	75	0.45	75	0.55	80
0.100 - 0.6	0.35	67	0.35	70	0.35	75	0.40	80
0.075 - 0.6	0.35	60	0.35	67	0.35	70	0.35	70
0.075 - 0.3	0.35	50	0.35	60	0.35	67	0.35	70
0.045 - 0.2	0.30	50	0.30	60	0.35	60	0.30	50

**como velocidad periférica del aspa*

Entrando en la primera columna y seleccionando la fila para el rango de tamaños entre 0.075 y 0.600 mm (75 y 600 micras), que cubre a los tamaños de nuestro supuesto, se ve que para una densidad de 3.0 t/m³ le corresponde una eficiencia del 67% y una velocidad periférica de 0.35 m/s.

Cálculo de la capacidad corregida del clasificador

La capacidad del clasificador, según el balance de masa, es de 37.5 m³/h de pulpa a través del hundido, pero esta capacidad hay que corregirla aplicando el valor obtenido de la eficiencia:

$$\text{Capacidad corregida} = \frac{37.5 \text{ m}^3/\text{h}}{0.67} = 55.97 = 56 \text{ m}^3/\text{h}$$

Ø cm	PASO	Velocidad espiral, rpm													
		3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	15	16	20
30	PS												0.6		0.6
	DP		PS= Paso Simple									1.2		1.9	
40	PS		DP= Paso Doble					0.6				1.2			
	DP								1.2				1.9		
60	PS						4.3	5.0	5.6	5.6	6.8	7.4	8.1	8.7	
	DP						8.3	9.4	10.6	10.6	13.0	14.1	15.5	16.7	
75	PS				5.6	6.8	7.4	8.1	8.7	9.3	9.9	10.5			
	DP				10.6	13.0	14.1	15.3	16.5	17.7	18.9	20.0			
90	PS			9.3	11.2	13.0	14.9	15.5	17.4	19.2					
	DP			17.7	21.2	24.8	28.3	29.5	33.0	36.5					
120	PS		18.6	22.3	27.3	31.0	34.1								
	DP		35.4	42.4	51.9	58.9	64.8								
150	PS	27.3	35.4	43.4	50.9										
	DP	51.9	67.2	82.5	96.7										
200	PS	52.1	68.9	81.9											
	DP	99.0	130.8	156.6											

Con el valor de la capacidad corregida y entrando en la tabla anterior se obtendría que un clasificador con un tornillo de diámetro 120 cm, con doble paso (DP) y girando a 8 rpm podría dar una capacidad de 64.8 m³/h > 56 m³/h.

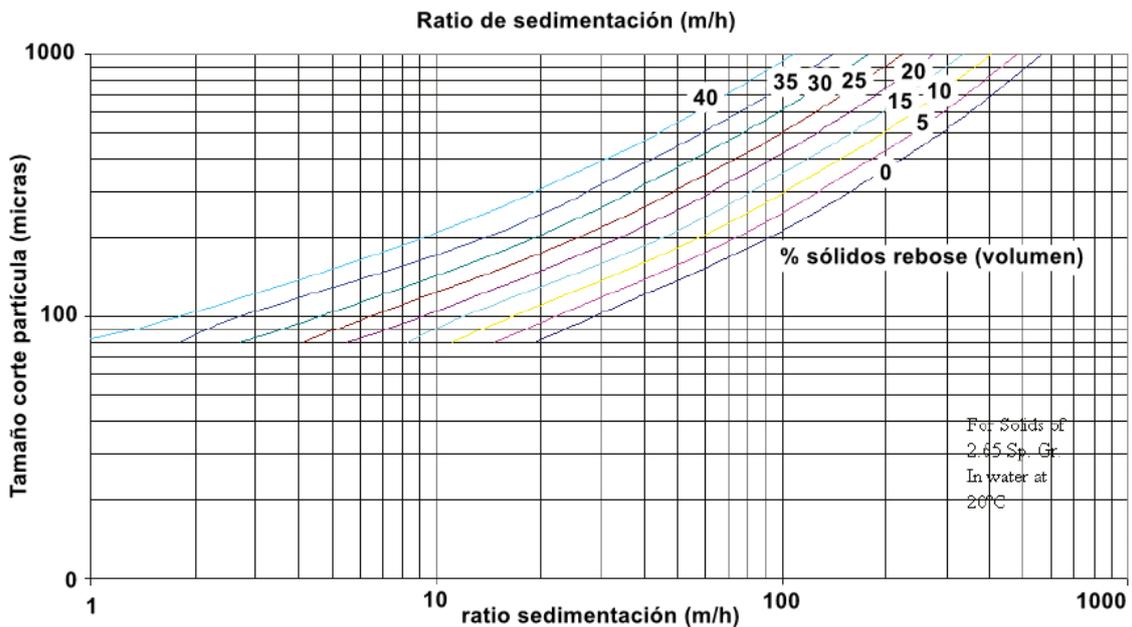
Corrección del tamaño de corte

Cuando la densidad de los sólidos es diferente a 2.65 g/cm³, se debe obtener el tamaño de corte de partícula equivalente o corregido, y para ello se utiliza la siguiente expresión:

$$\begin{aligned} \text{Tamaño corte} \times \sqrt{\frac{\rho_s - 1}{1.65}} &= \\ &= 80 \text{ micras} \times \sqrt{\frac{3.0 - 1}{1.65}} = 88.1 \text{ micras} \end{aligned}$$

Cálculo de la velocidad de sedimentación

Se entra por ordenadas, en la siguiente gráfica, con el tamaño equivalente de 88.10 micras hasta cortar la curva que representa el valor del porcentaje de sólidos, en volumen, en el rebose, en nuestro caso la de 6.10%, obteniéndose una velocidad (ratio) de sedimentación de 18 m/h.



Determinación del área del tanque de sedimentación, A_{tanque}

Se emplea la siguiente expresión propuesta por Metso Minerals (2003):

$$\begin{aligned} A_{\text{tanque}} &= \frac{\text{Caudal rebose (m}^3/\text{h)}}{\text{velocidad sedimentación (m/h)} \times 0.7} = \\ &= \frac{141.1 \text{ m}^3/\text{h}}{18 \text{ m/h} \times 0.7} = 11.2 \text{ m}^2 \end{aligned}$$

Determinación del área del tanque de sedimentación corregido, $A_{\text{compresión}}$

Se debe entrar nuevamente en la gráfica anterior a través del valor de ordenadas del tamaño equivalente de 88.10 micras y dibujar una línea horizontal que corte la curva que representa el 40% de porcentaje de sólidos en volumen en el rebose, desde ese punto de corte se bajará una línea vertical que nos dará la velocidad de sedimentación para dicho porcentaje de sólidos, en nuestro caso será un valor de 1.50 m/h.

Con dicho valor se emplea la siguiente expresión propuesta por Metso Minerals (2003) para la obtención del área corregida del tanque:

$$A_{\text{corregida (compresión)}} = \frac{\text{Caudal sólidos hundido (t/h)}}{\text{velocidad sedimentación corregida (m/h)} \times 0.7 \times 0.8} = \frac{\frac{70 \text{ t/h}}{3.0 \times 0.4}}{1.5 \text{ m/h} \times 0.7 \times 0.8} = 69.5 \text{ m}^2$$

Selección del clasificador mecánico de tornillo

Con el valor del tanque corregido se va a la siguiente tabla de equipos ofrecidos por Metso Minerals (2003) y se elige el modelo de 200 cm de diámetro, girando a 3 rpm FF200 (Full Flare) de vuelta doble que proporciona un área de tanque de 32.6 m². Indicar que el área corregida ha dado un valor excesivo de área de sedimentación muy por encima del valor del área de sedimentación no considerando condiciones de compresión, por ello se ha decidido ir al modelo superior pero en estas circunstancias siempre es recomendable la opinión del suministrador para la elección final del modelo más adecuado, por ejemplo elección de modelo de doble tornillo con doble o triple paso que incrementa la capacidad de arrastre y el área de sedimentación.

Spiral Diameter	Configuration	Max Pool Area m ²	Min Pool Area m ²
30 (12")	Straight Tank	0.15	-
	Mod.Flare	0.21	-
	Full Flare	0.30	-
40 (16")	Straight Tank	0.29	-
	Mod.Flare	0.37	-
	Full Flare	0.47	-
60 (24")	Straight Tank	1.5	1.1
	Mod.Flare	2.3	1.8
	Full Flare	3.2	2.4
75 (30")	Straight Tank	2.2	1.7
	Mod.Flare	3.4	2.6
	Full Flare	4.9	3.7
90 (36")	Straight Tank	3.3	2.4
	Mod.Flare	5.1	3.8
	Full Flare	7.2	5.4
120 (48")	Straight Tank	5.7	4.3
	Mod.Flare	8.9	6.7
	Full Flare	12.5	9.3
150 (60")	Straight Tank	12.4	9.3
	Mod.Flare	19.8	14.9
	Full Flare	27.8	20.8
200 (78")	Straight Tank	14.7	11.0
	Mod.Flare	24.1	18.0
	Full Flare	32.6	24.4

Referencias:

Metso Minerals. 2003. Basics in Minerals Processing. Edition 3
(<https://www.metso.com/insights/basics-in-minerals-processing-handbook/>).

EJERCICIO SOBRE CLASIFICADORES HIDRÁULICOS

63.- La descarga de un molino de barras consistirá en 200 t/h de pulpa mineral que se envía a un clasificador de tornillo simple para llevar a cabo su clasificación a un corte de tamaño de 300 micras. La alimentación se compone de un 40% en peso de sólidos y el rebose se compondrá de un 25% en peso de sólidos. La distribución de tamaños que forma parte de la alimentación al clasificador es la que se facilita en la siguiente tabla:

Tamaño partícula (micras)	% contenido	% paso acumulado
+ 1000	2	100
-1000 +800	11	98
-800 +600	22	87
-600 +300	15	65
-300 +150	18	50
-150	32	32
Total	100%	

Se pide:

- Determinar el área de sedimentaria (A) para la cuba del clasificador mecánico de tornillo.

Datos de partida:

Viscosidad del agua = 0.001 Pa·s

Densidad del agua = 1000 kg/m³

Densidad de los sólidos minerales = 2600 kg/m³

Paso de la hélice helicoidal del tornillo ("pitch") = 0.5·Diámetro espiral

Velocidad de giro del tornillo = 5 rpm

Eficiencia de área = 0.45

Solución:

Obtención de la velocidad terminal, v_T

Se aplica la siguiente expresión (Gupta and Yan, 2016):

$$v_T = \sqrt[3]{g \cdot \frac{\rho_S - \rho_L}{\rho_L} \cdot \frac{\mu}{\rho_L}}$$

Donde,

- v_T = Velocidad terminal de las partículas (m/s).
- ρ_S = Densidad de las partículas sólidas (kg/m³).
- ρ_L = Densidad del líquido (kg/m³).

- μ = Viscosidad del líquido (Pa·s).
- g = Aceleración de la gravedad, 9.81 m/s^2 .

Sustituyendo términos en la anterior expresión obtenemos la velocidad terminal de sedimentación de las partículas (v_T):

$$v_T = \sqrt[3]{9.81 \cdot \frac{2600 - 1000}{1000} \cdot \frac{0.001}{1000}} =$$

$$= 0.025 \text{ m/s}$$

Obtención del número de Reynolds corregido, Re_R

Se emplea la siguiente expresión para el número reducido de Reynolds (Re_R), donde d_{50} se tomará el tamaño de corte con el que trabajará el clasificador propuesto (para este ejemplo serán 300 micras, es decir, 0.000300 m):

$$Re_R = \frac{d_{50} \cdot v \cdot \rho_L}{\mu} = \frac{0.000300 \times 0.025 \times 1000}{0.001} = 7.5$$

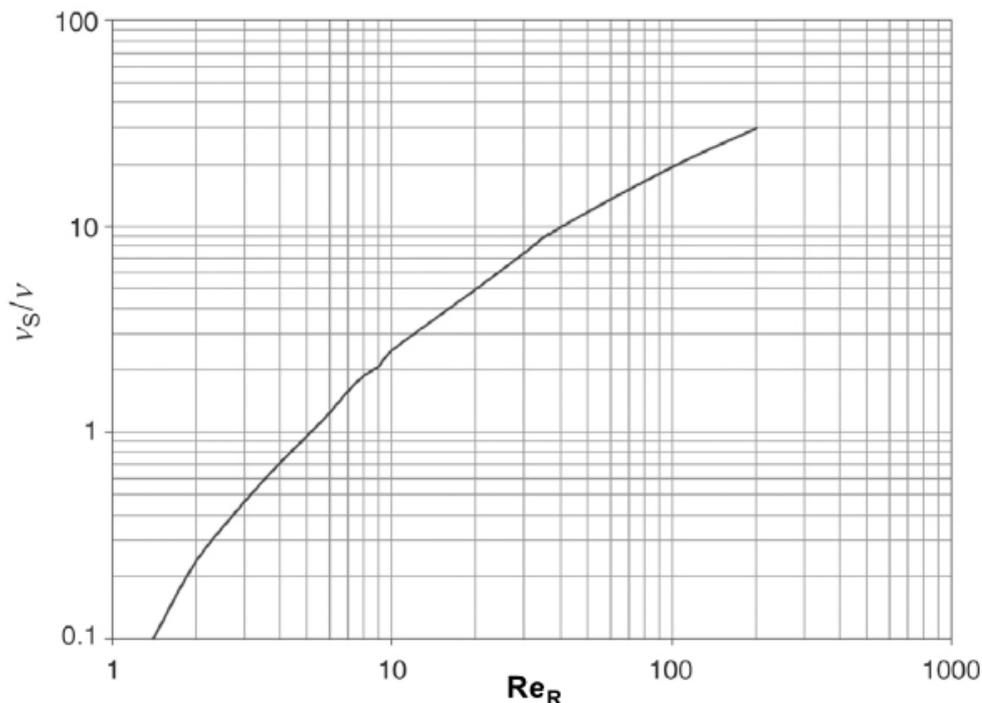
Donde,

- d_{50} = Tamaño de corte del clasificador (m).

Obtención de la velocidad de sedimentación, v_S

Entrando con el valor del número reducido de Reynolds (Re_R) de 7.5 en la figura siguiente (Gupta and Yan, 2016), se obtiene un valor de v_S/v_T de aproximadamente 1.80, por lo que ahora se puede escribir:

$$v_S = 1.80 \times 0.025 = 0.045 \text{ m/s}$$



Obtención del porcentaje de paso de sólidos en alimentación de 300 micras, %

Representando los valores del análisis granulométrico que nos da el enunciado se se obtiene que el porcentaje de paso de partículas inferiores a 300 micras contenidas en la alimentación al clasificador será de aproximadamente del 50%.

Se considera que este porcentaje de partículas inferiores a 300 micras se recogerán en el rebose.

Obtención de la dilución, en volumen, en la alimentación, V_F

La obtención del valor de dilución, en volumen, de la alimentación (V_F) se obtiene sustituyendo términos conocidos en la siguiente expresión:

$$V_F = \frac{V_{L(F)}}{V_{S(F)}} = \frac{(100 - \% \text{ sólidos alimentación}) \cdot \rho_S}{(\% \text{ sólidos alimentación}) \cdot \rho_L} =$$

$$= \frac{(100 - 40) \times 2600}{40 \times 1000} = 3.9$$

Otra vía de obtener el valor de dilución, en volumen, de la alimentación (V_F) sería a través de la siguiente relación:

40% en peso de sólidos, en alimentación

60% en peso de agua, en alimentación

1 t de pulpa \Rightarrow | 400 kg sólidos
600 kg agua

$$V_{S(F)} = 400 \times \frac{1 \text{ m}^3}{2600 \text{ kg}} = 0.15 \text{ m}^3 \text{ sólidos, en volumen, alimentación}$$

$$V_{L(F)} = 600 \times \frac{1 \text{ m}^3}{1000 \text{ kg}} = 0.60 \text{ m}^3 \text{ agua, en volumen, alimentación}$$

$$V_F = \frac{V_{L(F)}}{V_{S(F)}} = \frac{0.60}{0.15} = 4$$

Obtención de la fracción de vacío, ε

Anteriormente se ha obtenido que el porcentaje de paso acumulado de las partículas sólidas con un tamaño inferior a 300 micras contenidas en la alimentación representan el 50%. Este valor representa el porcentaje en peso de la fracción de sólidos de tamaño inferior al tamaño de corte del clasificador, es decir, $v_d = 0.50$ (asumiendo que todas las partículas sólidas presentan la misma densidad).

La obtención de la fracción de vacíos entre partículas (ε) se obtiene sustituyendo términos ya calculados en la siguiente expresión:

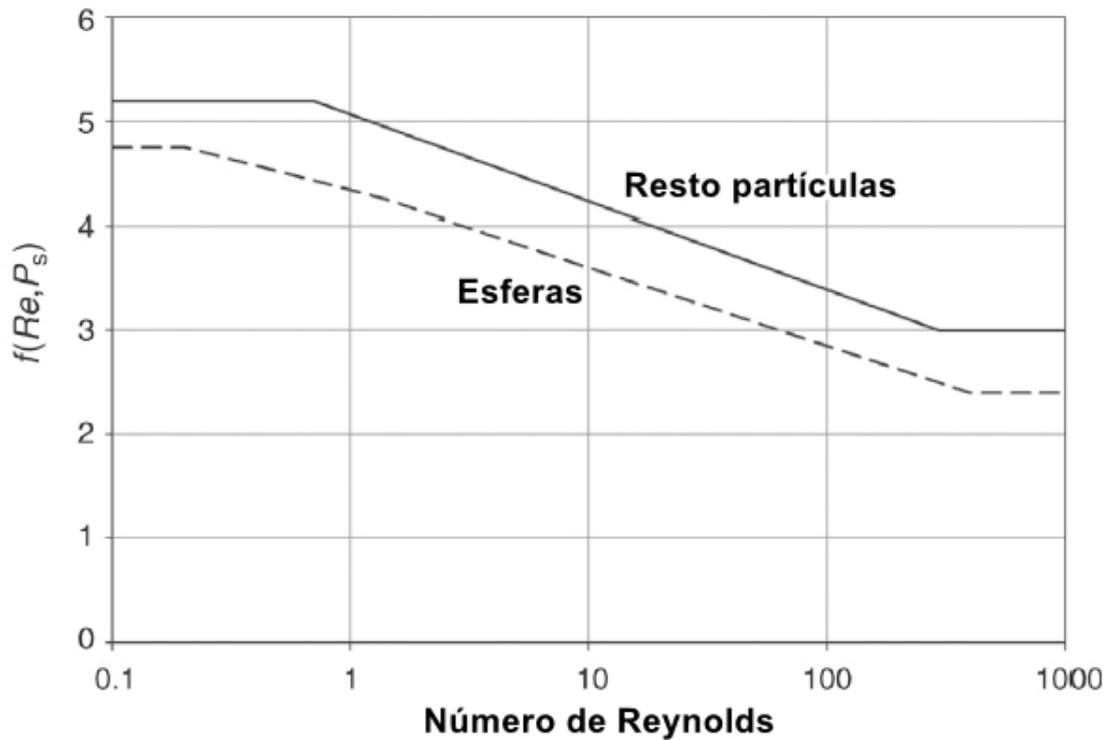
$$\varepsilon = \frac{1}{1 + \frac{V_d}{V_F}} = \frac{1}{1 + \frac{0.50}{3.90}} = 0.89$$

Obtención del factor de obstrucción a la sedimentación, H

La obtención del factor de obstrucción a la sedimentación (H) necesita de conocer o determinar el número de Reynolds (Re):

$$Re = Re_R \cdot \frac{V_S}{V_T} = 7.5 \times 1.8 = 13.5$$

Con el valor de Reynolds (Re) conocido de 13.5 se entra en la siguiente gráfica (Gupta and Yan, 2016) para obtener el parámetro $f(Re, P_s)$, cuyo valor es de 4.2 (resto de partículas).



Sustituyendo el valor obtenido de ε y de $f(Re, P_s)$ en la siguiente expresión, ya se obtendría el valor de la obstrucción a la sedimentación de las partículas (H):

$$H = \varepsilon^{f(Re, P_s)} = 0.89^{4.2} = 0.61$$

Obtención del factor de forma, P_s

Para una suspensión acuosa o pulpa formada por partículas minerales trituradas, se puede adoptar un factor de forma igual a 0.70 según la siguiente tabla (Gupta and Yan, 2016):

Partículas	Factor de forma	P_s
Spheres Esferas		1.00
Cubes Cubos		0.93
Sand Arena		0.90
Crushed galena Galena triturada		0.70
Crushed dolomite/pyrite Pirita/dolomía triturada		0.67
Crushed quartz Cuarzo triturado		0.50

Obtención del caudal de agua en el rebose, $Q_{vl(o)}$

Vamos a calcular el caudal de agua que va por el rebose ($Q_{vl(o)}$), en m^3/h , para ello sabemos según el enunciado que en rebose se obtendrá un 25% de sólidos, en peso, luego el resto, es decir un 75% en peso será agua.

En base a lo anterior podemos plantear lo siguiente:

25% en peso de sólidos, en rebose

75% en peso de agua, en rebose

1 t de pulpa \Rightarrow | 250 kg sólidos

750 kg agua

$$V_{s(o)} = 250 \times \frac{1 m^3}{2600 \text{ kg}} = 0.10 m^3 \text{ sólidos, en volumen, rebose}$$

$$V_{L(o)} = 750 \times \frac{1 m^3}{1000 \text{ kg}} = 0.75 m^3 \text{ agua, en volumen, rebose}$$

Por otro lado, según se ha obtenido a través de la curva granulométrica, en la alimentación iría un 50% de partículas inferiores a 300 micras que se recogerían como rebose. La capacidad de tratamiento que se va a demandar será de 200 t/h (pulpa en alimentación), compuesta por un 40% en peso de sólidos y un 60% en peso de líquido, entonces:

80 t/h \rightarrow 100% sólidos (todo rango)

$x \leftarrow$ 50% sólidos (\leq 300 micras)

$x = 40$ t/h (\leq 300 micras)

Caudal o capacidad de sólidos en el rebose

Anteriormente se ha determinado que en el rebose se recogerán de sólidos un volumen de 0.10 m^3 por cada tonelada de pulpa que se obtenga en dicho rebose. Ahora vamos a pasar los 40 t/h a m^3/s :

$$40000 \text{ kg/h} \times \frac{1 \text{ h}}{3600 \text{ s}} \times \frac{1 \text{ m}^3}{2600 \text{ kg}} = 0.00427 \text{ m}^3/\text{s} = 15.38 \text{ m}^3/\text{h} \text{ sólidos, en rebose}$$

Ahora, para el caudal de agua en el rebose se plantearía lo siguiente:

$$40 \text{ t/h (sólidos)} \rightarrow 25\% \text{ peso (sólidos)}$$

$$y \leftarrow 75\% \text{ peso (agua)}$$

$$y = 120 \text{ t/h}$$

Caudal agua en el rebose

Por lo que el valor del caudal de agua en el rebose, $Q_{VL(O)}$, en m^3/s :

$$Q_{VL(O)} = 120 \text{ t/h} \times \frac{1000 \text{ kg}}{1 \text{ t}} \times \frac{1 \text{ m}^3}{1000 \text{ kg}} = 120 \text{ m}^3/\text{h} \Rightarrow 0.033 \text{ m}^3/\text{s}$$

Obtención del área de sedimentación de la cuba, A

Ahora ya se conocen todos los términos para obtener el área de sedimentación de la cuba (A):

$$A = \frac{Q_{VL(O)}}{v_s \times H \times P_s \times A_{EF}} = \frac{0.033 \text{ m}^3/\text{s}}{0.045 \text{ m/s} \times 0.61 \times 0.70 \times 0.45} = 3.82 \text{ m}^2$$

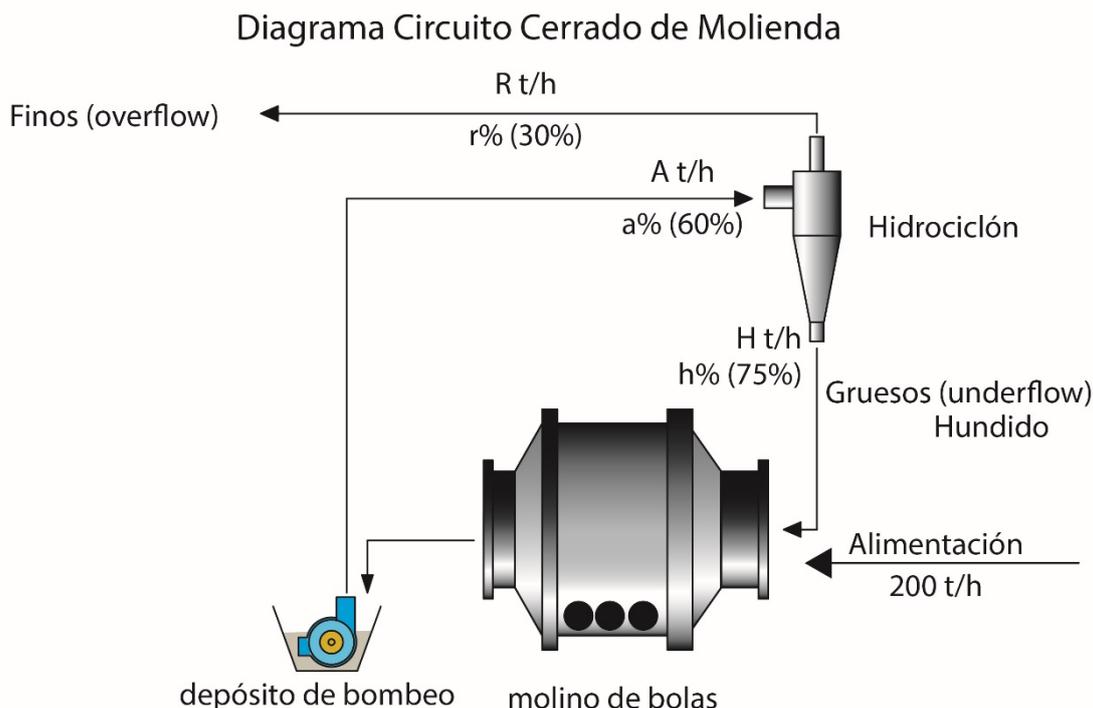
Referencias:

Gupta A., Yan D. (2016). Mineral processing design operations. An introduction. 2nd edition, Elsevier, 850 pp.

EJERCICIO SOBRE HIDROCICLONES

64.- Un molino de bolas procesa 200 t/h de mineral (sólido seco), operando en circuito cerrado con hidrociclones. El porcentaje de sólidos en peso a la entrada de los hidrociclones ($a\%$) es del 60%, en el rebose o salida de finos ($r\%$) es del 30% y en la salida de gruesos o hundidos ($h\%$) será del 75%.

Se pide calcular la carga circulante (C.C.) en % de los sólidos.



Solución:

Los datos que tenemos son:

- Fracción de sólidos en la alimentación ($a\%$) = 60%
- Fracción de sólidos en el rebose ($r\%$) = 30%
- Fracción de sólidos en el hundido ($h\%$) = 75%

Observando el diagrama, se establece que, si entran 200 t/h de mineral, entonces por el rebose de los hidrociclones deberá cumplirse este balance, enviando también 200 t/h de mineral (sin considerar la parte de agua) a la siguiente etapa.

Por otro lado, sabemos que la fracción de sólidos en el rebose es del 30%, por lo tanto, la cantidad de pulpa (partículas de mineral + agua) deberá ser:

$$30\% \rightarrow 200 \text{ t/h partículas}$$

$$100\% \rightarrow R \text{ t/h de pulpa (partículas + agua)}$$

Donde, $R = 666.67 \text{ t/h}$ de pulpa saldrán como rebose por los hidrociclones.

Ahora vamos a definir las siguientes variables:

- Peso de la pulpa a la entrada de los hidrociclones = $A \text{ (t/h)}$
- Peso de la pulpa en el hundido de los hidrociclones = $H \text{ (t/h)}$

La ecuación del balance de pulpa en los puntos de entrada y salida a los hidrociclones se escribe como:

$$A \text{ (t/h)} = H \text{ (t/h)} + 666.67 \text{ t/h}$$

La ecuación del balance de partículas de mineral en los puntos de entrada y salida a los hidrociclones se escribe como:

$$a \cdot A \text{ (t/h)} = h \cdot H \text{ (t/h)} + r \cdot 666.67 \text{ t/h}$$

$$0.60 \cdot A \text{ (t/h)} = 0.75 \cdot H \text{ (t/h)} + 0.30 \cdot 666.67 \text{ t/h}$$

Resolviendo el sistema de dos ecuaciones con dos incógnitas anterior se obtiene que H valdrá 1333.47 t/h de pulpa y A valdrá 2000.14 t/h de pulpa.

En este caso, la carga circulante (C.C.) será:

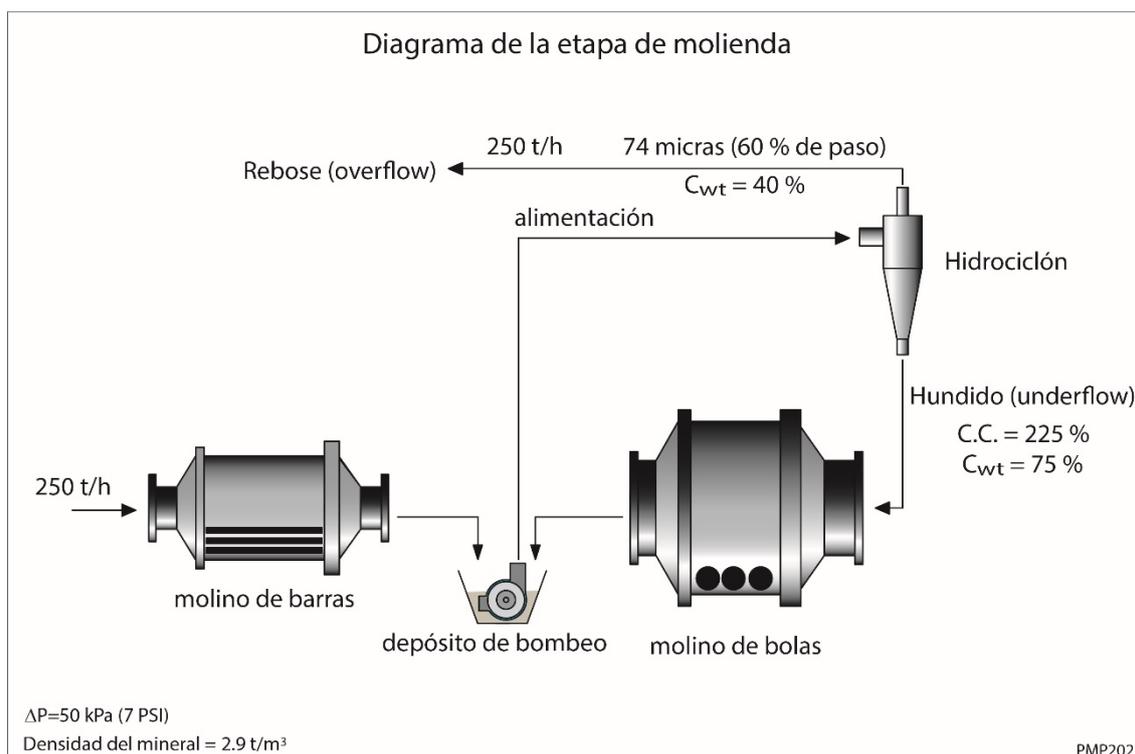
$$C.C. = \frac{h\% \cdot H \text{ t/h}}{\text{Alimentación del molino (partículas)}} 100 = \frac{1000.10 \text{ t/h}}{200 \text{ t/h}} 100 = 500\%$$

EJERCICIO SOBRE HIDROCICLONES

65.- Una planta de molienda procesa 250 t/h de mineral de una densidad de 2.9 ton/m³ (Ver diagrama de flujo).

Determinar¹ el **número de ciclones** y su **diámetro** para obtener un rebose que cumpla las siguientes condiciones:

- Un porcentaje en peso de sólidos del 40 % (C_{wt}).
- Teniendo un 60 % de paso por la abertura de 74 μm .
- La caída de presión es de 50 kPa.



C_{wt} =	Porcentaje (%) de los sólidos en peso.
C_v =	Porcentaje (%) de los sólidos en volumen.
ρ_{pulpa} =	Densidad de la pulpa.
1 l/s =	15.84 USGPM (galones por minuto US)
1 Galón (US) =	4 litros
1 PSI =	6.9 kPa.

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

¹ Es necesario el balance de material del ciclón.

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

Solución:

Para resolver este tipo de problemas hay que hacer uso del balance de materia que ocurre en el hidrociclón (o grupo de ciclones), como unidad de proceso:

REBOSE (Overflow)

Se considerará que el flujo en el rebose coincide con la cantidad de material que entra, es decir 250 t/h de mineral (sólidos).

Sólidos (C_{wt} = Porcentaje de sólidos en peso en el rebose) = 40%

$$250 \text{ tph} \rightarrow 40\%$$

$$x \text{ tph} \rightarrow 60\%$$

$$\text{Así, } x = 375 \text{ tph de agua}$$

Líquidos = 375 t/h de agua

Pulpa (sólidos + agua) = 250 t/h + 375 t/h = 625 t/h

HUNDIDO (Underflow)

Carga Circulante (C.C.) = 2.25 x (hundido/Alimentación), es decir el hundido es igual a 2.25 x 250 t/h = 562 t/h

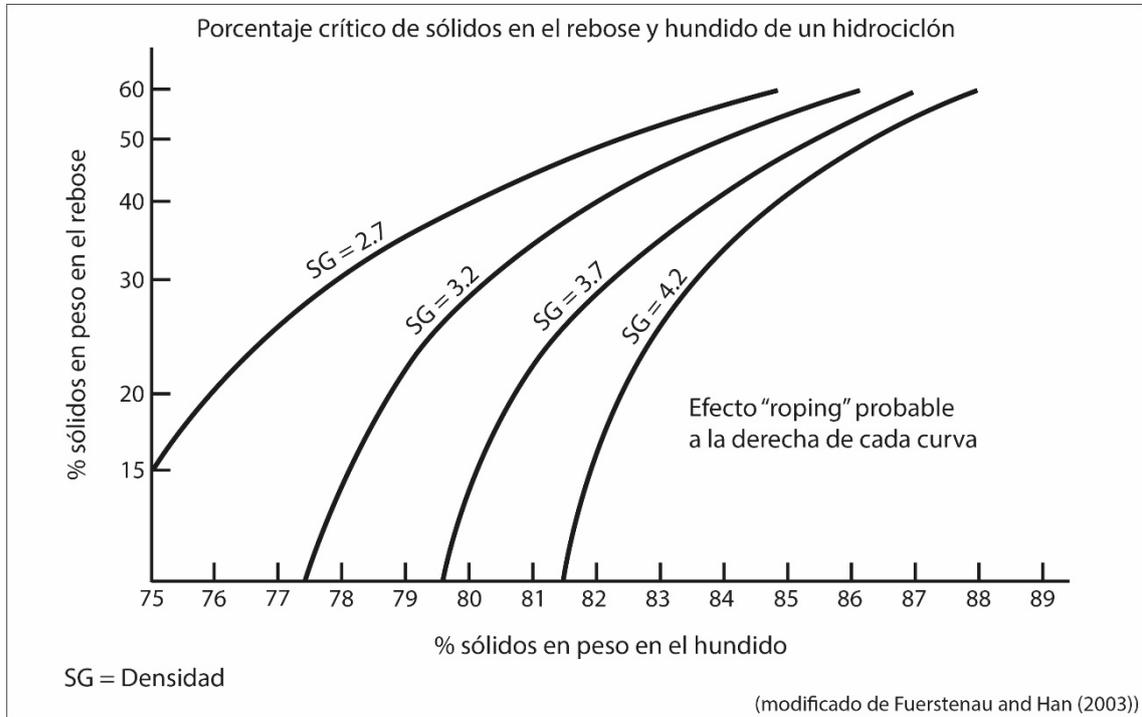
Nota para evitar condiciones de espesamiento a la salida del hundido (fenómeno de "roping"), el porcentaje de sólidos en el hundido no debe de exceder del 8.3% en peso, por lo que para estar del lado de la seguridad se tomará un 75% de sólidos en peso (Ver Fig. 4.32, pág. 164 (Maurice C. Fuerstenau and Kenneth N. Han)).

$$75\% \rightarrow 562.5 \text{ tph de sólidos}$$

$$25\% \rightarrow y$$

$$\text{Así, } y = 187.5 \text{ tph de agua}$$

Sólidos (C_{wf} = Porcentaje de sólidos en peso en el hundido) = 75% = 562.5 tph
Líquidos = 187.5 tph = 25% porcentaje de líquido en peso en el hundido
Pulpa = 750 tph.
 % de sólidos en peso en el hundido = 75%



ALIMENTACIÓN (Feed)

Sólidos = 250 tph + 562.5 tph = 812.5 tph = $812.5 \times (1/2.9) = 280.13 \text{ m}^3/\text{h}$
Líquidos (agua) = 187.5 tph + 375 tph = 562.5 tph = $562.5 \times (1) = 562.5 \text{ m}^3/\text{h}$
Pulpa = $280.17 \text{ m}^3/\text{h} + 562.5 \text{ m}^3/\text{h} = 842.67 \text{ m}^3/\text{h} = 3707.75 \text{ USGPM}$

$842.67 \text{ m}^3/\text{h}$ de pulpa $\rightarrow 100\%$

$380.17 \text{ m}^3/\text{h}$ de sólidos $\rightarrow x$

Así, $x = 33.25\%$ concentración de sólidos en volumen (C_v)

CÁLCULO DEL D_{50c} (APLICACIÓN):

El corte de aplicación es aquel que se produce bajo condiciones reales de trabajo. En nuestro caso el ciclón (o grupo de ciclones) debe cumplir con un reboso (overflow) cuyo contenido en sólidos presente un 60% de paso por la abertura de 74 micras (d_{60}).

Con estos datos y entrando en la tabla siguiente:

Table 1. Relationship of D_{50c} to Overflow Size Distribution

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

Obtenemos un factor $K = 2.08$, así:

$$D_{50c}(\text{aplicación}) = K \cdot d_{60}(\text{micras}) = 2.08 \times 74 \text{ micras} = 153.92 \text{ micras}$$

CÁLCULO DEL D_{50c}(BASE):

El D_{50c}(BASE) es el corte que un hidrociclón Krebs estándar daría trabajando bajo condiciones base y cumple que:

$$D_{50c}(\text{aplicación}) = D_{50c}(\text{Base}) \cdot C_1 \cdot C_2 \cdot C_3$$

Ahora habrá que calcular los coeficientes (C_1) anteriores:

Cálculo del coeficiente (C_1):

Tiene en cuenta el % de sólidos en volumen en la alimentación al hidrociclón (o grupo de hidrociclones), sería el parámetro (C_v) previamente calculado, así tendríamos:

$$C_1 = \left(\frac{53 - C_v}{53} \right)^{-1.43} = \left(\frac{53 - 33.25}{53} \right)^{-1.43} = 4.10$$

Cálculo del coeficiente (C_2):

Tiene en cuenta la caída de presión que se produce internamente a lo largo de la longitud del hidrociclón (ΔP):

$$C_2 = 3.27 \cdot \Delta P^{-0.28} = 3.27 \cdot (50 \text{ kPa})^{-0.28} = 1.09$$

$$50 \text{ kPa} = 7 \text{ PSI}$$

Cálculo del coeficiente (C_3):

Tiene en cuenta la variación de la densidad de las partículas sólidas a partir de las condiciones base (ρ_s):

$$C_3 = \left(\frac{1.65}{\rho_{\text{sólido}} - \rho_{\text{líquido}}} \right)^{0.5} = \left(\frac{1.65}{2.9 - 1} \right)^{0.5} = 0.93$$

Una vez calculados todos los coeficientes, nos vamos a la siguiente expresión y obtenemos el D_{50c} (BASE):

$$D_{50c}(\text{aplicación}) = D_{50c}(\text{Base}) \cdot C_1 \cdot C_2 \cdot C_3$$

$$153.92 \text{ micras} = D_{50c}(\text{Base}) \cdot 4.10 \cdot 1.09 \cdot 0.93;$$

$$D_{50c}(\text{Base}) = 37.03 \text{ micras}$$

Ahora se calcularía el diámetro del hidrociclón ($D_{\text{ciclón}}$), en cm, con la siguiente expresión:

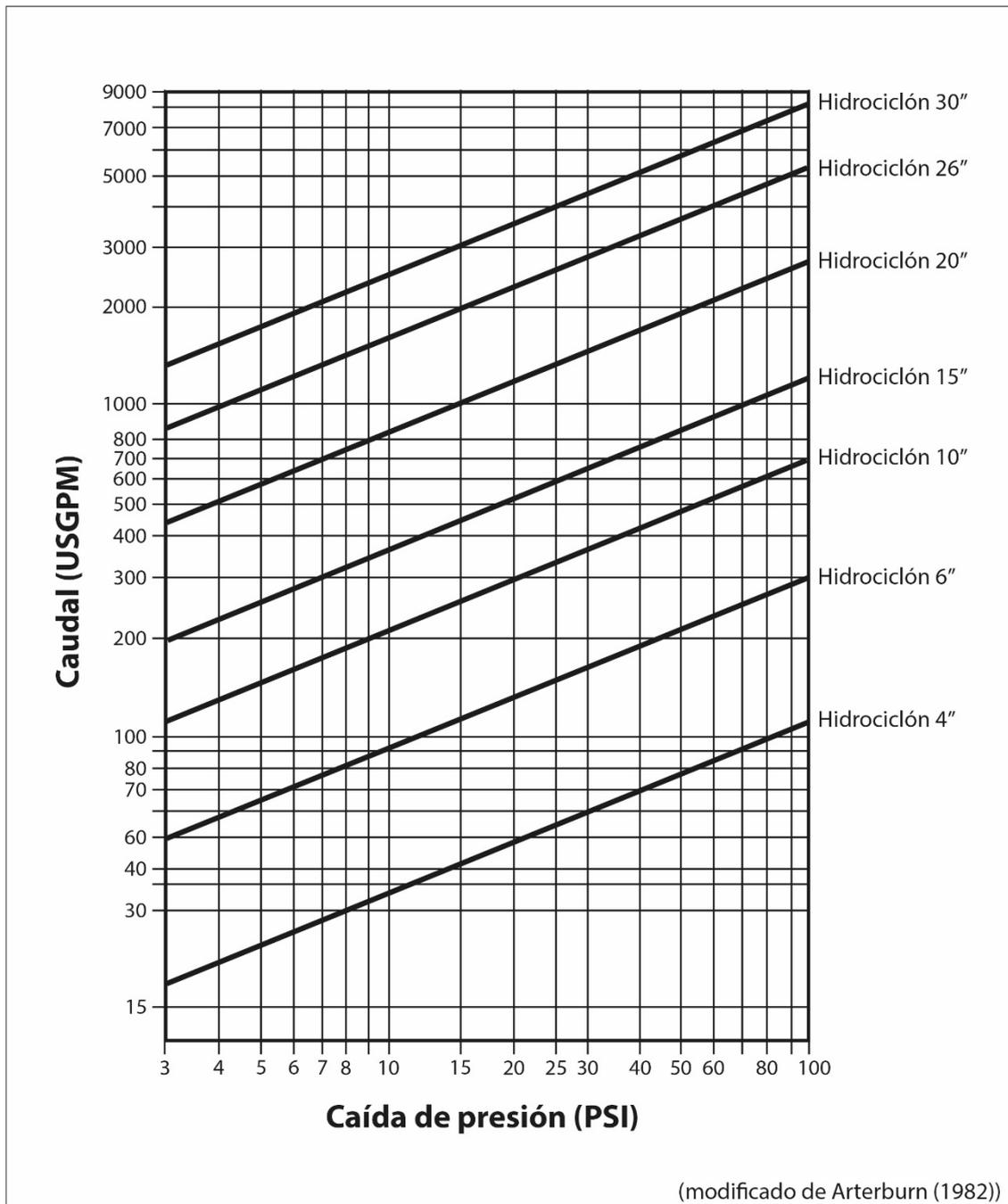
$$D_{50c}(\text{Base, micras}) = 2.84 \cdot D_{\text{ciclón}}^{0.66};$$

$$37.03 \text{ micras} = 2.84 \cdot D_{\text{ciclón}}^{0.66};$$

$$D_{\text{ciclón}} = 48.95 \text{ cm} = 19.27 \text{ pulgadas} = \text{aprox. } 20''$$

Según la siguiente gráfica, entrando con una caída de presión de 7 PSI y buscando la recta para un hidrociclón con un diámetro aproximado de 20 pulgadas, éste proporcionaría una capacidad de tratamiento de aproximadamente 700 gpm, como según nuestros cálculos anteriores se necesitarán procesar 3707.75 gpm, entonces habrá que colocar:

$$\frac{3707.75 \text{ gpm}}{700 \text{ gpm}} = 5.3 \text{ unidades} = 6 \text{ unidades}$$



EJERCICIO SOBRE HIDROCICLONES

66.- Un hidrociclón con un diámetro de 250 mm es seleccionado para mover un caudal de pulpa de 15 l/s a una presión de 140 kPa. La densidad de los sólidos es de 4.8 t/m³ y la concentración en volumen es del 30%. Si la caída de presión dentro del hidrociclón se estima en 50 kPa, determina el D_{50C} corregido (el de D_{50C} (aplicación)). Asumiendo un coeficiente de descarga (C_D) de 0.5 y una presión remanente de 20 kPa en el ápice, determina la capacidad del hundido para un ápice de diámetro de 80 mm si la densidad de la pulpa del hundido es de 2 t/m³.

1 l/s = 15.84 USGPM (galones por minuto US)

1 galón (US) = 4 litros

1 PSI = 6.9 kPa.

La expresión que da la capacidad de un ápice es:

$$Q = C_D \cdot A \cdot \sqrt{\frac{2 \cdot \Delta P}{\rho_{pulpa}}} \quad (\text{m}^3/\text{s})$$

$$A = \text{Sección ápice (m}^2\text{)}$$

Solución:

CÁLCULO DEL D_{50C} (BASE):

Conociendo el diámetro del hidrociclón seleccionado que es de 25 cm se utiliza la siguiente expresión para obtener el D_{50C} (BASE):

$$D_{50C} (\text{Base, micras}) = 2.84 \cdot D_{\text{CICLÓN}}^{0.66};$$

$$D_{50C} (\text{Base, micras}) = 2.84 \cdot 25_{\text{CICLÓN}}^{0.66};$$

$$D_{50C} (\text{Base}) = 23.77 \text{ micras}$$

Para obtener el D_{50C} (aplicación) vamos a aplicar la siguiente expresión:

$$D_{50C} (\text{aplicación}) = D_{50C} (\text{Base}) \cdot C_1 \cdot C_2 \cdot C_3$$

Por lo que habrá que calcular los coeficientes (C_i) anteriores:

Cálculo del coeficiente (C₁):

Tiene en cuenta el % de sólidos en volumen en la alimentación al hidrociclón (o grupo de hidrociclones), sería el parámetro (C_v) previamente calculado, así tendríamos:

$$C_1 = \left(\frac{53 - C_v}{53} \right)^{-1.43} = \left(\frac{53 - 30}{53} \right)^{-1.43} = 3.30$$

Cálculo del coeficiente (C_2):

Tiene en cuenta la caída de presión que se produce internamente a lo largo de la longitud del hidrociclón (ΔP):

$$C_2 = 3.27 \cdot \Delta P^{-0.28} = 3.27 \cdot (50 \text{ kPa})^{-0.28} = 1.09$$

$$50 \text{ kPa} = 7 \text{ PSI}$$

Cálculo del coeficiente (C_3):

Tiene en cuenta la variación de la densidad de las partículas sólidas a partir de las condiciones base (ρ_s):

$$C_3 = \left(\frac{1.65}{\rho_{\text{sólido}} - \rho_{\text{líquido}}} \right)^{0.5} = \left(\frac{1.65}{4.8 - 1} \right)^{0.5} = 0.66$$

Una vez calculados todos los coeficientes, nos vamos a la siguiente expresión y obtenemos el D_{50c} (Aplicación):

$$D_{50c} (\text{aplicación}) = D_{50c} (\text{Base}) \cdot C_1 \cdot C_2 \cdot C_3$$

$$D_{50c} (\text{aplicación}) = 23.77 \cdot 3.30 \cdot 1.09 \cdot 0.66;$$

$$D_{50c} (\text{Aplicación}) = 56.43 \text{ micras}$$

CÁLCULO DEL CAUDAL EN LA DESCARGA (HUNDIDO):

$$Q = C_D \cdot A \cdot \sqrt{\frac{2 \cdot \Delta P}{\rho_{\text{pulpa}}}} = 0.5 \times 0.00503 \times \sqrt{20} = 0.01124 \text{ m}^3/\text{s} = 178 \text{ USgpm}$$

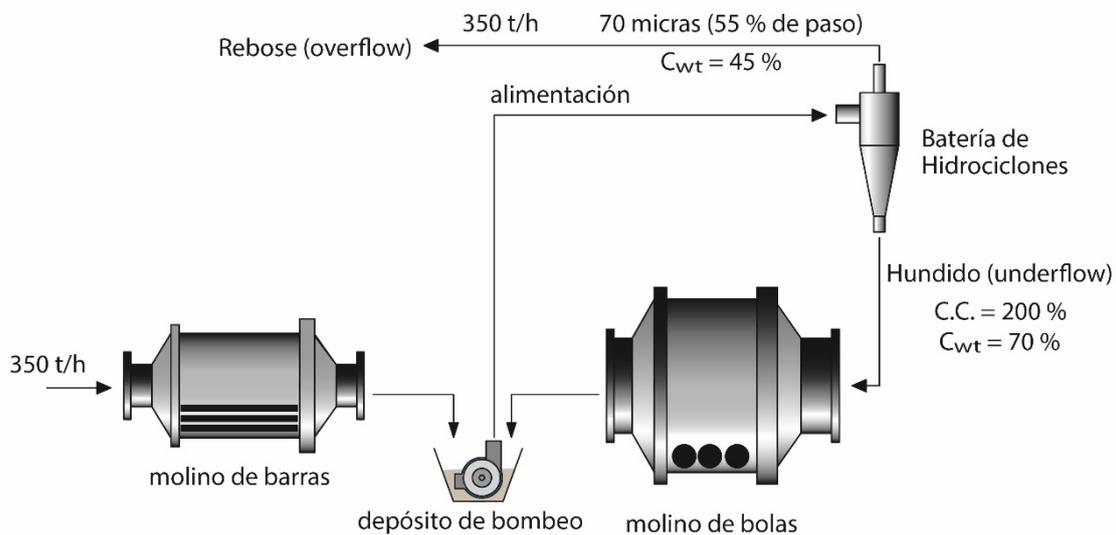
EJERCICIO SOBRE HIDROCICLONES

67.- Una planta de molienda procesa 350 t/h de mineral (sólidos) de una densidad de 3.0 ton/m³ (Ver diagrama de flujo).

Determinar² el **número de ciclones** y su **diámetro** para obtener un rebose que cumpla las siguientes condiciones:

- Un porcentaje en peso de sólidos del 45 % (C_{wt}).
- Teniendo un 55 % de paso por la abertura de 70 μm .
- La caída de presión es de 50 kPa.

Diagrama de la etapa de molienda



$\Delta P = 50 \text{ kPa (7 PSI)}$

Densidad del mineral = 3.0 t/m³

PMP2021

C_{wt} = Porcentaje (%) de los sólidos en peso.

C_v = Porcentaje (%) de los sólidos en volumen.

ρ_{pulpa} = Densidad de la pulpa.

1 l/s = 15.84 USGPM (galones por minuto US)

1 galón (US) = 4 litros

1 PSI = 6.9 kPa.

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

² Es necesario el balance de material del ciclón.

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

Solución:

Para resolver este tipo de problemas hay que hacer uso del balance de materia que ocurre en el hidrociclón (o grupo de ciclones), como unidad de proceso:

REBOSE (Overflow)

Se considerará que el flujo en el rebose coincide con la cantidad de material que entra, es decir 250 t/h de mineral (sólidos).

Sólidos (C_{wt} = Porcentaje de sólidos en peso en el rebose) = 45%

$$350 \text{ tph} \rightarrow 45\%$$

$$x \text{ tph} \rightarrow 55\%$$

$$\text{Así, } x = 427.78 \text{ tph de agua}$$

Líquidos = 427.78 t/h de agua

Pulpa (sólidos + agua) = 350 t/h + 427.78 t/h = 777.78 t/h

HUNDIDO (Underflow)

Carga Circulante (C.C.) = 2.00 x (hundido/Alimentación), es decir el hundido es igual a 2.00 x 350 t/h = 700 t/h

Nota para evitar condiciones de espesamiento a la salida del hundido (fenómeno de "roping"), el porcentaje de sólidos en el hundido no debe de exceder del 8.3% en peso, por lo que para estar del lado de la seguridad se tomará un 70% de sólidos en peso (Ver Fig. 4.32, pág. 164 (Maurice C. Fuerstenau and Kenneth N. Han)).

$$70\% \rightarrow 700 \text{ tph de sólidos}$$

$$30\% \rightarrow y$$

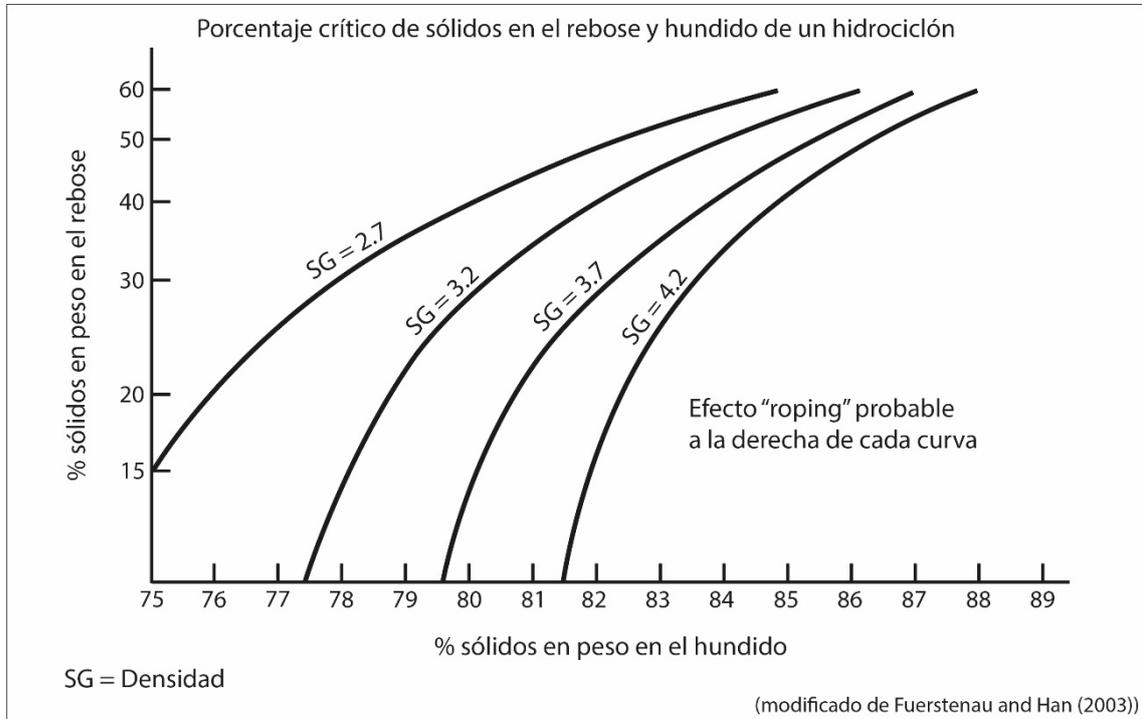
$$\text{Así, } y = 300 \text{ tph de agua}$$

Sólidos (C_{wt} = Porcentaje de sólidos en peso en el hundido) = 70% = 700 tph

Líquidos = 300 tph = 30% porcentaje de líquido en peso en el hundido

Pulpa = 1000 tph.

% de sólidos en peso en el hundido = 70%



ALIMENTACIÓN (Feed)

Sólidos = 350 tph + 700 tph = 1050 tph = $850 \times (\sqrt[3]{3.0}) = 350 \text{ m}^3/\text{h}$

Líquidos (agua) = 427.78 tph + 300 tph = 727.78 tph = $727.78 \times (\sqrt[3]{1}) = 727.78 \text{ m}^3/\text{h}$

Pulpa = 350 m³/h + 727.78 m³/h = 1077.78 m³/h = 4742.23 USGPM

1077.78 m³/h de pulpa → 100%

350 m³/h de sólidos → x

Así, x = 32.5% concentración de sólidos en volumen (C_v)

CÁLCULO DEL D_{50c} (APLICACIÓN):

El corte de aplicación es aquel que se produce bajo condiciones reales de trabajo. En nuestro caso el ciclón (o grupo de ciclones) debe cumplir con un rebose (overflow) cuyo contenido en sólidos presente un 55% de paso por la abertura de 70 micras (d_{60}).

Con estos datos y entrando en la tabla siguiente:

Table 1. Relationship of D_{50c} to Overflow Size Distribution

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

Obtenemos un factor $K = 2.43$ (obtenido por interpolación entre 60% y 50%), así:

$$D_{50c}(\text{aplicación}) = K \cdot d_{60}(\text{micras}) = 2.43 \times 70 \text{ micras} = 170.1 \text{ micras}$$

CÁLCULO DEL D_{50c}(BASE):

El D_{50c}(BASE) es el corte que un hidrociclón Krebs estándar daría trabajando bajo condiciones base y cumple que:

$$D_{50c}(\text{aplicación}) = D_{50c}(\text{Base}) \cdot C_1 \cdot C_2 \cdot C_3$$

Ahora habrá que calcular los coeficientes (C_i) anteriores:

Cálculo del coeficiente (C₁):

Tiene en cuenta el % de sólidos en volumen en la alimentación al hidrociclón (o grupo de hidrociclones), sería el parámetro (C_v) previamente calculado, así tendríamos:

$$C_1 = \left(\frac{53 - C_v}{53} \right)^{-1.43} = \left(\frac{53 - 32.5}{53} \right)^{-1.43} = 3.9$$

Cálculo del coeficiente (C_2):

Tiene en cuenta la caída de presión que se produce internamente a lo largo de la longitud del hidrociclón (ΔP):

$$C_2 = 3.27 \cdot \Delta P^{-0.28} = 3.27 \cdot (50 \text{ kPa})^{-0.28} = 1.09$$

$$50 \text{ kPa} = 7 \text{ PSI}$$

Cálculo del coeficiente (C_3):

Tiene en cuenta la variación de la densidad de las partículas sólidas a partir de las condiciones base (ρ_s):

$$C_3 = \left(\frac{1.65}{\rho_{\text{sólido}} - \rho_{\text{líquido}}} \right)^{0.5} = \left(\frac{1.65}{3.0 - 1} \right)^{0.5} = 0.91$$

Una vez calculados todos los coeficientes, nos vamos a la siguiente expresión y obtenemos el D_{50c} (BASE):

$$D_{50c}(\text{aplicación}) = D_{50c}(\text{Base}) \cdot C_1 \cdot C_2 \cdot C_3$$

$$170.1 \text{ micras} = D_{50c}(\text{Base}) \cdot 3.9 \cdot 1.09 \cdot 0.91;$$

$$D_{50c}(\text{Base}) = 44 \text{ micras}$$

Ahora se calcularía el diámetro del hidrociclón ($D_{\text{ciclón}}$), en cm, con la siguiente expresión:

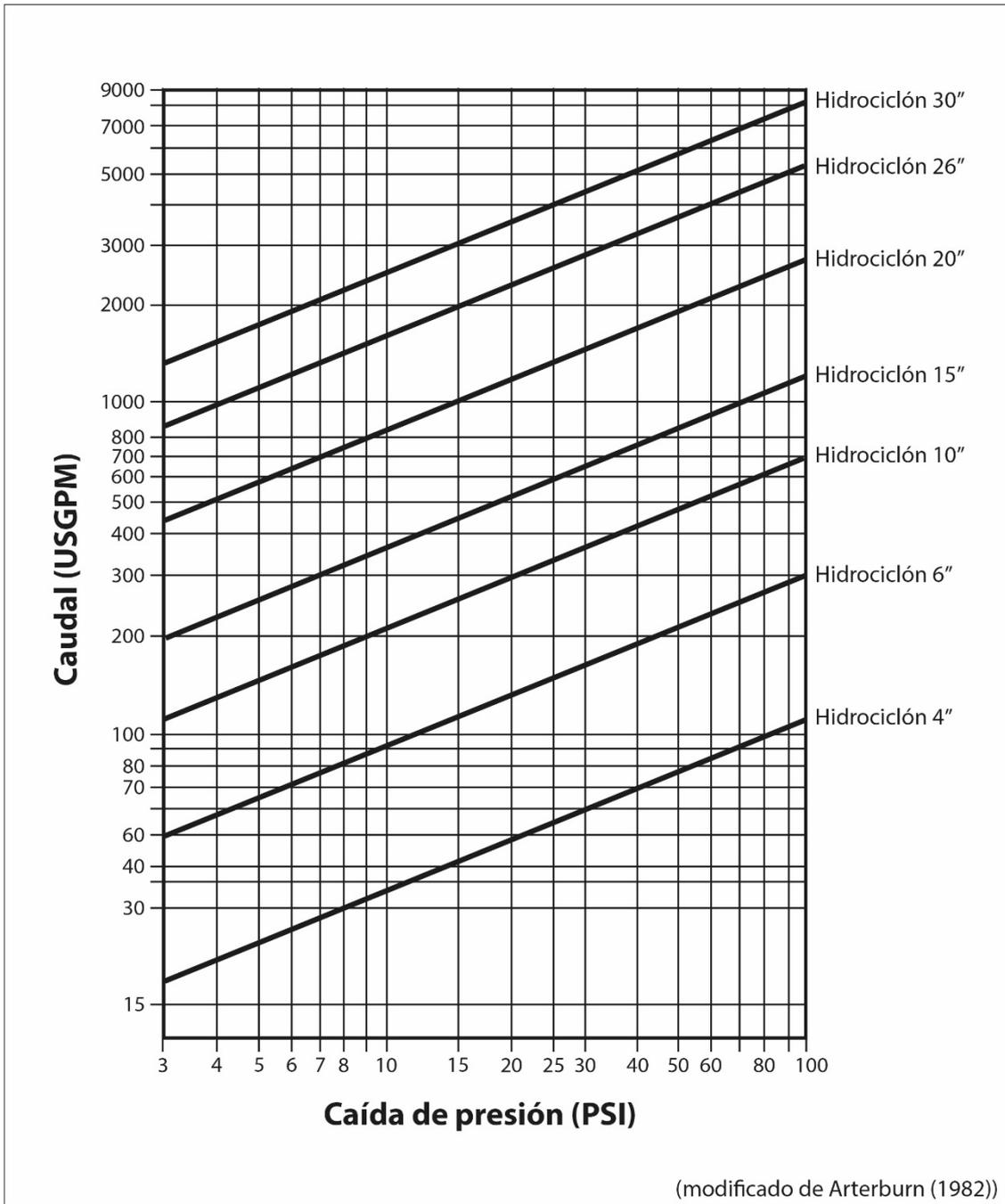
$$D_{50c}(\text{Base, micras}) = 2.84 \cdot D_{\text{ciclón}}^{0.66};$$

$$44 \text{ micras} = 2.84 \cdot D_{\text{ciclón}}^{0.66};$$

$$D_{\text{ciclón}} = 63.6 \text{ cm} = 25.04 \text{ pulgadas} = \text{aprox. } 25''$$

Según la siguiente gráfica, entrando con una caída de presión de 7 PSI y buscando la recta para un hidrociclón con un diámetro aproximado de 25 pulgadas, éste proporcionaría una capacidad de tratamiento de aproximadamente 1300 gpm, como según nuestros cálculos anteriores se necesitarán procesar 4074.4 gpm, entonces habrá que colocar:

$$\frac{4742.23 \text{ gpm}}{1300 \text{ gpm}} = 3.65 \text{ unidades} = 4 \text{ unidades}$$



EJERCICIO SOBRE SEPARACIÓN GRAVIMÉTRICA

68.- Calcula la velocidad terminal de asentamiento dentro de un baño acuoso de una partícula de sílice con una densidad de 2.65 g/cm^3 y que tiene un tamaño de 0.1 cm . Emplea la ecuación de asentamiento propuesta por Newton para la región con un régimen de transición entre laminar y turbulento, a través del método de tanteo.

Solución:

Este método de tanteo consiste en las siguientes etapas:

Primera estimación: Cálculo de la velocidad de sedimentación empleando la ecuación de Stokes

Para ello se emplea la ecuación de Stokes para la velocidad terminal de sedimentación o asentamiento.

$$v_T = \frac{g \cdot (\rho_s - \rho_f) \cdot d^2}{18 \cdot \mu} = \frac{981 \cdot (2.65 - 1.0) \cdot (0.1)^2}{18 \cdot 0.01} = 89.9 \text{ cm/s}$$

A continuación, se calcula el número de Reynolds.

$$Re_p = \frac{v_T \cdot d \cdot \rho_f}{\mu} = \frac{(89.9) \cdot (0.1) \cdot (1.0)}{0.01} = 899 \text{ (Que es mucho mayor que 1.0)}$$

Por lo tanto, la aplicación de la Ley de Stokes no es válida para este tipo de partículas tan grandes y con un ratio de sedimentación tan alto. Por otro lado, el número de Reynolds está próximo al valor de 1000 que marca el inicio del régimen de Newton por lo que podría ser válido aplicar la ley de Newton. En este sentido se aplicará dicha ley.

Segunda estimación: Cálculo de la velocidad de sedimentación empleando la ecuación de Newton

Para ello se emplea la ecuación de Newton para la velocidad terminal de sedimentación o asentamiento.

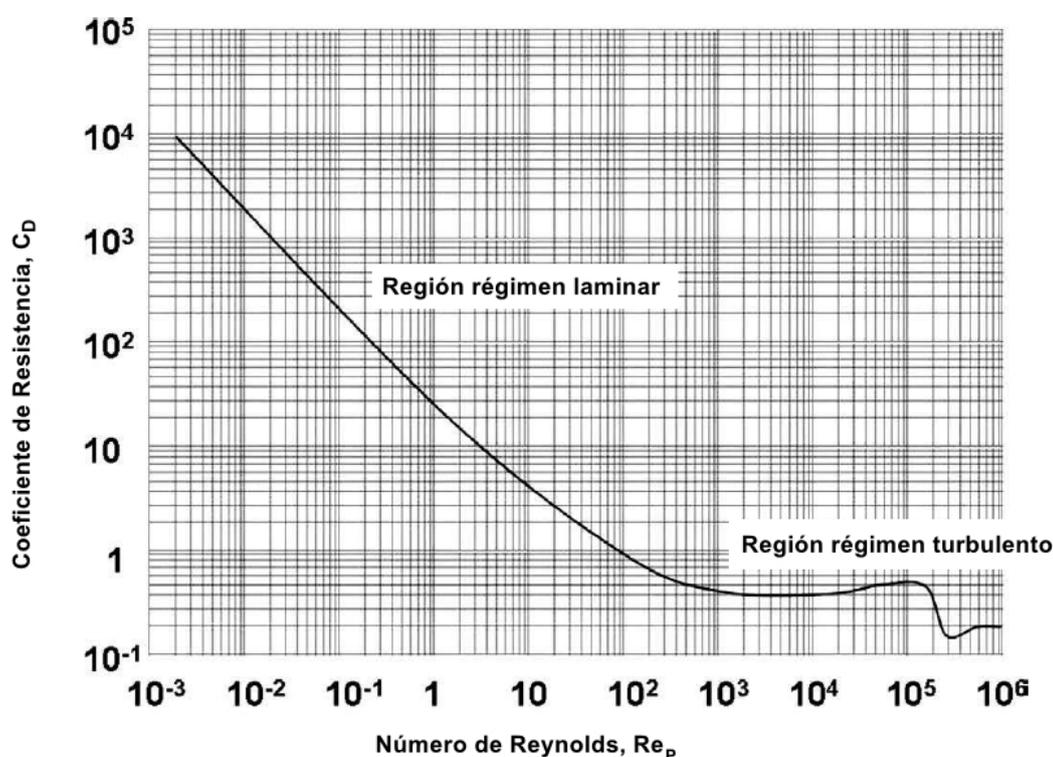
$$v_T = \sqrt{\frac{3 \cdot g \cdot (\rho_s - \rho_f) \cdot d}{\rho_f}} = \sqrt{\frac{3 \cdot (981) \cdot (2.65 - 1.0) \cdot (0.1)}{1.0}} = 22.0 \text{ cm/s}$$

Se recalcula el número de Reynolds para estas nuevas condiciones.

$$Re_p = \frac{v_T \cdot d \cdot \rho_F}{\mu} = \frac{(22.0) \cdot (0.1) \cdot (1.0)}{0.01} = 220 \text{ (Que es mucho menor que 1000)}$$

Por lo tanto, la aplicación de la ecuación de Newton puede seguir usándose para esta zona de régimen de transición.

Según la siguiente figura, para un número de Reynolds de 220, el valor del coeficiente de resistencia C_D vale aproximadamente 0.7.



Aplicando la siguiente ecuación de Newton para la velocidad terminal de sedimentación en la que interviene el coeficiente de resistencia C_D se tendría que:

$$v_T = \sqrt{\frac{4 \cdot g \cdot (\rho_s - \rho_f) \cdot d}{3 \cdot C_D \cdot \rho_f}} = \sqrt{\frac{4 \cdot (981) \cdot (2.65 - 1.0) \cdot (0.1)}{3 \cdot (0.7) \cdot (1.0)}} = 17.56 \text{ cm/s}$$

Se recalcula nuevamente el número de Reynolds teniendo en cuenta los valores anteriores.

$$Re_p = \frac{v_T \cdot d \cdot \rho_F}{\mu} = \frac{(17.56) \cdot (0.1) \cdot (1.0)}{0.01} = 175$$

Con este nuevo valor del número de Reynolds se vuelve a entrar a la gráfica anterior para obtener el valor correspondiente del coeficiente de resistencia C_D siendo éste de 0.8. A continuación se vuelve a calcular la velocidad terminal de asentamiento.

$$v_T = \sqrt{\frac{4 \cdot g \cdot (\rho_s - \rho_f) \cdot d}{3 \cdot C_D \cdot \rho_f}} = \sqrt{\frac{4 \cdot (981) \cdot (2.65 - 1.0) \cdot (0.1)}{3 \cdot (0.8) \cdot (1.0)}} = 16.4 \text{ cm/s}$$

Se recalcula nuevamente el número de Reynolds teniendo en cuenta los valores anteriores.

$$Re_p = \frac{v_T \cdot d \cdot \rho_f}{\mu} = \frac{(16.4) \cdot (0.1) \cdot (1.0)}{0.01} = 164$$

Con este nuevo valor del número de Reynolds se vuelve a entrar a la gráfica anterior para obtener el valor correspondiente del coeficiente de resistencia C_D estando éste próximo a 0.8.

Se establece, por ello, que la velocidad terminal de sedimentación de la partícula será de 16.4 cm/s.

EJERCICIO SOBRE SEPARACIÓN GRAVIMÉTRICA

69.- Calcula la velocidad terminal de asentamiento dentro de un baño acuoso de una partícula de sílice con una densidad de 2.65 g/cm^3 y que tiene un tamaño de 0.1 cm . Emplea la ecuación obtenida con la combinación de las expresiones para C_D y Re_p .

Solución:

Este método consiste en aplicar la siguiente ecuación:

$$\log C_D = -2 \cdot \log(Re_p) + \log\left(\frac{4 \cdot g \cdot d^3 \cdot \rho_F \cdot (\rho_S - \rho_F)}{3 \cdot \mu^2}\right)$$

Donde haciendo que el número de Reynolds que valga 1 nos queda que C_D es igual a:

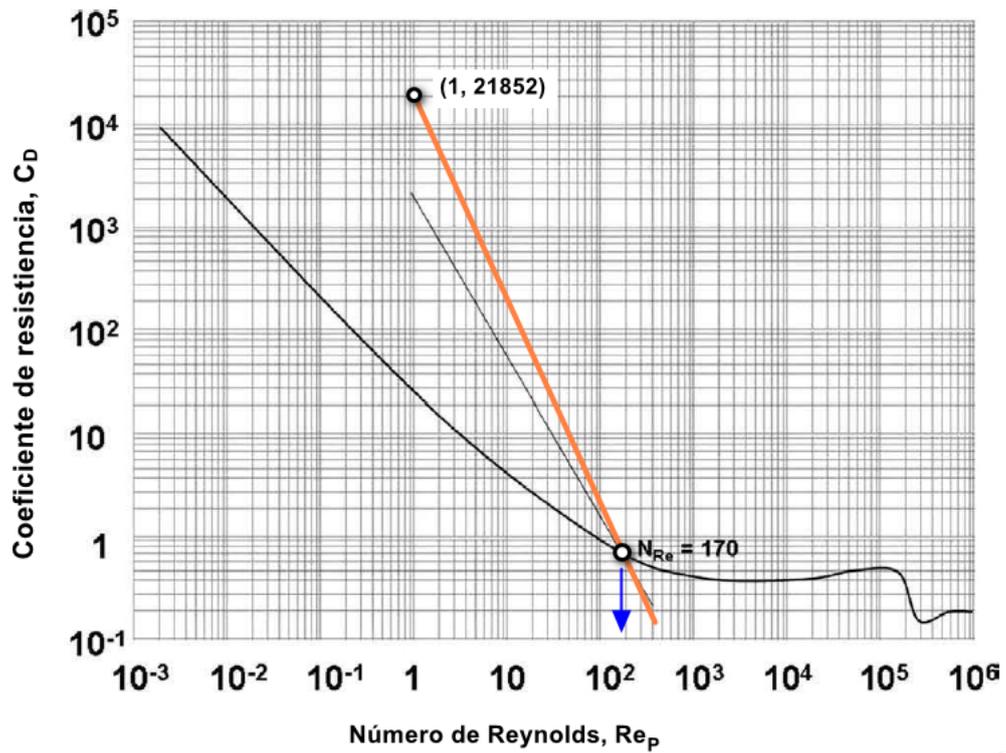
$$C_D = \frac{4 \cdot g \cdot d^3 \cdot \rho_F \cdot (\rho_S - \rho_F)}{3 \cdot \mu^2}$$

Sustituyendo valores en la expresión anterior se tiene que el coeficiente de resistencia C_D valdrá:

$$C_D = \frac{4 \cdot (981) \cdot (0.1)^3 \cdot (1.0) \cdot (2.65 - 1.0)}{3 \cdot (0.01)^2} = 21852$$

Empleando la siguiente figura, se busca el punto al que le corresponde un número de Reynolds igual a 1.0 y un coeficiente de resistencia, C_D , igual a 21852, a partir de dicho punto (1.0, 21852) se traza una línea recta de pendiente -2 hasta que corte a la curva C_D vs. Re_p .

El punto de corte nos dará el valor del número de Reynolds que emplearemos para calcular la velocidad terminal de sedimentación. En este caso vale aproximadamente 170.



Por lo tanto

$$v_T = \frac{Re_p \cdot \mu}{d \cdot \rho_F} = \frac{(170) \cdot (0.01)}{(0.1) \cdot (1.0)} = 17 \text{ cm/s}$$

Se establece, por ello, que la velocidad terminal de sedimentación de la partícula será de 17 cm/s.

EJERCICIO SOBRE FLOTACIÓN

70.- En una planta de flotación se tiene que la pulpa presenta un 45% de sólidos en peso. Las partículas sólidas son tratadas en un tanque de acondicionamiento previo durante 6 minutos, antes de ser enviadas a las celdas de flotación. Este tanque de acondicionamiento tiene una capacidad de tratamiento de partículas sólidas de 600 t/h, y donde las partículas presentan una densidad específica de 2.8. Se pide conocer el volumen necesario del tanque de acondicionamiento.

Solución:

El caudal de sólidos expresado en volumen (m^3/h) se calcula sabiendo que la densidad es de $2.8 \text{ t}/m^3$ y que el tanque deberá cumplir una capacidad de tratamiento de partículas mineral de 600 t/h, por ello se tiene que:

$$\text{- Caudal de sólidos en volumen} = 600 \text{ t/h} / 2.8 \text{ t}/m^3 = 214.29 \text{ m}^3/h$$

Ahora calcularemos el cociente de dilución que viene expresado de la siguiente forma:

$$\text{Cociente dilución} = \frac{1 - C_{wt}}{C_{wt}} = \frac{1 - 0.45}{0.45} = 1.22$$

Con el valor del cociente de dilución podemos calcular el caudal de agua:

$$\text{- Caudal de partículas minerales (capacidad) x cociente de dilución} = 600 \text{ t/h} \times 1.22 = 733.33 \text{ t/h de agua.}$$

Ahora nos interesa calcular el caudal de agua en volumen:

$$\text{- Caudal de agua en volumen} = 733.33 \text{ t/h} / 1 \text{ t}/m^3 = 733.33 \text{ m}^3/h$$

Por lo que el caudal de pulpa (agua + partículas minerales sólidas en suspensión) en volumen será:

$$\text{- Caudal de pulpa en volumen} = 733.33 \text{ m}^3/h + 214.29 \text{ m}^3/h = 947.62 \text{ m}^3/h$$

Según el enunciado, el tiempo de retención dentro del tanque de acondicionamiento deberá de ser de 6 minutos. Por lo que el volumen del tanque de acondicionamiento se calcula como sigue:

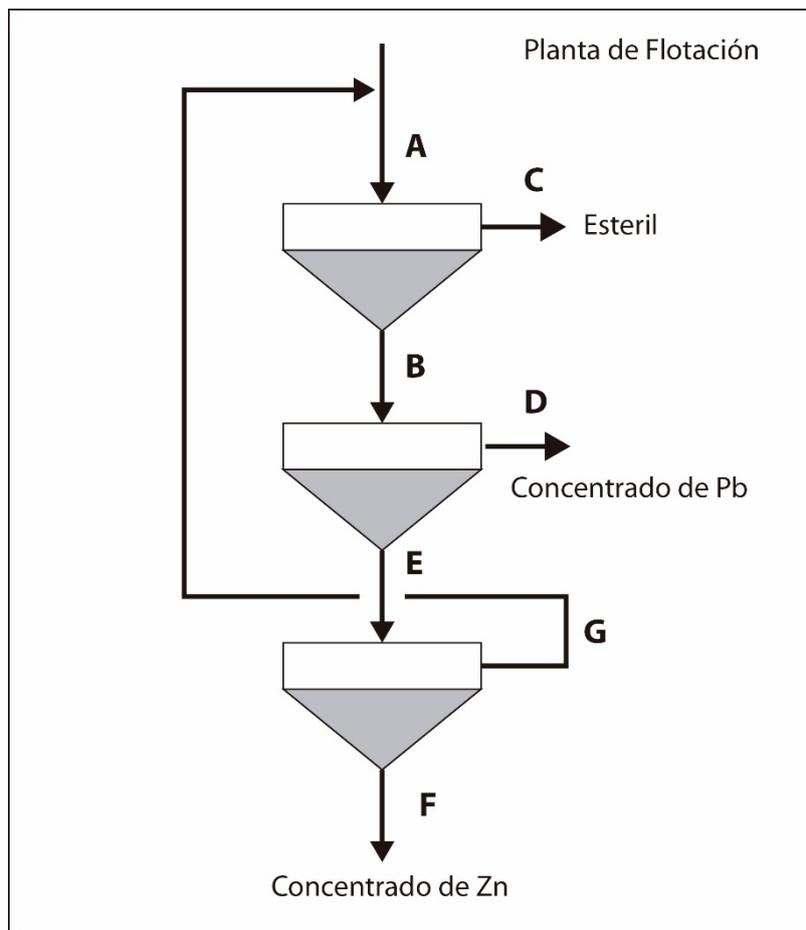
$$\begin{aligned} \text{Volumen del tanque} &= \text{Caudal de pulpa} \times \text{Tiempo de retención (en horas)} = 947.62 \\ \text{m}^3/\text{h} \times 6/60 \text{ horas} &= 94.76 \text{ m}^3 \end{aligned}$$

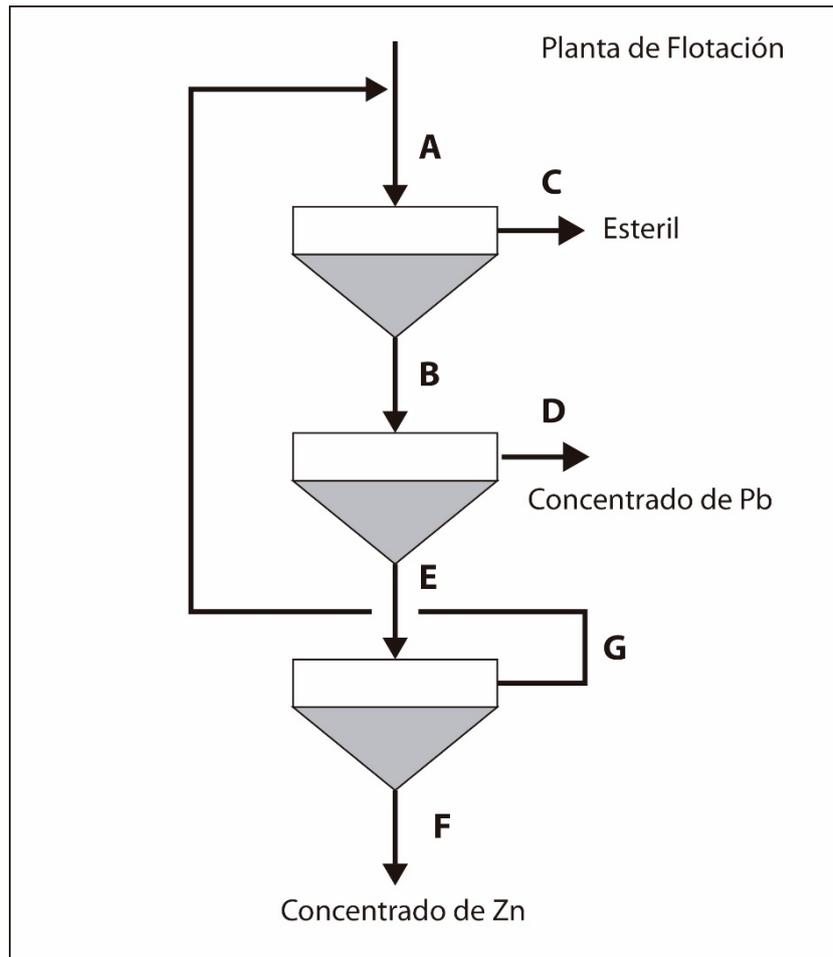
EJERCICIO SOBRE FLOTACIÓN

71.- En el esquema se representa una planta de flotación con capacidad para 8000 t/d de un mineral que contiene como especies interesantes blenda y galena. Con los datos que se facilitan en la tabla, se pide:

- Calcular los tonelajes diarios en los puntos **B**, **D** y **G**.
- Calcular las cantidades de metales útiles que el concentrador venderá a las fundiciones.

Punto	Pb%	Zn%
A	1.15	2.05
B	15.85	21.22
C	0.21	0.72
D	65.60	4.52
E	0.74	26.13
F	0.91	52.34
G	0.62	9.33





Solución:

Para resolver este problema emplearemos las ecuaciones de balance de materia utilizando los valores que nos proporciona la tabla, así tenemos que se debe cumplir las siguientes igualdades de toneladas diarios de mineral en los puntos **A**, **B** y **C**:

$$A) \quad A = B + C ; \text{ por lo que } B = 8\,000 - C$$

$$B) \quad A \times 2.05 = B \times 21.22 + C \times 0.72 \rightarrow 16\,400 = 21.22 \times B + 0.72 \times C$$

Ahora se introduce la primera igualdad en la segunda, para quedar:

$$16\,400 = 21.22 \times (8\,000 - C) + 0.72 \times C;$$

$$153\,360 = (-21.22 + 0.72) \times C;$$

$$C = 7\,480.97 \text{ t/a de estériles que retiran del proceso.}$$

Ahora volvemos a la primera igualdad donde ya podemos calcular el valor de **B**

$$B = 8\ 000 - C = 8\ 000 - 7\ 480.97 = 519.03 \text{ t/d}$$

A continuación, se crea otra igualdad con la entrada y las salidas a todo el sistema en su conjunto, es decir:

$$C) A = C + D + F + G$$

$$8\ 000 \text{ t/d} = 7\ 480.97 \text{ t/d} + D + F + G$$

$$D + F + G = 519.03 \text{ t/d}$$

$$D = 519.03 - F - G$$

Otras igualdades que podemos plantear son las siguientes:

$$D) B = D + F + G$$

$$519.03 \times 15.85 = D \times 65.60 + F \times 0.91 + G \times 0.62 = 8\ 226.63;$$

$$519.03 \times 21.22 = D \times 4.52 + F \times 52.34 + G \times 9.33 = 11\ 013.82;$$

Ahora sustituimos la igualdad obtenida en C) en las igualdades de D)

$$8\ 226.63 = 65.60 \times (519.03 - F - G) + 0.91 \times F + 0.62 \times G;$$

$$11\ 013.82 = 4.52 \times (519.03 - F - G) + 52.34 \times F + 9.33 \times G;$$

$$-25\ 821.74 = -64.69 \times F - 64.98 \times G;$$

$$8\ 667.80 = 47.82 \times F + 4.81 \times G;$$

Donde ahora nos queda un sistema de dos ecuaciones con dos incógnitas; operando como a continuación se presenta llegamos a obtener el valor de G:

$$E) F = (8\ 667.80 - 4.81 \times G) / 47.82;$$

Ahora sustituimos en la igualdad siguiente:

$$-25\ 821.74 = -64.69 \times ((8\ 667.80 - 4.81 \times G) / 47.82) - 64.98 \times G;$$

$$-14\ 096.1 = 6.51 \times G - 64.98 \times G;$$

$$G = 241.08 \text{ t/d de mineral que se vuelve a recircular.}$$

Volviendo con el valor de G a la igualdad E) tendremos calculado el valor de F:

$$F = 157.01 \text{ t/d de concentrado de zinc.}$$

Con los valores ya calculados de F y G los introducimos en la igualdad C) para calcular el valor de D:

$$D = 120.94 \text{ t/d de concentrado de plomo.}$$

Por lo que finalmente las cantidades de metales útiles que el concentrado venderá a las fundiciones serán:

$$\text{Plomo} = 120.94 \text{ t/d} \times 0.6560 = 79.34 \text{ t de metal de Pb al día.}$$

$$\text{Zinc} = 157.01 \text{ t/d} \times 0.5234 = 82.18 \text{ t de metal de Zn al día.}$$

LIBROS Y ENLACES SUGERIDOS:

Arterburn, R.A. 1982. The Sizing and Selection of Hydrocyclones. In Design and Installation of Comminution Circuits. Edited by A. Mular and G. Jergensen. New York. AIME.

Blanc, E.C. 1975. Tecnología de los aparatos de fragmentación y clasificación dimensional. Editorial Rocas y Minerales, 3 volúmenes, 220 pp.

Blazy, P. 1977. El beneficio de los minerales. Editorial Rocas y Minerales, 525 pp.

Durán López, A., Fueyo Casado, L. 2007. Selección práctica y aplicaciones de los equipos de trituración. Fueyo Editores, 357 pp.

EduMine – Professional Development and Training for Mining. www.edumine.com

Fuerstenau, M.C., Han K.N. 2003. Principles of mineral processing. Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, Inc, 573 pp.

Fueyo, L. 1999. Equipos de trituración, molienda y clasificación. Tecnología, diseño y aplicación. Editorial Rocas y Minerales, 360 pp.

García de la Cal, A. 2014. Manual de cribado y clasificación, minería y áridos. Fueyo Editores, 494 pp.

Gupta A., Yan, D.S. 2006. Mineral processing design and operations. An introduction. Elsevier, 693 pp.

Martínez-Pagán, P.; Perales Agüera, A. 2021. Plantas de Tratamiento de Recursos Minerales. Open Course Ware: <https://ocw.bib.upct.es/course/view.php?id=184>

Martínez-Pagán, P.; Perales Agüera, A. 2020. Tecnología Mineralúrgica. Open Course Ware: <https://ocw.bib.upct.es/course/view.php?id=178>

Martínez-Pagán, P. 2011. Tecnología Mineralúrgica. Open Course Ware: <http://ocw.bib.upct.es/course/view.php?id=88>

Martínez-Pagán, P. 2015. Ejercicios Resueltos de Tecnología Mineralúrgica. Universidad Politécnica de Cartagena. 165 pp. 978-84-16325-05-4.

Mular, A.L., Halbe, D.N., Barratt, D.J. (eds.). 2002. Mineral processing plant: Design, practice, and control. Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, Inc, 2 Volumes, 2422 pp.

Nelly, E.G., Spottiswood, D.J. 1990. Introducción al procesamiento de minerales. Limusa, Mexico, 530 pp.

Subba Rao, D.V. 2011. Mineral beneficiation. A concise basic course. CRC Press, 177 pp.

Tiktin, J. 1998. Procedimientos generales de construcción. E.T.S.I.C.C.P. Madrid. 353 pp.

Weiss, N.L. 1985. SME Mineral processing handbook. Society for Mining, Metallurgy, and Exploration.

Wills, B.A., Napier-Munn, T.J. 2006. Will's Mineral Processing Technology. 7th edition, Elsevier, 444 pp.