

M-67

CTCT



República de Cuba
Ministerio de Educación Superior
INSTITUTO SUPERIOR MINERO METALURGICO
Moa Holguin

Facultad de Metalurgia Electromecánica



PROYECTO DE DIPLOMA

Cálculo del Esquema del Beneficio Magnético



Tutor: Ing. Guillermo Carthy

DIPLOMANTES:

Francisco Legua Mora
Martín Mesa Alejo

1982

CONSTANCIA DE REVISIÓN.

GRADUANDOS:

FRANCISCO LEYVA MORA:

Francisco Leyva Mora

MARTÍN MESA ALEJO:

Martin Mesa Alejo

TUTOR:

ING: GUILLERMO CARTHY :

Guillermo Carthy

20 DE JUNIO DE 1982.
"AÑO XXIV DE LA REVOLUCIÓN"

INTRODUCCION

CAPITULO I: CALCULO PRELIMINAR DEL ESQUEMA
DE LA SECCION DE TRITURACION.

CAPITULO II: CALCULO FINAL DEL ESQUEMA DE LA
SECCION DE TRITURACION.

CAPITULO III: CALCULO DEL ESQUEMA DE LA SEC-
CION DE MOLIENDA.

CAPITULO IV: CALCULO DEL ESQUEMA DE LA SEC--
CION DE BENEFICIO

CAPITULO V: CALCULO DEL GASTO DE AGUA EN LAS ✓
DIFERENTES OPERACIONES.

CAPITULO VI: ELECCION Y CALCULO TECNOLÓGICO
DE LOS RESTANTES EQUIPOS.

CAPITULO VII: BREVE DESCRICCIÓN DE LA UTILIZ
ZACION DEL EQUIPAMIENTO.

CAPITULO VIII: CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

Dedicatoria.

A la Revolución Cubana que con su triunfo ha hecho posible que jóvenes de esta generación se eduquen en una sociedad donde existe la igualdad plena del hombre.

A todos aquellos que siguiendo el ejemplo del inolvidable GUERRILLERO HEROICO, han ofrendado sus vidas en cualquier lugar del mundo, luchando por causas justas.

A nuestros padres que nos han servido de ejemplo y guía en todos los momentos.

Agradecimientos.

Agradecemos la valiosa colaboración prestada por nuestro guía ING: Guillermo Carthy, que ha sido determinante para la realización de este trabajo.

El objetivo de este trabajo es docente educativo ya que servirá de guía y material de consulta a los alumnos de 4to año de la especialidad de beneficio para la realización del proyecto de la asignatura "PROYECTOS DE PLANTAS DE BENEFICIO".

A nuestra consideración estos tipos de proyectos de plantas de beneficio por separación magnética tienen una gran significación y entendemos que deben de ser incluidos en las tareas de proyecto para el dominio de los alumnos debido a que las perspectivas de utilización de este tipo de beneficio en Cuba son grandes, estando ello unido al desarrollo de la siderurgia. Tan pronto comiencen a explotarse nuestras reservas de minerales de hierro con vista a la producción de concentrados, los procesos magnéticos deben ser utilizados para el beneficio de las colas de las plantas de níquel, principalmente las colas de Nicaro y también para los minerales de los diferentes yacimientos de hierro; para todos estos casos se pueden utilizar todas las variantes de procesos magnéticos posibles.

La proyección de las plantas de beneficio tiene un gran significado, ya que estas constituyen el eslabon intermedio entre la mina y la planta metalurgica, esto es debido a que las reservas de minerales con alto contenido han ido disminuyendo de una forma rápida.

El proyecto de la planta no es más que el complejo de documentación técnica necesaria para la construcción, montaje y explotación de la futura planta. La realización de dicho proyecto requiere de una serie de exigencias como son, utilización racional de la materia prima, alta productividad del trabajo llegando a la intensificación de los procesos tecnológicos, utilización de equipos y construcciones tipos, búsqueda de la de decisión de los equipos que considere la utilización de la menor área posible y una gran observación en las reglas de seguridad.

El método magnético de beneficio se fundamenta en la separación de los componentes minerales de acuerdo a la susceptibilidad magnética. Al introducir las partículas dentro del campo magnético del separador, las que cuyas fuerzas magnéticas supere las fuerzas mecánicas son desviadas de su trayectoria y son atraídas por los polos magnéticos. Las partículas de baja susceptibilidad magnéticas no son desviadas de su trayectoria, esto quiere decir que la trayectoria de las partículas magnéticas extraídas estará determinada por la correlación de las fuerzas mecánicas y magnéticas existentes

$$\Sigma F_{mag} > \Sigma F_{mec}.$$

✓ La separación magnética se utiliza para minerales de metales raros, óxidos de hierro, minerales de

titanio, manganeso y cromo. Indirectamente se emplea para la eliminación de las impurezas de hierro de aquellos minerales metálicos o no metálicos y en concentrados. Los procesos magnéticos constituyen el tercer proceso de beneficio y es superado solamente por los procesos de flotación y gravitacionales. Más del 80% de los minerales de hierro que se benefician es por este método. X

Con el beneficio de la magnetita por este método se obtiene de un 90-98 % de recuperado. Los concentrados que se obtienen cumplen siempre con las exigencias requeridas y el costo para obtener una tonelada será de 3 a 4 pesos.

DATOS PARA LA REALIZACION DEL PROYECTO.

- a) El mineral a beneficiar es magnetita.
- b) La producción anual de la planta será de 1,5 millones de toneladas.
- c) Coeficiente de dureza; 10--20 (duro)
- d) Tamaño máximo alimentado; 1000 mm.
- e) Densidad; 3000 kg/m³.
- f) Humedad; 3 %.
- g) Turnos de trabajo de 6 h.
- h) 7 días de trabajo a la semana de la planta.
- i) Molienda continua.
- j) Peso volumétrico; 1,95 kg/m³.

k) Característica del tamaño del producto inicial.

0,75	0,5	0,25	0,125	-0,125
Lo	34	58	72	28

CAPITULO I: CALCULO PRELIMINAR DEL ESQUEMA DE LA SECCION
DE TRITURACION/

El esquema de trituración se calcula en dos etapas, en la primera se calcula preliminarmente el peso de los flujos de los productos, que se determinan aproximadamente estableciéndose condiciones según las cuales se eligen las trituradoras de una forma aproximada. En la segunda el cálculo final de los pesos de los productos se calculan en base a las características granulométricas detalladas según lo determinado en el cálculo preliminar de los parámetros de las trituradoras.

Inicialmente calculamos la capacidad de la planta para a partir de aquí determinar la capacidad diaria y horaria de la sección de trituración.

$$Q_c = \frac{Q}{n \cdot \eta}$$

Donde:

- Q_c: Capacidad de la planta (sección de beneficio).
- Q; Producción anual de la planta: 15 millones de toneladas.
- n; Número de días al año planificados para el año.
- η; Coeficiente de utilización del equipamiento.
- n.η; 330 (Aparece en tablas de folletos de la

asignatura.

$$Q_c = 4545,454 \text{ T/h.}$$

$$Q_{dst} = \frac{Q_c \cdot m_f}{m_s}$$

Q_{dst} = Capacidad diaria de la sección de trituración.

m_f = Número de días de trabajo de la planta
(7 días).

m_s = Número de días de trabajo de la sección de trituración.

$$Q_{dst} = 5303,029 \text{ T/d.}$$

$$Q_o = \frac{K \cdot Q_{dst}}{t}$$

Q_o = Capacidad horaria de la sección de trituración.

K = Coeficiente que toma en consideración la variación de algunas propiedades físicas del mineral que influye en la capacidad de los equipos. ($K = 1$)

t = Tiempo de trabajo diario de la sección:

En nuestro caso $t=12$ debido a que la sección trabaja 3 turnos de 6 horas y se supone que aproximadamente por mantenimiento y otros motivos se pierde una hora de trabajo en cada turno.

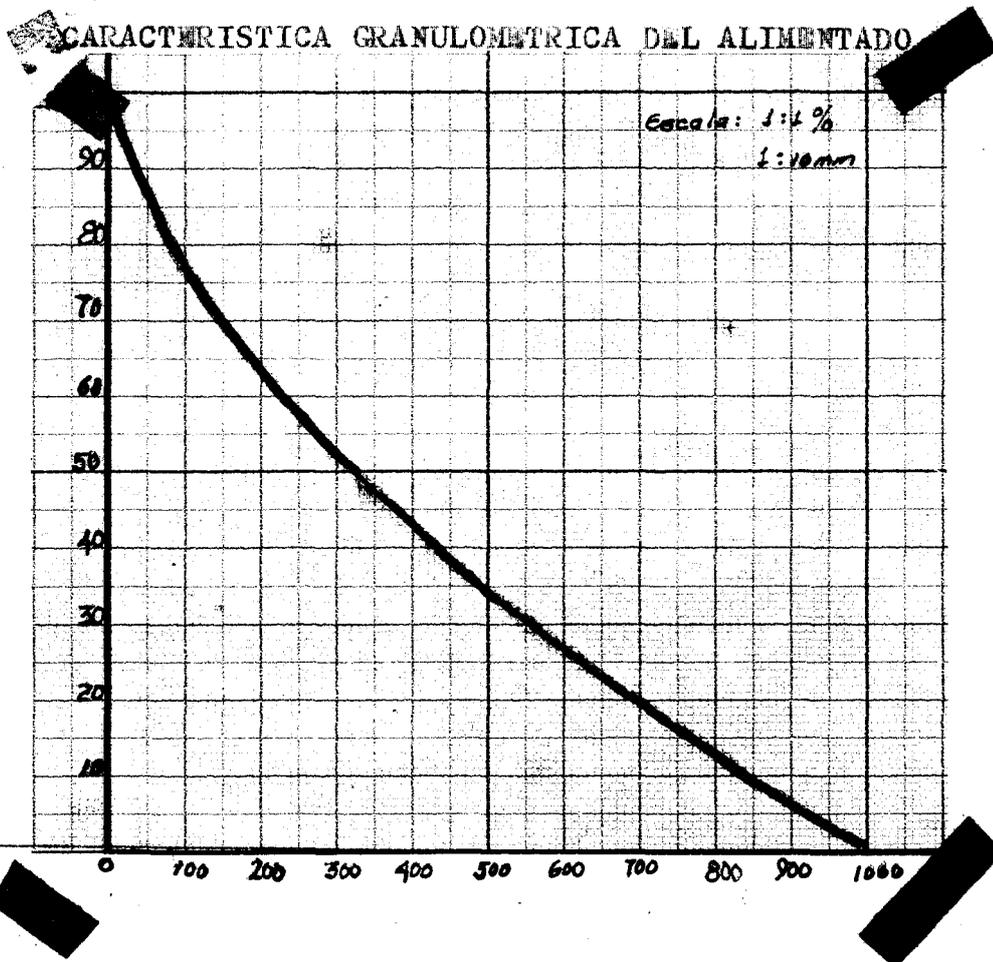
$$Q_o = 441,918 \text{ T/h.}$$

A continuación realizamos la siguiente tabla según los datos de tamaño del producto inicial para con la utilización de ella realizar la curva de la característica granulométrica según el retenido.

TABLA # I

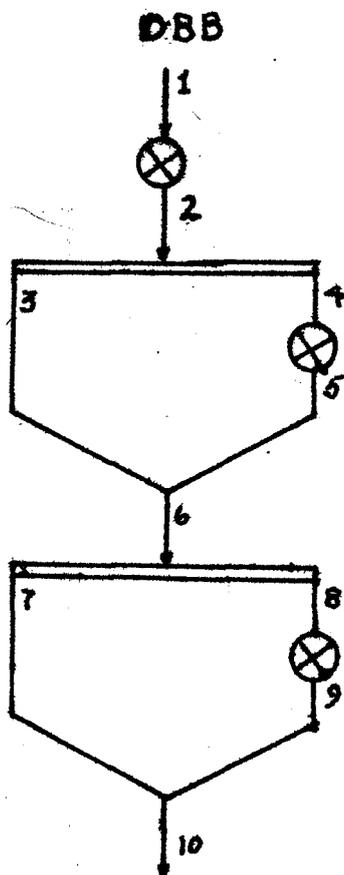
Dimensión de la clase	% en peso de la clase	% en peso acumulativo según el ret.
→ 1000 + 750	16	16
- 750 + 500	18	34
- 500 + 250	24	58
- 250 + 125	14	72
- 125 + 0	28	100

GRAFICO # I

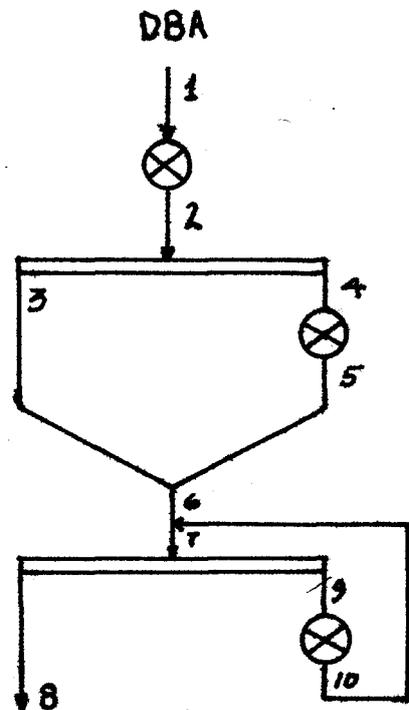


Para la elección del esquema de trituración nos apoyamos en las recomendaciones del instituto **EMEJANOR** que para nuestro caso, teniendo presente la capacidad diaria, el diámetro máximo alimentado, la dureza del mineral y el diámetro máximo obtenido en la trituración propone 2 variantes posibles de esquemas de trituración y dichas variantes son los esquemas DBB y DBA. Son 2 esquemas con 3 etapas de trituración cada uno sin cribado preliminar. El esquema DBA presenta circuito cerrado en la 3ra etapa de trituración; los esquemas son los siguientes:

ESQUEMA # 1

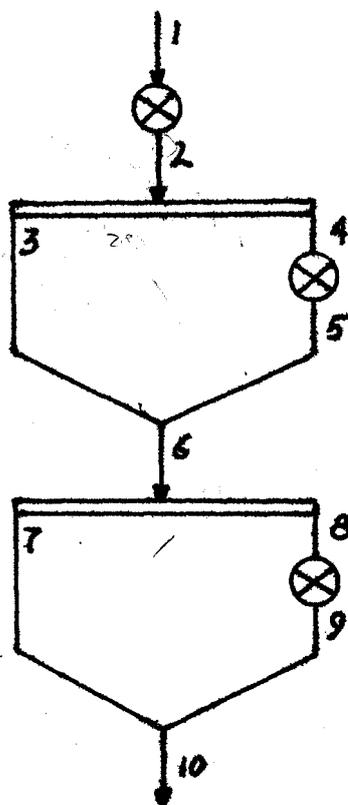


ESQUEMA # 2



Para elegir aproximadamente las trituradoras en el cálculo preliminar necesitamos conocer los grados de trituración en cada etapa, los tamaños máximos de los productos después de las diferentes etapas de trituración, aberturas de descarga y carga de las trituradoras, aberturas de las cribas, eficiencia de las operaciones de cribado y peso de los diferentes productos. Todo lo determinamos por fórmulas conocidas.

CALCULO PRELIMINAR DEL ESQUEMA DBB.



El grado de trituración general vendrá dado por la relación que existe entre el tamaño máximo del

producto alimentado y el tamaño que sale para la sección de molienda.

$$S_g = \frac{d_1}{d_{10}}$$

$$d_1 = D_{\max} = 1000 \text{ mm.}$$

$d_{10} = 15 \text{ mm}$, esto se debe a que el diámetro máximo de trituración en este esquema oscila entre 10 - 30 mm, fijando nosotros 15 mm.

$$S_g = 66,666$$

$Sep = 4,05$ Grado promedio de trituración para una etapa.

Generalmente los grados de trituración de las 2 primeras etapas se fijan basándose en el grado promedio de trituración y el tercer grado se calcula.

$$S_1 = S_2 = 3,5$$

$$S_3 = \frac{S}{S_1 \cdot S_2} = 5,44$$

Los tamaños máximos de los productos después de las diferentes etapas de trituración están dados por la relación existente entre el tamaño máximo que se alimenta a esa etapa y el grado de trituración de dicha etapa.

$$d_2 = 285,71 \text{ mm; } d_6 = 81,63 \text{ mm; } d_{10} = 15 \text{ mm.}$$

Las dimensiones de las aberturas de descarga de las trituradoras (i), están dadas por la relación existente entre el tamaño máximo que sale de la trituración y el coeficiente Z.

Z: Es la relación existente entre la dimensión

de los agujeros del tamiz, a través del cual pasa el 95% del material y la dimensión de la abertura de descarga de la trituradora. Esta relación se toma teniendo en cuenta el carácter dado de la mena para el tipo de trituradora.

Para trituración gruesa; $Z1 = 1,7$ (QUIJADA)

Para trituración media; $Z2 = 2,5$ (CONO)

Para trituración fina; $Z3 = 2,8$ (CONO)

Los valores de Z se encuentran en tablas de los folletos de la asignatura.

$i1 = 168,06$ mm; $i2 = 32,65$ mm; $i3 = 5,35$ mm.

Las aberturas de descarga de las trituradoras son fijadas aproximadamente entre 10-20% mayor que el tamaño máximo alimentado en las trituradoras.

$B1 = 1100$ mm; $B2 = 314,28$ mm; $B3 = 89,79$ mm.

Las dimensiones de las aberturas de las cribas se fijan entre los límites de la dimensión del pedazo máximo obtenido en esta etapa de trituración y la dimensión de la abertura de descarga de la trituradora.

$a1 = 70$ mm; $a2 = 10$ mm.

La eficiencia de las operaciones de cribado se fijan en correspondencia con el tipo de criba; nosotros utilizamos cribas vibratorias o semivibratorias y para estas la eficiencia oscila entre 0,8-0,85.

Nosotros establecimos 0,8 para el primer cribado y 0,85 para el 2do cribado.

El peso de los diferentes productos son los siguientes.

$$Q1 = 441,918 \text{ T/h.}$$

$$Q2 = 441,918 \text{ T/h.}$$

$$Q4 = \frac{Q1 \delta^4}{100} = 375,630 \text{ T/h.}$$

$\delta^4 = \%$ en peso aproximado del producto alimentado a la trituración media en dependencia de la dureza de la mena y el esquema de trituración. Esto se establece según datos prácticos. $\delta^4 = 85 \%$. Estos valores aparecen tabulados en la metodología del proyecto de curso de la especialidad.

$$Q3 = Q2 - Q4 = 66,288 \text{ T/h.}$$

$$Q5 = Q4 = 375,630 \text{ T/h.}$$

$$Q6 = Q1 = 441,918 \text{ T/h.}$$

$$Q8 = \frac{Q1 \delta^8}{100} = 353,534 \text{ T/h.}$$

$\delta^8 = \%$ en peso aproximado del producto alimentado a la trituración fina en dependencia de la dureza de la mena y el esquema de trituración = 80 %.

$$Q7 = Q6 = Q8 = 88,384 \text{ T/h.}$$

$$Q9 = Q8 = 353,534 \text{ T/h.}$$

$$Q10 = Q1 = 441,918 \text{ T/h.}$$

Con los valores de los parámetros de las trituradoras obtenidos en el cálculo preliminar podemos confeccionar la siguiente tabla.

TABLA # 2

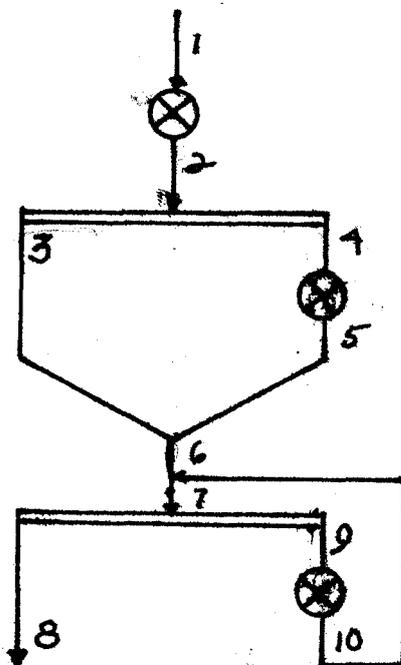
Trituradoras	Dimensión de la apertura de car- ga. (mm)	Dimensión de la aberturas de de- scarga (mm)	Capacidad. T/h
1ra Etapa.	B1 = 1100	I1 = 108,06	Q1 = 441,918
2da Etapa.	B2 = 314,28	i2 = 32,65	Q4 = 375,63
3ra Etapa.	B3 = 89,79	i3 = 5,35	Q8 = 353,534.

Utilizando la tabla # 2 escogemos las trituradoras para cada etapa y confeccionamos una tabla con sus características técnico-estandarizadas.

TABLA # 3

Dimensión tipo	Can- tidad	Capacidad		coef. de carga	Peso (T)		Potencia KW		Costo miles de R.	
		uno	todos		uno	todos	uno	todos	uno	todos
WAT 12x15	1	611,52	611,52	0,72	144,6	144,6	160	160	94,3	94,3
WAT 15x21	1	819	819	0,53	250,7	250,7	250	250	150,98	150,98
KCD-200	1	422,5	422,5	0,88	75	75	250	250	66,5	66,5
KCD-2200B	1	416	416	0,80	79,6	79,6	250	250	55,05	55,05
KMD- 2200-400	2	202,8	405,6	0,87	82,1	164,2	250	500	55,05	110,1
KMD-2200-600	2	249,24	498,48	0,83	87,8	175,6	315	630	55,05	110,1

CALCULO PRELIMINAR DE LA VARIANTE O ESQUEMA DBA



En este caso tomamos a $d_8 = 10$ mm ya que en este esquema la trituración es más fina debido a que tenemos un circuito cerrado en la última etapa de trituración, a causa de esto el grado de trituración general será $S_g = 100$. Los grados de trituración de las 2 primeras etapas serán: $S_1 = S_2 = 4$ y el de la 3ra etapa es $S_3 = 0.25$.

Los tamaños máximos después de las diferentes etapas de trituración vendrán dados por:

$$d_2 = 250 \text{ mm}; d_6 = 62,5 \text{ mm}; d_8 = 10 \text{ mm}.$$

Las dimensiones de las aberturas de descargas serán las siguientes.

$$i_1 = 147,058 \text{ mm}; i_2 = 25 \text{ mm}; i_3 = 8 \text{ mm}.$$

Como dimensiones de las aberturas de carga tenemos:

$$B1 = 1100 \text{ mm}; B2 = 275 \text{ mm}; B3 = 68.75 \text{ mm}.$$

Las dimensiones de las aberturas de las cribas las fijamos como:

$$a1 = 40 \text{ mm}; a2 = 10 \text{ mm}.$$

La eficiencia de las 2 operaciones de cribado se fijaron de la siguiente forma.

$$E1 = 0,8; E2 = 0,85$$

Los pesos de los productos vendrán dados como:

$$Q1 = 441,918 \text{ T/h}.$$

$$Q2 = 441,918 \text{ T/h}.$$

$$Q4 = \frac{Q1 \gamma^4}{100} = 375,631 \text{ T/h}.$$

$$\gamma^4 = 85\%$$

$$Q3 = 66,228 \text{ T/h}.$$

$$Q5 = 375,631 \text{ T/h}.$$

$$Q6 = 441,918.$$

$$Q9 = \frac{Q1 \gamma^9}{100} = 662,877 \text{ T/h}.$$

$$\gamma^9 = 150\%$$

$$Q10 = 662,877 \text{ T/h}.$$

$$Q7 = 1104,795 \text{ T/h}.$$

$$Q8 = 441,918 \text{ T/h}.$$

TABLA # 4

Trituradoras	Dimensión de la apertura de car ga. (mm)	Dimensión de la apertura de descarga (mm)	Capacidad. T/h.
1ra etapa.	B1= 1100	i1= 147,058	Q1= 441,918
2da etapa.	B2= 275	i2= 25	Q2= 375,631
3ra etapa.	B3=68,75	i3= 8	Q3= 602,877

TABLA # 5

Dimensión tipo	con- tidad	Capacidad		coef de carga	Peso (T)		Potencia. (kw)		Costo (m. de Rublos)	
		uno	todos		uno	todos	uno	todos	uno	todos
УАП 12x15	1	537,992	537,992	0,82	144,6	144,6	160	160	94,3	94,3
УАП 15x21	1	716,7	716,7	0,61	250,2	250,2	250	250	150,98	150,98
KCD-200	2	240,5	481	0,78	75	150	250	500	66,15	133
KCD-1200B	3	147	443,7	0,84	23,81	71,43	75	225	26,3	78,9
KMD-2200-600	3	257,205	771,615	0,85	87,8	263,4	315	945	56,05	165,15
KMD 2200-400	3	271,12	813,36	0,81	82,1	246,3	260	780	155,05	165,15

CAPITULO: II: CALCULO FINAL DE LA TRITURACION/

En base a los valores obtenidos en el cálculo preliminar se determinan practicamente todos los parámetros vistos anteriormente y mediante las operaciones y fórmulas ya conocidas.

Las aberturas de descarga de las trituradoras las fijamos como:

$$i1 = 108 \text{ mm}; \quad i2 = 35 \text{ mm}; \quad i3 = 7 \text{ mm}.$$

Estas fueron variadas ligeramente de las obtenidas en el cálculo preliminar con el objetivo de obtener ~~los~~ mejores coeficientes de cargas en las trituradoras.

Los tamanos de los pedazos máximos después de las diferentes etapas de trituración serán los siguientes.

$$d2 = 285,5 \text{ mm}; \quad d6 = 87,5 \text{ mm}; \quad d10 = 19,6 \text{ mm}.$$

Los grados de trituración por etapas vienen dados.

$$S1 = 3,5; \quad S2 = 3,2; \quad S3 = 4,4.$$

Las dimensiones de las aberturas de las cribas las fijamos de la siguiente manera.

$$a1 = 85 \text{ mm}; \quad a2 = 19 \text{ mm}.$$

Estas dimensiones se fijaron mayores que en el preliminar con el objetivo de que disminuyera la capacidad de alimentación en las trituradoras, es decir para ~~que~~ aumentar los pesos de los productos 3 y 7 ya ~~que~~ que estos influye en la elección de las trituradoras

Las eficiencias de los cribados las fijamos:

$$E1 = 0,80; \quad E2 = 0,85$$

Los pesos de los productos vienen dados como:

$$Q1 = 441,918 \text{ T/h.}$$

$$Q2 = 441,918 \text{ T/h.}$$

$$Q3 = Q1 \cdot \bar{B}_2^{al} \cdot E1 = 98,989 \text{ T/h.}$$

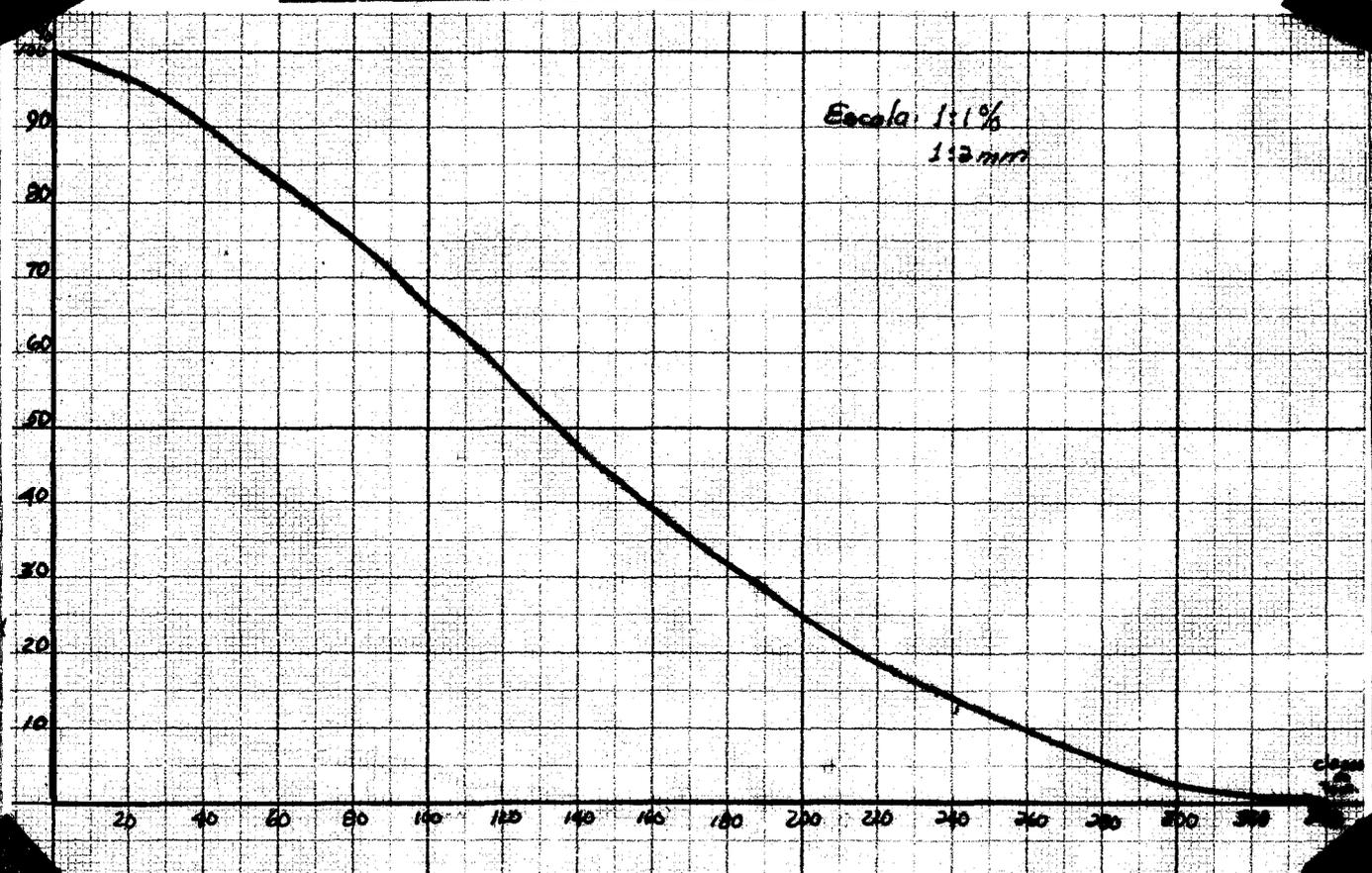
\bar{B}_2^{al} = Contenido de la clase menor que el tamaño de abertura de la 1ra criba y se halla por la característica granulométrica de la mena alimentada a la criba = 28%.

$$Q4 = 342,929 \text{ T/h}; \quad Q5 = 342,929 \text{ T/h.}$$

$$Q6 = 441,918 \text{ T/h.}$$

GRAFICA # 2

COMPOSICION GRANULOMETRICA DEL PRODUCTO 2



Para calcular el peso del producto 7 es necesario primeramente conocer la composición granulométrica del producto 6. Esta composición granulométrica se calcula según el retenido del producto 2 y 5 utilizando la siguiente fórmula.

$$\frac{-d}{B_6} = \frac{-d}{B_2} \cdot EI + (1 - \frac{-d}{B_2} \cdot EI) \frac{-d}{B_5}$$

$$EI = 80\%$$

B = 92%	B = 0,02%	B = 0,09%
B = 79%	B = 0,04%	B = 0,24%
B = 51%	B = 0,01%	B = 0,54%
B = 28%	B = 0,17%	B = 0,77%
B = 8%	B = 0,25%	B = 0,93%
B = 4%	B = 0,28%	B = 0,95%
B = 1%	B = 0,30%	B = 0,97%

Con estos valores construimos la curva de la composición granulométrica del producto 6.

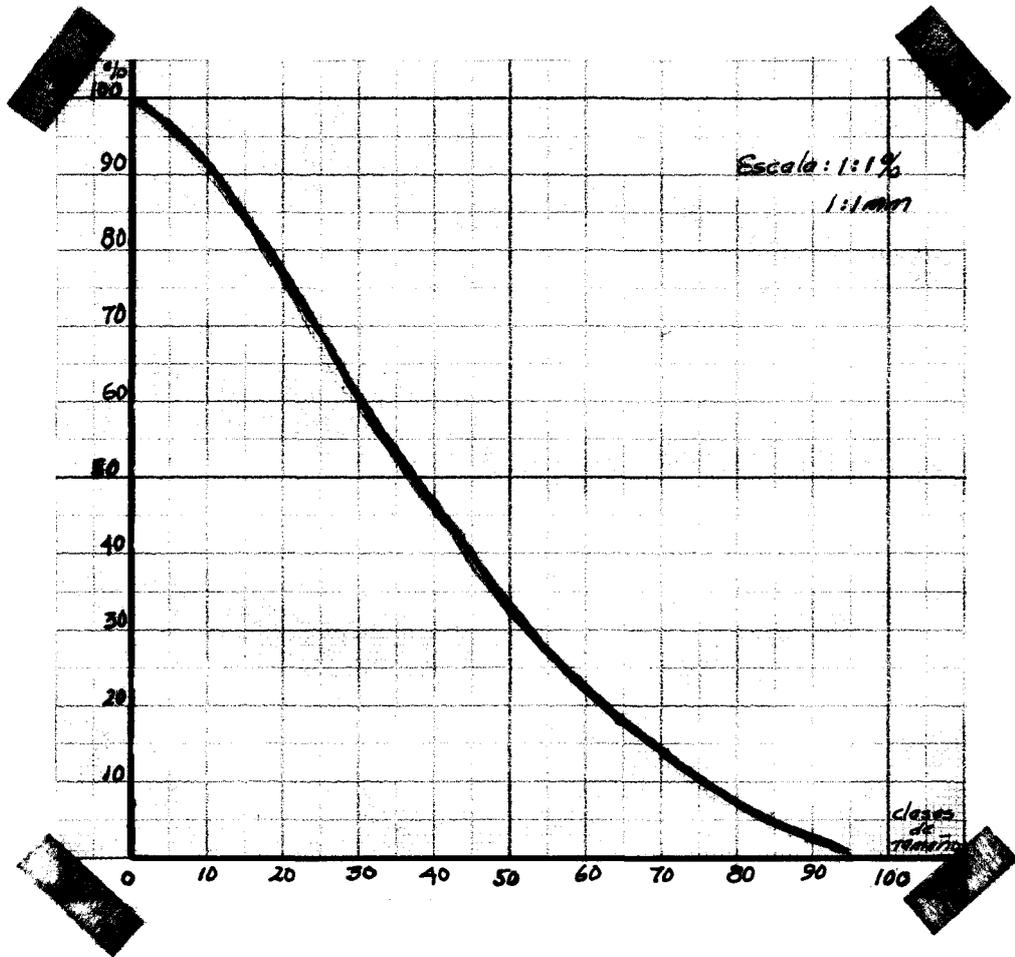
$$Q_7 = Q_1 \cdot B_0^{a_2} \cdot E_{II} = 71,369T/h.$$

$$E_{II} = 85$$

B_0^d = Contenido de la clase menor que el tamaño de abertura de la criba que se encuentra en el producto que se alimenta a la criba.

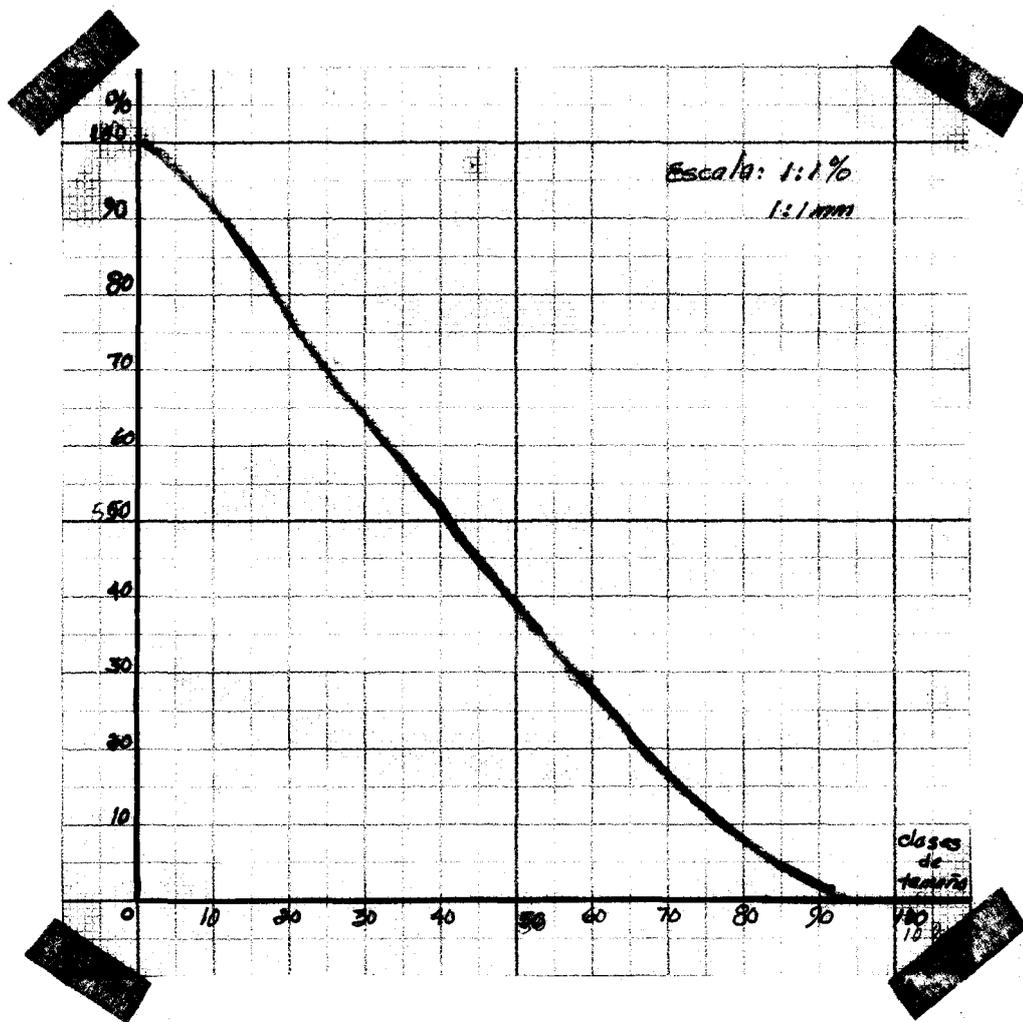
GRAFICA #3

COMPOSICION GRANULOMETRICA DEL PRODUCTO 5.



GRAFICA #4

COMPOSICION GRANULOMETRICA DEL PRODUCTO 6.

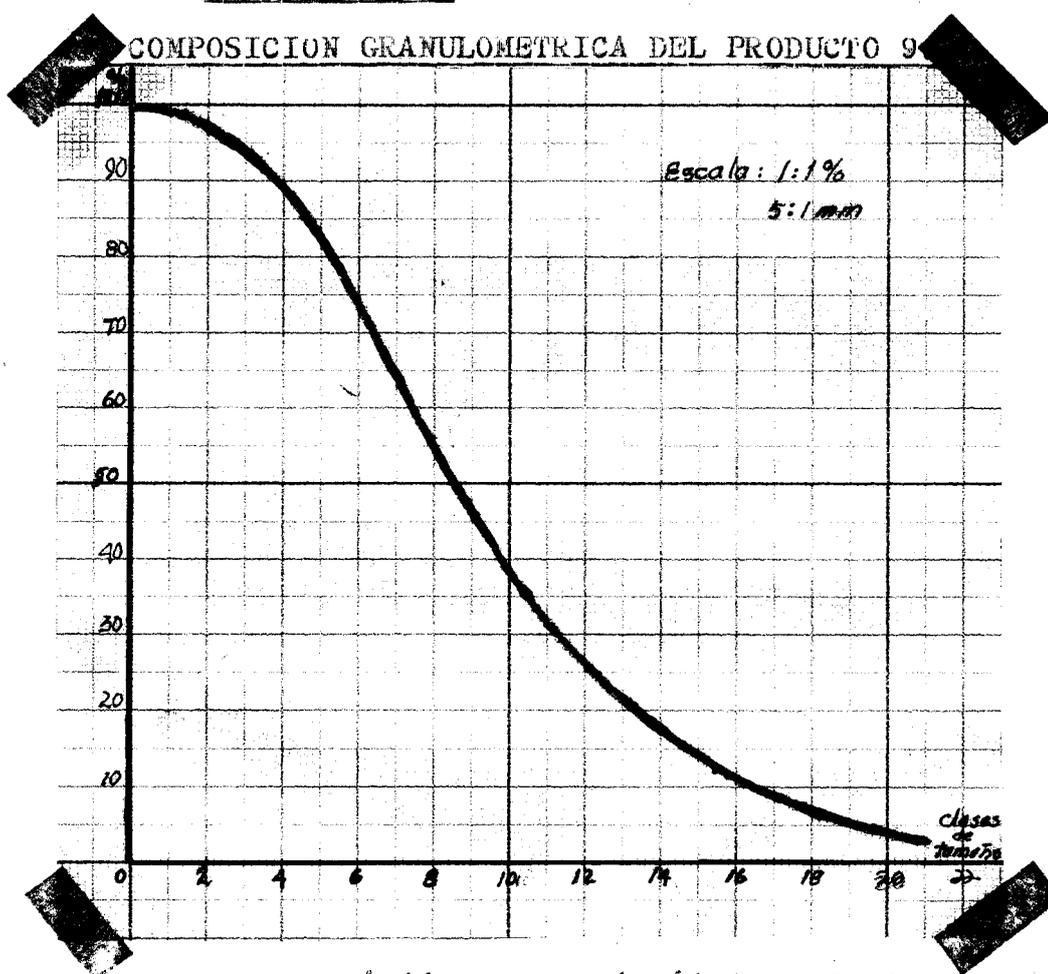


Q8 = 370,548 T/h.

Q9 = 370,548 T/h.

Q10 = 441,918 T/h.

GRAFICA # 5



Las características granulométricas de los productos que salen de las diferentes etapas de trituración se realizaron según las características típicas de estos productos que están dadas por datos tomados de la práctica según la dureza del mineral y la etapa de trituración.

Estas características típicas fueron encontradas

en el libro "PLANTAS DE BENEFICIO DE MINERALES" del autor **PAZYMOV**.

Con el conocimiento de todo lo calculado anteriormente podemos pasar a elegir las trituradoras de las diferentes etapas de trituración.

En la primera etapa de trituración el equipo más ventajoso a utilizar es un triturador del tipo **УАН 1215** con un peso de 120 T, una potencia instalada de 160KW, un costo de 94,3 miles de rublos y un coeficiente de carga de 0,72 teniendo disponible aproximadamente 158 T/h. Aunque el coeficiente de carga está ligeramente bajo, este es el equipo entre los que tenemos a escoger que nos ofrecía mayores posibilidades para su utilización.

En la segunda etapa de trituración escogemos un triturador del tipo **KCD-200** con un peso de 75 T, una potencia instalada de 250 KW y nos cuesta 66,5 miles de rublos. Su coeficiente de carga es 0,81, teniendo a disposición aproximadamente 40 T/h.

Para la trituración fina utilizamos 2 trituradores del tipo **KMD-2200-400** con un peso cada uno de 82,1 una potencia instalada de 250 KW y un costo de 55,05 miles de rublos; en general con los 2 equipos tenemos un peso de 164,2 T, una potencia de 500 KW y un costo de 110,1 miles de rublos; el coeficiente de carga será de 0,87 teniendo a disposición aproximadamente 41T/h.

A continuación calcularemos la superficie de las diferentes cribas a utilizar en las 2 etapas de cribado.

$$F_I \cong \frac{Q_2}{q \cdot v \cdot k \cdot l \cdot m \cdot n \cdot o \cdot p}$$

donde:

Q_2 = Capacidad alimentada a la criba. = 441,918.T/h

q = Capacidad específica volumétrica de la criba para una abertura dada ($m^3/m^2 \cdot n$).

v = Peso volumétrico.

k, l, m, n, o, p = Coeficientes de corrección, estos se calculan utilizando folletos de la metodología del proyecto de curso de la especialidad.

$q = 58$; $v = 1,95$; $k = 0,44$; $l = 1,38$; $m = 1,3$; $n = 1$
 $o = 1$; $p = 1$.

$$F_I = 4,95 \text{ m}^2.$$

En el primer cribado utilizamos 1 criba de 1 paño del tipo $\Gamma NT - 5I$ con un ancho del paño de 1750 mm, una longitud de 3500 mm, el área del paño es de 0,12 m² se le puede alimentar tamaños máximos de 400 mm, la velocidad de rotación del eje es 970 RPM; se necesita un motor con una potencia de 17 KW. La capacidad tepe de esta criba se de 1000 T/h y el peso de alla sin el equipo eléctrico será de 0 T.

$$F_2 = \frac{Q_0}{q \cdot v \cdot k \cdot l \cdot m \cdot n \cdot o \cdot p}$$

$$Q_0 = 441,918 \text{ T/h.}$$

$$q = 271 ; v = 1,95 ; k = 0,32 ; l = 2,05 ; m = 1,3 ; n = 1 ; o = 1$$

$$p = 1$$

$$F_2 = 9,80 \text{ m}^2.$$

Para el segundo cribado utilizamos una criba de inercia del tipo pesada *INT-7I* con un área del paño de $12,5 \text{ m}^2$, una longitud y un ancho del paño de 2000mm y 4000 mm respectivamente, tiene un peso de 13,4 T, la potencia instalada del motor es de 30 KW.

Seguidamente vamos a calcular el cálculo final del esquema o variante DBA.

Las aberturas de descarga de las trituradoras se van a figurar como:

$$i_1 = 147 \text{ mm} ; i_2 = 25 \text{ mm} ; i_3 = 8 \text{ mm.}$$

Los tamaños máximos después de las diferentes trituraciones serán:

$$d_2 = 249,9 \text{ mm} ; d_5 = 62,5 \text{ mm} ; d_8 = 10 \text{ mm.}$$

Los diferentes grados de trituración por etapas vendrán dados por:

$$S_1 = 4 ; S_2 = 4 ; S_3 = 6,25.$$

Las aberturas de las cribas serán $a_1 = 60$ y $a_2 = 10$
Las eficiencias de las operaciones de cribado vendrán dadas como: $E_1 = 80\%$ y $E_2 = 85\%$.

Los pesos de los productos serán los siguientes:

$$Q_1 = 441,918 \text{ T/h.}$$

$$Q_2 = 441,918 \text{ T/h.}$$

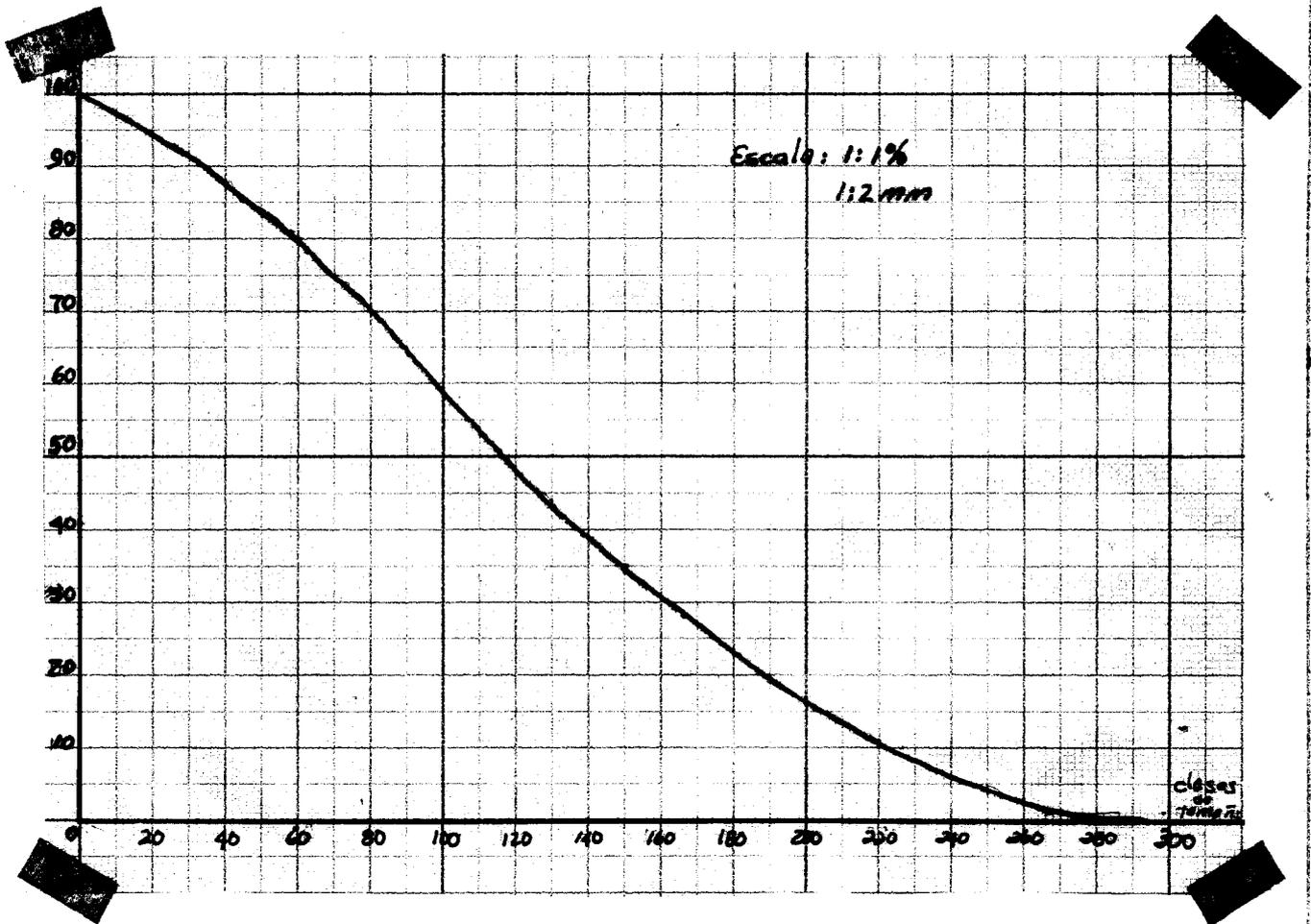
$$Q_4 = 367,676 \text{ T/h.}$$

$$Q_3 = Q_1 \cdot B_2^{\text{al}} \cdot E_1 = 74,242 \text{ T/h.}$$

$$B_2^{\text{al}} = 0,21$$

GRAFICA # 6

COMPOSICION GRANULOMETRICA DEL PRODUCTO 2.



$$Q_5 = 367,676 \text{ T/h.}$$

$$Q_6 = 441,918 \text{ T/h.}$$

$$Q_8 = 441,918 \text{ T/h.}$$

Para determinar el peso de los restantes productos necesitamos conocer la característica granulométrica del producto 6.

$$B_0 = B_2 \cdot E_I + (1 - B_2) \cdot E_I \cdot B_5$$

$$\begin{matrix} -10 \\ B_0 = 86\% \end{matrix}$$

$$\begin{matrix} -10 \\ B_2 = 0,03 \end{matrix}$$

$$\begin{matrix} -10 \\ B_5 = 0,14 \end{matrix}$$

$$\begin{matrix} -20 \\ B_0 = 64\% \end{matrix}$$

$$\begin{matrix} -20 \\ B_2 = 0,06 \end{matrix}$$

$$\begin{matrix} -20 \\ B_5 = 0,38 \end{matrix}$$

$$\begin{matrix} -30 \\ B_0 = 47\% \end{matrix}$$

$$\begin{matrix} -30 \\ B_2 = 0,09 \end{matrix}$$

$$\begin{matrix} -30 \\ B_5 = 0,56 \end{matrix}$$

$$\begin{matrix} -40 \\ B_0 = 29\% \end{matrix}$$

$$\begin{matrix} -40 \\ B_2 = 0,13 \end{matrix}$$

$$\begin{matrix} -40 \\ B_5 = 0,73 \end{matrix}$$

$$\begin{matrix} -50 \\ B_0 = 16\% \end{matrix}$$

$$\begin{matrix} -50 \\ B_2 = 0,16 \end{matrix}$$

$$\begin{matrix} -50 \\ B_5 = 0,86 \end{matrix}$$

$$\begin{matrix} -60 \\ B_0 = 4\% \end{matrix}$$

$$\begin{matrix} -60 \\ B_2 = 0,21 \end{matrix}$$

$$\begin{matrix} -60 \\ B_5 = 0,96 \end{matrix}$$

Con estos valores construimos la gráfica de la composición granulométrica del producto 6.

$$Q_{10} = \frac{Q_I (1 - B_0) \cdot E_{II}}{B_{10} \cdot E_{II}}$$

$$E_{II} = 85\%$$

$$\begin{matrix} -a_2 \\ B_0 = 14\% \end{matrix}$$

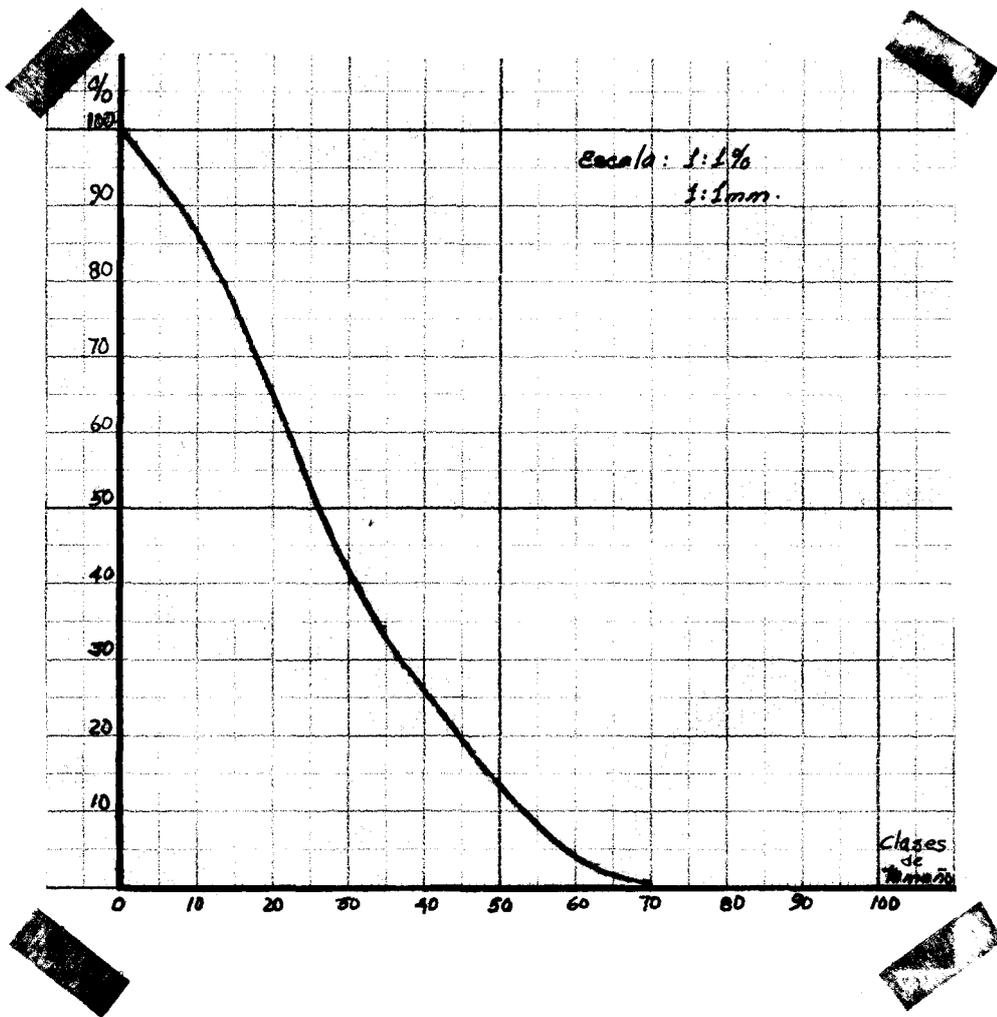
$$\begin{matrix} -a_2 \\ B_{10} = 50\% \end{matrix}$$

$$Q_{I0} = 910,07 \text{ T/h.}$$

$$Q_y = 910,07 \text{ T/h.}$$

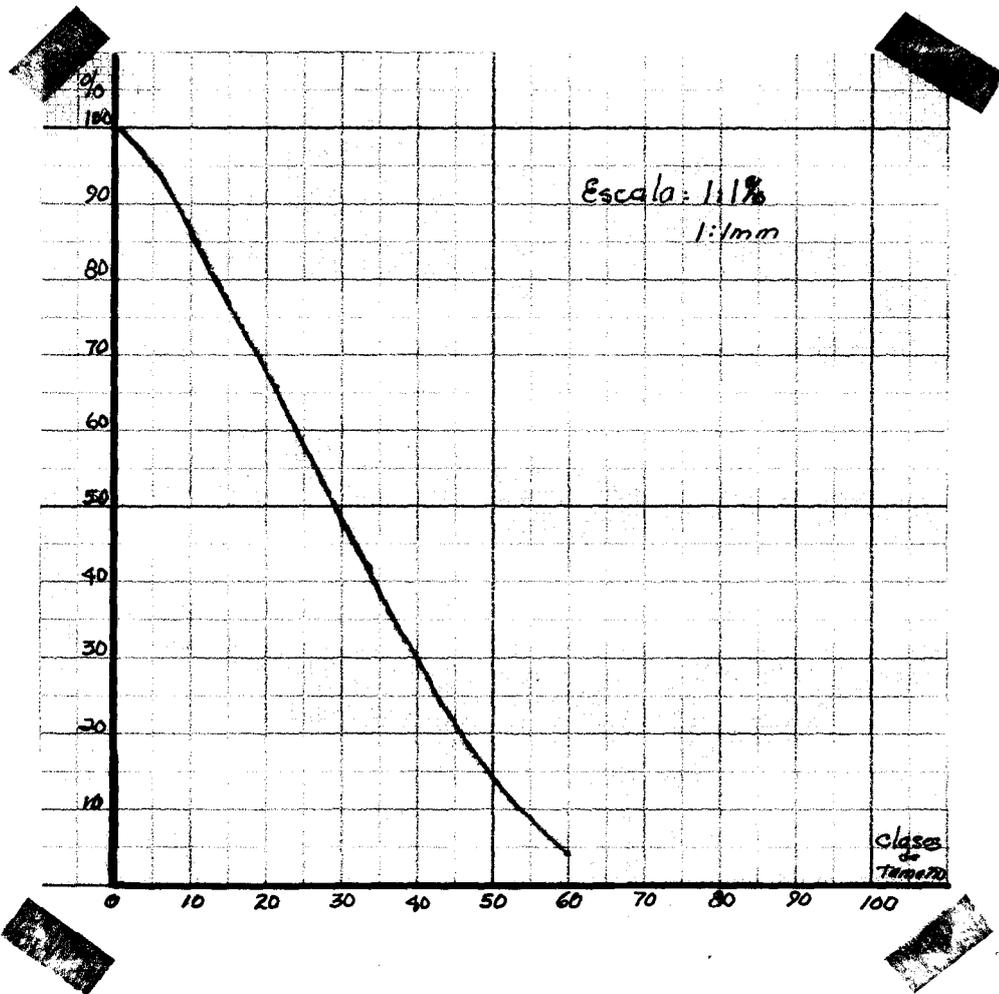
GRAFICA # 7.

CARACTERISTICA GRANULOMETRICA DEL PRODUCTO B



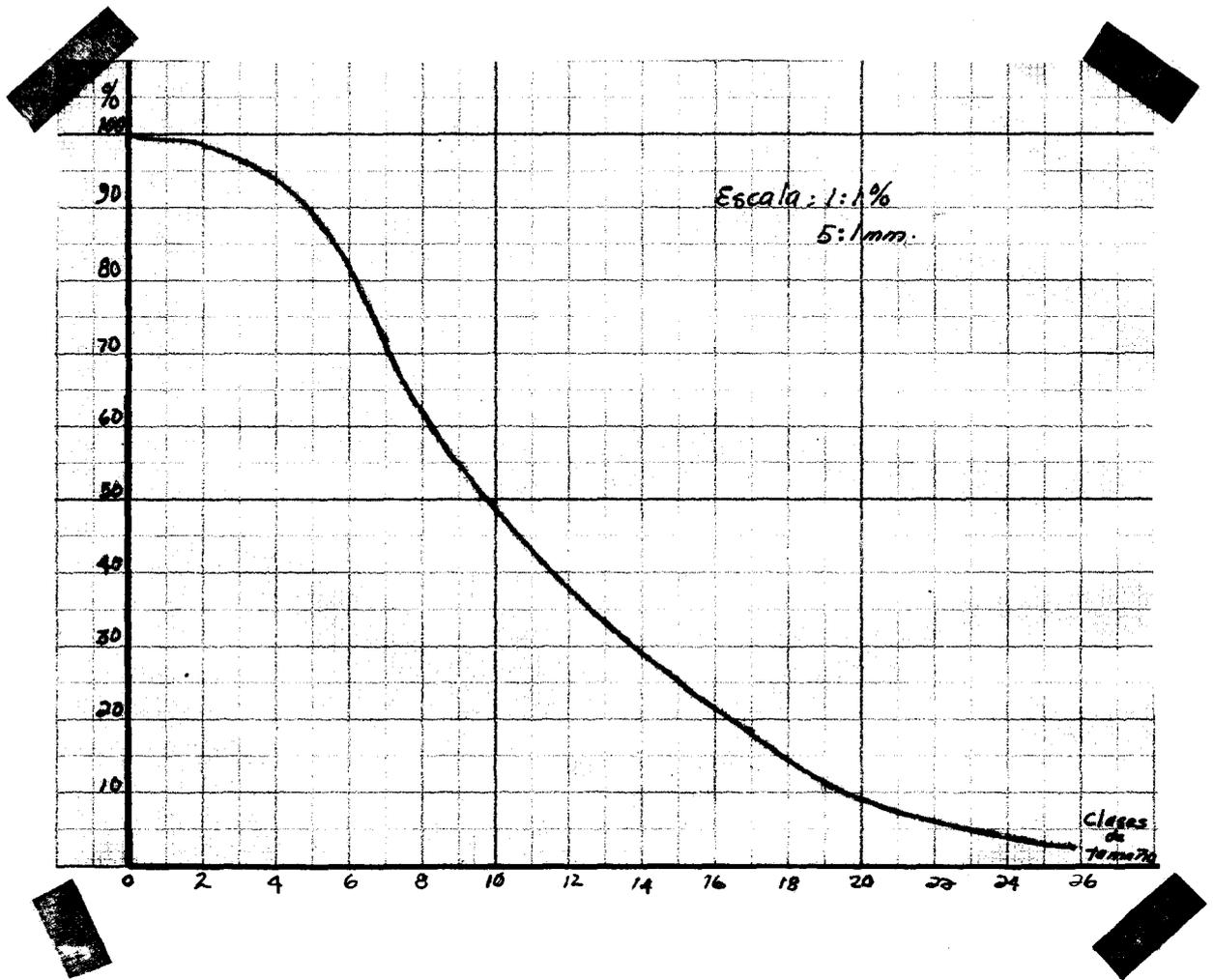
GRAFICA # 8.

CARACTERISTICA GRANULOMETRICA DEL PRODUCTO O.



GRAFICA # 9 .

CARACTERISTICA GRANULOMETRICA DEL PRODUCTO 10.



A continuación escogemos las trituradoras a utilizar en cada etapa de trituración.

En la 1ra etapa de trituración entendemos que el equipo que mayor ventaja nos ofrece es una trituradora $\Psi\Pi 12X15$ que pesa 120 T, tiene una potencia instalada de 160KW, un costo de 94,3 miles de rublos y un coeficiente de carga de 0,82 pudiendose aumentar la capacidad aproximadamente en 87 T/h.

En la 2da etapa de trituración utilizamos 2 trituradoras KCD - 200 con un peso de 75 T cada una, una potencia instalada de 250 KW, cada una cuesta 66,5 miles de rublos, trabajan con coeficiente de carga de 0,76 pudiendose aumentar la capacidad aproximadamente en 97 T/h.

En la 3ra etapa utilizamos 4 trituradoras del tipo KMD-2200-600 con un peso cada una de 87,8 T que sumarian 351,2 T, una potencia instalada de 315 KW (1260 KW), cuestan 55,65 miles de rublos(220,2), trabajan con un coeficiente de carga de 0,94, pudiendose aumentar la capacidad aproximadamente en 42 T/h.

Para calcular las superficies de las cribas se necesita primeramente la composición granulométrica del producto 7 que es una mezcla de los productos 6 y

20.

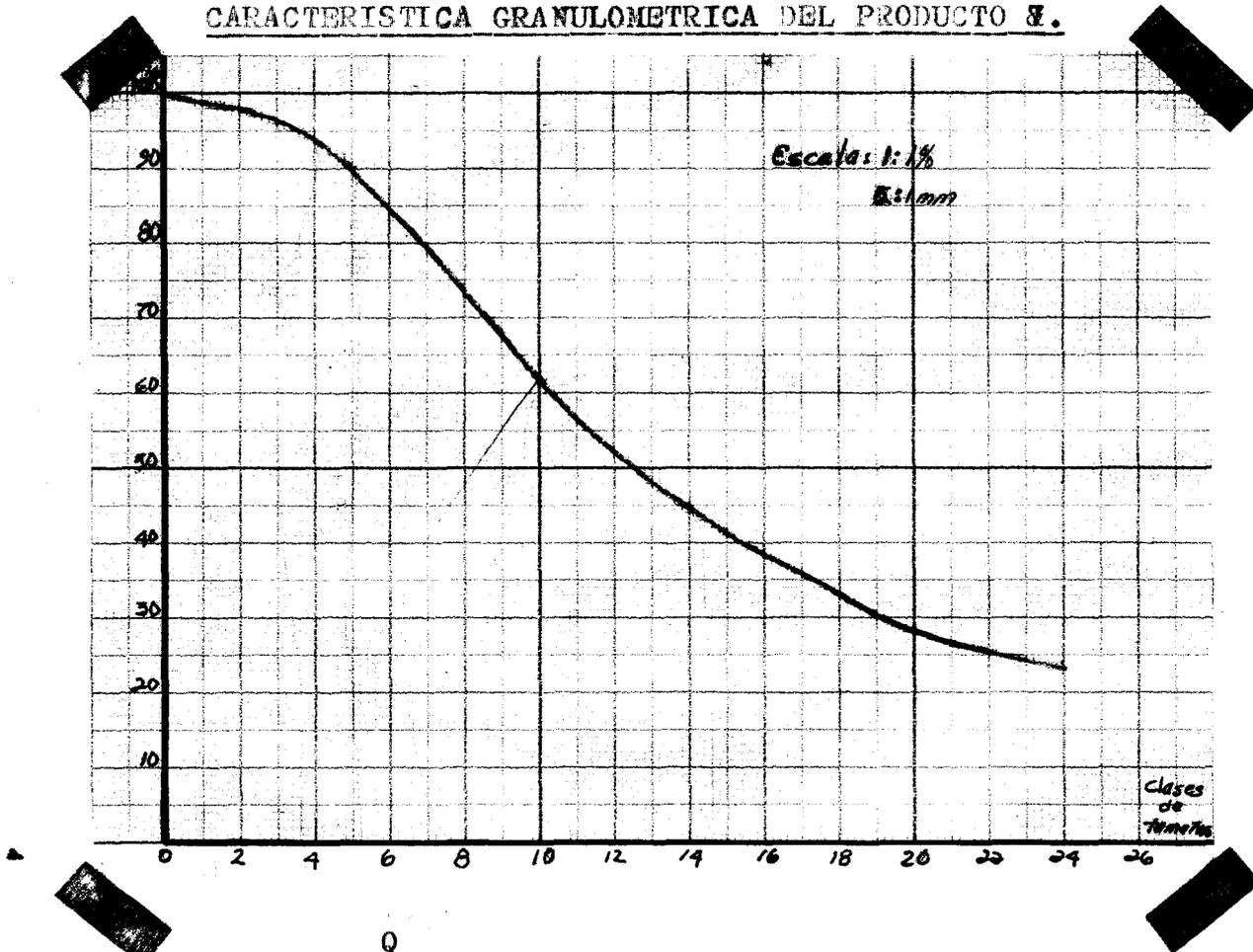
$$B_7 = \frac{B_6 \cdot Q_6 + B_{10} \cdot Q_{10}}{Q_6 + Q_{10}}$$

- 4 B = 94% 7	44 B = 0,05 6	-4 B = 0,07 10
-10 B = 62% 7	-10 B = 0,14 6	-10 B = 0,50 10
-14 B = 45% 7	-14 B = 0,24 6	-14 B = 0,70 10
-18 B = 33% 7	-18 B = 0,32 6	-18 B = 0,85 10
-24 B = 23% 7	-24 B = 0,43 6	-24 B = 0,94 10

Con estos valores construimos la curva de la característica granulométrica del producto 7.

GRAFICA # 10.

CARACTERISTICA GRANULOMETRICA DEL PRODUCTO E.



$$F = \frac{Q}{1 \cdot q \cdot v \cdot k \cdot l \cdot m \cdot n \cdot o \cdot p}$$

$$q = 46,5; \quad v = 1,95; \quad k = 1,34; \quad l = 0,37; \quad m = 1,3; \quad n = 1$$

$$p = 1; \quad o = 1.$$

$$F = 9,83 \text{ m}^2.$$

Para este cribado utilizamos dos cribas **PNT 51**

con un ancho y una longitud respectivamente del paño de 3500 mm y 1750 mm, con un peso cada una de 6 T, una velocidad de rotación del eje de 960 RPM y una potencia en el motor de 17 KW; El área del paño es de 6,12 m².

$$F = \frac{Q_6}{2 \cdot q \cdot v \cdot k \cdot l \cdot m \cdot n \cdot o \cdot p} \quad Q_6 = 441,918 \text{ T/h.}$$

$q = 46,5; v = 1,95; k = 1,35; l = 0,37; m = 1,3; n = 1;$
 $p = 1; o = 1.$

$$F_2 = 20,21 \text{ m}^2.$$

En este segundo cribado utilizamos 4 cribas -
51, del mismo tipo que las utilizadas en el cribado an-
terior.

Haciendo un análisis comparativo entre los dos es-
quemas de trituración analizados tendremos.

TABLA # 6.

VARIANTE DBB.

Equipos	Número de equipos	Peso (T)	Potencia (KW)	Costo (m de r)
Tritur.	4	353,2	910	270,9
Cribas.	2	19,4	47	3,44

TABLA # 7

VARIANTE DBA.

Equipos	Número de equipos	Peso	Potencia	Costo (m de r)
Tritur.	7	645,8	1920	447,5
Cribas	6	36	102	2,64

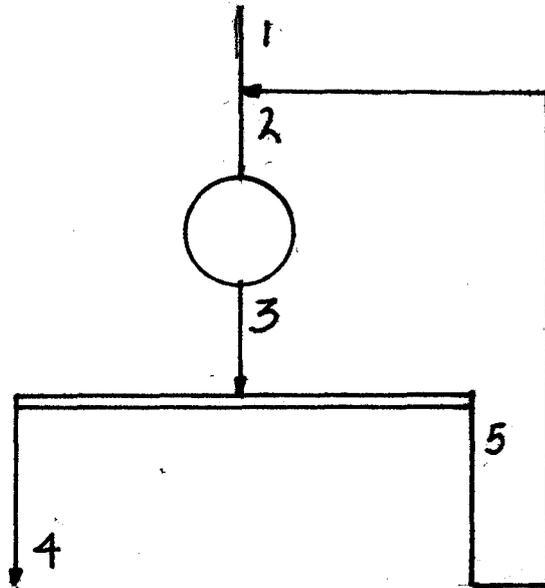
Como se puede observar la variante DBA necesita un mayor número de equipos, el peso de estos equipos, la potencia y el costo también son mayores. A consecuencia de esto y también porque esta variante tiene un esquema más complejo ya que presenta circuito cerrado en la última etapa, nosotros llegamos a la conclusión que para nuestro caso es más recomendable utilizar la variante del esquema sin circuito cerrado, o sea, el esquema DBB.

CAPITULO III: CALCULO DEL ESQUEMA DE LA SECCION
DE MOLIENDA/

Debido a los diferentes regimenes de tiempo de trabajo de las secciones de trituración y molienda no coinciden sus capacidades, debido a esto entre estas secciones se instalan tolvas para la mena triturada, que constituyen depósitos de almacenaje que sirven para la distribución de la mena a los molinos, estas tolvas deben garantizar un trabajo ininterrumpido a los molinos, por esta razón su capacidad debe de ser cerca de 39 a 48 veces la capacidad por hora de los molinos, uno o dos turnos antes del día de descanso (8-16 h), todo el día de descanso (24 horas) y un turno después del día de descanso (7- 8 horas). Nuestras tolvas deben tener una capacidad aproximada de 45456 T

El esquema de molienda puede ser de 1 ó 2 etapas y está determinado por el % de la clase calculada en el producto molido.

Nosotros tenemos dos etapas de molienda; molem primeramente a un 60% de la clase calculada, separamos magnéticamente y posteriormente volvemos a moler al 90 % de la clase calculada.



$$Q_1^m = \frac{Q_c}{24}$$

$$Q_1^m = 189,393 \text{ T/h.}$$

Q_c = Capacidad diaria de la sección de beneficio

Para calcular los pesos de los demás productos necesitamos conocer el % en peso de la carga circulante en el circuito de molienda. Este se fija en dependencia de las condiciones de molienda. Aparece en fotocopias de la asignatura.

$$Q_5 = (2,5 - 5) Q_1$$

Para nuestras condiciones de molienda el % de la carga óptima se fija como 4. ×

$$Q_1^m = 189,393 \text{ T/h.}$$

$$Q_5 = Q_1 \cdot 5 = 757,572 \text{ T/h.}$$

$$Q_2 = Q_1 + Q_5 = 946,965 \text{ T/h.}$$

$$Q_3 = 946,965 \text{ T/h.}$$

$$Q_4 = 189,393 \text{ T/h.}$$

Nosotros en esta mollienda vamos a utilizar molinos de barras.

En dependencia de la capacidad de la planta se fijará el molino patrón.

MOLINO PATRON

$$D \times L = 3600 \times 4000.$$

$$\text{Capacidad: } 110 \text{ T/h.}$$

$$\text{Capacidad especifica } (q) = 1,5 \text{ T/m}^3 \cdot \text{h.}$$

$$\text{Volumen} = 40 \text{ m}^3.$$

SE seleccionarán molinos de diferentes dimensiones para comparar; estos son sacados de los catálogos de la metodología del proyecto de curso de la especialidad.

$$D_1 \times L_1 = 3600 \times 5500.$$

$$D_2 \times L_2 = 4000 \times 5500.$$

$$D_3 \times L_3 = 4500 \times 6000.$$

Posteriormente calculamos las capacidades específicas de los molinos seleccionados.

$$q_d = q_0 \cdot K_i \cdot K_k \cdot K_d \cdot K_t.$$

q_0 = Capacidad especifica del molino patrón.

K_i = Coeficiente que tiene en cuenta la diferencia en la molivilidad de la mena proyectada y patrón.

K_K = Coeficiente que tiene en cuenta la diferencia en la granulometría en los productos de la molienda inicial y final en comparación con las condiciones del patrón.

K_D = Coeficiente que tiene en cuenta la diferencia de los diámetros entre el molino patrón y los que se van a calcular.

K_t = Coeficiente que tiene en cuenta la diferencia en el tipo de molino seleccionado para el cálculo y el patrón. (1,10-1,15) cuando pasan de los molinos de tipo de derrame a los molinos de parrillas.

$$K_K = \frac{m}{m_0}$$

m = Capacidad relativa para las condiciones dadas.

m_0 = Capacidad relativa para las condiciones del patrón.

$$K_k = \frac{0,92}{0,92} = 1$$

$$D_0 = 1,5.$$

$$K_i = 1$$

$$K_t = 1,1$$

$$K_d = \frac{D-0,15}{D_0-0,15}$$

$$K_{dl} = 1$$

$$K_{d2} = 1,05.$$

$$K_{d3} = 1,12.$$

Sustituyendo la fórmula para el q_d de cada molino tenemos.

$$q_{d1} = 1,05 \text{ T/m}^3 \cdot n.$$

$$q_{d2} = 1,73 \text{ T/m}^3 \cdot n.$$

$$q_{d3} = 1,84 \text{ T/m}^3 \cdot n.$$

Determinamos la capacidad por hora de cada molinotipo. (No se toma en consideración la carga circulante)

$$Q_d = \frac{q_d \cdot \pi (D - 0,15)^2 \cdot L}{4(\beta_4 - \beta_1)}$$

$$Q_{d1} = 103,001 \text{ T/h.}$$

$$Q_{d2} = 212,910 \text{ T/h.}$$

$$Q_{d3} = 315,300 \text{ T/h.}$$

La cantidad de molinos necesarios de cada tipo se calcula dividiendo la carga que entra al molino entre la capacidad por hora del molino tipo.

$$n = \frac{Q_2}{Q_{d1}} = 5,807 \approx 6$$

$$K \frac{n_2}{n_1} = \frac{Q_2^m}{Q_{d2}^m} = 4,44 \approx 5$$

$$\frac{n_3}{n_2} = \frac{Q_2^m}{Q_{d3}^m} = 3 = 3.$$

Los molinos se eligen en base a la comparación según el peso y la potencia.

TABLA # 8

molinos de barras	cantidad de molinos		Coef de carga	peso de los molinos		Potencia instalada		Costo en miles de rublos	
	según cálculo	según instal.		uno	todos	uno	todos	uno	todos
3600 X 5500	5,807	6	0,95	160	960	1000	6000	69,29	521,45
4000 X 5500	4,44	5	0,88	242	1210	1600	8000	128	512
4500 X 6000	3	3	1	292,2	876,9	2500	7500	161	448,8

Nosotros entendimos que nos era más conveniente utilizar 6 molinos del tipo 3,6 X 5,5 con el coeficiente de carga de 0,95 teniendo disponible aproximadamente 30 T/h en los 6 molinos, Estos molinos nos cuestan menos y la potencia instalada es menor.

A continuación vamos a calcular los clasificadores.

Para el trabajo en circuito cerrado con los molinos se instalan clasificadores de espirales o hidrociclones. Los clasificadores pueden ser sumergidos o no sumergidos. (de espirales).

El diámetro del clasificador en espiral puede determinarse según la fórmula: (espiral no sumergido)

$$D = - 0,08 + 0,103 \frac{Q_d}{m \cdot a \cdot b}$$

D = Diámetro del espiral.

Q_d = Capacidad según el material sólido en el reboso para un clasificador.

m = número de espirales.

a y b = Correcciones según la granulometría del reboso y densidad del material.

Según la cantidad de molinos se fijan la cantidad de clasificadores y se determina la capacidad según el reboso de un clasificador por 24 n.

$$Q_d = \frac{Q_m \times 24}{n}$$

n = Número de molinos.

$$Q_d = 3787,86 \text{ T/d.}$$

$$m = 1; \quad a = 1,56; \quad b = 1,15$$

$$D = 3,26$$

Según el cálculo nos da más de un clasificador por molinos y debido a esto tenemos que utilizar hidrociclones.

El diámetro máximo del hidrociclón que asegura la obtención de un reboso con la granulometría necesaria según la partícula máxima se calcula;

$$D_m = \frac{0,38(\Delta/d)^2 \sigma_M^2 (P-P_0) \sqrt{H}}{\rho H}$$

Δ = Diámetro de la abertura de salida de las arenas.

d = Diámetro de la abertura de salida del reboso

d_M = Granulometría máxima de los granos en el reboso del hidrociclón. (240 mk)

ρ = Densidad de la pulpa. (3 g/cm³)

H = Presión de la pulpa en la entrada del hidrociclón. (kg/cm²)

ρ_0 = Densidad del agua (1 g/cm³)

βH = Contenido del material sólido en la pulpa.

β = Se toma entre 0,5-0,6 (Meteorología del proyecto)

$$\beta H = (52 - 0,38 \beta) [1 + 0,5 (\rho + 27)]$$

$$\beta = 60\%$$

$$\beta H = 59,537\%$$

El diámetro del hidrociclón se calcula para 3 magnitudes de presión en la entrada.

$$H_1 = 0,5 \text{ kg/cm}^2; \quad H_2 = 1 \text{ kg/cm}^2; \quad H_3 = 1,5 \text{ kg/cm}^2$$

Para cada variante de presión se eligen hidrociclones de los folletos de la asignatura con D_m menor.

$$D_m = 183,818 \text{ cm.}$$

$$\text{Para } H_1 = 0,5 \text{ kg/cm}^2;$$

$$D_{m1} = 129,959 \text{ cm} = 1299,59 \text{ mm.}$$

$$\text{Para } H_2 = 1 \text{ kg/cm}^2$$

$$D_{m2} = 183,818 \text{ cm} = 1838,18 \text{ mm.}$$

$$\text{Para } H_3 = 1,5 \text{ kg/cm}^2$$

$$D_{m3} = 225,130 \text{ cm} = 2251,30 \text{ mm.}$$

Los diámetros de los hidrociclones típicos son de 1000 mm.

La capacidad del hidrociclón viene dada por;

$$V = \frac{5(0,08D + 2) \cdot K \alpha \cdot dn \cdot d \cdot \sqrt{gh}}{0,1 + 1}$$

K = Corrección del ángulo de conicidad del hidrociclón.

α = Ángulo de conicidad (cuando $\alpha = 20^\circ$; K = 1

dn = Diámetro de la abertura de alimentación

(180 mm = 18 cm)

g = Aceleración de la gravedad = 981 m/seg^2

d = Diámetro de la abertura del reboso = 40 cm.

Para el hidrociclón de diámetro de 1000; $\alpha = 20^\circ$

$V_a = 7245,818 \text{ L/min}$

Para el hidrociclón de diámetro de 1000; $\alpha = 20^\circ$

$V_b = 10250,181 \text{ L/min.}$

Para el hidrociclón de diámetro de 1000; $\alpha = 20^\circ$

$V_c = 12554,181 \text{ L/min.}$

El gasto de pulpa se determina por;

$$VM = Q \left(R + \frac{1}{\rho} \right)$$

donde:

VM = Gasto de pulpa.

Q = Capacidad = 940,905 T/n.

R = Relación líquido-sólido según el peso = 0,53

ρ = Densidad del sólido = 3 g/cm^3 .

$VM = 13573 \text{ L/min.}$

Necesitamos determinar el número de hidrociclones.

1ra variante

$$n_1 = \frac{V_m}{V_a} = 1,87 \approx 2$$

2da variante.

$$n_2 = \frac{V_m}{V_b} = 1,32 \approx 2$$

3ra variante.

$$n_3 = \frac{V_m}{V_c} = 1,08 \approx 2$$

(Se elige la variante óptima). Para el tamaño elegido de hidrociclones se verifica la carga específica según las arenas, la cual debe estar en los límites de 0,5-2 Taca /cm²/ n.

Como en este caso las 3 variantes son con el hidrociclón de diámetro = 1000 mm, escogemos 2 hidrociclones y utilizamos la menor presión de pulpa posible que es de 0,5 Kg / cm² y de esta forma se disminuye el desgaste. Los hidrociclones pesan 0,6 T.

Para el tamaño elegido de hidrociclones la carga específica debe estar entre los límites permisibles.

$$q_1 = \frac{4Q_5}{n_1 \cdot \pi \cdot \Delta^2}$$

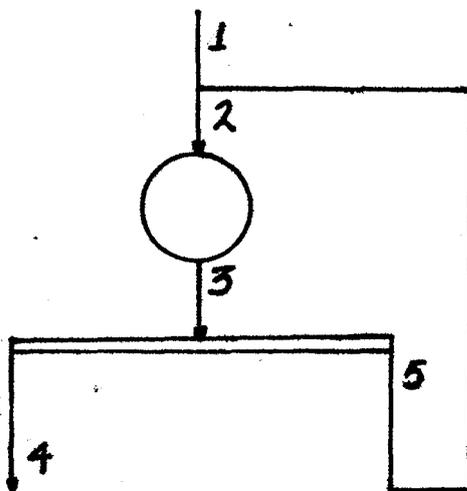
n_1 = número de molinos.

$$\Delta = 0,5 d = 20 \text{ cm.}$$

$$q_1 = 1,206 \text{ T/cm}^2 \cdot \text{h.}$$

La carga específica se encuentra entre los límites permisibles.

A continuación se va a calcular la 2da etapa de molienda.



$$Q_1^m = \frac{Q_c \cdot \gamma_1}{24}$$

$$\gamma_1 = 0,68$$

Q_c = capacidad de la sección de beneficio

$$Q_1^m = 130,141 \text{ T/h.}$$

$$Q_5 = \frac{\beta_4 - \beta_1}{\beta_4 - 0,05}$$

$$\beta_4 = 0,9; \quad \beta_1 = 0,48$$

$$Q_5 = 222,669 \text{ T/h.}$$

$$Q_2 = Q_1 + Q_5 = 352,810 \text{ T/h.}$$

$$Q_3 = 352,810 \text{ T/h.}$$

$$Q_4 = 130,141 \text{ T/h.}$$

Los molinos que vamos a utilizar son de bolas.

Molino patrón.

$$D \times L = 3,6 \times 4$$

$$Q = 260 \text{ T/h.}$$

$$q = 2,1 \text{ T/m}^3 \cdot \text{h.}$$

$$V = 36 \text{ m}^3.$$

Los molinos de diferentes dimensiones que se escogen para comparar son los siguientes.

$$D1 \times L1 = 2,2 \times 3,0.$$

$$D2 \times L2 = 2,1 \times 3$$

$$D3 \times L3 = 3,2 \times 3,6$$

La capacidad especifica vendrá dada por:

$$q_d = q_0 \cdot K_i \cdot K_k \cdot K_d \cdot K_t$$

$$q_0 = 2,1 \text{ T/m}^3 \cdot \text{h} \quad K_i = 1$$

$$K_t = 1,1 \quad K_k = 1$$

$$K_d = \frac{D - 0,15}{D_0 - 0,15}$$

$$K_{d1} = 0,77; \quad K_{d2} = 0,75, \quad K_{d3} = 0,94$$

Sustituyendo en la fórmula.

$$q_{d1} = 1,778 \text{ T/m}^3 \cdot \text{h}$$

$$q_{d2} = 1,732 \text{ T/m}^3 \cdot \text{h}$$

$$q_{d3} = 2,171 \text{ T/m}^3 \cdot \text{h}$$

La capacidad por hora de cada molino tipo se calcula según la fórmula siguiente (no se considera la carga circulante)

$$Q_d = \frac{q_d \cdot \pi (D - 0,15)^2}{4 (\beta_4 - \beta_1)}$$

$$Qd1 = 70,414 \text{ T/h.}$$

$$Qd2 = 51,699 \text{ T/h.}$$

$$Qd3 = 190,243 \text{ T/h.}$$

La cantidad de molinos necesarios de cada tipo.

$$n_1 = \frac{Q_1^m}{Qd_1} = 5,01 \approx 6$$

$$n = \frac{Q_1^m}{Qd_2} = 6,82 \approx 7$$

$$n = \frac{Q_1^m}{Qd_3} = 1,85 \approx 2$$

TABLA # 9

molinos de bolas	cantidad de molinos		Coef de Carga	Peso de los molinos (T)		Potencia req. lado (kw)		costo (m. de Rublos)	
	según cálculo	según mst.		uno	todos	uno	todos	uno	todos
2200 X 3600	5,01	6	0,83	70	420	400	2400	856	513,6
2100 X 3000	6,82	7	0,97	42,43	297,01	230	1610	36,17	253,19
3200 X 2500	1,85	2	0,92	136,8	273,6	900	1800	75,93	151,83

Escogimos la variante de 2 molinos de dimensiones 3,2 X 3,6 ya que poseen menor peso y su costo es mucho menor, además consumen una potencia relativamente baja. El coeficiente de carga es 0,92 quedándonos a disposición aproximadamente 23 T/h.

El diámetro máximo del hidrociclón que asegura la obtención de un reboso con la granulometría necesaria según la partícula máxima se calcula:

$$D_m = \frac{0,38(\Delta/d)^2 \cdot \sigma_m^2 (\rho - \rho_0) \sqrt{H}}{\beta_{H1}}$$

$$\beta_{H1} = (52 - 0,38\beta) [1 + 0,5(\rho - 2,7)]$$

$$\beta_{H1} = 59,406 \%$$

$$m = 99 \text{ micrones.}$$

El diámetro del hidrociclón se calcula para tres magnitudes de presión en la entrada.

$$H1 = 0,5 \text{ kg/cm}^2; \quad H2 = 1 \text{ kg/cm}^2; \quad H3 = 1,5 \text{ kg/cm}^2$$

$$D_{m1} = 221,64 \text{ mm.}$$

$$D_{m2} = 313,46 \text{ mm.}$$

$$D_{m3} = 383,90 \text{ mm.}$$

Los diámetros de los hidrociclones típicos son:

$$150 \text{ mm}; \quad 250 \text{ mm}; \quad 250 \text{ mm.}$$

Las capacidades de los hidrociclones serán iguales a:

les a:

$$V = \frac{5(0,08 D + 2)}{0,1 D + 1} K \alpha d_n d \sqrt{gh}$$

Para el hidrociclón de diámetro = 150 mm.

$$d_n = 2,6; \quad d = 4, \text{ mm.}$$

$$V_a = 147,411 \text{ L/min.}$$

Para el hidrociclón de diámetro = 250 mm.

$$d_n = 4,5; \quad d = 5,0$$

$$V_b = 451,017 \text{ L/min}$$

Para el hidrociclón de diámetro = 250 mm.

$$d_n = 6; \quad d = 7,6$$

$$V_c = 1025,000 \text{ L/min.}$$

El gasto de pulpa vendrá dado:

$$V_m = Q (R + 1/\rho)$$

$$Q = 352,811 \text{ T/h.}$$

$$R = 0,33$$

$$\rho = 3 \text{ g/cm}^3.$$

$$\underline{V_m = 232,855 \text{ L/min.}}$$

El número de hidrociclones será igual a:

$$n_1 = \frac{V_m}{V_a} = 1,57 \approx 2$$

$$n_2 = \frac{V_m}{V_b} = 0,51 \approx 1$$

$$n_3 = \frac{V_m}{V_c} = 0,22 \approx 1$$

Escogemos un hidrociclón de diámetro = 250 mm con peso de 250 kg, costo = 113 rublos. La presión de pulpa a la entrada es 1 kg/cm^3 . Este caso entendemos que es el más ventajoso de los 3 casos posibles.

Para el tamaño elegido de hidrociclón se verifica la carga específica según las arenas.

$$q_b = \frac{4Q_5}{n_2 \cdot \pi \cdot \Delta^2} = 1,50 \text{ T/cm}^2/\text{h.}$$

$$n_2 = 2; \quad \Delta = 0,5 d = 2,8$$

La carga específica se encuentra entre los límites permisibles.

-Recuperación parcial en el concentrado de lim-
pieza $E_4 = 77\%$.

-Recuperación absoluta en el concentrado de lim-
pieza $E_4 = 65,62\%$.

-Recuperación absoluta en el concentrado final
 $E_9 = 86\%$.

Valores de las recuperaciones (E_n) por operaciones

$$E_3 = \frac{E_5}{E_5} = 85\%$$

$$E_{10} = 86\%$$

$$E_6 = E_3 - E_5 = 19,48\%$$

$$E_1 = 100\%$$

$$E_4 = E_1 - E_3 = 15\%$$

$$E_8 = E_{10} - E_5 = 20,48\%$$

$$E_7 = E_4 + E_6 = 34,48\%$$

$$E_9 = E_7 - E_8 = 14\%$$

Porcentaje en peso de β_n conocidos. Los β_n conoci-
dos son los siguientes.

$$\beta_1 = 35\%; \quad \beta_3 = 40,2\%; \quad \beta_5 = 46\%; \quad \beta_8 = 38\%.$$

$$\gamma_n = \frac{\beta_1 E_n}{\beta_n}$$

$$\gamma_3 = 74\%$$

$$\gamma_5 = 49,852\%$$

$$\gamma_8 = 18,863\%$$

$$\gamma_{10} = \gamma_5 + \gamma_8 = 68,715\%$$

$$\gamma_6 = \gamma_3 - \gamma_5 = 24,148\%$$

$$\gamma_1 = 100\%$$

$$\gamma_4 = \gamma_1 - \gamma_3 = 26\%$$

$$\gamma_7 = \gamma_4 + \gamma_6 = 50,148\%$$

$$\gamma_9 = \gamma_7 - \gamma_8 = 31,285\%$$

Los contenidos de los productos no conocidos .

$$\beta_n = \frac{B_1 E_n}{\gamma_n}$$

$$\beta_4 = 20,192\%$$

$$\beta_6 = 28,234\%$$

$$\beta_7 = 24,064\%$$

$$\beta_9 = 15,662\%$$

$$\beta_{10} = 43,804\%$$

Las capacidades de los diferentes productos.

$$Q_1 = 4545,454 \text{ T/d.}$$

$$Q_n = Q_1 \cdot \gamma_n$$

$$Q_3 = 3363,535 \text{ T/d.}$$

$$Q_4 = 1181,818 \text{ T/d.}$$

$$Q_5 = 2265,999 \text{ T/d.}$$

$$Q_6 = 1097,636 \text{ T/d.}$$

$$Q_7 = 2297,455 \text{ T/d.}$$

$$Q_8 = 857,408 \text{ T/d.}$$

$$Q_9 = 1422,047 \text{ T/d.}$$

$$Q_{10} = 3123,407 \text{ T/d.}$$

Los pesos de los productos.

$$P_1 = \beta_1 \cdot Q_1 = 1590,908 \text{ T.}$$

$$P_n = P_1 \cdot \gamma_n =$$

$$P_3 = 1352,271 \text{ T.}$$

$$P_4 = 238,636 \text{ T}$$

$$P_5 = 1042,362 \text{ T.}$$

$$P_6 = 309,908 \text{ T.}$$

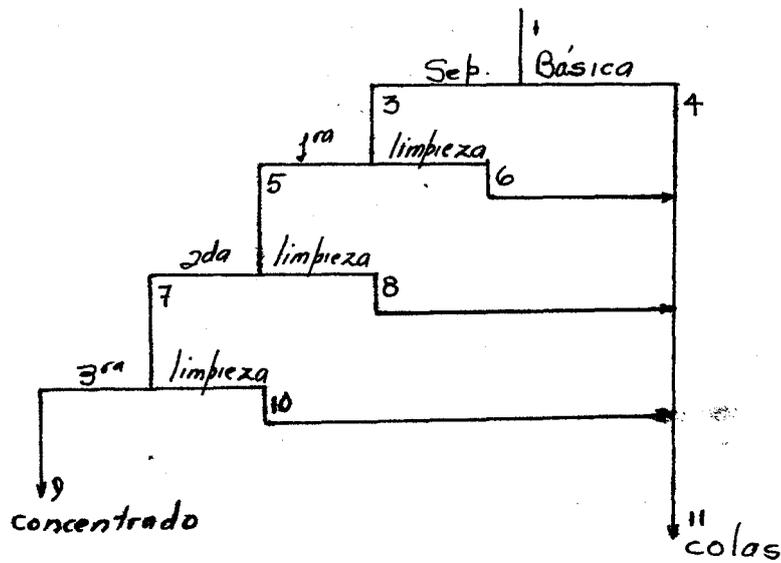
$$P_7 = 548,545 \text{ T.}$$

$$P_8 = 325,817 \text{ T.}$$

$$P_9 = 222,727 \text{ T.}$$

$$P_{10} = 1368,180 \text{ T.}$$

A continuación se calcula la 2da etapa de beneficio.



Datos para el cálculo.

-Recuperación parcial del concentrado básico

$$E3 = 89,7\%$$

-Recuperación parcial del concentrado 1ra limp.

$$E5 = 92\%$$

-Recuperación parcial del concentrado 2da limp.

$$E7 = 95\%$$

-Recuperación parcial del concentrado 3ra limp.

$$E9 = 96\%$$

-Contenido del concentrado básico $B3 = 54,2\%$

-Contenido del concentrado 1ra limpieza $B5 = 56,92\%$.

-Contenido del concentrado 2da limpieza $B7 = 61,4\%$.

-Contenido del concentrado 3ra limpieza $B9 = 65,28\%$.

-Recuperación absoluta respecto al material que se alimenta al beneficio $E9 = 80,35\%$.

Valores de las recuperaciones generales por operaciones.

$$E7 = \frac{E9}{E9} = 80,35\%$$

$$E10 = E7 - E9 = 3,2\%$$

$$E5 = \frac{E7}{E7} = 88\%$$

$$E8 = E5 - E7 = 4,4\%$$

$$E3 = \frac{E5}{E5} = 95,0\%$$

$$E6 = E3 - E5 = 7,6\%$$

$$E1 = 100\%$$

$$E4 = E1 - E3 = 4,4\%$$

$$E11 = E1 - E9 = 19,6\%$$

Porcentaje en peso de los productos de β_n conocidos.
Los β_n conocidos son: $\beta_3 = 54,2\%$; $\beta_5 = 56,92\%$;
 $\beta_7 = 61,9\%$; $\beta_9 = 65,28\%$; $\beta_1 = 43,804\%$.

$$\gamma_n = \frac{B_1 \cdot \epsilon_n}{B_n}$$

$$\gamma_3 = 77,263\%$$

$$\gamma_5 = 67,722\%$$

$$\gamma_7 = 59,645\%$$

$$\gamma_9 = 53,916\%$$

$$\gamma_1 = 100\%$$

$$\gamma_4 = \gamma_1 - \gamma_3 = 22,737\%$$

$$\gamma_6 = \gamma_3 - \gamma_5 = 9,541\%$$

$$\gamma_8 = \gamma_5 - \gamma_7 = 8,081\%$$

$$\gamma_{10} = \gamma_7 - \gamma_9 = 5,725\%$$

$$\gamma_{11} = \gamma_1 - \gamma_9 = 46,084\%$$

Contenidos no conocidos.

$$\beta_n = \frac{B_1 \cdot \epsilon_n}{\gamma_n} =$$

$$B_4 = 8,476\%$$

$$B_6 = 84,903\%$$

$$B_8 = 23,850\%$$

$$B_{10} = 24,484\%$$

$$B_{11} = 18,630\%$$

Diferentes capacidades.

$$Q_1 = 3123,407 \text{ T/d.}$$

$$Q_n = Q_1 \cdot \gamma_n.$$

$$Q_3 = 2413,238 \text{ T/d.}$$

$$Q_4 = 710,169 \text{ T/d.}$$

$$Q_5 = 2115,234 \text{ T/d.}$$

$$Q_6 = 298,004 \text{ T/d.}$$

$$Q_7 = 1862,831 \text{ T/d.}$$

$$Q_8 = 252,403 \text{ T/d.}$$

$$Q_9 = 1684,016 \text{ T/d.}$$

$$Q_{10} = 178,815 \text{ T/d.}$$

$$Q_{11} = 1434,491 \text{ T/d.}$$

Pesos de los productos.

$$P_n = \beta_n \cdot Q_n.$$

$$P_1 = 1368,052 \text{ T.}$$

$$P_3 = 1307,357 \text{ T.}$$

$$P_4 = 60,194 \text{ T.}$$

$$P_5 = 1203,885 \text{ T.}$$

$$P_6 = 103,971 \text{ T.}$$

$$P_7 = 1143,691 \text{ T.}$$

$$P_8 = 60,194 \text{ T.}$$

$$P_9 = 1099,229 \text{ T.}$$

$$P_{10} = 43,777 \text{ T.}$$

$$P_{11} = 268,138 \text{ T.}$$

CAPITULO V: CALCULO DEL GASTO DE AGUA EN LAS DI-FERENTES OPERACIONES.

Normas de gasto de agua limpia en las operaciones

$$L13 = 1m^3/T.$$

$$L26 = 1,5m^3/T.$$

Cantidad de agua añadida y que hay en cada produc
to y operación.

$$W2 = W1 + W5 = 7772,608 m^3/d,$$

$L1 = W1 - W2 = 1772,728 m^3/d.$ Cantidad de agua
que hay que añadir a la molienda para mantener la rela
ción líquido-sólido en un valor óptimo.

$$W3 = 9545,416 m^3/h.$$

$$W11 = W3 + L11 = W13 - W14 = 14454,506 m^3/d.$$

$$L11 = W4 + W5 - W3 = 4949,09 m^3/d.$$

$$L111 = W111 - W4 = 0.$$

$$W7 = W111 - W6 = 595,457 m^3/d.$$

$$L8 = 1 m^3/T = 2265,999 m^3/d.$$

$$L1V = W1V - W6 = 1514,545 m^3/d.$$

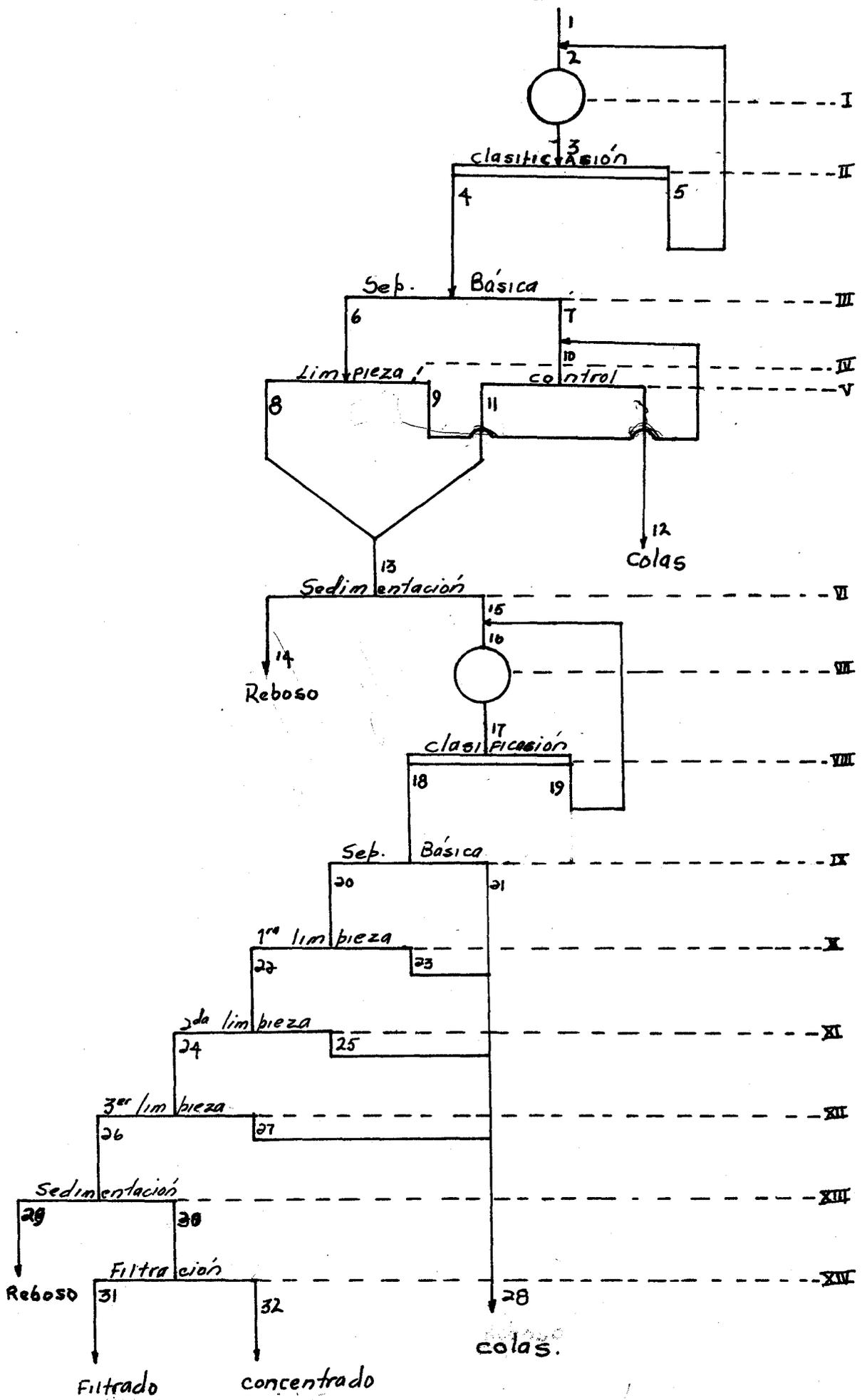
$$W9 = W1V - W8 = 5571,27 m^3/d,$$

$$W10 = W7 + W9 = 6166,727 m^3/d.$$

$$W13 = W8 + W11 = 6118,202 m^3/d.$$

$L1V = W9 - W10 = -57,787 m^3/d.$ Este valor negati
vo nos indica que hay que extraer agua y como es peque
ña la cantidad se asume $L1V = 0$, variando de esta forma
la relación líquido-sólido.

Cálculo del agua.



# de operación o producto.	Qn. (T/h)	Rn	Wn (m ³ /d)
1	4545,454	0,03	136,363
2	22727,182	0,34	7772,688
I	22727,182	0,42	9545,416
3	22727,182	0,41	9545,416
II	22727,182	0,63	14454,506
4	4545,454	1,5	6818,181
5	18181,728	0,42	7636,325
III	4545,454	1,5	6818,181
6	3363,635	1,85	6222,724
7	1181,819	0,50	595,457
IV	3363,635	2,33	7837,269
8	2265,999	1 ¹ 1*	2265,999* ²
9	1097,636	5,07	5571,27
10	2279,455	2,20	5033,728
V	2279,455 *	2,63 ³ *	6108,939* ¹
11	857,408	1,85	1586,204
12	1422,047	2,92	4156,768
13	3123,407	1,95	6118,202
VI	3123,407	1,95	6118,202
14	-	-	3963,052
15	3123,407	0,69	2155,150
16	8467,463	0,51	4393,653
VII	8467,463	0,53	4487,755
17	8467,463	0,53	4487,755

VIII	8467,463	0,81	6929,613
18	3123,407	1,5	4685,110
19	5344,056	0,42	2244,503
IX	3123,407	2,33	7277,538
20	2413,238	1,5	3619,857
21	710,169	5,15	3657,681
X	2413,238	2,33	5622,844
22	2115,234	1,5	3172,851
23	298,004	8,22	2449,993
XI	2115,234	2,33	4928,495
24	1862,831	1,5	2794,246
25	252,403	8,45	2134,249
XII	1862,831	2,33	4340,393
26	1684,016	1,5 ⁵	2526,024 ⁶
27	178,815	10,14	1814,372
28	1439,391	6,98	10056,295
XIII	1684,016	3	5152,048
29	-	-	3940,598
30	1684,016	0,66	1111,450
XIV	1684,016	0,66	1111,450
31	-	-	589,406
32	1684,016	0,31	522,044

*1 Debe leerse 2

*2 Debe leerse 4531,998

*5 Debe leerse 3

*3 Debe leerse 2,70

*6 Debe leerse 2526,024.

*4 Debe leerse 6166,787

$$LV = 0 ; \quad \Rightarrow \quad WV = W10 \quad RV = 2,70$$

$$W12 = WV - W11 = 4580,523 \text{ m}^3/\text{d.}$$

$$LVI = 0$$

$$W14 = W13 - W15 = 3963,052 \text{ m}^3/\text{d.}$$

$$W16 = W15 + W19 = 4393,653 \text{ m}^3/\text{d.}$$

$$LVII = WVII - W16 = 88,102 \text{ m}^3/\text{d.}$$

$$W17 = WVII - 4487,755 \text{ m}^3/\text{d.}$$

$$WVIII = 6929,613 \text{ m}^3/\text{d.}$$

$$LVIII = WVIII - W17 = 2441,858 \text{ m}^3/\text{d.}$$

$$LIX = WIX - W8 = 2592,428 \text{ m}^3/\text{d.}$$

$$W21 = WIX - W20 = 3657,681 \text{ m}^3/\text{d.}$$

$$LX = WX - W20 = 2002,987 \text{ m}^3/\text{d.}$$

$$W23 = WX - W22 = 2449,993 \text{ m}^3/\text{d.}$$

$$LXI = WXI - W24 = 1755,644 \text{ m}^3/\text{d.}$$

$$W25 = WXI - W24 = 2134,249 \text{ m}^3/\text{d.}$$

$$LXII = WXII - W24 = 1546,15 \text{ m}^3/\text{d.}$$

$$W27 = WXII - W26 = 1814,372 \text{ m}^3/\text{d.}$$

$$W28 = 10050,295 \text{ m}^3/\text{d.}$$

$$LXIII = 0$$

L26 = L,5 m³/T = 2526,024 m³/d. Agua limpia añadida para poder llevar el producto 26 a la operación de espezamiento.

$$R26 = R26 + L26. \quad R26 = 3.$$

$$W29 = W26 = W30 = 3940,598 \text{ m}^3/\text{d.}$$

$$W31 = W30 - W32 = 589,406 \text{ m}^3/\text{d.}$$

BALANCE DE AGUA DE LA PLANTA.Agua que entra.Agua que sale.

Prodoto alimentado W1 = 136,363	Colas de control= 4500,523
Molienda 1ra etapa LI=1772,728	Reboso 1er sedim= 3963,052
Clasif. 1ra etapa LII=4909,09	Colas 2da etapa =10056,295
1ra limpieza L IV =1614,546	Reboso 2do sedim= 3940,598
M01. 2da etapa LVII = 88,102	Filtrado = 589,406
Clasif 2da etapaLVIII=2441,858	Concentrado = 522,044
Sep. mag. B. 2da etapLIX=2595,428	
1ra limpieza LX =2002,987	
2da limpieza LXI =1755,644	
3ra limpieza LXII =1546,15	
Agua limpia L13 =2265,999	
Agua limpia L26 =2526,024	

=23651,918m³/d.

=23651,918m³/d.

Aunque se nos hizo más complejo el esquema nos vimos en la necesidad de instalar sedimentación después de la 1ra etapa de beneficio para mantener óptima la relación líquido-sólido en la 2da molienda, independientemente de esto a nuestro criterio entendemos que se elimina una gran cantidad de lamas que como es conocido son de gran perjuicio para el proceso en general.

CAPITULO VI: ELECCION Y CALCULO TECNOLOGICO DE
LOS RESTANTES EQUIPOS.Elección y cálculo de los equipos de desague.

El área específica de sedimentación para una pulpa dispersa que no contiene agentes cuagulantes se calcula por:

$$f = \frac{R1 - R2}{V.K}$$

f = Área específica para la sedimentación de una tonelada de sólido. (m²/T/h.

R1 y R2 = Relación líquido-sólido en el producto alimentado y espesado respectivamente.

K = Coef. que relaciona el área efectiva empleada y el área total.

K = 0,7 - 0,8 (espesador grande). Metodología del del proyecto de curso de la especialidad.

$$V = \frac{0,545 \cdot D^2 (\sigma + 1000)}{\mu} \times 3600$$

μ = Viscosidad del agua. (0,001)

$$D = 3 - 5 \text{ MK.}$$

$$V = 0,0981 \text{ m/h.}$$

$$R1 = 0,95; \quad R2 = 0,69$$

$$f = 16,071 \text{ m}^2/\text{T/h}$$

El área del sedimentador sera:

$$A = f \cdot Q13 \quad Q13 = 130,141 \text{ T/h.}$$

$$A = 2091,496 \text{ m}^2.$$

Cálculo del diámetro del sedimentador.

$$\frac{\pi D^2}{4} = 2091,496$$

$$D = 51,617 \text{ m.}$$

Para este espesamiento se escogen dos espesadores con mecanismo periférico con diámetro de 30m, una altura en el centro de 3,6 m, una superficie cada uno de 700m^2 (1400 m^2 total), una velocidad de giro de los rastrillos de 0,08 rev/ minuto y una potencia de 4,5 Kw / h.

A continuación calculamos los espesadores del segundo espesamiento.

$$f = \frac{R1 - R2}{V.K} \quad R1 = 1,5; \quad R2 = 0,06.$$

$$V = 0,0981 \text{ m/h.}$$

$$f = 17,346 \text{ m}^2/\text{T/h.}$$

Area del sedimentador.

$$A = f \times Q26 \quad Q26 = 70,167\text{T/h.}$$

$$A = 1217,182 \text{ m}^2.$$

Diámetro del sedimentador.

$$\frac{D^2}{4} = 1217,182$$

$$D = 39,377 \text{ m.}$$

Escogemos dos sedimentadores de mecanismo periférico con un diámetro de 24 m, una altura central de 3,6 m, superficie de 450 m² (900 m²). La velocidad de giro de los rastos es de 0,1 rev / m. La potencia es de 2,8 kw/h.

A continuación se calculan los filtros de vacío. Según las normas orientativas de carga específica de los filtros de vacío que aparecen en tablas de folletos de la asignatura para nuestro caso se orienta la utilización de filtros de disco o tambor con carga específica para material seco entre 500-1000 kg/m²h

Al filtraje nuestro se alimentan 70,167 T/h que equivalen a 70167 Kg/h.

Tendremos:

$$\frac{70167}{800} = 87,708 \text{ m}^2$$

Nosotros escogemos dos filtros con superficie de filtraje interior de 44 m² cada uno (tambor).

Gasto específico de aire.

Para superficie interior de filtraje el gasto de aire para bomba de vacío estará entre 0,5-2 m³/m².min y para soplador entre 0,1- 0,4 m³/m².minuto.

$$\text{BOMBA} = 44 \times 2 = 88 \text{ m}^3/\text{m}.$$

$$\text{SOPLADOR} = 44 \times 0,2 = 17,6 \text{ m}^3/\text{m}.$$

Estos gastos de aire vienen reflejados en folletos de la asignatura (PROYECTOS DE PLANTAS DE BENEFICIO)

→ A continuación vamos a realizar la elección y cálculo de los separadores magnéticos.

Según los folletos de la asignatura para nuestro caso lo más recomendable a utilizar es separadores de baja intensidad (mineral fuertemente magnético), de tambor con alimentación inferior, a contracorriente con sistema magnético abierto y mezclado magnético.

La separación magnética básica tiene una capacidad de 199,393 T/h, a consecuencia de esto utilizamos un separador $\pi\text{BM} \rightarrow 4\pi\text{A}$ que tiene una capacidad variable entre 140-200 T/h. La velocidad de rotación del tambor es de 29 Rev/minutos y la tensión del campo en el separador es de 1100, el tambor tiene un diámetro de 800 mm y un largo de 2500 mm.

→ A la limpieza se alimentan 140.151 T/h, utilizando otro $\pi\text{BM}-4\pi\text{A}$

Al control se alimentan 94,977 T/h, aquí utilizamos dos separadores $\pi\text{BM}-2$ con una capacidad cada uno de 50 T/h, una longitud y un diámetro en el tambor de 1500 mm y 600 mm, la tensión del campo en el separador es de 1100, la velocidad del tambor es de 39 Rev/m.

Separadores magnéticos de la 2da etapa de beneficio.

En esta etapa de beneficio tenemos una separación magnética básica y tres limpiezas.

Según folletos de la asignatura lo más conveniente a utilizar es separadores de tambor de baja intensidad con alimentación inferior a semicontracorriente con sistema magnético abierto.

Nosotros escogimos el separador 195-⟨⟩ de 3 tambores, utilizando un tambor para la separación básica, uno para la 1ra limpieza y el otro para la 2da limpieza. La capacidad de estos separadores se calcula por las normas de la capacidad específica para un metro de longitud y se utiliza la siguiente fórmula.

$$Q = q_n (L - 0,1)$$

Q = Capacidad por hora.

q_n = Capacidad específica (20 T/h)

L = Longitud del tambor = 2000 mm.

$$Q = 47,5 \text{ T/h.}$$

Como la capacidad que entra al primer tambor es de 130,141 T/h, se necesitan 3 separadores con un coeficiente de carga de 0,91, pudiéndose aumentar la capacidad en 3 T/h.

Para la última limpieza utilizamos el separador 16707 -C3 con un solo tambor. Tiene una longitud del tambor de 1,5 m, una capacidad específica de 12 T/m.n La capacidad de este separador es 21 T/h.

La capacidad que entra a esta limpieza es de 77,617 T/h, necesitamos 4 separadores con coeficientes de carga de 0,92, Pudiendo aumentar la capacidad aproximadamente en 5,5 T/d.

DESMAGNETIZADORES

Se utilizaran desmagnetizadores a la salida de las 2 etapas de sedimentación, es decir en el producto 13 y en el 26.

En el producto 13 vamos a utilizar 24 desmagnetizadores de 300 m³/d y en el 26 utilizaremos 11.

Estos desmagnetizadores son del tipo 176-C3, Tienen un peso de 9,346 T, un ancho de 635 mm, largo 1440 mm y altura de 670 mm, la potencia es de 10 kw/h.

CAPITULO VII: BREVE DESCRIPCION DE LA UTILIZACION DEL EQUIPAMIENTO.

Trituradoras.

Las trituradoras se eligen como resultado de la comparación técnico económica de algunas posibles variantes. La comparación se realiza según la magnitud de la potencia instalada que refleja los gastos de explotación y por el peso, proporcional a los gastos de instalación.

Al seleccionar las trituradoras de la primera etapa es preferible utilizar un equipo grande que varios pequeños, pues la instalación de varias trituradoras está relacionada con el volumen de edificaciones.

El coeficiente de carga es la relación entre la capacidad por hora establecida según el esquema y la capacidad por hora de las trituradoras según los datos para el valor de cálculo de la magnitud de la abertura. Es deseable seleccionar las trituradoras de tal modo que los coeficientes de carga de los equipos por etapas de trituración sean aproximadamente iguales.

En las tablas de las trituradoras estandarizadas generalmente se señala la capacidad en m^3/h , hay que multiplicarla por el peso volumétrico de la mena para transformarla en T/h.

Cribas.

La superficie necesaria de las cribas vibratorias por m^2 para la segunda y tercera etapa de trituración se calcula según la carga específica, teniendo en cuenta los coeficientes de corrección para las condiciones de cribado.

Para la 2da etapa de cribado es preferible instalar cribas vibratorias del tipo pesado, las cuales aceptan pedazos grandes. Para la 3ra etapa es posible utilizar las cribas de inercia del tipo pesadas o medias. La cantidad de cribas se determina dividiendo la superficie total necesaria entre la superficie de la criba seleccionada.

En la 2da etapa de trituración es deseable tener una criba para cada trituradora, esto aligera la construcción del nudo criba trituradora. La cantidad de ~~xx~~ cribas para la tercera etapa puede ser igual a 2 por trituradora, pero en este caso hay que instalar una ~~to~~ tolva de distribución.

Molinos:

Para la instalación se utilizan molinos que tienen un peso común y un gasto de potencia mínimo, no hace falta elegir gran cantidad de molinos de pequeño tamaño, pero por otro lado, la instalación en la planta de 162 molinos con dimensiones máximas, puede resultar

no ventajoso a causa de la necesidad de utilizar gruas pesadas. Generalmente para cada molino se instala un clasificador, si como resultado de los cálculos resulta más de un clasificador hay que instalar hidrociclones y no clasificadores.

Hidrociclones:

Los hidrociclones por lo general se instalan en la segunda etapa de molienda debido a ~~que~~ al ser más fino el producto molido existe la menor posibilidad de que se tapan las bombas, aunque en los últimos tiempos se ha tendido a utilizar esquema de molienda con la 1ra etapa en circuito abierto, pero tienen la desventaja que el producto preparado por el molino de barras pasa directamente al molino de bolas, existiendo mayor remolienda.

Para economizar energía y disminuir desgaste en hidrociclones, la presión debe mantenerse lo más baja posible, sin embargo al disminuir esta se hace necesario disminuir el diámetro del hidrociclón, utilizándose con ello una mayor cantidad. En la actualidad tiende a sustituirse los clasificadores de espirales por hidrociclones, estos últimos tienen mayor capacidad y ocupan menos espacio.

Equipos de desague:

El equipamiento utilizado para el desague de los productos del beneficio estan incluidos en el equipamiento auxiliar de la planta.

La elección del equipamiento de desague depende del tamaño y humedad que debe poseer el producto final. Uno de los factores fundamentales a influir en el desague es el tamaño de las partículas a procesar; en dependencia a este factor se escojen fundamentalmente los equipos de desague.

La elección del tipo de espesador está dada por la característica de tamaño del producto sólido, sus densidad, capacidad necesitada y las condiciones de humedad exigidas al producto final. Para el espesamiento del concentrado en las plantas de separación magnética se requieren grandes espesadores y al mismo tiempo un número considerable de filtros de vacío por lo que la sección de desague ocupa un volumen grande, en este caso los sedimentadores se colocan en diferentes edificaciones que los filtros se colocan a un nivel más bajo que la sección de beneficio para facilitar el transporte por gravedad del concentrado.

El cálculo de los filtros de vacío comunmente se realiza por las normas de carga específica establecidas por datos de la practica, las cuales se

brindan en tablas de folletos de la asignatura.

La capacidad específica de los filtros depende del tamaño y densidad del material alimentado y de la magnitud del vacío para la filtración. Según la carga específica de filtración escogida se calcula el área total de filtración necesitada y el número de filtros en dependencia de sus dimensiones. Por cada 3-4 filtros hay que considerar uno de repuesto.

La capacidad de las bombas de vacío y sopladores dependerán de permeabilidad de la torta y de la temperatura de la pulpa filtrada. La permeabilidad de la torta puede tomarse como normas de gastos orientativos las que se encuentran en tablas de folletos de la asignatura.

Separadores magnéticos;

La elección del tipo de separador magnético depende de manera principal de la susceptibilidad magnética del mineral, tamaño de alimentación, medio en que se realiza la separación y exigencias de los concentrados. La capacidad específica de los separadores por unidad de longitud en la alimentación depende también de las propiedades magnéticas del mineral separado, tamaño del alimentado, exigencias de los concentrados y del tipo de separador. Estas normas de capacidad específica se determinan por vía experimental

o se establecen de los datos de la práctica de plantas que trabajan con el mismo mineral.

Los separadores magnéticos se clasifican atendiendo a una serie de factores como son intensidad y fuerza magnética, medio donde se realiza la separación, principio de trabajo y régimen de alimentación y presencia de alternamiento en la polaridad en el paso del mineral por el separador.

Según la intensidad los separadores se clasifican en de alta intensidad (minerales debilmente magnéticos) y de baja intensidad (fuertemente magnéticos), según el medio que se utiliza tenemos los separadores por vía húmeda y por vía seca, según el régimen de alimentación pueden ser de alimentación superior e inferior, según la dirección de la pulpa pueden ser a corriente, semicontracorriente y contracorriente y teniendo en cuenta la polaridad de los polos pueden ser separadores que utilizan sistema magnético con alternación de los polos y sin alternación de los polos.

CAPITULO VIII: CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES.

CONCLUSIONES.

1ro Entendemos que la metodología utilizada en la confección de este proyecto es acertada.

2do Para elegir los separadores magnéticos hay que tener muy en cuenta la susceptibilidad magnetica del mineral y el tamaño que se alimenta.

3ro Es conveniente utilizar los desmagnetizadores después del espezamiento ya que los flóculos de las partículas magnetizadas aceleran la sedimentación.

RECOMENDACIONES.

1ro Recomendamos que este tipo de esquema de separación magnética sea incluido en el proyecto de curso de la especialidad de beneficio de minerales, ya que en un futuro este tipo de beneficio tendrá una gran importancia en el desarrollo de la siderurgia en nuestro País.

2do Recomendamos que en los anexos de la metodología del proyecto sean incluidos un mayor número de equipos con el objetivo de facilitar y hacer más óptimo la elección del equipamiento.

BIBLIOGRAFÍA.

- Folletos de la asignatura
- Metodología del proyecto.
- PROYECTOS DE PLANTAS DE BENEFICIO.