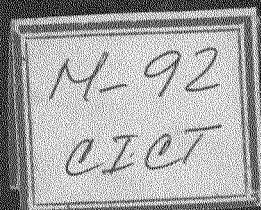




REPUBLICA DE CUBA



Instituto Superior Minero-Metalurgico

Proyecto de Diploma

Proyecto de una Planta de Beneficio para Minerales Polimetálicos por el Método de Flotación

Tutor: Guillermo Carty

Graduandos: Rodolfo Palmero A.

Fernando Carrera G.

-MOA - 1982-

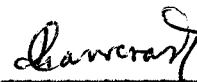
CONSTANCIA DE REVISION

GRADUANDO:

Rodolfo Palmero Arias



Fernando Carreras García



TUTOR:

Ing. Guillermo Carthy



3 de Junio de 1982

"Año XXIV de la Revolución"

D E D I C A T O R I A

A LOS HEROICOS COMBATIENTES QUE HICIERON POSIBLE
LA VERDADERA LIBERTAD DE NUESTRO PAIS, LOGRANDO
QUE LAS UNIVERSIDADES ABRIERAN SUS PUERTAS PARA
TODOS LOS HIJOS DE LOS TRABAJADORES Y TODOS LOS
HIJOS DE LA PATRIA, DISPUESTOS A DEFENDER ESTE
DERECHO.

AGRADECIMIENTO

NUESTRO MAS PROFUNDO AGRADECIMIENTO A LA REVOLUCION CUBANA, A LA CUAL DEBEMOS NUESTRA FORMACION PROFESIONAL COMO INGENIEROS METALURGICOS.

AGRADECEMOS LA COLABORACION CONSTANTE Y PROVECHOSA DE NUESTRO TUTOR INGENIERO GUILLERMO CARTHY, ASI COMO A TODOS LOS COMPAÑEROS QUE DE UNA FORMA U OTRA, HICIERON POSIBLE LA REALIZACION DE ESTE PROYECTO DE DIPLOMA.

I N D I C E

Capítulo I - Cálculo Preliminar	2
1.1. Datos iniciales para el cálculo del esquema y selección del equipamiento para trituración y molienda	2
1.2. Cálculo preliminar de la sección de trituración	2
1.3. Cálculo de las dimensiones de las aberturas de las Cribas	9
Capítulo II - Trituración	15
2.1. Cálculo final del esquema de la sección de trituración . Condiciones y parámetros de trabajo	15
2.2. Dimensiones de las aberturas de las Cribas y eficiencia del Cribado	15
2.3. Cálculo de las Cribas y elección para la segunda y tercera etapa	18
Capítulo III - Molienda	21
3.1. Cálculo del esquema y selección del equipamiento de la sección de molienda	22
3.2. Cálculo de los clasificadores de espiral no sumergidos (primera molienda)	26
3.3. Cálculo de los molinos necesarios en la segunda molienda	28
3.4. Cálculo de los clasificadores de la segunda molienda	30
3.5. Tabla confeccionada por los equipos que hasta ahora hemos elegido	31
Capítulo IV - Flotación	32
4.1. Datos iniciales para la flotación Colectiva-Selectiva	33
4.1.1. Cálculo de los esquemas de beneficio de menas polimetálicas	34
4.1.2. Esquema aplicado para la flotación colectiva	39

4.2. Flotación selectiva	42
/ 4.2.1. Esquema aplicado para la flotación selectiva del plomo	45
4.2.2. Esquema aplicado para la flo- tación selectiva del cobre	49
4.2.3. Esquema aplicado para la flo- tación selectiva del zinc	52
Capítulo V - Balance del agua	55
5.1. Determinación de la cantidad de agua añadida a las diferentes operaciones y la cantidad de agua en cada producto	55
5.1.1. Determinación del volumen de pulpa en todas las operacio- nes y productos	60
Capítulo VI- Equipamiento para la flotación colectiva-selectiva	63
6.1. selección del equipamiento para la flotación colectiva-selectiva	63
6.1.1. Cálculo del equipamiento para la flotación colectiva	63
6.1.2. Cálculo del área y diámetro para el espesamiento en la flotación colectiva	65
6.1.3. Cálculo del número de tanques en la flotación colectiva	66
6.1.4. Selección del equipamiento para la flotación selectiva del plo- mo	66
6.1.5. Cálculo del área y diámetro para el espesamiento en la flotación selectiva del plomo	67
6.1.6. Cálculo del área filtrable	67
6.1.7. Cálculo del número de tanques de contacto en la filtración del plomo	68

6.2. Cálculo del equipamiento en la filtración selectiva del cobre	68
6.2.1. Cálculo del área y diámetro para el espesamiento en la filtración selectiva del cobre	69
6.2.2. Cálculo del área filtrable para la flotación selectiva del cobre	70
6.2.3. Cálculo del número de tanques de contacto para la flotación selectiva del cobre	70
6.3. Cálculo del equipamiento para la flotación selectiva del zinc	70
6.4. Características técnicas de las má- quinas de flotación escogidas	72
6.5. Características técnicas de los tan- ques acondicionadores.	72
6.6. Características técnicas de los es- pesadores escogidos	73
6.7. Características técnicas de los fil- tros seleccionados	74
6.8. Gastos de energía	74
Capítulo VII -Disposición del equipamiento en la planta de beneficio	75
Capítulo VIII- Conclusiones y Recomendaciones	77
Capítulo IX - Bibliografía, planos y anexos	79

El objetivo del presente trabajo de grado es el cálculo del esquema de flotación de los minerales polimetálicos de Zinc, Plomo y Cobre, el cuál servirá como material bibliográfico para los alumnos de 4to. año de la especialidad de Ingeniería Metalúrgica en la especialización de Beneficio de Minerales.

El esquema planteado para la flotación de dicho mineral polimetálico ha sido el esquema de flotación colectiva-selectiva por presentar éste mayores ventajas, debido a que mediante la flotación colectiva se elimina una gran masa del estéril, lo que es altamente significativo ya que conlleva a la utilización de un menor número de máquinas en la flotación selectiva, menor cantidad de reactivos, menos complejidad en el proceso, etc.

Después de separar el estéril de los minerales útiles en la flotación colectiva se continuó beneficiando el concentrado por el método de flotación selectiva.

Este trabajo contiene de forma resumida los objetivos fundamentales de las asignaturas de "Proyecto de Plantas" de "Beneficio", "Flotación" y "Preparación Mecánica"; ya que fué necesario para su realización hacer un recorrido prácticamente por dichas materias.

Este trabajo ha sido elaborado de una forma detallada para facilitar la comprensión de los pasos a seguir para el cálculo del esquema de beneficio de los minerales polimetálicos.

CAPITULO I : CALCULO PRELIMINAR

1.1- Datos iniciales para el cálculo del esquema y selección del equipamiento para la trituración y molienda.

Los datos necesarios para la realización de este paso -- fueron tales como:

- Producción Anual: 1,000 000 tn/año
- Coeficiente de dureza: 16 - 18
- Tamaño máximo alimentado: 800 mm
- Densidad: 2850 Kg/m³
- Peso Volumétrico: 1850 Kg/m³
- Humedad: 5 - 6 %
- Turnos de 7 horas
- Características de tamaño del producto inicial:

30	49	65	83	17
0,75	0,50	0,25	0,125	0,125

1.2- Cálculo preliminar de la sección de trituración

1.2.1- Capacidad diaria de la planta de beneficio.- Calculada según la fórmula:

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

donde:

Q - Capacidad anual; 1,000 000 tn/año

n - Número de días trabajados

η - Coeficiente de utilización

η_n - Se toma de 330 - 340 en plantas de flotación

$$Q_c = \frac{1,000\ 000}{340} = 2941 \text{ tn/día}$$

1.2.2- Capacidad diaria de la sección de trituación.-

$$Q_{dst} = Q_c \cdot \frac{mf}{ms}$$

donde:

Qdst - Capacidad diaria de la sección de tri--
turación.

mf - Número de días de trabajo de la planta; 7
 ms - Número de días de trabajo de la sección de trituración; 6

$$Q_{dst} = 2941 \frac{7}{6} = 3431,16 \text{ tn/día}$$

1.2.3- Cálculo de la capacidad horaria de la sección de trituración.

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

donde:

K - Coeficiente que toma en consideración -- algunas propiedades físicas del mineral -- que influye en la capacidad de los equipos.

t - Tiempo de trabajo diario de la sección -- (tiempo real de trabajo)

Q_o - Capacidad horaria de los equipos ó sección.

Datos

K=1

t=7 horas

$Q_o = 490,16 \text{ tn/h}$

1 turno

1.2.4- Características granulométrica de la mena alimentada -- y elección del esquema de trituración.

Para construir la característica granulométrica de la mena alimentada se recogen los datos según el formato de la tabla siguiente:

Dimensión de la clase: mm en fracciones de la unidad $D_{max} = d$		Porciento en peso parcial de la clase	Porciento de peso acumulati vo según el re tenido (+)
- 800	+ 600	30	30
- 600	+ 400	19	49
- 400	+ 200	16	65
- 200	+ 100	18	83
- 100	+ 0	17	100

1.2.5- Fijar los grados de trituración por etapas de trituración.

Grado general de trituración:

$$S_g = \frac{D_{\max}}{d_{\max}}$$

donde:

$D_{\max}$ - tamaño máximo alimentado; 800 mm

$d_{\max}$ - diámetro máximo elegido para las condiciones de nuestro proyecto (tomado segun el autor Razumov K.A.)(I)

S_g - Grado general de trituración

$$S_g = \frac{800}{15} = 53,3$$

$$S_g = S_1 \cdot S_2 \cdot S_3$$

$$S_m = \sqrt[S_g]{\text{Grado promedio de trituración}}$$

$$S_m = 3,7$$

Generalmente los grados de trituración de las 2 primeras etapas se fijan calculándose el valor del tercero.

$$S_1 = 3,5$$

$$S_2 = 3$$

$$S_3 = \frac{S_g}{S_1 \cdot S_2}$$

$$S_3 = 5$$

~~1.2.6~~ Elección del esquema de trituración:

Analizando las variantes propuestas por el Instituto "Mejanov" específicamente para nuestro caso y de esta forma escogemos la que nos ofrezca mayor efectividad y nos resulte más económica.

Para esta elección nos basamos en los datos que ya tenemos, o sea, ésta está en dependencia del tamaño máximo de los pedazos en el mineral alimentado, triturabilidad de la mena o dureza del mineral, humedad, carac-

terísticas granulométricas de los productos triturados establecidos para cada etapa y capacidad de la planta.

A la hora de seleccionar el esquema racional de trituración fué necesario aclarar dos cuestiones fundamentales:

1.- Número de etapas del esquema

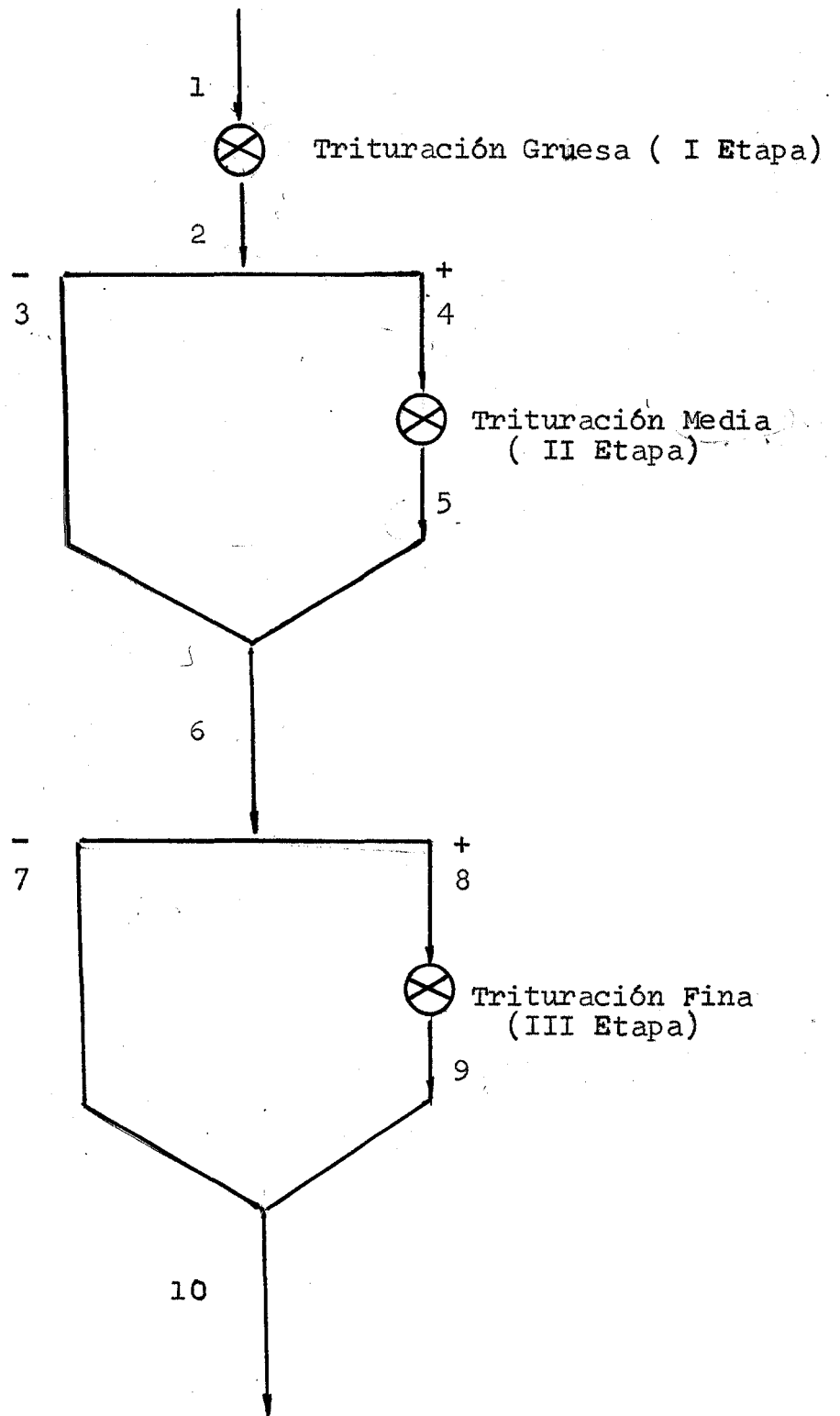
Este depende del tamaño máximo del producto alimentado y del tamaño máximo que se obtiene en el triturado, ó sea; $D_{max} = 800 \text{ mm}$ y $S_g = 53,3 \text{ mm}$.

2.- Necesidad de utilizar el cribado de control o el preparatorio.

En nuestro caso no utilizamos el cribado preparatorio en la primera etapa ya que no existe una cantidad muy significativa del producto que se va a cribar (Vease en la curva 1). Además el material alimentado no presenta alta humedad y la introducción del cribado preparatorio conduce al aumento de las inversiones, de la complejidad -- del esquema, y también no existe altura suficiente.

El cribado de control no se utilizó debido a que éste conduce a la necesidad de establecer gran -- cantidad de cribas, transportadores, triturado--ras y alimentadores, además un mayor gasto de -- energía lo que es de gran importancia a la hora de elegir la utilización o no del cribado de control

Esquema de trituración elegido; (DBB)



1.2.7- Determinación del tamaño por etapa en la descarga - de las trituradoras.

$$\text{1ra. etapa: } d_2 = \frac{d_1}{s_1} = \frac{800}{3,5} = 228 \text{ mm}$$

$$\text{2da. etapa: } d_6 = \frac{d_2}{s_2} = \frac{228}{3} = 76 \text{ mm}$$

$$\text{3ra. etapa: } d_{10} = \frac{d_6}{s_3} = \frac{76}{5} = 15 \text{ mm}$$

1.2.8- Cálculo de las aberturas de descarga de las trituradoras.

$$i = \frac{d_n}{Z_p} ; \text{ mm}$$

donde:

d_n - Tamaño máximo en la descarga de las trituradoras.

Z_p - Coeficiente que tiene encuesta dureza del mineral y tipo de trituradora.

$$\text{1ra. etapa: } i_1 = \frac{d_2}{Z_1} \quad (\text{trituration gruesa})$$

donde:

Z_1 - Relación entre los agujeros del tamiz a través del cual pasa el 95% del material y la dimensión de la abertura de descarga de la trituradora como para cualquier tipo de trituradora de trituración gruesa (tomado de la tabla según el autor Razumov K.A.(1))., de acuerdo a la dureza que posee la mena (media) y el tipo de triturador escogido (cono).

Datos:

$$Z_1 = 1,4$$

$$i_1 = 162 \text{ mm}$$

$$d_2 = 228 \text{ mm}$$

$$\text{2da. etapa: } i_2 = \frac{d_6}{Z_2} \quad (\text{trituration media})$$

donde:

Z_2 - Es lo mismo que Z_1 pero se tomó teniendo en cuenta el carácter de la mena para trituradores de cono de trituration media.

Datos:

$$Z_2 = 1,5$$

$$i_2 = 50 \text{ mm}$$

$$d_6 = 76$$

$$\text{3ra. etapa: } i_3 = \frac{d_{10}}{Z_3} \quad (\text{trituration fina})$$

donde:

Z_3 - Es lo mismo que las anteriores pero teniendo en cuenta el carácter de la mena para la trituration fina.

Datos:

$$Z_3 = 2$$

$$i_3 = 7,5 \text{ mm}$$

$$d_{10} = 15 \text{ mm}$$

1.2.9- Dimensiones de las aberturas de carga de las trituradoras.

Estas se fijan aproximadamente 10 - 20% mayor que el tamaño del pedazo máximo alimentado a la trituradora.

$$B = (1,1 \text{ y } 1,2) d_{\text{max}}$$

donde:

B - abertura de carga

1ra. etapa:

$$B_1 = (1,1) 800 = 880 \text{ mm}$$

2da. etapa:

$$B_2 = (1,1) \ 228 = 250 \text{ mm}$$

3ra. etapa:

$$B_3 = (1,2) \ 76 = 91,2 \text{ mm}$$

- 1.3- Cálculo de las dimensiones de las aberturas de las cribas "a" las cuales se fijaron en los límites -- entre la dimensión del pedazo obtenido en esta etapa de trituración y la dimensión de las aberturas de descarga de la trituradora, ó sea:

$$d_6 \geq a_1 \leq i_1$$

$$a_1 = 60 \text{ mm}$$

donde:

a_1 - abertura del cribado de la 2da. etapa

$$d_{10} \geq a_2 \geq i_3$$

$$a_2 = 10 \text{ mm}$$

donde:

a_2 - abertura del cribado de la 3ra. etapa

- 1.3.1- Elección de las eficiencias "E" de las operaciones de cribado; en nuestro caso (esquema DBB) no existe cribado en la 1ra. etapa de trituración, por lo que las cribas a utilizar son las vibratorias o se mivibratorias y la eficiencia para estas será:

$$E_2 = E_3 = 0,8 - 0,85$$

- 1.3.2- Determinación de los pesos de los productos (preliminarmente)

$$Q_1 = 490,16 \text{ tn/h}$$

$$Q_1 = Q_2$$

$$Q_4 = Q_1 \gamma_4$$

γ_4 4- Por ciento en peso de los productos alimentados a la 2da. etapa de trituración (tomado según - el autor Razumov K.A.(1)). Esto fué de acuerdo al tipo de trituración (media) y dureza de la- mena (media)

$$\gamma_4 = 80\% = 0,80$$

$$Q_4 = 392,3 \text{ tn/h}$$

$$Q_3 = Q_1 - Q_4 = 98,03 \text{ tn/h}$$

$$Q_5 = Q_4$$

$$Q_6 = Q_1 = Q_{10}$$

$$Q_8 = Q_6 \gamma_8$$

$$\gamma_8 = 75\% = 0,75$$

$$Q_8 = 367,62 \text{ tn/h}$$

$$Q_9 = Q_8$$

$$Q_7 = Q_{10} - Q_8 = 122,54 \text{ tn/h}$$

1.3.3- Valores preliminares de los parámetros de trabajo -- para la elección de las trituradoras.

Trituradoras	Dimensión de la <u>abertura</u> de -- descarga.	Dimensión de la <u>abertura</u> de carga; mm.	Capacidad tn/h
	"i"	"B"	"Q"
1ra. etapa	162	880	490,16
2da. etapa	50	250	392,13
3ra. etapa	7,5	91,2	367,62

1.3.4- Elección y cálculo de las trituradoras para cada etapa.

Para este paso tuvimos que tener en cuenta los - anteriores valores preliminares de los paráme -- tros de trabajo ó sea:

- 1.- Dimensión de la abertura de descarga
- 2.- Dimensión de la abertura de carga
- 3.- Capacidad proyectada

Para la 1ra. etapa:

$$i_1 = 162 \text{ mm } 0.2$$

$$B_1 = 880 \text{ mm}$$

$$Q_1 = 490,16 \text{ tn/h}$$

Con estos datos elegimos la trituradora KKD Γ_y - 900 (trituración gruesa).
la cual posee:

$$i = 150 \text{ mm } 0.2$$

Esta trituradora posee una abertura de descarga - menor que la proyectada por nosotros, por lo que - hacemos uso de la reserva admitida de un $\pm 20\%$.

$$i_{\max} = 180 \text{ mm (está dentro del rango de -- seado).}$$

$$i_{\min} = 120 \text{ mm}$$

$$B = 900 \text{ mm (Satisface nuestra abertura- de carga).}$$

$$Q = 340 \text{ tn/h}$$

Esta trituradora posee menor capacidad que la pro - yectada, debido a lo cual hacemos uso de la reser - va admitida de un $\pm 20\%$

$$Q_{\max} = 408 \text{ tn/h}$$

$$Q_{\min} = 272 \text{ tn/h}$$

El cálculo se hace por interpolación :

$$Q_i = Q_{\min} + \frac{Q_{\max} - Q_{\min}}{i_{\max} - i_{\min}} (i - i_{\min})$$

$$Q_{162} = 366,92 \times 1,85 = 678 \text{ tn/h}$$

Para la 2da. y 3ra. etapa se hizo similar al anterior y por interpolación.

Se determinó el coeficiente de carga (K_c) para -- saber si era correcta la elección de dichas trituradoras.

$$K_c = \frac{Q_{\text{proyectada}}}{Q_{\text{trituradora}}}$$

1ra. etapa:

$$K_c = 0,72$$

2da. etapa:

$$K_c = 0,81$$

3ra. etapa:

$$K_c = 0,89$$

1.3.5- Características de las trituradoras elegidas por el cálculo preliminar.

Observaciones sobre la elección realizada: Para la 1ra. etapa se eligió "trituradora de cono", -- teniendo en cuenta la capacidad de la planta, la cual no es pequeña.

Parámetros	Trituración Gruesa		Trituración Media	Trituración Fina
Modelo	KKD	-900	KCD-1750	KMD 2200-400
B ; mm	900		250	130
i ; mm	150		25-60	5-15
Dmax ; mm	750		215	130
Q ; m ³ /h	340		160-300	75-220
Potencia ; Kw	320		160	250-280
Peso ; tn	142		46,9	82,1
Costo ; miles de rublos	121		33,4	55,05

1.3.6- Resumen de la elección de las trituradoras y parámetros fundamentales del cálculo preliminar.

Etapas	Dimensiones "B" y tipo	Cantidad	Q tn/h	K _c	Peso tn	N Kw
I	B = 900 Cono	1	678	0,72	142	320
II	B = 250 Cono	1	481	0,81	46,9	160
III	B = 130 Cono	2	410	0,89	164	500

Costos:

Etapas	1ra.	2da.	3ra.
-	Miles de Rublos		
	200	33,4	110,1

1.3.7- Resumen sobre el cálculo preliminar.

Basándonos en los datos obtenidos hasta ahora, o sea, - en dependencia del tamaño máximo de los pedazos en el mineral alimentado (800 mm); la triturabilidad de la mena (media); el tamaño del producto triturado (228 mm, 76 mm, 15 mm); humedad (6 - 8%); las aberturas de descarga ($i_1 = 162$ mm, $i_2 = 50$ mm, $i_3 = 7,5$ mm); las aberturas de carga ($B_1 = 880$ mm, $B_2 = 250$ mm, $B_3 = 91,2$ mm)- y considerando las características técnicas y la valoración económica de las trituradoras elegidas en el cálculo preliminar concluimos que éste va a ser de gran importancia para la elección final de las trituradoras.

CAPITULO II : TRITURACION

2.1.- Cálculo final del esquema de la sección de trituración. Condiciones y parámetros de trabajo.

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

2.1.1 Aberturas de descarga "i" de las trituradoras.

1ra. etapa; $i_1 = 150 \text{ mm}$

2da. etapa; $i_2 = 25 \text{ mm}$

3ra. etapa; $i_3 = 7,5 \text{ mm}$

(Como se puede observar hemos variado las aberturas de descarga).

2.1.2 Aberturas de carga.

1ra. etapa; $B_1 = 880 \text{ mm}$

2da. etapa; $B_2 = 250 \text{ mm}$

3ra. etapa; $B_3 = 91,2 \text{ mm}$

2.1.3 Cálculo de los tamaños máximos de los pedazos después de cada trituradora.

$$d_2 = i_1 Z_1 = 227 \text{ mm}$$

$$d_5 = i_2 Z_2 = 75 \text{ mm}$$

$$d_9 = i_3 Z_3 = 15 \text{ mm}$$

2.1.4 Grados de trituración.

Trituración gruesa	$S_1 = 3,5$
" media	$S_2 = 3$
" fina	$S_3 = 5$

2.2 Dimensiones de las aberturas de las cribas y eficiencia del cribado.

2da. etapa; $a_1 = 25 \text{ mm}$

$$E_2 = 80\%$$

3ra. etapa; $a_2 = 10 \text{ mm}$

$$E_3 = 85\%$$

2.2.1- Cálculo de los pesos de los productos.

$$Q_1 = 490,16 \text{ tn/h}$$

$$Q_2 = Q_1$$

$$Q_3 = Q_2 \beta_2^{-a_2} E_2$$

Para calcular Q_3 necesitamos la característica granulométrica del producto "2" (Vease en la curva del producto "2").

1ra. etapa; $d = i Z_p$

$$d = i_1 Z_p$$

$$i_1 = 162 \text{ mm}$$

2.2.2- Determinación de los productos 3 y 4

$$Q_3 = Q_2 \beta_2^{-a_2} E_2$$

$$Q_2 = 490,16 \text{ tn/h}$$

$$E_2 = 0,80$$

Para hallar $\beta_2^{-a_2}$ tomamos la abertura de la criba que utilizamos en la 2da. etapa ($a_1 = 25 \text{ mm}$ y lo ploteamos en la curva del producto "2").

$$Q_3 = 117,6 \text{ tn/h}$$

$$Q_4 = Q_2 - Q_3 = 373,16 \text{ tn/h}$$

2da. etapa; $K_c = \frac{Q_4}{Q \text{ tritadora de la 2da. etapa.}}$

$$K_c = 0,77$$

2.2.3- Cálculo de los pesos de los productos 7, 8 y 9, para -- hallar éstos, se tuvo que, primeramente construir las características granulométricas de los productos 5, 6 y 9, se construyeron los productos 5 y 9 de la misma forma que el producto "2" anterior, pero para su curva --

patrón correspondiente a la trituración ya sea media o fina. Ahora para la característica granulométrica del producto 6 se calculó de la siguiente forma:

2.2.4- Cálculo de la característica granulométrica del "6".

$$\beta_6^{-d} = \beta_2^{-d} E_2^{-a_1} + (1 - \beta_2^{-a_1} E_2^{-a_1}) \beta_5^{-d}$$

$$\beta_6^{-30} = \beta_2^{-30} E_2^{-25} + (1 - \beta_2^{-25} E_2^{-25}) \beta_5^{-30}$$

$$\beta_6^{-30} = 0,90 = 10\%$$

$$\beta_6^{-25} = 0,80 = 20\%$$

$$\beta_6^{-20} = 0,67 = 33\%$$

$$\beta_6^{-15} = 0,64 = 36\%$$

2.2.5- Construcción de las características granulométricas-
Procedimos a la determinación del producto 7.

$$Q_7 = Q_6 \beta_6^{-a_2} E_2^{-a_2}$$

donde:

$$Q_6 = 490,16$$

$$E_2 = 0,80$$

$$a_2 = 10 \text{ mm}$$

$$\beta_6^{-10} = 0,30$$

$$Q_7 = 156 \text{ tn/h}$$

$$Q_8 = Q_6 - Q_7 = 334 \text{ tn/h}$$

$$K_c = \frac{Q_8}{Q_{\text{trituradora de la 3ra. etapa}}} = 0,81$$

2.2.6- Conclusiones sobre la elección de las trituradoras.

Se eligen las mismas trituradoras del cálculo preliminar en todas las etapas de trituración, o sea:

Para el cálculo final se utiliza para la primera etapa el mismo triturador de cono con un K_c igual a 0,72.

Para el cálculo final se utiliza para la 2da. etapa el mismo triturador, pero con el recálculo de los pesos de los productos se arrojaron nuevos coeficientes de carga, $K_c = 0,77$.

Para la 3ra. etapa se utilizaron 2 trituradoras con un $K_c = 0,81$.

Finalmente se eligieron las mismas trituradoras del cálculo preliminar no solo porque cumplieron los parámetros tecnológicos sino también que desde el punto de vista económico (el cuál es muy importante tener en consideración) se tuvo en cuenta el gasto de energía, costo de adquisición, peso de la trituradora; valorado todo esto arrojó que su elección era la más correcta.

2.3- Cálculo de las cribas y elección para la 2da. y 3ra. etapa.

Para la elección de éstas se hizo necesario primeramente calcular la superficie para colocar dichas cribas, ésta superficie se calculó por la siguiente fórmula:

$$F = \frac{Q}{q \cdot K \cdot l \cdot m \cdot n \cdot o \cdot p \cdot \delta}$$

donde:

Q - Capacidad en tn/h; 490,16 tn/h

q - Capacidad específica volumétrica para abertura dada; m^3/m^2 (según el autor Razumov K.A.)(I).

K, l, m, n, o, p - Coeficientes de corrección (según el autor Razumov K.A.)(I).

δ - Peso volumétrico; (Datos iniciales) 1850 Kg/m^3

Para la 2da. etapa:

$$F_2 = 4,45 \text{ m}^2$$

- Cantidad de cribas utilizadas por etapas.

Para ello tomamos el área que necesitamos (F_2), lo dividimos entre el área de un paño (según el autor -- Razumov K.A.)(I). y nos dió el número de cribas que necesitábamos, en este caso para la 2da. etapa.

$$N_2 = 0,98 = 1$$

Para la 3ra. etapa:

$$F_3 = 8,93 \text{ m}^2$$

Se hizo lo mismo que para la 2da. etapa

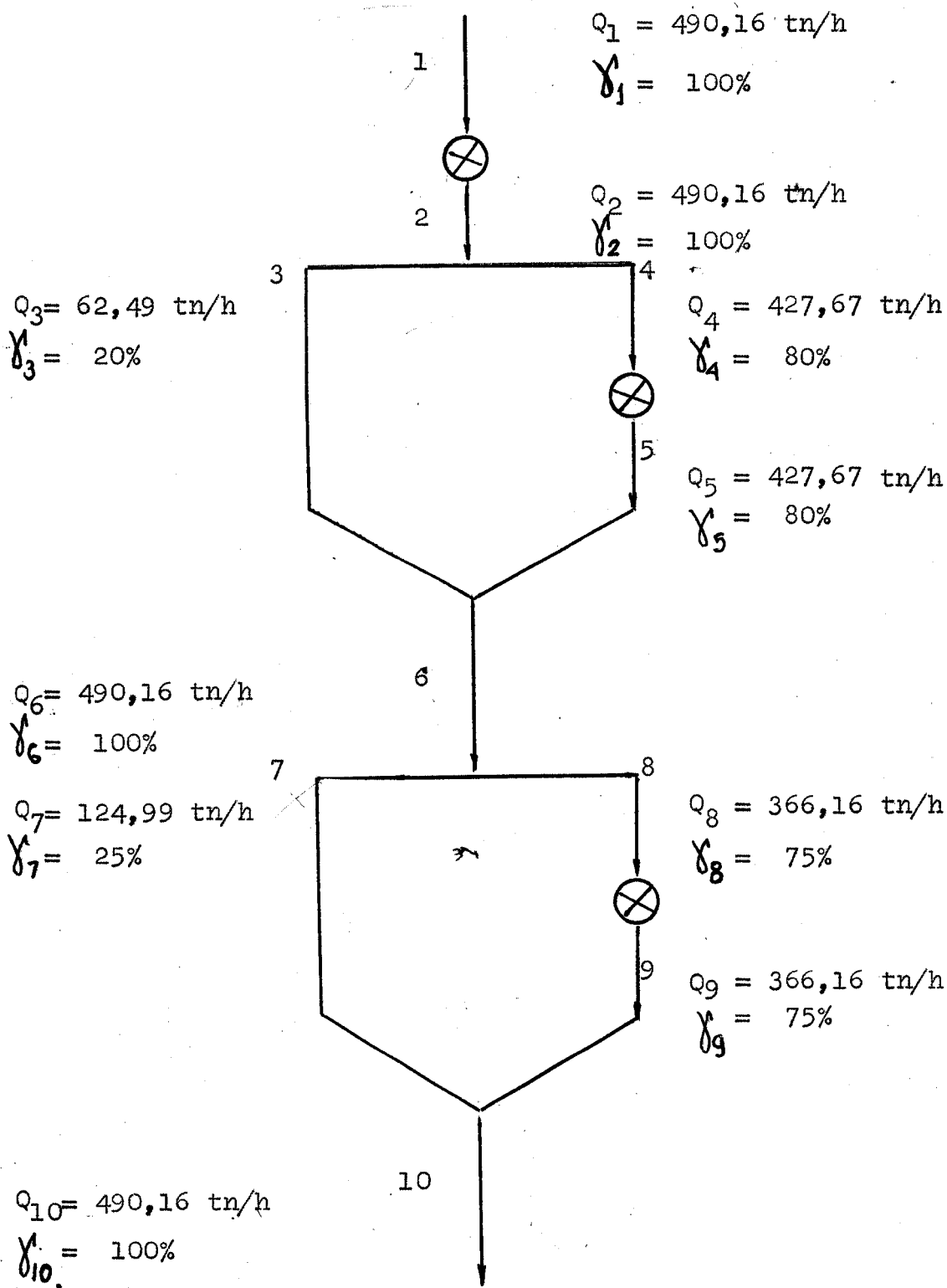
$$N_3 = 1,58 = 2$$

Ambos tipos de cribas fueron elegidas para el cribado preliminar en la 2da. y 3ra. etapa del esquema de trituración escogido por nosotros. La realización del cribado tiene como objetivo aumentar la efectividad del proceso, posibilitar la obtención de productos con tamaños óptimos, lo que contribuye a conservar la resistencia de los elementos constructivos y además la disminución del costo de la operación de reducción de tamaño.

2.3.1- Características y parámetros de trabajo de las cribas elegidas.

Parámetros	2da. etapa	3ra. etapa
Vibratorias de inercia	Pesada	Mediana
Modelo	<i>ПНТ- 32</i>	<i>ПМС- 42</i>
Area del Paño de cribado; m ²	4,5	5,62
Capacidad; tn/h	850	-
Velocidad; RPM	750	1200
Potencia del motor; KW	13	10
Cantidad de Cribas	1	2
Peso del equipo eléctrico; tn	4,662	3,3
Costo en Miles de pesos	-	2,85

2.3.2- Balance material de la sección de trituración (tn/h)



CAPITULO III : MOLIENDA

El esquema de la primera molienda fué elegido considerando que para la posterior flotación no es necesario una gran remolienda del mineral inicial, ya que se desea solamente eliminar por las colas de la flotación colectiva la mayor cantidad de estéril posible, lo cual se puede realizar fácilmente con el producto que sale en esta primera molienda, esto sucede debido a que los sulfuros, por poseer entrecrecimiento agregativo pueden separarse fácilmente de los estériles, o sea que este esquema elegido cumple las condiciones requeridas para nuestro trabajo, este esquema se empleó para la reducción del tamaño de los pedazos del mineral hasta la composición granulométrica requerida para nuestro proyecto, lo que en nuestro caso sería moler al 50% de la clase calculada (- 0,074 mm).

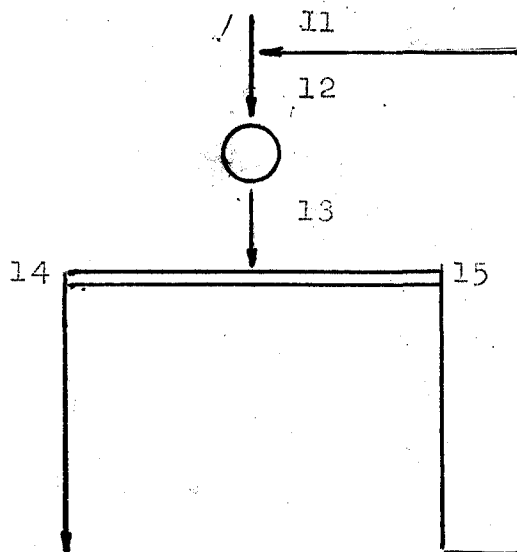
Para la 2da. molienda se seleccionó el mismo esquema que para la primera molienda, fué elegido sobre el basamento de que este mineral ya ha sido molido al 50% de la clase (- 0,074 mm), además de haberse eliminado estéril por las colas de la flotación colectiva por lo que ésto hace posible que la elección de este esquema nos permita moler al 95% de la clase (- 0,074 mm) que es la requerida para la separación de los sulfuros entrecrecidos y obtener una buena flotación selectiva posterior.

La molienda es una de las operaciones más costosas dentro de la preparación y beneficio del mineral, ya que en esta se emplea un gran gasto de energía y de acero. Todo esto se tuvo en cuenta posteriormente a la hora de la elección de los molinos, como se verá a continuación en éste mismo capítulo.

3.1- Cálculo del esquema y selección del equipamiento de la sección de molienda

Primera Molienda

Esquema Seleccionado



3.1.1- Cálculo del esquema de molienda.

$$Q_{11}^{\text{molienda}} = \frac{Q_{\text{dada}}}{24} = 122,5 \text{ tn/h}$$

donde:

Q_{dada} - Capacidad de la Planta de Beneficio diaria.

3.1.2- Cálculo de los pesos de los productos en tn/h.

$$Q_{12}^{\text{mol}} = Q_{11}^{\text{mol}} + Q_{15}$$

$$Q_{12}^{\text{mol}} = Q_{11}^{\text{mol}} + (Q_{11} \cdot \gamma_{15})$$

donde:

γ_{15} - % en peso de la carga circulante, tomada de acuerdo a la dureza de la mena (media). Se toma de 250 ÷ 500.

Tomamos:

$$15 = 400\%$$

$$Q_{12} = Q_{11} (1 + \gamma_{15}) = 612,5 \text{ tn/h}$$

$$Q_{12} = Q_{13}$$

$$Q_{11} = Q_{14}$$

$$Q_{15} = Q_{13} - Q_{14} = 490 \text{ tn/h}$$

En nuestro esquema se utilizó la clasificación para controlar el tamaño máximo del producto molido.

3.1.3-Cálculo de los molinos necesarios.

- a) Se seleccionó el molino patrón para aplicar el método por comparación.

Parámetros del molino patrón:

Diámetro x largo - mm - - - -	3,250 x 4,500
Molino de Barras - - - -	
Capacidad específica; (q_o) t/m ³ .h - - - -	1,26
Densidad de la mena - - - -	2,85 g/cm ³
Producto de molienda - - - -	50 % - 74 MK
Granulometría de alimentación - - - -	15 mm

- b) Se hizo una selección de los molinos de diferentes dimensiones para comparar; (ésto fué hecho en base al D x L del patrón.). Seleccionando 3 molinos de las siguientes dimensiones (D x L).

3600 x 5500

4000 x 5500

4500 x 6000

- c) Calculamos las capacidades específicas de los molinos seleccionados " q_d "

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

donde:

q_o - Capacidad específica del molino patrón

K_i - Coeficiente que tiene en cuenta la movilidad de la mena patrón y de proyecto.

K_d - Coeficiente que tiene en cuenta la diferencia de los diámetros de los molinos, patrón y el - que se calcula.

K_t - Coeficiente que tiene en cuenta la diferen-
cia en el tipo de molinos seleccionados para
el cálculo y del patrón $K_t = (1,10 \div 1,15)$

K_k - Coeficiente que tiene en cuenta la diferencia
granulométrica inicial y final en comparación
al patrón.

$$K_k = \frac{m}{m_o}$$

$$m = 0,92$$

$$m_o = 0,92$$

m y m_o se toma de acuerdo al diámetro de las
partículas que salen de la trituación.
(según el autor Razumov K.A.)(I).

$$K_{d_1} = \left(\frac{D_1 - 0,15}{D_3 - 0,15} \right)^{0,5}$$

donde:

D_1 - Diámetro del molino que estamos comparando

D_3 - " " " tomado como patrón

$$K_{d_1} = 1,05$$

$$K_{d_2} = 1,11$$

$$K_{d_3} = 1,18$$

$$qd_1 = 1,45$$

$$q_o = 1,26 \text{ tn/m}^3/\text{h}$$

$$qd_2 = 1,53$$

$$K_i = 1$$

$$qd_3 = 1,63$$

$$K_t = 1,1$$

d) Capacidad por hora de un molino.

$$Qd_1 = \frac{qd_1 \pi (D_1 - 0,15)^2 \times L}{4(\beta_A^{-0,074} - \beta_i^{-0,074})} = \frac{1,45 \times 3,14 (3,6 - 0,15)^2 \times 5}{4(0,50 - 0,05)}$$

$$Qd_1 = 150,5 \text{ tn/h}$$

$$Qd_2 = 201,56 \text{ tn/h}$$

$$Qd_3 = 194,66 \text{ tn/h}$$

donde:

$\beta_A^{-0,074}$ - Contenido de la clase (-74 Mk) obtenida en la molienda.

$\beta_i^{-0,074}$ - Contenido de la clase calculada (-74Mk) que existe en el mineral alimentado

e) Cantidad de molinos:

$$N_1 = \frac{Q_{12}}{Qd_1} = 4,01 = 5 \text{ molinos} \quad K_c = 0,80$$

$$N_2 = \frac{Q_{12}}{Qd_2} = 3,04 = 4 \quad " \quad K_c = 0,76$$

$$N_3 = \frac{Q_{12}}{Qd_3} = 3,14 = 4 \quad " \quad K_c = 0,78$$

3.1.4- Tabla comparativa para la selección del molino de la primera molienda.

Molino de Barras D x L	Can- tidad	Q tn/h	K _c	Peso tn	N Kw
M C y 3,600 x 5,500	5	453,2	0,80	800	5,000
M C y 4,000 x 5,500	4	444	0,76	960	6,400
M C y 4,500 x 6,000	4	606,8	0,78	1,197	10,000

Costos:

En miles de rublos:

M C y - 3,600 x 5,500	321,45
M C y - 4,000 x 5,500	2,112.00
M C y - 4,500 x 6,000	646.40

Analizando todos los parámetros técnico-económicos para los tres tipos de molinos que fueron comparados, podemos fácilmente llegar a la conclusión que de éstos el más rentable es el molino M C y - 3,600 x 5,500, ya que el costo-gasto de energía (menor potencia) y peso son menores que los dos restantes comparados para ser utilizados en nuestro trabajo.

3.2- Cálculo de los clasificadores de espiral no sumergida (1ra. molienda)

Escogemos éstos pese a que en la práctica los hidrociclones (ofrecen más ventajas, ocupan menos espacio etc.) debido a que el producto molido es relativamente grueso y existe la posibilidad de que si escogemos hidrociclones se tupan las bombas, lo que trae interrupciones en el proceso ya sea por mantenimiento o reparaciones.

La elección de este clasificador se realizó en base a las ventajas que estos equipos reportan con respecto a otros a la hora de su montaje, este clasificador es el más utilizado en la práctica debido a las ventajas que presenta, tales como:

- 1.- Posee una zona de clasificación tranquila - lo que evita que se ensucien los rebosos.
- 2.- Posibilita obtener un reboso más denso y -- las arenas con menor cantidad de agua.
- 3.- Permite la utilización de ángulos de inclinación mayores, lo cual facilita su combinación con los molinos.
- 4.- Menor consumo de energía con respecto a los hidrociclones.
- 5.- Puede clasificar material más grueso.

También para su elección tuvimos en cuenta sus desventajas, para saber si era económico; pero con lo expuesto anteriormente nos decidimos por su uso.

3.2.1- Fórmula para determinar el diámetro del espiral.

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

donde:

Q_d - Capacidad según reboso

m - Número de espirales; 2

a - Corrección según granulometría; 1,7
(tomado según el autor Razumov K.A.(I)).

b - Corrección según densidad; 1,12
(densidad dada por datos = 2,85 g/cm³)

N - Número de molinos; 5

$$Q_d = \frac{Q_{12} \times 24}{N} = 2,940 \text{ tn/día}$$

$$D = 0,08 + 0,103 \parallel \frac{2940}{2.1,13.1,7} = 2,9 \text{ m}$$

2200

Se escogió el clasificador (5) con espiral no sumergida del tipo 2 KCU - 30 (tomado según el autor Razumov K.A. (I).

3.2.2- Capacidad según las arenas:

$$Q_{\text{arenas}} = 135 \text{ m.b.n.} D^3$$

donde:

n - Velocidad de rotación del clasificador escogido - (1,5 - 3)

$$Q_{\text{arenas}} = 10865,29$$

$$Q_{\text{arenas}} \geq \frac{24 \times Q_{15}}{N} = 2352$$

$$10865 \geq 2352$$

3.3- Cálculo de los molinos necesarios (2da. molienda) *

a) Parámetros del molino patrón:

Diámetro x largo - mm - - - -	2,000 x 3,000
Molino de Bolas	
Capacidad específica; (q_0) t/m ³ .h - - - -	1,4
Densidad de la mena - - - -	2,85 g/cm ³
Producto de molienda - - - -	95%

b) Los 3 molinos seleccionados fueron:

$$2,100 \times 3,000$$

$$2,200 \times 3,600$$

$$3,300 \times 3,600$$

c) Calculamos las capacidades específicas de los molinos seleccionados como hicimos anteriormente, y obtuvimos los siguientes resultados:

$$q_{d1} = 1,64$$

$$q_{d2} = 1,50$$

$$q_{d3} = 1,85$$

d) Capacidad por horas de un molino.

$$Qd_1 = 32,61 \text{ tn/h}$$

$$Qd_2 = 39,59 \text{ tn/h}$$

$$Qd_3 = 115,81 \text{ tn/h}$$

donde:

- Contenido de la clase (-74 Mk) obtenida en la 2da. molienda; 95% :
- Contenido de la clase (-74 Mk) que existe en el mineral alimentado;

e) Cantidad de molinos.

$$N_1 = 1,84 = 2 \text{ molinos} \quad K_c = 0,92$$

$$N_2 = 1,52 = 2 \quad " \quad K_c = 0,76$$

$$N_3 = 0,52 = 1 \text{ molino} \quad K_c = 0,25$$

3.3.1- Tabla comparativa para la selección del molino de la 2da. molienda.

Molino de Bolas D X L	Can- tidad	Q tn/h	K _c	Peso tn	N Kw
M W 2,100 x 3,000	2	31,8	0,92	86,4	400
M W 2,200 x 3,600	2	64,75	0,76	152	800
M W 3,300 x 3,600	1	59,2	0,25	136,8	900

Costos:

En miles de rublos:

$$M W_y - 2,100 \times 3,000 \quad 72,34$$

$$M W_y - 2,200 \times 3,600 \quad 171,2$$

$$M W_y - 3,300 \times 3,600 \quad 75,93$$

Al igual que en la primera molienda se analizaron -- todos los parámetros técnico-económicos y se esco--
gió el molino del tipo M W **y** - 2,100 x 3,000 por --
poseer éste francas ventajas con respecto a los dos
restantes molinos comparados tanto en el aspecto --
técnico como en el económico.

3.4- Cálculo de los clasificadores (2da. molienda)

Debido a la poca capacidad que es necesaria en esta
parte del proceso decidimos utilizar nuevamente cla--
sificadores de espiral no sumergida.

3.4.1- Capacidad según reboso.

$$Q_d = 723,24 \text{ tn/día}$$

Diámetro del espiral:

$$D = 2,3 \text{ m}$$

Escogimos el clasificador (2) con espiral no sumer--
gida del tipo 2 KCU - 30 (tomado según el autor --
Razumov K.A.(I).

3.4.2- Capacidad según las arenas.

$$Q_{\text{arenas}} = 6,508,57$$

$$Q_{\text{arenas}} \geq \frac{24 Q_{29}}{N}$$

donde:

N - Número de molinos instalados; 2

$$6,508,57 > 1,446$$

3.5 - Tabla confeccionada por los equipos que hasta ahora hemos elegido.

No.	Denominación y dimensiones, tipo de equipo.	Cantidad.	Peso de la Unidad; tn. (todas)	Potencia instalada; Kw. (todas)	Observaciones.
1	Triturador de cono (T. Gruesa) KKD <i>Suy</i> -900	1	142	320	Dimensión de "i". Min. - 90 Nom. -100 Máx. -100
2	Triturador de cono (T. Media) KCD-1750 <i>B</i>	1	46,9	160	Min. Nom. 25-60 Máx.
3	Triturador de cono (T. Fina) KMD 2200-400	2	164	500	Min. Nom. 5-15 Máx.
4	Criba Vibratoria del tipo pesada <i>INT</i> -32.	1	4,662	13	Cant. de paños: 2 Area de un paño: 4,5 m ² .
5	Criba Vibratoria del tipo mediana <i>HC</i> C-42	2	6,46	20	Cant. de paños: 2 Area de un paño: 5,62 m ²
6	Molinos de barras. MC <i>y</i> -3600-5500	5	800	5000	Volúmen del trabajo nom. del tambor; 45 m ³ .
7	Clasificadores con espiral no sumergida. 2 KCU-30	5	351,5	Para el acc. de la espiral: 28. Para la subida de la espiral: 2,8	# de espirales: 2 Dim. de la caja; Largo- 12500 mm Ancho-
8	Molinos de Bolas MC 2,100 x 3000	2	86,4	400	Volúmen del trabajo del tambor - 8,6 m ³ .
9	Clasificadores con espiral no sumergida. 2 KCU-30	2	144	Idem	Idem

CAPITULO IV: FLOTACION

En este trabajo se ha decidido utilizar la flotación colectiva - selectiva. La flotación colectiva consiste en flotar simultáneamente varios metales y obtener un concentrado de dichos metales, los cuales luego serán separados mediante una flotación selectiva; la flotación colectiva - selectiva ha tenido buenos resultados prácticos y en la actualidad hay una gran tendencia a enriquecer los concentrados de los minerales polimetálicos por este tipo de flotación, - esto ha traído como consecuencia que existen en diferentes países plantas que benefician los minerales polimetálicos - por este método.

Mediante la flotación colectiva es posible la eliminación de una gran cantidad de estéril, o sea se separan los estériles de los minerales útiles, esto se facilita debido a -- que los minerales polimetálicos presentan entrecrecimiento-agregativo; por todo lo cuál esto significa una ventaja sobre el beneficio de minerales polimetálicos por el método de flotación selectiva solamente.

[En nuestro caso se nos planteó la tarea del beneficio del mineral polimetálico (galena, esfalerita, calcopirita) por el método de flotación colectiva - selectiva con el objetivo de obtener un concentrado de Pb, Cu, Zn y luego separarlo mediante una flotación selectiva; para esto se escogió (para la flotación colectiva) un esquema el cual consta de una flotación básica, una de control y una limpieza. Antes de flotarse colectivamente, la mena fué molida hasta el 50% (para la clase - 74 Mk) y se acondicionó un PH de 8 a 9; como colector utilizamos el xantogenato butílico con un gasto de 40 - 50 g/tn de mineral y como espumante se utilizó el aeroflot butílico con un gasto de 60 g/tn de mineral; luego (antes de pasar a la 2da. molienda) el concentrado de Pb, Cu y Zn es tratado con sulfuro sódico para la desorción del colector con un gasto de 4 Kg/ton. (Estos datos fueron tomados según los autores S.V. Dudenkov, L.Y Shubov y L.A. Glazunov)(II).

4.1- Datos iniciales para la flotación colectiva-selec- tiva.

Para la colectiva:

- Contenido de Pb en la mena inicial; 3,8%
- " " Cu " " " " ; 2 %
- " " Zn " " " " ; 4,52%
- Recuperación de los componentes en el concentra--
do colectivo; $\xi_{Pb} = 95\%$; $\xi_{Cu} = 93\%$; $\xi_{Zn} = 96\%$.
- Recuperación parcial en el concentrado colectivo;
88%.
- Recuperación parcial en el concentrado de la flo-
tación básica; 83%.
- Contenido de sulfuro en el concentrado; = 96%.
- " " " " " " de la flo--
tación básica; 87%.
- Tiempo de flotación.
- Flotación básica 7 min.
- " de limpieza 12 min.
- " " control 14 "

Para la selectiva:

Para el Pb:

Operación	Cont.en el Con- centrado. β ; %	Recup. ξ, E ; %	T min.
Flot. Básica	40	85	6
Flot. Control	13	-	8
1ra. Limpieza	52	90	4
2da. Limpieza	61	92	4
Total del Ciclo	61	90	-

Para el Cu:

Operación	Cont.en el Con- centrado. <i>B</i> ; %	Recup. ξ, E ; %	T min.
Flot. Básica	16	86	10
Flot. Control	6,2	-	8
1ra. Limpieza	22,8	82	6
2da. Limpieza	28,32	86	6
Total del Ciclo	28,32	84	-

Para el Zn:

Operación	Cont.en el Con- centrado. <i>B</i> ; %	Recup. ξ, E ; %	T min.
Flot. Básica	34,2	76	6
Flot. Control	82	-	8
1ra. Limpieza	56	78	10
Total del ciclo	56	76	-

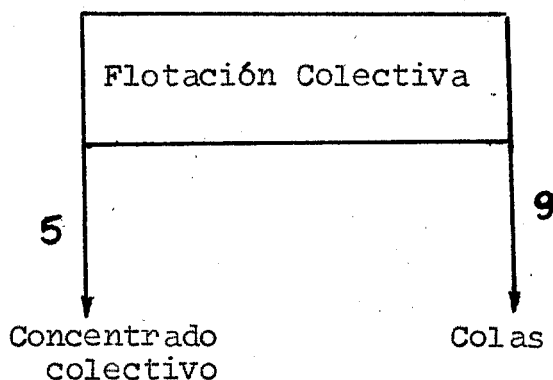
4.1.1.- Cálculo de los esquemas de beneficio de menas polimetálicas.

Para el cálculo de los esquemas de beneficio con flotación colectiva inicial, primeramente se calcula el esquema de flotación colectiva y luego por el método de flotación selectiva del concentrado colectivo. El cálculo del esquema de flotación colectiva se puede limitar al cálculo según todos los componentes solamente del esquema principal.

El cálculo del esquema por sus diferentes operaciones es mejor llevarlo a cabo según uno de los componentes (en nuestro caso escogimos el plomo) de la misma forma que en la flotación de las menas monometálicas.

El contenido de los diferentes componentes en el concentrado colectivo depende de la correlación -- entre el contenido de estos componentes en la mena inicial y de las recuperaciones de ellos en el con centrado. Si el contenido de los componentes úti-- les en la mena inicial, con la cual se realiza la-- investigación, no se corresponde por entero al su-- yo en la mena para cualquier planta proyectada, en tonces resultados más precisos se obtienen por el-- siguiente método de cálculo de los esquemas prin-- cipales de flotación colectiva.

Por el esquema principal:



- a) Se determinaron el # necesario y suficiente de-- datos iniciales relacionados con los productos-- de la elaboración y # máximo de índices de re-- cuperación y de contenidos.

$$N_n = c (P_s - A_s) = 4 (2 - 1) = 4$$

$$N_{\xi_{\max}} = P_s - A_s = 1$$

donde:

N_n - # de índices necesarios y suficientes de datos para el esquema.

P_s - # de productos de división del esque-- ma.

A_s - # de operaciones de división.

$N_{\xi_{\max}}$ - # de índices máximo de recuperación.

Debido a que para cada componente calculado complementariamente puede conocerse solamente un índice de recuperación, entonces el número general de datos iniciales de recuperación serán:

$$N_{\text{recuperación}} = N_{\epsilon_{\text{max}}} \cdot e = 3$$

donde:

e - Número de metales a flotar; 3

- Número de índices iniciales de contenido:

$$N_{\beta} = N_n - N_{\text{recuperación}} - N_{\gamma} = 1$$

$$N_{\gamma} = 0$$

- b) Establecimos en base a las investigaciones sobre la beneficiabilidad de la mena los siguientes valores de los datos iniciales :

$$\epsilon_{\text{Pb}} = 95\% ; \quad \epsilon_{\text{Cu}} = 93\% ; \quad \epsilon_{\text{Zn}} = 96\%$$

- c) Se determinaron los contenidos de los diferentes minerales en la mena inicial y su recuperación en el concentrado colectivo (según el autor Dana - Hurlbut) (III) los contenidos de galenita, esfalerita y calcopirita en la mena son: 86%, 67%, 34%.

$$L_{\text{Pb}} = \frac{0,038}{0,86} = 0,44$$

$$L_{\text{Cu}} = 0,057$$

$$L_{\text{Zn}} = 0,067$$

Las recuperaciones de galenita, esfalerita y calcopirita se toman iguales a las recuperaciones de Pb, Zn y Cu.

- d) Determinación de la salida del concentrado colectivo.

$$\gamma_5 = \frac{L_{\text{Pb}} \epsilon_{\text{Pb}} + L_{\text{Cu}} \epsilon_{\text{Cu}} + L_{\text{Zn}} \epsilon_{\text{Zn}}}{\beta_5}$$

$$\gamma_5 = 0,164$$

e) Determinación de la salida de las colas y las recuperaciones en ellas de los metales.

$$\gamma_9 = 1 - \gamma_5 = 83,6\%$$

$$\xi'_9 = 1 - \xi'_5 = 4,95\% \text{ (Plomo)}$$

$$\xi''_9 = 1 - \xi''_5 = 7\% \text{ (Cobre)}$$

$$\xi'''_9 = 1 - \xi'''_5 = 4\% \text{ (Zinc)}$$

f) Determinación del contenido de Pb, Zn y Cu en los productos según la expresión $\beta_n^i = \frac{\xi_n^i}{\gamma_n}$

$$\beta_5^{\text{pb}} = \frac{\beta_5}{\gamma_5} = 22\%$$

$$\beta_5^{\text{cu}} = 11,3\%$$

$$\beta_5^{\text{Zn}} = 26,4\%$$

Contenido de Pb, Zn y Cu en las colas.

$$\beta'_9 = 0,22\%$$

$$\beta''_9 = 0,16\%$$

$$\beta'''_9 = 0,21\%$$

g) Cálculo de los pesos de los productos y del metal contenido en estos (tn/día).

$$Q = Q_1 \gamma_n$$

Peso en el concentrado.

$$Q_5 = Q_1 \gamma_5 = 482,32 \text{ tn/día}$$

Peso en las colas.

$$Q_9 = Q_1 \gamma'_9 = 2458,67 \text{ tn/día}$$

- h) Contenido del metal en el producto; tn/día $P_n = P_1 \cdot n$
 - Para el plomo (P'_1).

$$P'_1 = Q_1 \beta'_1 = 111,75 \text{ tn/día}$$

Peso del Pb en las colas.

$$P_{pb} = P'_1 \xi'_9 = 5,53 \text{ tn/día}$$

Peso del Pb en el concentrado colectivo.

$$P_{pb} = P'_1 \xi'_5 = 106,16 \text{ tn/día}$$

- Peso del cobre según el contenido del metal en la mena inicial. (P''_1)

$$P''_1 = Q_1 \beta''_1 = 58,82 \text{ tn/día}$$

Peso del Cu en las colas.

$$P_{cu} = P''_1 \xi''_9 = 4,11 \text{ tn/día}$$

Peso del Cu en el concentrado colectivo.

$$P_{cu} = P''_1 \xi''_5 = 54,7 \text{ tn/día}$$

- Peso del Zn según el contenido del metal en la mena inicial.

$$P'''_1 = Q_1 \beta'''_1 = 132,93 \text{ tn/día}$$

Peso del Zn en las colas.

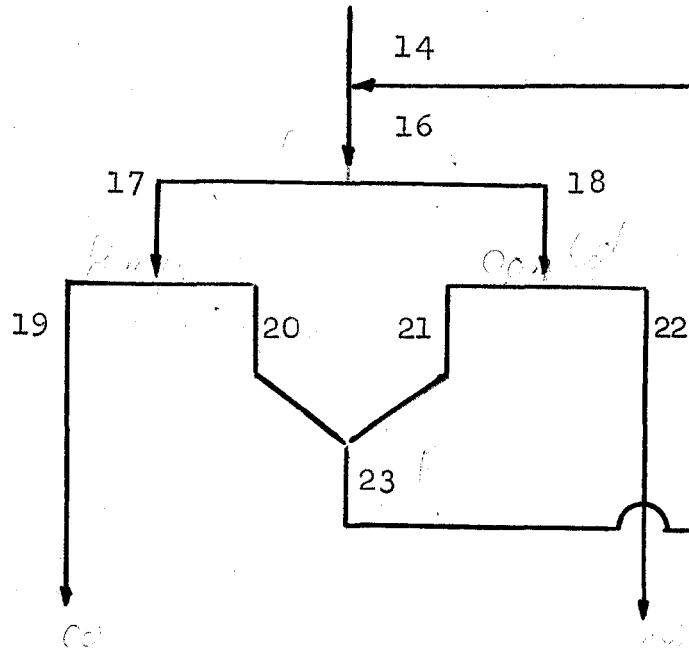
$$P_{zn} = P'''_1 \xi'''_9 = 5,31 \text{ tn/día}$$

Peso del Zn en el concentrado colectivo.

$$P_{zn} = P'''_1 \xi'''_5 = 127,61 \text{ tn/día}$$

4.1.2- Esquema aplicado para la flotación colectiva.

Este es necesario calcularlo nuevamente debido a que en el esquema principal no se obtienen datos que son imprescindibles para el cálculo del balance de agua que se hará posteriormente.



- a) Primeramente calculamos los γ'_3 , γ'_5 y γ'_7 por los valores de β y ϵ conocidos:

$$\gamma'_n = \frac{\beta_n \epsilon_n}{\beta_n}$$

$$\gamma'_{17} = \frac{\beta_{17} \epsilon_{17}}{\beta_{17}} = 27,3\%$$

$$\gamma'_{19} = \frac{\beta_{19} \epsilon_{19}}{\beta_{19}} = 16,4\%$$

$$\gamma'_{21} = \frac{\beta_{21} \epsilon_{21}}{\beta_{21}} = 10,3\%$$

Estos resultados se obtuvieron por los γ'_3 , γ'_5 y γ'_7 por los valores de β y ϵ del esquema principal donde en este nuevo esquema serían:

$$\gamma'_3 = \gamma'_{17} \quad , \quad \gamma'_5 = \gamma'_{19} \quad , \quad \gamma'_7 = \gamma'_{21}$$

b) Determinación del % en peso de los restantes productos:

$$\gamma = \gamma_{17} - \gamma_{19} = 10,9\%$$

$$\gamma_{23} = \gamma_{21} + \gamma_{20} = 21,2\%$$

$$\gamma_{16} = \gamma_{23} + \gamma_{14} = 112,9\%$$

$$\gamma_{18} = \gamma_{16} - \gamma_{17} = 85,6\%$$

$$\gamma_{22} = \gamma_{18} - \gamma_{21} = 83,6\%$$

c) Determinación de los contenidos (β_n)

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

$$\beta_1 = 0,038\%$$

$$\beta_{16} = \frac{\beta_1 \gamma_{16}}{\gamma_{16}} = 4,12\%$$

$$\beta_{18} = 5,26\%$$

$$\beta_{20} = 4,49\%$$

$$\beta_{22} = 0,22\%$$

$$\beta_{23} = 4,06\%$$

d) Cálculo de los valores absolutos de los productos; --
tn/día.

$$Q_n = Q_1 \gamma_n$$

$$Q_{14} = 2,941 \text{ tn/día}$$

$$Q_{16} = Q_1 \gamma_{16} = 2,941 \times 1,12 = 3,320,3 \text{ tn/día}$$

$$Q_{17} = 802,8 \text{ tn/día}$$

$$Q_{18} = 2,517,4 \text{ " "}$$

$$Q_{19} = 482,3 \text{ " "}$$

$$Q_{20} = 320,5 \text{ tn/día}$$

$$Q_{21} = 302 \quad " \quad "$$

$$Q_{22} = 2,450 \quad " \quad "$$

$$Q_{23} = 623,49 \quad " \quad "$$

e) Cálculo de los pesos de los productos y del metal contenido en estos.

$$\beta_n = \frac{P_n}{Q_n} = \beta_{14} = \frac{P_{14}}{Q_{14}}$$

donde:

$$P_{14} = \beta_{14} Q_{14}$$

$$P_{14} = 0,038 \times 2,941 = 111,75 \text{ tn/día}$$

f) Determinación de los pesos según el contenido del metal.

$$P_n = P_1 \epsilon_n$$

$$P_{16} = 111,75 \times 122,6 = 137 \text{ tn/día}$$

$$P_{17} = 120,6 \text{ tn/día}$$

$$P_{18} = 16,4 \quad " \quad "$$

$$P_{19} = 106,16 \quad " \quad "$$

$$P_{20} = 14,41 \quad " \quad "$$

$$P_{21} = 109,17 \quad " \quad "$$

$$P_{22} = 5,53 \quad " \quad "$$

$$P_{23} = 25,3 \quad " \quad "$$

4.2- Flotación Selectiva.

En la elección del modo de separación se tuvo en -- cuenta la influencia de la correlación del conteni-- do de plomo, cobre y zinc en la mena y el concentrado obtenido en la flotación colectiva.

Con un contenido cercano de plomo y cobre (es el -- caso nuestro) es más eficiente la flotación de la -- galena, éste es uno de los minerales sulfurosos de-- más fácil flotación.

Para la flotación de la galena del concentrado plo-- mo-cobre-zinc se utilizaron los siguientes reactí-- vos:

Como colector se utilizó el Xantogenato butílico, -- como espumante el aceite de pino, como depresor fué -- empleado cianuro. Aquí se tuvo en cuenta que para -- gastos determinados de cianuro este deprime todos -- los minerales sulfurosos, o sea, es poco selectivo, -- pero observando y analizando que los más fáciles de -- deprimir (correspondiente con el menor gasto de --- cianuro) es la esfalerita y la calcopirita fué de -- cidido su uso en la flotación de la galena (tomado-- según los autores S.V. Dudenkov, L.Y. Shubov y L.A. Glazunov) (II).

Gastos de los reactivos:

Xantogenato butílico	-	19, 2	Kg/día
Cianuro	-	7, 23	" "
Aceite de Pino	-	6, 7	" "

Lo que se obtiene en las colas de la flotación del plomo fué un concentrado de cobre-zinc, para su -- separación se decidió la flotación selectiva del -- cobre.

Para la separación del concentrado cobre-zinc en -- la mayoría de las fábricas (por tanto fué utili-- zada en nuestro trabajo) se emplea la cal como de-- presor, el colector utilizado es el Xantogenato -- butílico, para la activación de la calcopirita y -- supresión de la esfalerita se añade el ácido sul -- furoso.

Gastos de los reactivos:

Xantogenato butílico	-	13,3	Kg/día
Cal	-	32,5	" "
Acido Sulfuroso	-	128,3	" "
Aceite de Pino (Espumante)	-	4,5	" "

En este caso se usó cianuro en la flotación colectiva como depresor, aunque es conocido que este reactivo es altamente peligroso y su uso puede ocasionar la contaminación del medio ambiente y provocar la muerte por envenenamiento; es recomendable, a la hora de construir la presa de cola, ésta se construya tomando en consideración todas las medidas y requisitos indispensables para una correcta evacuación de las colas y de esta manera contrarrestar lo mayor posible su acción nociva.

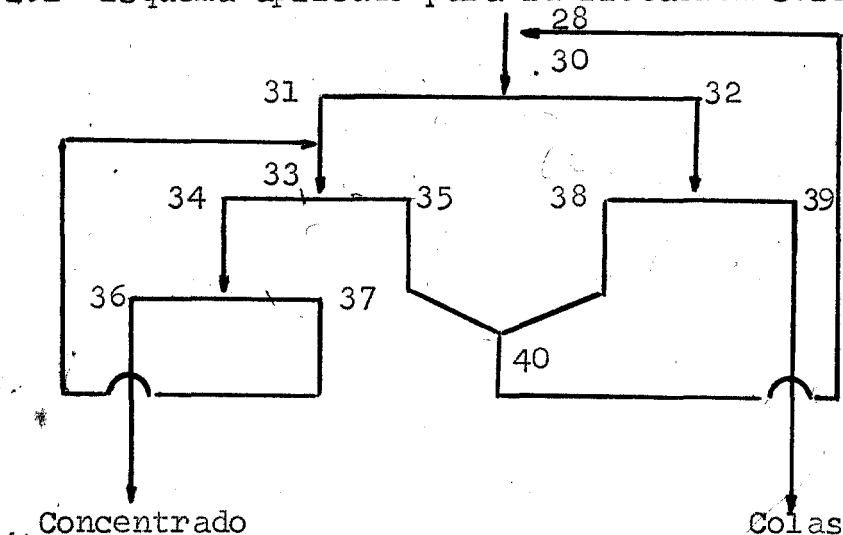
Además, para una mayor seguridad las colas deberán ser tratadas con sulfato de hierro para su neutralización.

Luego con lo obtenido en las colas de la flotación selectiva de la calcopirita se necesita lograr la flotación de la esfalerita lo que se realiza con la utilización de los siguientes reactivos: Como colector se utilizó el Xantogenato butílico, como espumante aceite de pino y como acondicionador del medio utilizamos la cal.

Gastos de los reactivos:

Xantogenato butílico	-	11,8 Kg/tn
Cal	-	10,8 " "
Aceite de pino	-	13,27 " "

4.2.1- Esquema aplicado para la flotación selectiva del plomo.



Cálculo o balance cuantitativo de los productos en el esquema de flotación selectiva del plomo.

- a) Determinación del número de índices necesarios y suficientes de datos para el esquema (N).

$$N = 9$$

donde: $e = 1$ $A_S = 4$

$c = 2$ $P_S = 8$

- b) Determinación del número de índices iniciales que relacionan los productos de elaboración:

$$N_p = 8$$

- c) Determinación del número de índices máximos de recuperación ($N_{\xi_{\max}}$).

$$N_{\xi_{\max}} = 4$$

- d) Determinación del número de índices de contenido (N_{β}).

$$N_{\beta} = 4$$

- e) Cálculo de los valores de las recuperaciones generales (ξ_n) por operaciones.

$$\xi_{34} = \frac{\xi_{36}}{E_{34}} = 100\%$$

donde:

E_{34} - Recuperación parcial de la primera limpieza.

ξ_{36} - Recuperación general del ciclo.

$$\xi_{37} = \xi_{34} - \xi_{36} = 10\%$$

$$\xi_{38} = \frac{\xi_{34}}{E_{34}} = 111\%$$

$$\xi_{35} = \xi_{33} - \xi_{34} = 11\%$$

$$\xi_{31} = \xi_{33} - \xi_{37} = 101\%$$

$$\xi_{30} = 118,82\%$$

$$\xi_{32} = 17,82\%$$

$$\xi_{40} = 18,8\%$$

$$\xi_{38} = 7,8\%$$

$$\xi_{39} = 10\%$$

- f) Cálculos de los % en peso de los diferentes productos (γ_n).

Cálculo de los valores de γ_{31} , γ_{34} , γ_{36} , y γ_{38} por el valor de β y ξ conocidos.

$$\gamma_n = \frac{\beta_1 \xi_n}{\beta_n} = \frac{0,22 \times 1,01}{0,4} = 55,5\%$$

$$\gamma_{34} = 42,3\%$$

$$\gamma_{36} = 32,4\%$$

$$\gamma_{38} = 13,2\%$$

g) Determinación del % en peso de los restantes productos.

$$\gamma_{37} = \gamma_{34} - \gamma_{36} = 9,4\%$$

$$\gamma_{33} = \gamma_{31} + \gamma_{37} = 65,4\%$$

$$\gamma_{35} = \gamma_{33} - \gamma_{34} = 23\%$$

$$\gamma_{40} = \gamma_{38} + \gamma_{35} = 36,3\%$$

$$\gamma_{30} = \gamma_{40} + \gamma_{28} = 136,3\%$$

$$\gamma_{32} = \gamma_{30} - \gamma_{31} = 80,7\%$$

$$\gamma_{39} = \gamma_{32} - \gamma_{38} = 67,5\%$$

h) Determinación de los contenidos no conocidos (B_n).

$$B_n = \frac{B_{28} \gamma_n}{\gamma_n}$$

$$B_{30} = \frac{B_{28} \gamma_{30}}{\gamma_{30}} = \frac{0,22 \times 118,8}{136,3} = 19\%$$

$$B_{32} = 4,85\%$$

$$B_{33} = 37,3\%$$

$$B_{34} = 10,4\%$$

$$B_{37} = 22,3\%$$

$$B_{39} = 3,25\%$$

$$B_{40} = 11,3\%$$

i) Determinación de los valores absolutos de los productos (Q_n).

$$Q_n = Q_{28} \gamma_n ; \text{tn/día}$$

$$Q_{28} = 482,32 \text{ tn/día}$$

$$Q_{30} = Q_{28}$$

$$Q_{30} = 657,5 \text{ tn/día}$$

$$Q_{31} = 267,9 \text{ " "}$$

$$Q_{32} = 389,6 \text{ " "}$$

$$Q_{33} = 315,4 \text{ " "}$$

$$Q_{34} = 204,02 \text{ " "}$$

$$Q_{35} = 111,39 \text{ " "}$$

$$Q_{36} = 156,5 \text{ " "}$$

$$Q_{37} = 47,6 \text{ " "}$$

$$Q_{38} = 63,84 \text{ " "}$$

$$Q_{39} = 325,7 \text{ " "}$$

$$Q_{40} = 175,2 \text{ " "}$$

j) Cálculo del peso de los productos y del metal contenido en estos; tn/día.

$$P_n = P_{28}$$

donde:

$$\beta_n = \frac{P_n}{Q_n} \quad \beta_{28} = \frac{P_{28}}{Q_{28}} \quad \therefore P_{28} = \beta_{28} Q_{28}$$

$$P_{28} = 0,22 \times 482,32 = 106,11 \text{ tn de metal}$$

$$P_{30} = P_{28} \xi_{30}$$

$$P_{30} = 126,08 \text{ tn/día}$$

$$P_{31} = 107,17 \text{ tn/día}$$

$$P_{32} = 18,9 \text{ " "}$$

$$P_{33} = 117,7 \text{ " "}$$

$$P_{34} = 106,11 \text{ " "}$$

$$P_{35} = 11,6 \text{ " "}$$

$$P_{36} = 95,4 \text{ " "}$$

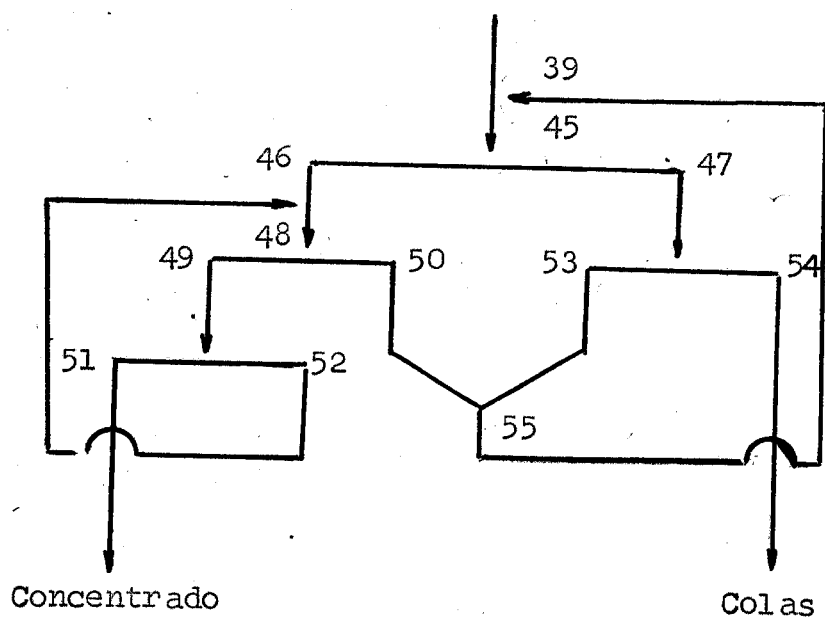
$$P_{37} = 10,6 \text{ " "}$$

$$P_{38} = 8,3 \text{ " "}$$

$$P_{39} = 10,6 \text{ " "}$$

$$P_{40} = 19,9 \text{ " "}$$

4.2.2- Esquema aplicado para la flotación selectiva del cobre.



Balance cuantitativo de los productos en el esquema.

- a) Determinación del número de índices necesarios y suficientes de datos para el cálculo del esquema (N).

$$e = 1 \quad ; \quad A_s = 4 \quad ; \quad P_s = 8$$

- b) Determinación del número de índices iniciales que relacionan los productos de elaboración por la siguiente fórmula:

$$N_p = c (P_s - A_s) = 8$$

- c) Determinación del número de índices máximos de recuperación.

$$E_{m,x} = 4$$

- d) Determinación del número de índices de contenido.

$$N_{\beta} = 4$$

- e) Cálculo de los valores de las recuperaciones generales por operación.

$$E_{j49} = \frac{E_{51}}{E_{51}} = 102,43\%$$

$$E_{52} = 18,43\%$$

$$E_{j47} = 17,3\%$$

$$E_{j48} = 124,9\%$$

$$E_{j56} = 23,8\%$$

$$E_{j46} = 106,4\%$$

$$E_{j53} = 1,3\%$$

$$E_{j45} = 123,8\%$$

$$E_{j51} = 16\%$$

- f) Cálculo de los % en peso de los diferentes productos.

$$Y_{46} = 75,2\%$$

$$Y_{51} = 33,5\%$$

$$Y_{49} = 50,7\%$$

$$Y_{53} = 2,4\%$$

Luego calculamos el % en peso de los restantes productos

$$Y_{52} = 17,2\%$$

$$Y = 144\%$$

$$Y_{48} = 92,4\%$$

$$Y_{47} = 68,9\%$$

$$Y_{50} = 41,6\%$$

$$Y_{54} = 66,4\%$$

$$Y_{55} = 44,1\%$$

- g) Determinación de los contenidos de los productos no conocidos (B_n).

$$B_n = \frac{B_{39} \epsilon_n}{\gamma_n}$$

$$B_{45} = \frac{B_{39} \epsilon_{45}}{\gamma_{45}} = \frac{11,3 \times 123,3}{144,1}$$

$$B_{45} = 9,7\%$$

$$B_{47} = 3,7\%$$

$$B_{48} = 15,2\%$$

$$B_{50} = 6,09\%$$

$$B_{52} = 12,07\%$$

$$B_{54} = 23,9\%$$

$$B_{55} = 6,1\%$$

- h) Cálculo de los valores absolutos de los productos (Q_n).

$$Q_n = Q_{39} \gamma_n ; \text{tn/día.}$$

$$Q_{39} = 325,7 \text{ tn/día}$$

$$Q_{45} = Q_{39} \gamma_{45}$$

$$Q_{45} = 469,7 \text{ " "}$$

$$Q_{46} = 244,9 \text{ " "}$$

$$Q_{47} = 224,4 \text{ " "}$$

$$Q_{48} = 301,1 \text{ " "}$$

$$Q_{49} = 165,3 \text{ tn/día}$$

$$Q_{50} = 135,8 \text{ " "}$$

$$Q_{51} = 109,1 \text{ " "}$$

$$Q_{52} = 56,2 \text{ " "}$$

$$Q_{53} = 7,92 \text{ " "}$$

$$Q_{54} = 216,7 \text{ " "}$$

$$Q_{55} = 143,22 \text{ " "}$$

- i) Cálculo del peso de los productos y del metal contenido en estos (P_n); tn/día.

$$P_n = P_{39} \epsilon_n$$

$$P_{39} = 36,8 ; \text{tn del metal}$$

$$P_{45} = P_{39} \epsilon_{45}$$

$$P_{45} = 45,5 \text{ tn/día}$$

$$P_{46} = 39,1 \text{ " "}$$

$$P_{47} = 6,3 \text{ " "}$$

$$P_{48} = 45,9 \text{ " "}$$

$$P_{49} = 37,7 \text{ tn/día}$$

$$P_{50} = 8,2 \text{ " "}$$

$$P_{51} = 30,9 \text{ " "}$$

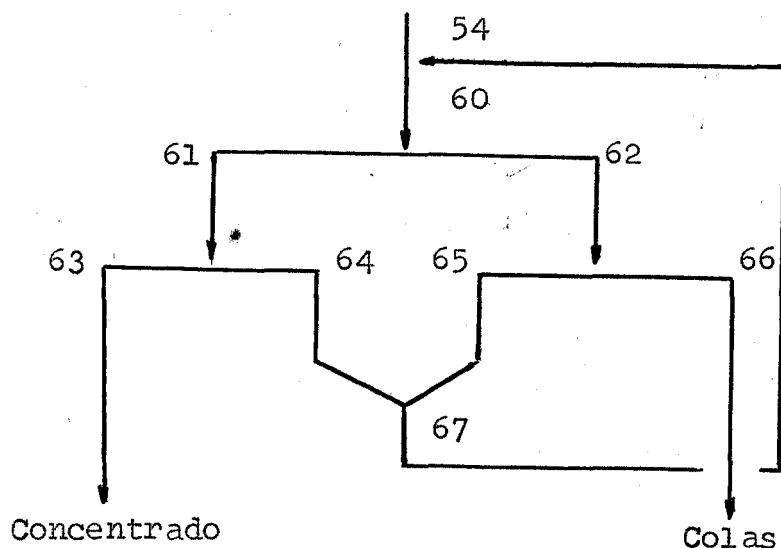
$$P_{52} = 6,7 \text{ " "}$$

$$P_{53} = 0,49 \text{ " "}$$

$$P_{54} = 5,8 \text{ " "}$$

$$P_{55} = 8,7 \text{ " "}$$

4.2.3- Esquema aplicado para la flotación selectiva del zinc.



Cálculo cuantitativo de los productos en el esquema de flotación del zinc.

- a) Determinación del número de índices necesarios y su suficientes de datos para el cálculo del esquema (N).

$$e = 1$$

$$C = 2$$

$$P_s = 6$$

$$A_s = 3$$

$$N = 7$$

- b) Determinación del número de índices iniciales que relacionan los productos de elaboración.

$$N_p = 6$$

- c) Determinación del número de índices máximo de recuperación (ϵ_{Max}).

$$\epsilon_{\text{Max}} = 3$$

- d) Determinación del número de índices de contenido (N_β).

$$N_\beta = 3$$

- e) Cálculo de los valores de las recuperaciones generales (ϵ_n) por operación.

$$\xi_{62} = \xi_{60} - \xi_{61}$$

$$\xi_{62} = 31,5\%$$

$$\xi_{67} = 31,5\%$$

$$\xi_{65} = 7,5\%$$

$$\xi_{66} = 24\%$$

$$\xi_{61} = 100\%$$

$$\xi_{64} = 24\%$$

$$\xi_{60} = 131,5\%$$

f) Determinación de los % en peso de los diferentes -- productos.

$$\gamma_{61} = \frac{\beta_{54} \xi_{61}}{\beta_{61}}$$

$$\gamma_{61} = 77,1\%$$

$$\gamma_{65} = 38,8\%$$

$$\gamma_{63} = 24,1\%$$

donde: $\beta_{54} = 0,264$

g) Determinación de los % en peso de los restantes --- productos.

$$\gamma_{64} = 38,3\%$$

$$\gamma_{67} = 62,5\%$$

$$\gamma_{60} = 162,5\%$$

$$\gamma_{62} = 85,3\%$$

$$\gamma_{66} = 61,2\%$$

h) Determinación de los contenidos de los productos no conocidos (β_n).

$$\beta_{60} = 21 \%$$

$$\beta_{62} = 9 \%$$

$$\beta_{64} = 16,5\%$$

$$\beta_{66} = 10,3\%$$

$$\beta_{67} = 13,3\%$$

i) Cálculo de los valores de los productos.

$$Q_n = Q_{54} \gamma_n ; \quad \text{tn/día}$$

donde:

$$Q_{54} = 216,57 \text{ tn/día}$$

$$Q_{60} = 351,9 \quad " \quad "$$

$$Q_{61} = 167,1 \quad " \quad "$$

$$Q_{62} = 184,7 \quad " \quad "$$

$$Q_{63} = 84 \quad " \quad "$$

$$Q_{64} = 83,1 \text{ tn/día}$$

$$Q_{65} = 52,2 \quad " \quad "$$

$$Q_{66} = 132,5 \quad " \quad "$$

$$Q_{67} = 135,3 \quad " \quad "$$

j) Cálculo de los pesos de los productos y del metal --
contenido en estos.

$$P_{54} = 0,264 \times 216,57$$

$$P_{54} = 57,17 \text{ tn/día}$$

$$P_{60} = 75,18 \text{ " "}$$

$$P_{61} = 57,1 \text{ " "}$$

$$P_{62} = 18 \text{ " "}$$

$$P_{63} = 43,45 \text{ " "}$$

$$P_{64} = 13,72 \text{ tn/día}$$

$$P_{65} = 4,32 \text{ " "}$$

$$P_{66} = 13,72 \text{ " "}$$

$$P_{67} = 18 \text{ " "}$$

CAPITULO V : BALANCE DE AGUA

5.1 Determinación de la cantidad de agua añadida a las diferentes operaciones y la cantidad de agua en cada producto.

Para este paso se confeccionó primeramente una tabla auxiliar, se hizo el esquema y se enumeraron los productos y las operaciones. Por lo que guiandonos por el esquema procedimos a dicho cálculo de la siguiente --- forma:

$$L_I = W_3 - W_2$$

donde:

L_I - Cantidad de agua añadida en la operación de la primera molienda.

W_3 - Cantidad de agua que existe en la clasificación.

W_2 - Cantidad de agua que entra en la molienda.

según el esquema $W_2 = W_1 + W_5$

De esta forma se realizaron todos los pasos ayudándonos de los datos tomados de la tabla auxiliar y guiándonos por el esquema que comienza en la primera molienda y termina en la flotación selectiva del Zinc.

Para la confección de la tabla auxiliar fué necesario lo siguiente:

- a) Establecer los valores numéricos de R regulables, - los que para obtenerlos fué necesario recurrir a la tabla " Contenido de sólido óptimo en algunos productos y operaciones" la cual fué dada en conferencia.

$$R = \frac{1 - S_n}{S_n}$$

donde:

S_n - % en sólido; R - Relación líquido-sólido.

- b) Se determinaron las relaciones líquido-sólido que no se establecieron en datos: $R_n = \frac{W_n}{Q_n}$

Tabla Auxiliar para el Cálculo del Balance de Agua.

<u>Productos y Operaciones</u>	<u>Q_n tn/día</u>	<u>R_n</u>	<u>W_n = Q_n R_n</u>
11	2,941	0,06	176,46
12	14,701	-	3116,46
I	14,701	0,42	6174,42
13	14,701	0,42	6174,42
II	14,701	-	-
14	2,941	1,5	5443,42
15	11,760	0,25	2,940
16	3,320,3	-	-
III	3,320,3	3	10594,6
17	802,8	3	2408,4
18	2,517,4	-	-
IV	802,8	4	3211,2
19	482,32	1,8	868,176
20	320,5	-	-
V	2,517,4	2,789	7021,252
21	302	3	906
22	2,458	-	-
23	623,49	-	-
VI	482,32	3	1446,9
25	482,32	0,504	243,08
26	722	-	-
VII	722	0,42	303,34
27	722	-	-
VIII	722	-	-
28	482,32	2,84	1369,78
29	240	0,25	60
30	657,5	-	-
IX	657,5	3,05	2006,2
31	267,9	3	803,76
32	389,6	-	-
33	315,45	-	-
X	315,45	4	1261
34	204,02	4	816
35	111,39	-	-
XI	389,6	3	1202,2
38	63,84	3	191,52

Productos y Operaciones	Q_n tn/día	R_n	$W_n = Q_n R_n$
39	325,76	-	-
40	175,24	-	-
XII	204	5	1220
36	156,55	2,55	399,20
37	47,56	-	-
XIII	156,55	3,78	592,80
42	156,55	0,42	67,003
XIV	156,55	0,42	67,003
44	156,55	0,11	17,37
45	469,47	-	-
XV	469,47	2,6	1228,3
46	244,18	3,5	852,37
47	224,49	-	-
48	301,18	-	-
XVI	301,18	3,99	1204,7
49	165,38	3	496,14
50	135,8	-	-
XVII	168,28	1,67	376
53	7,92	3	22,86
54	216,57	-	-
55	143,22	-	-
XVIII	165,38	3,99	660,99
51	109,18	2,82	308,6
52	56,2	-	-
XIX	109,18	3	327,54
57	109,18	0,428	46,729
XX	109,18	2,3	215,114
59	109,18	0,11	12,118
60	351,92	-	-
XXI	351,92	2,63	925,7
61	167,7	3	501,51
62	184,73	-	-
XXII	167,17	4	668,68
63	84,02	3	252,06
64	83,13	-	-
XXIII	184,73	2,296	424,19
65	52,27	3	156,71
66	132,53	-	-

<u>Productos y Operaciones</u>	<u>Q_n tn/día</u>	<u>R_n</u>	<u>W_n = Q_n R_n</u>
67	135,35	-	-
XXIV	84,02	3	252,06
69	84,02	0,4	33,6
XXV	84,02	2,25	189,04
71	84,02	0,145	12,18

Valores de R_n no conocidos por datos.

$$R_{12} = 0,2119 \qquad R_{52} = 6,27$$

$$R_{II} = 0,5 \qquad R_{60} = 2,63$$

$$R_{16} = 2,307 \qquad R_{62} = 2,29$$

$$R_{18} = 3 \qquad R_{64} = 5$$

$$R_{20} = 7,3 \qquad R_{66} = 2,01$$

$$R_{22} = 2,453 \qquad R_{67} = 4,2$$

$$R_{23} = 5,21$$

$$R_{26} = 0,42$$

$$R_{27} = 0,42$$

$$R_{VIII} = 1,98$$

$$R_{30} = 3,57$$

$$R_{32} = 3,08$$

$$R_{33} = 3,99$$

$$R_{35} = 3,99$$

$$R_{39} = 3$$

$$R_{40} = 5,61$$

$$R_{37} = 13$$

$$R_{45} = 2,6$$

$$R_{47} = 2,28$$

$$R_{50} = 5,2$$

$$R_{54} = 1,626$$

5.1.1- Determinación del volúmen de pulpa en todas las operaciones y productos.

La determinación del volúmen se realiza de la siguiente forma:

$$V_n = Q_n \left(R_n + \frac{1}{\gamma_n} \right)$$

donde:

Q_n - Valor absoluto del material de las diferentes operaciones y productos.

R_n - Relación líquido - sólido de la pulpa en las diferentes operaciones y productos.

$\frac{1}{\gamma_n}$ - densidad del mineral en las diferentes operaciones y productos.

Para determinar el volúmen de la pulpa en todas las operaciones y productos es necesario primero determinar el error relativo, pero en nuestro caso eso no es necesario ya que la variación del volúmen de la pulpa es insignificante por el cual no introduce gran influencia, por lo que consideramos el valor de la densidad constante frente a diferentes relaciones líquido - sólido. Esta consideración parte del siguiente ejemplo.

$$\frac{\Delta V}{V} = \frac{\Delta \gamma}{(\gamma + \Delta \gamma) (R\gamma + 1)}$$

$$\begin{aligned} & \text{(si } \gamma_1 = 3 \text{ g/cm}^3 \text{ ; } \Delta \gamma = 1 \text{ g/cm}^3 \text{ ; } \\ & R_1 = 3 \text{ y } R_2 = 1) \end{aligned}$$

entonces:

$$R_1 \frac{\Delta V}{V} = \frac{1}{40} = 2,5\%$$

$$R_2 \frac{\Delta V}{V} = \frac{1}{16} = 6,2\%$$

Tabla de valores de los volúmenes en las diferentes operaciones y Productos.

<u>Productos y Operaciones</u>	<u>Volúmenes M³</u>	<u>Prod.y Operac.</u>	<u>Volúm.M³</u>
11	1,208,3	XIII	646,6
12	8,274,5	42	120,6
I	11,332,6	XIV	120,6
13	11,332,6	44	72,1
II	12,509,7	XV	1,386,1
14	5,443,4	46	943,4
15	7,066,3	47	442,7
16	8,824,9	XVI	1,307,4
III	10,594,6	49	554,1
17	2,690,08	50	753,3
18	7,904,3	XVII	453,6
IV	3,492,8	53	24,8
19	1,037,4	54	428,8
20	2,452,1	XVIII	717,8
V	7,904,3	51	346,8
21	1,011,9	52	372,07
22	6,892	XIX	365,8
23	3,467,7	57	85,03
VI	1,616,1	XX	287,4
25	412,3	59	55,7
VII	556,5	XXI	1,049,03
27	556,5	61	560,16
VIII	1,683,1	62	487,84
28	1,539,02	XXII	727,3
29	144,2	63	281,5
IX	2,236,07	64	444,8
31	897,7	XXIII	488,9
32	1,336,7	65	175,15
X	1,372,4	66	312,8
34	887,7	XXIV	281,5
35	483,5	69	63,08
XI	1,305,5	XXV	218,4
38	213,9	71	41,6
39	1,091,5		
XII	1,091,3		
36	455,6		
37	636,1		

Balance General de Agua

Agua que entra al proceso; M³.

Mineral alimentado	147
Molienda	2,657
Clasificación	2,103
1ra. Limpieza	1,082
2da. "	204
Transporte de Concentrado.	524
Flotación Básica	<u>1,618</u>
T o t a l	<u><u>8,335</u></u>

Agua que sale del proceso; M³.

Colas	6,383
Reboso del espesador	1,481
Filtrado	429
Concentrado Final	<u>42</u>
T o t a l	<u><u>8,335</u></u>

CAPITULO VI : EQUIPAMIENTO PARA LA FLOTACION COLECTIVA-SE LECTIVA

6.1 Selección del equipamiento para la flotación colectiva-selectiva.

Las máquinas seleccionadas fueron las del tipo neumomecánicas por presentar la solución del problema de bombeo y ventilación de la pulpa que presentan las máquinas mecánicas. Mediante la utilización de estas máquinas existe una mayor aereación de la pulpa, hay menos gastos por mantenimiento, son más sencillas y consumen menos energía eléctrica, poseen la ventaja de tener mayor velocidad de flotación, todo esto trae como consecuencia que resulten más económicas.

6.1.1 Cálculo del equipamiento para la flotación colectiva.

a) Cálculo del volumen de una cámara M³/min.

$$V_c = \frac{V_n}{1440}$$

b) Cantidad de cámaras y bancos por operaciones.

$$N = \frac{V_n \times t}{1440 \times V_c \times K}$$

donde:

V_n - Volumen de pulpa existente en la operación.

t - Tiempo de flotación para dicha operación.

K - Coeficiente que tiene en cuenta la relación entre el volumen efectivo ocupado por la pulpa y el volumen geométrico de la celda; - (0,70 - 0,80).

c) Cálculo de las máquinas para la flotación básica.

$$V_n = 10,594 \text{ m}^3/\text{día}$$

$$t = 7 \text{ min.}$$

$$K = 0,75$$

-Capacidad de una cámara.

$$V_c = \frac{V_n}{1440} = \frac{10594}{1440} = 7,35 \text{ m}^3/\text{min.}$$

Cámara elegida: FMR-63

-Cantidad de cámaras.

$$N = \frac{V_n \cdot t}{1440 \times V_c \times K} = \frac{10594 \times 7}{1440 \times 7,37 \times 0,75} = 9,34$$

$$N = 10$$

Elegimos un banco de diez cámaras.

d) Cálculo de las máquinas para la flotación de control.

$$V_n = 7904$$

$$t = 14 \text{ min.}$$

$$K = 0,55$$

-Capacidad de una cámara.

$$V_c = \frac{V_n}{1440} = \frac{7904}{1440} = 5,4$$

$$V_c = 5,4 \text{ m}^3/\text{min.}$$

Se elige la máquina FMR-25

-Cantidad de cámaras:

$$N = \frac{V_n \cdot t}{1440 \times V_c \times K} = \frac{7904 \times 14}{1440 \times 5,4 \times 0,75} = 18,95$$

$$N = 19 \text{ cámaras}$$

Se elige un banco de 19 cámaras.

e) Cálculo de las máquinas para la limpieza del concentrado.

$$V_n = 3492,8$$

$$t = 12 \text{ min.}$$

$$V_c = \frac{V_n}{1440} = \frac{3492,8}{1440} = 2,42 \text{ m}^3/\text{min.}$$

Se elige las cámaras FMR-10

-Cantidad de cámaras.

$$N = \frac{V_n \cdot t}{1440 \times V_c \times K} = 17$$

Elegimos un banco de 17 cámaras.

6.1.2 Cálculo del área y diámetro para el espesamiento en la flotación colectiva.

a) Cálculo del área.

$$f = \frac{R_1 - R_2}{V_{st} \times K}$$

donde:

R_1 y R_2 - Relación líquido-sólido en la entrada y salida del espesor.

$K = 0,5 - 0,6$ (Para espesadores con capacidades pequeñas); tn/h

$K = 0,7 - 0,8$ (Para espesadores con capacidades grandes); tn/h

V_{st} - Velocidad de caída libre de las partículas de Stock .

$$V_{st} = \frac{0,454 D^2 (\rho - 1000)}{M} \times 3600; \text{ m/h}$$

$D = 3 - 5$ (Diámetro de las partículas en Mk)

$$\rho = 2,850 \text{ Kg/m}^3$$

$$R_1 = 3$$

$$R_2 = 1,8$$

$$K = 0,5$$

$$D = 5 \text{ Mk}$$

$$V_{st} = 0,1 \text{ m/h}$$

$$f = \frac{3 - 1,8}{0,1 \times 0,5} = 24 \text{ m}^2/\text{tn.h}$$

b) Cálculo del área absoluta del espesador.

$$F = f \times Q$$

$$Q = 20 \text{ tn/h}$$

$$F = 480 \text{ m}^2$$

c) Cálculo del diámetro del espesador.

$$\frac{\pi D^2}{4} = 480 \text{ m}^2$$

$$D = 24 \text{ m}$$

6.1.3 Cálculo del número de tanques en la flotación colectiva.

$$N = \frac{V_n \cdot t}{1440 \times V_t \times K}$$

donde:

V_n - Volúmen de la pulpa que entra en el tanque.

V_t - Volúmen del tanque.

K - Coeficiente que tiene en cuenta la relación -- entre el volúmen efectivo ocupado por la pulpa y el volúmen geométrico del tanque; $K = 0,78 - 0,80$.

$$V_t = 5,7 \text{ m}^3$$

$$V_n = 1446,9 \text{ m}^3/\text{min.}$$

$$t = 1 \text{ min.}$$

$$K = 0,7$$

$$N = 1$$

Elegimos un tanque del tipo KU - 1,6

6.1.4 Selección del equipamiento para la flotación selectiva del plomo. Esta se calcula semejante a la anterior.

a) Flotación básica.

Capacidad de una cámara.

$$V_c = 1,5 \text{ m}^3/\text{min.}$$

Se elige la máquina FMR-10

- Número de celdas.

$$N = 9$$

Se elige un banco de 9 cámaras.

b) Flotación de control.

Capacidad de 1 cámara.

$$W_c = 0,906 \text{ m}^3/\text{min.}$$

Se elige la máquina FMR-4

Número de celdas.

$$N = 11$$

Elegimos 1 banco de 11 cámaras.

c) Primera limpieza.

Capacidad de una cámara.

$$V_C = 0,95 \text{ m}^3/\text{min.}$$

Se elige la máquina FMR-4

- Número de celdas.

$$N = 6$$

Se elige un banco de 6 cámaras.

d) Segunda limpieza.

Capacidad de una cámara.

$$V_C = 0,76 \text{ m}^3/\text{min.}$$

Se elige la máquina FMR-4

- Número de celdas.

$$N = 6$$

Se elige un banco de 6 cámaras.

6.1.5- Cálculo del área y diámetro para el espesamiento en la -
flotación selectiva del plomo.

$$f = \frac{R_1 - R_2}{V_{st} \times K}$$

$$R_1 = 2,35$$

$$R_2 = 0,42$$

$$f = 42,6 \text{ m}^2/\text{tn} - \text{h}$$

- Cálculo del área absoluta.

$$F = f \times Q$$

$$F = 277,7 \text{ m}^2$$

- Cálculo del diámetro.

$$D = 18,8 \text{ m}$$

6.1.6- Cálculo del área filtrable.

Se elige el filtro de tambor con capacidad específica según norma 100 - 200 Kg/m² - h

- Cálculo en Kg/h de producción.

$$Q = 156,5 \text{ tn/día}$$

$$Q = \frac{156,5 \times 1000}{24} = 6520,8 \text{ Kg/h}$$

Area filtrable necesitada.

Se toma un coeficiente específico = $200 \text{ Kg/m}^2 - \text{h}$

$$A = \frac{6520,8}{200} = 32,6 \text{ m}^2$$

- Número de filtros utilizados para el concentrado de plomo.

$$N = \frac{\text{Area necesitada}}{\text{Area del filtro escogido}}$$

$$N = \frac{32,6}{40} = 0,81$$

$$N = 1$$

- 6.1.7- Cálculo del número de tanques de contacto en la flotación del plomo.

$$N = \frac{V_n t}{1440 \times V_t \times K}$$

$$t = 1 ; V_n = 636,1 ; V_t = 0,71$$

$$N = 1$$

El tipo de tanque escogido fué de tipo KU - 1

- 6.2- Cálculo del equipamiento en la flotación selectiva del cobre.

- a) Flotación básica.

- Capacidad de una cámara.

$$V_c = 0,95 \text{ m}^3/\text{min.}$$

Se elige la máquina de tipo FMR-4.

- Número de celdas.

$$N = 14$$

Elegimos un banco de 14 cámaras.

b) Primera limpieza.

$$V_C = 0,90 \text{ m}^3/\text{min.}$$

Elegimos la máquina de tipo FMR-4.

- Número de celdas.

$$N = 9$$

Elegimos un banco de 9 celdas.

c) Flotación de control.

- Capacidad de una cámara.

$$V_C = 0,81$$

Elegimos la máquina FMR-4

- Número de celdas.

$$N = 10$$

Elegimos un banco de 10 cámaras.

d) Segunda limpieza.

- Capacidad de una cámara.

$$V_C = 0,45$$

Elegimos la máquina de tipo FMR-4

- Número de celdas.

$$N = 9$$

Elegimos un banco de 9 cámaras.

6.2.1- Cálculo del área y diámetro para el espesamiento en la flotación selectiva del cobre.

$$R_1 = 0,82 ; R_2 = 0,42 ; V_{st} = 0,1 \text{ m/h} ; K = 0,5$$

$$f = 45,96 \text{ m}^2$$

a) Cálculo del área absoluta del espesador.

$$F = f \times Q$$

$$Q = 4,54 \text{ tn/h}$$

$$F = 112,7 \text{ m}^2$$

b) Diámetro del espesador.

$$D = 16,6 \text{ m}$$

6.2.2- Cálculo del área filtrable para la flotación selectiva del cobre.

Se elige el filtro igual al anterior con capacidad - específica de 200 Kg/tn - h.

Producción en Kg/h.

$$Q = 4459,1 \text{ Kg-h}$$

Area necesitada.

$$A = 22,7 \text{ m}^2$$

Area del filtro según catalogo = 25

Número de filtros para el concentrado del cobre.

$$N = 1$$

6.2.3- Cálculo del número de tanques de contacto para la -- flotación del cobre.

$$V_n = 367,8 \text{ m}^3$$

$$V_t = 0,71 \text{ m}^3/\text{min.}$$

$$t = 1$$

$$K = 0,7$$

$$N = 1$$

Elegimos un tanque de tipo KU/1

6.3- Cálculo del equipamiento para la flotación selectiva del Zinc.

a) Flotación básica.

- Volumen de una cámara.

$$V_c = 0,76 \text{ m}^3/\text{min.}$$

Elegimos la máquina del tipo FMR-4.

Número de celdas.

$$N = 9$$

Se elige un banco de 9 cámaras.

b) Limpieza del concentrado.

- Capacidad de una cámara.

$$V_c = 0,50 \text{ m}^3/\text{min.}$$

Elegimos la máquina del tipo FMR-4.

- Número de celdas.

$$N = 14$$

Elegimos un banco de 14 cámaras.

c) Flotación de control.

- Volúmen de una cámara.

$$V_c = 0,33$$

Elegimos la máquina del tipo FMR-4.

Número de celdas.

$$N = 11$$

Elegimos un banco de 11 cámaras.

6.3.1- Cálculo del área y diámetro para el espesamiento en la flotación selectiva del Zinc.

- Area del espesador.

$$f = 52 \text{ m}^2$$

- Area absoluta del espesador.

$$F = 182 \text{ m}^2$$

- Diámetro del espesador.

$$D = 15,2 \text{ m}$$

6.3.2- Cálculo del área filtrable.

El filtro es el mismo que el elegido anteriormente con una capacidad específica de $200 \text{ Kg/m}^2 - \text{h}$.

$$A = 17,5 \text{ m}^2$$

Area del filtro escogido = 20 m^2 .

- Número de filtros para el concentrado de Zinc.

$$N = 1$$

6.3.3- Cálculo del número de tanques de contacto para la flotación del Zinc.

$$(V_n = 281,5 \text{ m}^3 ; V_t = 0,71 \text{ m}^3 ; t = 0,83 \text{ min. ; } K = 0,7.$$

Número de tanques; $N = 1$

El tanque elegido fué de tipo KU-1

6.4- Características técnicas de las máquinas de flota -- ción escogidas.

<u>I N D I C E S</u>	<u>----- M A Q U I N A S -----</u>			
	<u>FMR- 4</u>	<u>FMR-25</u>	<u>FMR-63</u>	<u>FMR-10</u>
Dimensiones de la celda; m. (Largo x Ancho)	0,7 x 0,7	1,7x1,6	2,2x2,2	1,1x1,1
Altura de la - celda; m.	0,7	1	1,2	1,0
Volúmen de las celdas; m ³ .	0,38	3,26	6,25	1,35
Cap. por el -- flujo de la -- pulpa; m ³ /min.	0,25	3,5-6	7-12	1,5-2,5
Potencia del - impelente; Kw.	0,17	10	20	4,5
Potencia del - motor de las - paletas; Kw	0,6	1,0	1,0	1,0
# de celdas	4-18	4-20	4-20	4-20
Peso; tn.	17	25	8,4-65	23

6.5- Características técnicas de los tanques acondicionadores.

<u>I N D I C E S</u>	<u>-----TANQUES-----</u>	
	<u>KH- 1</u>	<u>KH-16</u>
Diámetro del tanque; mm	1,000	1,600
Altura de un tanque; mm	1,000	1,600
Volúmen del tanque ; m ³	0,71	2,9
Diámetro de la propela; mm	250	320
Potencia del motor; Kw	1	1,1
Peso del tanque con el motor; tn.	0,502	1,0
Precio en miles de rublos		1,0
Velocidad de giro de la propela	500	400

6.6- Características técnicas de los espesadores utiliza - dos.

<u>I N D I C E S</u>	<u>- - - - E S P E S A D O R E S</u>		
	<u>Con eje central</u>		<u>Con Meca - nismo Pe - risférico.</u>
Diámetro; m.	15	18	24
Altura en el centro; m.	3	3,6	3,6
Superficie; m ²	177	240	450
Velocidad de giro de los rastrillos; Rev/min.	0,12	0,12	0,1
Potencia; Kw	2,8	2,8	2,8

El espesador utilizado en el producto de la flotación colectiva fué el espesador con mecanismo periférico - de diámetro igual a 24 m. Este fué necesario utilizar lo debido a que la pulpa llegada de la flotación co - lectiva se encontraba muy diluida, por lo que fué ne - cesario eliminar agua para realizar una molienda efec - tiva, o sea, que la relación líquido-sólida de la --- pulpa que llegaba a la molienda no cumplía las condi - ciones necesarias para realizar la molienda.

El espesador utilizado en el producto de la flotación selectiva del plomo fué el espesador con eje central - de diámetro igual a 18 m.

El espesador utilizado en el producto de la flotación selectiva del cobre fué el espesador con eje central - de diámetro igual a 18 m.

El espesador utilizado en el producto de la flotación selectiva del Zinc fué el espesador con eje central - de diámetro igual a 15 m.

6.7- Características técnicas de los filtros seleccionados.

I N D I C E S	- - - - - F I L T R O S - - - - -		
	<u>BOU-20-2,6</u>	<u>BOU 40-3</u>	<u>B 25-6/33</u>
Superficie filtrable m ² .	20	40	25
Tambor; mm			
Diámetro.	2612	3000	2700
Longitud.	2700	4400	3300
Velocidad de rotación del tambor (Regulable) ; rev/min.	0,13-2	0,43-3,43	0,26-1,04
Peso del motor que mueve al tambor; tn.	2,8	3,2 -4,2	2,8
Precio			

6.8- *Potencia instalada.*

Trituración:	753.0 kw/h
Molienda :	5,400.0 kw/h
Flotación :	<u>18.1 kw/h</u>
T o t a l:	<u>6,171.1 kw/h</u>

CAPITULO VII : DISPOSICION DEL EQUIPAMIENTO EN LA PLAN
TA DE BENEFICIO

7.1- Disposición del equipamiento para la trituración -- gruesa, media y fina.

En la disposición del equipamiento se tuvo en consideración una serie de aspectos que son necesarios para la ubicación de los equipos.

En nuestro caso el material fué alimentado directamente del camión al alimentador de placa, el cual se encarga de llevarlo al triturador de cono para la trituración gruesa, esto se logra debido a la existencia de una diferencia de altura entre el camión y el triturador, después el mineral triturado cae por gravedad a una banda transportadora la cual tiene una ángulo de inclinación de 16° que se encarga de transportar el mineral hasta la trituración media, donde éste cae a una criba, el retenido va al triturador de cono de la trituración media y el cernido pasa a una banda transportadora que conjuntamente con el material triturado será transportado a la trituración fina.

La trituración media y fina no fué dispuesta en cascada por el inconveniente de que esto conllevaría a una distancia de transportación muy grande, por lo que fué situada en el mismo nivel y en una misma edificación para así lograr una adecuada compactación de los equipos y aprovechar al máximo el área del edificio.

7.2- Disposición del equipamiento para la molienda y la flotación.

El equipamiento de las operaciones de molienda y flotación fué distribuido en un área lo más compactada posible cumpliendo todos los aspectos tecnológicos requeridos para este tipo de planta.

La molienda; está compuesta por 5 Molinos que son alimentados por el mineral proveniente de las tolvas (5) que a su vez lo han recibido de la sección de trituración, los molinos fueron dispuestos a un mismo nivel con suficiente separación entre ellos para hacer más fácil la reparación y mantenimiento de ellos.

El equipamiento de la sección de flotación se dispuso en un mismo nivel, pero a un nivel más bajo -- con relación a la sección de molienda para de esta forma facilitar el transporte de los productos.

CAPITULO VIII : CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

Luego de la realización de todas las tareas propuestas - y efectuados los cálculos que materializan este proyecto son derivadas directas del mismo las siguientes conclusiones:

- 1.- Como se puede apreciar en este trabajo el cálculo preliminar y el final son practicamente iguales, - debido a que en el cálculo preliminar se hizo una elección correcta de los equipos a utilizar en la sección de trituración.
- 2.- Mediante la flotación colectiva fué posible eliminar una gran masa de estéril, lo cual es muy significativo desde el punto de vista Técnico-Económico ya que esto origina la necesidad de utilizar menos equipos, menos gasto de energía, utilización de equipos más pequeños, menor área utilizada y menos complejidad en el proceso.

RECOMENDACIONES

- 1.- Analizar las posibilidades que en los proyectos de --- curso de los alumnos de 4to. año de la especialidad de Beneficio de Minerales solo se realice el cálculo final, sin necesidad de realizar el cálculo preliminar.
- 2.- Siempre que se vaya a beneficiar minerales polimetálicos por el método de flotación es recomendable la utilización del método de flotación colectiva-selectiva

BIBLIOGRAFIA :

I.- Proyecto de Plantas de Beneficio

K.A. Razumov

II.- Fundamentos de la teoria y la práctica de empleo
de reactivos de flotación.

- S.V. Dudenkov

- L.Y. Shubov

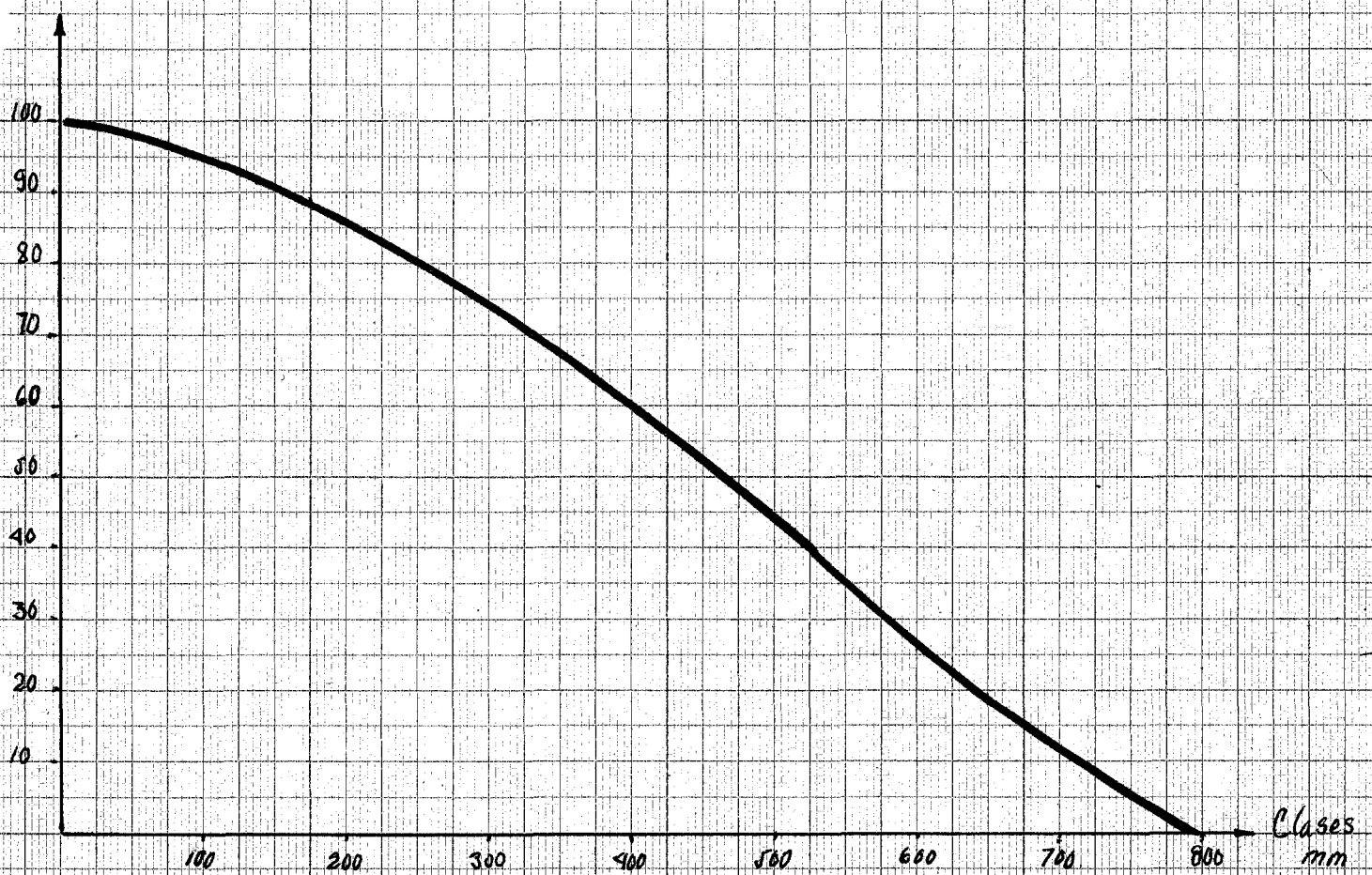
- L.A. Glazunov

III.- Manual de Minerología

Editorial Reverté, S.A.

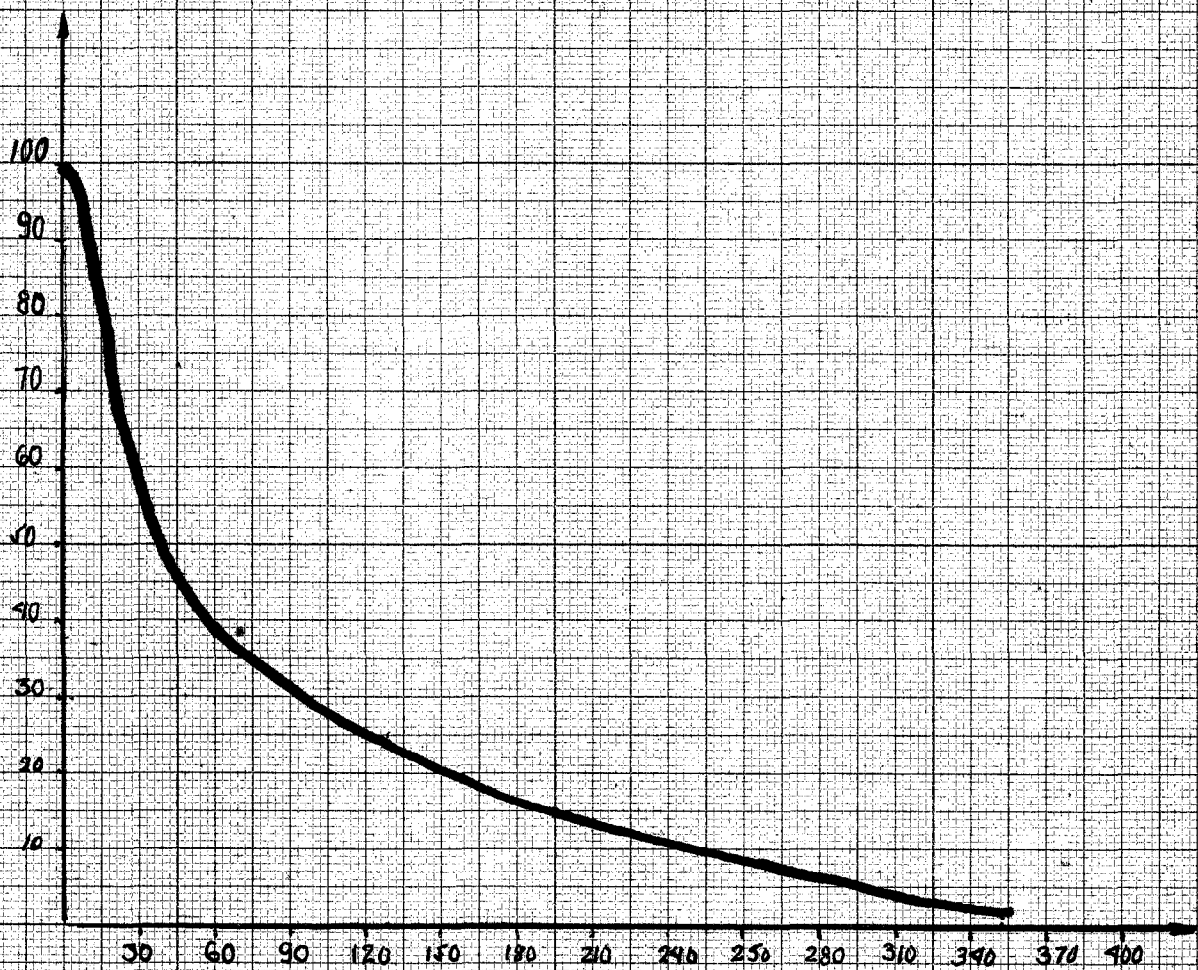
Dana - Hurlbut

Producto 1

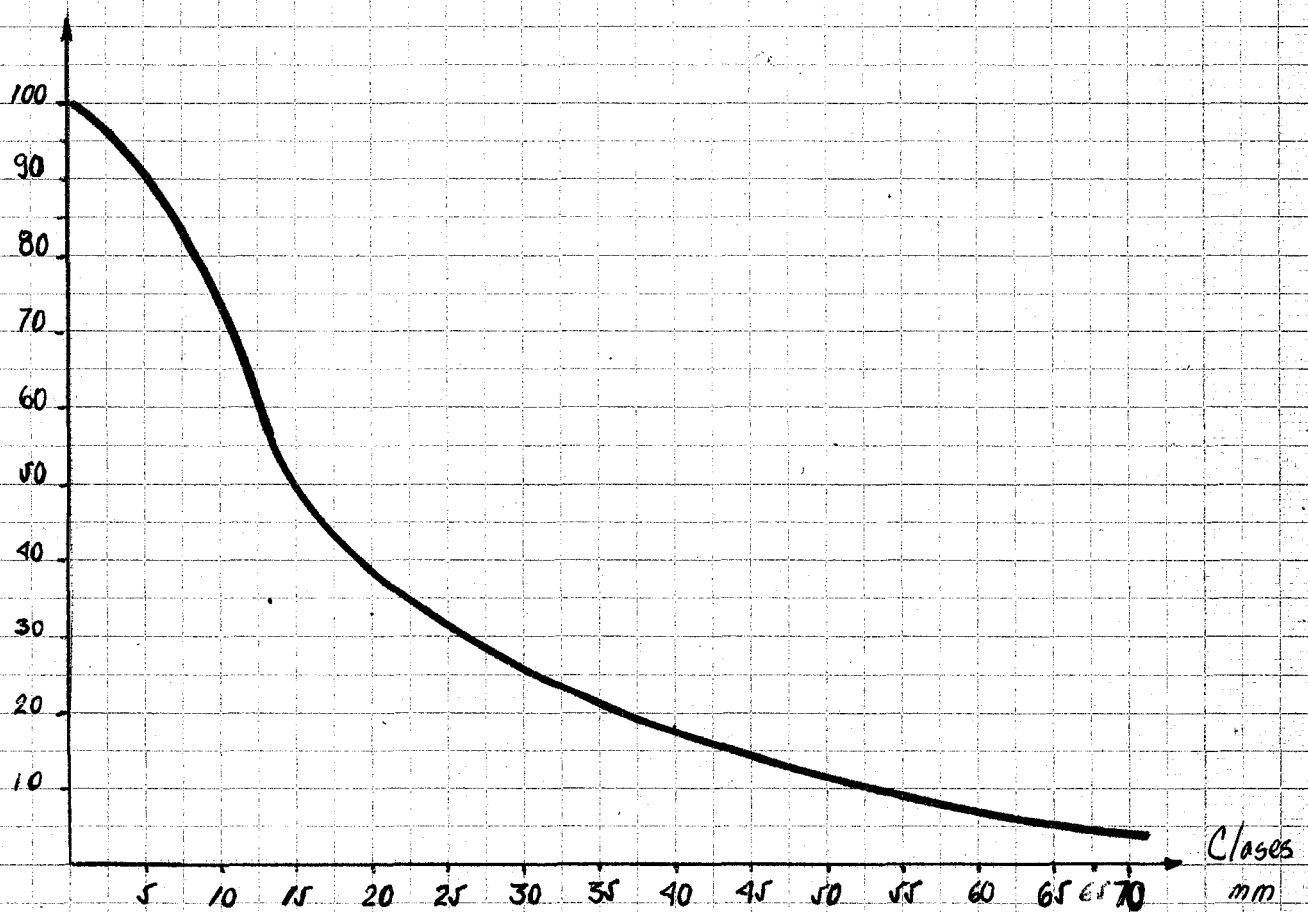


Escala 1:5

Producto 2 (trituración Gruesa)



Producto 5 (trituration Media)



Escala 2:1

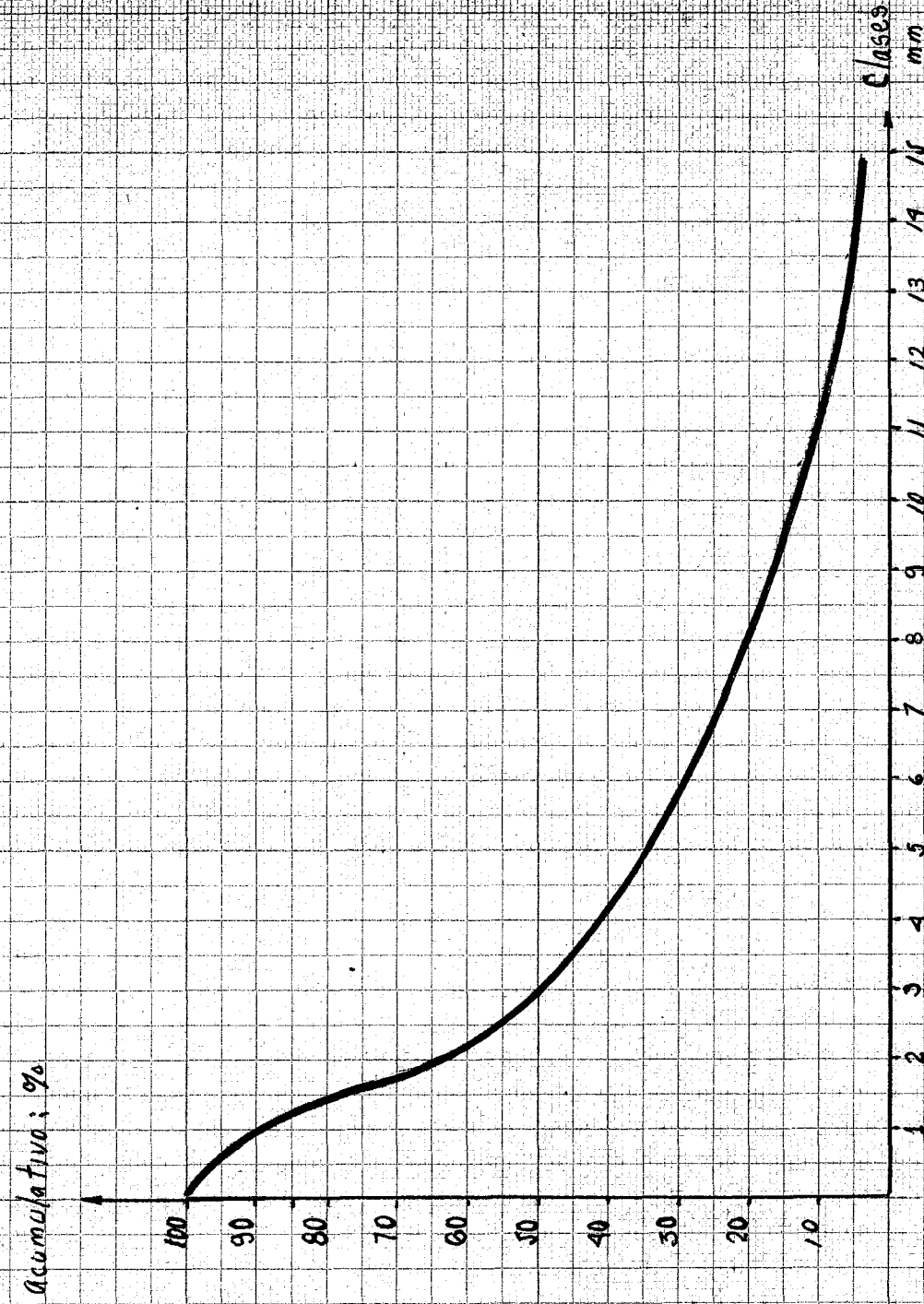
Producto 6 (tritución)

Acumulativo: %



Escala 5:1

Producto 9 (Trituración Fina)



Escala 10:1