

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA

FACULTAD DE INGENIERIA

GEOLOGICA MINERA Y METALURGICA

ANALISIS DE LA OPERACION DE LA PLANTA  
CONCENTRADORA DEL SINDICATO MINERO PA-  
COCOCHA.

TRABAJO MONOGRAFICO

PARA OBTENER EL GRADO ACADEMICO  
DE BACHILLER EN CIENCIAS CON MENCIÓN  
EN; METALURGIA.

SANTIAGO G. VALVERDE ESPINOZA.

PROMOCIÓN - 1985 - 1

LIMA - PERU - 1986.

A MI MADRE Y HERMANOS

## A MI MADRE Y MIS HERMANOS

Con todo cariño a ellos, quiénes fueron los que me apoyaron decididamente en los momentos más difíciles de mi larga trayectoria - estudiantil, hasta verme formado profesionalmente.

Va mi reconocimiento inolvidable y sincero para mi madre Estela, mis hermanos Barber, Levis y asimismo a todo mis hermanos con quiénes me siento profundamente deudor por las continuas ayudas y generosidades que me brindaron, hasta culminar mi carrera.

## INDICE

INTRODUCCION	1
Ubicación Geográfica	1
Medios de Comunicación	1
Topografía	2
Vivienda e instalaciones	2
Fuerza electromotriz y luz	3
Agua	4
Transporte en general	4
Reseña histórica	
Tratamiento del mineral	6
<u>CAPITULO I</u> : DESCRIPCION SUMARIA DE LA	8
PLANTA DE BENEFICIO	
1.1. Generalidades	8
1.2. Máquinas y equipos utilizados con sus respectivas especificaciones.	9
a. Seccion Chancado	9
b. Sección Molienda	11
c. Sección Circuito de Flotación	13
d. Sección Secado	17
e. Sección Reactivos	19
f. Sección Laboratorio	20



rebose del clasificador, descarga 5'x5'	
tonelaje de las arenas "A"	
4. Cálculo del tonelaje de la carga circu-	42
lante "A" por malla.	
5. Cálculo del alimento calculado	45
6. Cuadro del alimento calculado y eficiencia	47
de clasificación.	
7. Modo de graficar las curvas Shumann	49
8. Eficiencia del clasificador helicoidal	49
(Finos)	
9. Eficiencia del clasificador helicoidal	50
(Gruesos)	
10. Eficiencia del clasificador helicoidal.	50
B. Cálculo del $D_{50}$ y la eficiencia del cla-	51
sificador hidrociclón.	
1. Cálculo del tonelaje del overflow del	51
hidrociclón.	
2. Cálculo del tonelaje de las arenas.	
3. Condiciones de operación del hidrociclón.	54
4. Determinación del alimento calculado.	56
5. Alimento calculado y eficiencia de cla-	
sificación.	
6. Cálculo de las curvas de Gaudin-Shumann.	60
7. Cálculo de la eficiencia del clasificador	61
hidrociclón.	
8. Cálculo de la gravedad específica de las	
bolas.	

## PARTE 2

Cálculo de las diferentes condiciones de operación de los molinos.	64
A. Molino de 5'x8' molienda primaria.	64
1. Análisis granulométrico de la alimentación y producto del molino 5'x8'.	64
2. Índice de reducción.	
3. Determinación del work index.	65
4. Potencias teóricas y actual consumidas.	66
5. Cálculo de la eficiencia de mallas.	67
6. Cálculo de la carga de bolas inicial del molino 5'x9'	68
7. Volumen total del cilindro del molino.	68
8. Volumen neto ocupado por las bolas.	
9. Peso de la carga de bolas	69
10. Distribución de las bolas.	70
11. Velocidad crítica según:	71
a) Allis Chaimers.	
b) Davies.	
12. Cálculo del tiempo de retención del mineral en el molino 5'x8'	73
B. Molino Denver 5'x5'	76
1. Análisis granulométrico y descasga del molino 5'x5'.	76
2. Grado de reducción.	76
3. Determinación del work-index.	77

4. Potencia teórica consumida	78
5. Potencia actual consumida	78
6. Cálculo de la eficiencia por mallas	79
7. Modo de graficar las curvas en papel semilog	80
8. Cálculo de la carga inicial de bolas del molino 5'x5'	80
9. Distribución de las bolas	83
10. Cantidad de bolas a cargarse diariamente.	83
11. Velocidades del molino 5'x5'	84
12. Cálculo de las variables importantes de los molinos según Davies.	86
13. Tiempo de retención del mineral en el molino 5'x5'	

CAPITULO IV      BALANCE METALURGICO      89

1. Análisis químico de las muestra en laboratorio	89
2. Balance metal. por determinantes	89
3. Cálculo de los porcentajes	92
4. Cálculo de los tonelajes de Pb,Cu,Zn, relave.	92
5. Cálculo de los radios de concentración	92
6. Cálculo de los porcentajes de recuperación.	93



Preparación y dosificación de los reactivos.	94
Dosificación de reactivos	96
OBSERVACIONES Y RECOMENDACIONES	103
FLOW SHET DE LA PLANTA	

## INTRODUCCION

### Ubicación Geográfica

El Asiento Minero Pacococha S.A., se encuentra enclavada en el cerro denominado "Pacococha" a orillas de la laguna del mismo nombre, situado al Sur Este del distrito de San Mateo, provincia de Huarochiri, departamento de Lima. Dicha zona pertenece a la vertiente Occidental de la Cordillera de los Andes, con una altura aproximada de 4,600 metros sobre el nivel del mar.

### Medios de Comunicación

La zona del Sindicato Minero Pacococha, se halla bastante cerca de la ciudad de Lima, está unida al pueblo de San Mateo, por un camino bien afirmado de 23 kms., de longitud demorando la movilidad (Omnibus, camiones, volquetes y otros) una hora y media; dicho camino permanece en buenas condiciones durante todo el año, a pesar de las lluvias en determinada época. El pueblo de San Mateo está unido a Lima por la carretera

ra y el ferrocarril central, aproximadamente 100 kms. de longitud demorando la movilidad de Lima a San Mateo y viceversa 2 horas y media.

### Topografía

El aspecto genérico que presenta esta zona, es un circo glaciar, en cuyos orígenes nace la laguna - "Pacococha" cuyas aguas desembocan por el riachuelo del mismo nombre hacia la quebrada de Tonsuyoc. Las rocas que forman dichos suelos, son generalmente de tipo ígneo, mayormente volcánicos y en menor proporción de rocas intrusivas.

Las rocas volcánicas son equivalentes a los volcánicos del Asiento Minero de Casapalca del Terciario Inferior Medio.

### Viviendas e Instalaciones

La Cía. cuenta con las siguientes viviendas e instalaciones:

A. Ocho chalets, con todas sus comodidades, exclusivamente para ingenieros.

B. Un hotel, con 16 habitaciones, 3 servicios higiénicos, agua temperada y luz, para empleados solteros, practicantes (estudiantes) y algunos ingenieros; además el hotel consta de un comedor con servicio eficiente, para empleados e ingenieros, adjunto a

éste existe un salón de juegos de naipes, ajedrez, fulbito, billar, etc., que son utilizados para pasar ratos de esparcimiento.

C. Doce viviendas y dos chalets más, también - con servicio de luz agua y desague, para empleados casados.

D. Un total de 852 viviendas para obreros de las cuales una parte son construídas de material noble y otra parte de madera pre-fabricada u otros materiales. Todas estas viviendas de la Cía. gozan de las facilidades de agua, luz y desague.

E. Un Hospital que consta de una sala de recibo, sala de tratamiento, sala de recuperación y departamento de Obstetricia.

Dicho Hospital, está a cargo de un médico, teniendo como asistente un enfermero titulado; el departamento de Obstetricia está a cargo de una Obstetrix profesional y el resto del personal lo compone un enfermero y una practicante de enfermeria.

### Fuerza Electromotriz y Luz

La energía eléctrica para el funcionamiento de la Cía. es proporcionada por la CENTROMIN PERU, llegando a la subestación de San Mateo 50,000 voltios, disminuyendo este voltaje en Pacocoña a 23,000 voltios éste a su vez es rebajado en las sub estaciones a 5000 voltios del nivel I45 compresoras y nivel 275

Planta, de ello la mayor parte de las maquinarias trabajan entre 480 y 500 voltios y de 220 a 240 voltios - para uso doméstico.

### Agua

El agua que utiliza la Planta de beneficio es procedente de la laguna de Pacococha, que fluye por una tubería de 6 pulgadas de diámetro y una distancia de 2000 pies. El consumo aproximado de agua diario en la Planta es de 800 metros cúbicos.

Asimismo, el agua que se emplea en las viviendas y campamentos son obtenidas de filtraciones y puquias - les situados en lugar cercano, tales como Florida, Laguna de Alaska y otros, el consumo diario de agua potable es de 975 metros cúbicos.

### Transporte en general

La Cía. cuenta con volquetes y carritos mineros para el transporte del mineral de cabeza de la mina a la Planta, asimismo, para el traslado de los concentrados de la Planta a Lima, o a La Oroya, lo hace también en volquetes, a veces lo realiza por vía férrea, de igual manera para la trida de combustibles, víveres, -

maderas, herramientas, etc., lo efectúa por ferrocarril hasta San Mateo de allí son transportados a la Cía. mediante camiones, volquetes y otros.

Para el traslado del personal empleado de Pacococha a San Mateo y viceversa la Cía. cuenta con un microbusing.

### Reseña Histórica

En el año 1914, el señor Alejandro Pajuelo, hizo el primer denuncia de la Mina Purísima, quién realizó trabajos preliminares en dicha zona, como cateos y galerías. Posteriormente, en el año 1941, este denuncia paso a poder del Sr. Lizandro Proaño. Luego en 1947, pasó a poder del Sr. Froilán Guzmán, quién asocióse con los señores Aquiles Venegas, Ernesto Baertl, Manuel Montori, los cuales a su vez aportaron los denuncios tales como:

San David, Ernesto I, Sal de Frutas, formándose de ésta el Sindicato Minero Pacococha S.A. que actualmente cuenta con 480 obreros y 52 empleados, operando las siguientes vetas:

Carolina	- Reserva
Santiago Mayor	Purísima
- San Alejandro	- Incataycuna
- Boston-Colquechaca	Bélgica

Ultimamente, se encuentra en exploración la mina San Antonio de Chanape.

### Tratamiento del Mineral

El mineral procedente de la mina contiene los elementos con valor comercial y los elementos que deben ser eliminados; entre los primeros podemos mencionar el plomo que se encuentra como sulfuro de Pb y se le denomina galena y el cobre como sulfuro de cobre, llamado cálcopirita; el Zinc también como sulfuro de Zn y llamado esfalerita, y la Plata que se encuentra como Sulfosales "platas rojas" denominado Pirargirita - variedad Rosicler.

Existen en el mineral otros compuestos que no contienen valor comercial, tales como los arseniuros, antimoniuros, sulfuros de Fe (Piritas), etc., además la ganca principal está constituido por rocas tipo ígneo, mayormente volcánicos entre ellos tenemos las rocas de cuarzo o rocas cuarzosas. En cada tonelada corta seca de mineral que se extrae de la mina se tiene 3.65 onz. de plata, 30.8 libras de plomo., 19.4 libras de cobre y 52.4 libras de zinc aproximadamente.

Como el mineral que sale de la mina se encuentra en variados tamaños que están entre 10 pulgadas y arenas finas, se hace necesario en principio reducir-

lo a un tamaño menor de 3/4 pulgada, apropiado para que los molinos de bolas a su vez puedan molerlo hasta que por lo menos el 40% del total pase por la malla 200.

La etapa de reducción a un tamaño menor de 3/4 pulgadas se hace en dos chancadoras, en la primera chancadora de quijadas Denver se reduce a un tamaño menor de 2 pulgadas, todo el mineral que se alimenta y luego, la segunda chancadora cónica giratoria TelSmith, lo recibe para que a su vez chancarlo todo a un tamaño menor de 1/2 pulgadas.

El mineral así reducido a menos 1/2 pulgada, se alimenta a los molinos de bolas donde se reduce el tamaño que se indica anteriormente agregándose a esta etapa de tratamiento una parte de reactivos.



## CAPÍTULO I

### DESCRIPCION SUMARIA DE LA PLANTA DE BENEFICIO

#### 1.1 GENERALIDADES

En el año 1956, el Banco Minero del Perú, construyó una carretera de afirmado piso hasta Tonsuyoc, (a 4 kms. de Pacococha), instalándose allí una - Planta concentradora, desde ese año hasta 1960, la Cía. trató 84,000 T.M.S. de mineral.

Luego en 1960, el Sindicato Minero Pacococha S.A. decidió por fin la construcción e instalación de su propia Planta de Beneficio. Esta Planta, fué instalada y equipada por la Denver Equipment Co. de Denver Colorado, empezando a funcionar en Setiembre de 1960, con capacidad de 125 T.M.S. por día.

Actualmente, dicha Planta de Beneficio, tiene una capacidad aproximada de 280 T.M.S. por día, adyacente a ésta, hay un laboratorio el cual analiza

cuantitativamente todas las muestras de mina y Planta enviadas a él.

## 1.2 MAQUINARIAS Y EQUIPOS UTILIZADOS CON SUS RESPECTIVAS ESPECIFICACIONES

### a. Sección Chancado

1. Una parrilla de acero luz : 6"
2. Una tolva de gruesos, capacidad 700 T.M.S.
3. Un Apron Feeder de 24" x 36".

Motor:

Marca ASEA

H.P.: 5

Volt.: 440

Amp 7

RPM 1740

4. Una faja transportadora de gruesos de 24" x 38".

Motor:

Marca : General Electric.

H.P. : 5

Volt. 440

Amp 7

RPM 1740

5. Una chancadora de quijada Denver 15"x24".  
Set. 3".

Motor:

Marca: Oerlikon Engineering Company

H.P. 30

Volt 440

Amp 37

RPM 1135

6. Una faja transportadora primaria de 24" x 157.5

Motor:

Marca : General Electric.

H.P. : 3

Volt : 440

Amp : 7.9

RPM . 1745

7. Una zaranda vibratoria Denver 5 x 10.

Motor:

Marca : Newman.

H.P. 10

Volt 440

Amp 10.4

RPM 1800

8. Una faja transportadora secundaria de 24" x 144

Motor:

Marca : General Electric.

H.P. 3

Volt 440

Amp 4.5

RPM 1715

9. Un electroimán Rapid Westinghouse 17" x 10".

Voltaje : 440

Amperaje: 7

10. Una chancadora giratoria Telsmith S 24.

Set: 1/2"

Motor:

Marca: General Electric.

H.P. 30

Volt 440

Amp 412

11. Una tolva de finos, capacidad 350 TMS.

b. Sección Molienda

12. Una faja transportadora de finos de 24" x 38.

Motor:

Marca : General Electric

H.P. 2

Volt 440

Amp 3

RPM 1340

13. Dos molinos de bolas Denver 5 x 8

Motor:

Marca: General Electric.

H.P. 100

Volt 440

Amp 142

RPM : 875

14. Una clasificador Helicoidal Wemco 36" x 19.3

Motor:

Marca : ASEA

H.P. : 5.5

Volt 220

Amp 15.2

RPM 1720

15. Un molino de bolas Denver 5 x 5

Motor:

Marca General Electric

H.P. 75

Volt 440

Amp 107

RPM 870

16. Una celda unitaria Magensa 38"x38"

Motor:

Marca: Delcrosa

H.P. 9

Volt 440

Amp 12.5

RPM 1745

17. Un acondicionador Denver Tipo Turbina 4 x 4

Motor:

Marca: General Electrica

H.P. 5

Volt : 440

Amp 7.9

RPM 1450

18. Un banco de 8 celdas (6 celdas Denver Sub. BI5 24" x 24" y 2 celdas Denver Sub A2I 38") accionado por 4 motores.

Tres motores:

Marca : General Electric

H.P. 5

Volt 440

Amp 7.9

RPM 1450

- Un Motor:

Marca: Delcrosa S.A.

H.P. 12

Volt 440

Amp 16

RPM 1745

### c. Sección Circuitos de Flotación

Circuito Bulk.-

19. Un acondicionador Denver Tipo Turbina  
6 x 6.

Motor:

Marca: General Electric

H.P. : 7.5

Volt 440

Amp 12.7

RPM 1760

20. Un banco de 16 celdas Denver Sub-A18SP  
de 32" x 32" accionado por ocho motores.

Un Motor:

Marca : Siemens Schuckert

H.P. 7.5

Volt 440

Amp 14

RPM 1755

Tres motores

Marca : General Electric.

H.P. 7.5

Volt 440

Amp : 10.3

RPM : 1760

Dos Motores:

Marca : Newman

H.P. 10

Volt 440

Amp 14.5

RPM : 1800

Un motor:

Marca : Allies CO.

H.P. 10

Volt 440

Amp 10

RPM 1750

Un Motor:

Marca : Delcrosa S.A.

H.P. 12

Volt : 440

Amp 16

RPM 1745

Circuito de Zinc

21. Un acondicionador Denver Tipo Turbina

6 x 6.

Motor:

Marca : General Electric

H.P. 5

Volt 440

Amp 7.6

RPM 1170

22. Un banco de 16 celdas Denver Sub-AI8SP  
32" x 32" y 2 celdas Denver Sub-A21 28"  
accionado por 9 motores.

Un Motor:

Marca : ASEA

H.P. 7.5

Volt 440

Amp 11

RPM 1730



Dos motores

Marca: Delcrosa

H.P. 12

Volt 440

Amp 16.5

RPM 1745

Tres motores:

Marca: General Electric

H.P. 7.5

Volt 440

Amp 10.3

RPM : 1760

Un Motor:

Marca: Newman

H.P. 7.5

Volt 440

Amp 10.3

RPM 1800

Dos Motores:

Marca : Allis Co.

H.P. 7.5

Volt 440

Amp 10

RPM 1750

Un motor compresor de aire:

Marca : Allis Co.

H.P. 3  
 Volt 380  
 Amp 4.9  
 RPM 2925

d. Sección secado

Dos cochas de concentrado de plomo, capacidad 180 TMS.

- Cuatro cochas de concentrado de cobre.  
 Capacidad 320 TMS.

Tres cochas de concentrado de zinc.  
 Capacidad 210 TMS.

Un filtro de discos Denver 6' x 10'

Motor:

Marca: ASEA

H.P. 3  
 Volt 440  
 Amp 4.5  
 RPM 1720

Una bomba impulsora de concentrado de Cobre (pulpa)

Motor:

Marca: ASEA

H.P. 7.5  
 Volt 440  
 Amp 11

RPM : 1730

Una bomba de concentrado de zinc (pulpa)

Motor:

Marca : Siemens-Schulkert.

H.P. 7.5

Volt : 440

Amp 14

RPM 1755

Dos bombas de aire para recuperación del agua del filtro, (uno para el concentrado de cobre y el otro para el concentrado de Zinc) cada uno accionado por un motor:

Marca : Delcrosa S.A.

H.P. 2.04

Volt 440

Amp 3.15

RPM 1750

Una bomba de vacío Ingersoll-Pand Tipo Pistón.

Motor:

Marca : ELIN

H.P. : 44.4

Volt : 380

Amp 84

RPM 1775

- Una secadora de concentrado de Cobre de  
6.20 x 2.75 mts.  
Una secadora de concentrado de Zinc de  
7.00 x 2.75 mts.
- Un depósito de concentrado de Plomo de  
12.20 x 3.40 mts.
- Un depósito de concentrado de Cobre de  
12.00 x 7.00 mts.
- Un depósito auxiliar de 9.70 x 3.40 mts.  
Diez cochas de recuperación de concentrado  
de Cu de 13.85 x 4.13 mts.
- Cuatro cochas de recuperación de concentra-  
do de Pb de 5.35 x 4.13 mts.
- Seis cochas de recuperación de concentrado  
de Zn de 8.50 x 4.13 mts.

e. Sección reactivos

- Dos alimentadores Denver accionado cada uno  
por un motor:

Marca : Fairbanks Morse

H.P. 1.5

Volt 440

Amp 3

RPM 1725

f. Sección Laboratorio

Una chancadora de quijadas Braun . Set: 1/4"

Motor

Marca General Electric

H.P. 5

Volt 440

Amp : 2.22

RPM : 1725

Un molino de bolas Tipo Krupp

Motor:

Marca : General Electric

H.P. 1/4

Volt 230

Amp 1.8

RPM : 1725

Un pulverizador de discos Braun Corpo.

Motor:

Marca : General Electric

H.P. 1.5

Volt 440

Amp 2.22

RPM 1725

## CAPITULO II

### CALCÜLOS REALIZADOS EN LA SECCION CHANCADO

#### SECCION CHANCADO

Esta sección de la Planta concentradora, es una de las que realmente necesita ampliación y modificación, debido a su limitada capacidad, en las diferentes unidades que las integran.

La chancadora Telesmith y las fajas transportadoras son de limitada capacidad con relación a la chancadora de quijadas o caso contrario, existe una deficiente distribución de las máquinas, lo que ocasiona un excesivo trabajo, las mismas con el consiguiente desgaste y consumo de repuestos que elevan al final los costos de operación.

#### LA TOLVA DE MINERAL GRUESO

El mineral que sale de las diferentes minas se recibe en las tolvas de concreto armado y una parte metálica en forma de media luna con capacidad total -

de 725 TM/H. Esta tolva tiene parilla de rieles con separación de 8" de luz. Además, para su descarga, la tolva dispone de un chute de descarga approved feeder.

### CAPACIDAD ACTUAL

Como ya se señaló la tolva de mineral grueso, tiene una capacidad total de 725 TM Húmedas.

El Manual de Taggart (2 0-11), recomienda para la capacidad de las tolvas de gruesos tres veces el tonelaje tratado diariamente.

Este mismo Manual da como pauta la mina OLDDOMINION de EE.UU., que trata diariamente 1000 T.M. y tiene una capacidad de tolvas de gruesos de 2400 TM.

Tomando en cuenta este criterio, la capacidad actual de nuestra tolva debería ser de  $328 \times 3 = 984$  TM/día.

Las dificultades que se presentan con la deficiente capacidad actual de tolva son las siguientes:

- a. Obliga a una explotación con bastante regularidad, para una alimentación a las tolvas igualmente regular, lo cual no ocurre.
- b. Si la mina extrae, más mineral que el tratado al no tener capacidad en la tolva, el mineral sobrante debe ser depositado en canchas habilitadas para el efecto, esto al final representa

MAC: NO  
USAR TOLVAS  
TRAY GRUESO  
LO HABIA  
ES TENDI  
STOCK M

HACER TOLVA  
INTERIOR  
M:

ta un mayor costo en el transporte y manipuleo.

## 2.1 CALCULO DE LA CAPACIDAD DE LA TOLVA DE GRUESOS

Aplicando la relación:

$$C = D \times V$$

Donde:

C = capacidad de T.M.S.

D = densidad del mineral

V = volumen de la tolva en m<sup>3</sup>

### Cálculo de D

$$a. \quad D = 3.03 + 3 + 2.5 + 2.85 = 2.845 \text{ gr/c.c.}$$

$$D = \frac{2.845 \text{ gr}}{\text{cc}} \frac{1 \text{ TM}}{100 \text{ kg.}} \times \frac{1 \text{ Kg.}}{1000 \text{ qr}} \times \left( \frac{1000}{1 \text{ m}} \right)^3$$

$$D = 2.845 \text{ TM/m}^3$$

### b. Cálculo de V

$$V = V_1 + V_2$$

Donde:

V = volumen total de la tolva

V<sub>1</sub> = volumen de la media luna

V<sub>2</sub> = volumen de la parte prismática de la tolva.



$$V_1 = 1/2 ( \pi r^2 h ) \quad V_2 = L \times L \times h = L^2 h$$

$$V_1 = 1/8 \pi D^2 h \quad V_2 = 6.5^2 \times 6$$

$$V_1 = 1/8 (11 \times 6.5^2 \times 6) \quad V_2 = 253.5 \text{ m}^3$$

$$V_1 = 99.55 \text{ m}^3$$

Finalmente:

$$V = 99.55 + 253.5 \text{ m}^3$$

$$V = 353.05 \text{ m}^3$$

Luego:

$$C = D \times V$$

$$C = 2.845 \text{ TM/m}^3 \times 353.05 \text{ m}^3$$

$$C = 1004.42 \text{ TM}$$

Pero considerando espacios vacios entre 25-30%

Para nuestro caso elegimos 28%

$$C = 0.72 \times 1004.42 \text{ TM}$$

$$C = 723 \text{ TM}$$

$$C = 725 \text{ TM} \quad \text{valor aproximado referencial.}$$

## 2.2 CALCULO DE LA CAPACIDAD DE LA CHANCADORA DE QUIJADA

- a. La chancadora de quijada Denver de 15"x24" cuyo set es de 3" posee una capacidad máxima teórica de 68 TM/H. (según catálogo de los fabricantes).

Dado que la alimentación es de 8" como promedio el radio de reducción de esta máquina es de 3.2 es decir, según la fórmula:

$$Rr = \frac{F}{D}$$

• Donde:

Rr = relación de reducción de trabajo

F - tamaño de alimentación en pulgadas

D - tamaño del producto pulgadas

Luego:

$$Rr = \frac{8''}{2.5} = 3.2$$

De acuerdo a ésto y considerando una capacidad real calculada de 43.2 tns/hr, tenemos que para abastecer a la capacidad de la molienda se debe chancar como sigue:

Capacidad de molienda 328 TMS/24 horas

Capacidad de chancadora primaria 43.2 TM/hr.

b. De acuerdo a Tagartt, la capacidad de una trituradora puede ser calculado por:

$$T = 0.6 \times L \times S$$

Donde:

T = Tn/hr

L = longitud de gape

S = abertura de descarga

Luego:

$$\dot{T} = 0.6 \times 24'' \times 3'' = 43.2 \text{ Tn/hr.}$$

$$\dot{T} = 1036.8 \text{ Tn/día.}$$

c. Una tercera manera de calcular; aplicando la fórmula:

$$T_r = K_c \times K_m \times K_f \times T$$

Donde:

$T_r$  = Tn/hr especificado por el fabricante

$K_c$  - factor de dureza del material (generalmente  $k_c = 1$ ).

$K_m$  = factor de humedad

$K_f$  = factor de forma de alimentación.

De catálogos:

$$K_c = 1$$

$$K_m = 0.75$$

$$K_f = 0.85$$

$$T = 68 \text{ Tn/hr.}$$

Luego:

$$T = (1)(0.75)(0.85)(68 \text{ Tn/hr})(24 \text{ Hr/Día})$$

$$\dot{T} = 1040.40 \text{ Tn/día}$$

Debemos tener presente que el grado de reducción de la chancadora de quijada se calcula aplicando la siguiente fórmula:

$$Rr = 0.85 \times C/S$$

Donde:

Rr = grado de reducción

C = tamaño máximo

S = abertura (descarga de trabajo).

Ejemplo:

$$Rr = 0.85 \times 8"/2.5 = 2.75$$

CALCULO DEL CONSUMO DE ENERGIA DE LA CHANCADORA  
DE QUIJADAS

$$W = Wi \sqrt{\frac{100}{P80} \frac{\sqrt{R80} - 1}{R80}}$$

Donde:

P80 = abertura de malla en micrones que pasa el 80% del producto.

R80 = radio de reducción =  $F80 / P80$

F80 = abertura de malla en micrones que pasa el 80% de la alimentación.

Wi = work-index = el Work-Index, es el índice de trabajo o Kw-h/tn totales necesarios para deducir el material desde un tamaño infinito hasta un producto cuyo 80% pasa la malla de 100 micrones, en otras palabras, el Wi se define como el número de Kw-hr necesarios.

Para subdividir una pieza de una tonelada desde un tamaño prácticamente infinito hasta que 800 kg (80%) tengan un tamaño inferior a 100 micrones. Debido a que no disponíamos de las mallas necesarias para realizar los tamizajes en la sección chancado, para poder realizar mis cálculos y obtener el  $F_{80}$  y el  $P_{80}$  tenía que recurrir al método de Schumann, que se basa en un gráfico logarítmico porcentaje del material que pasa Vs. abertura de malla en micrones, de donde se obtiene una recta que se puede asimilar a la ecuación:

$$Y = 100 (x/K_1)^m$$

Donde:

$Y$  = % de material que pasa por una malla cualquiera.

$K_1$  = abertura en micrones que pasa el 100% del material.

$X$  = tamaño de partícula en micrones.

$m$  = módulo de distribución (o pendiente de la línea).

Este valor de "m" se puede tomar del gráfico o calcular con fórmulas:

a. Para circuito abierto:

$$m = .0.175 \text{ Log}X + 0.067 \cdot \left. \begin{array}{l} \\ \end{array} \right\} \text{NO}$$

a) Para circuito abierto:

$$m = 0.175 \log X + 0.067$$

b) Para circuito cerrado:

$$m = \frac{6.65 \log X + 2.55}{38 - 3(cc)^{0.4}}$$

Donde: cc = carga circulante en %

Al aplicar logaritmos a la expresión de Shumann se obtiene:

$$\text{Log} Y = \log 100 + m (\log X - \text{Log} K_1)$$

Donde:

$K_1 = F_{100}$  y  $P_{100}$  en micras.

$X = F_{80}$  y  $P_{80}$  en micras

$Y = 80\%$  del material que pasa por la malla  $X$ .

Luego:

$$\text{Log } 80 = \log 100 + (0.175 \log X + 0.067)(\log X - \log K_1) \dots (I)$$

Según se tome en la ecuación el valor de  $K_1 = F_{100}$

o  $P_{100}$  se obtendrán los valores de  $F_{80}$  y  $P_{80}$ .

a) Cálculo de  $F_{80}$

$$K_1 = F_{100} = 8'' = 203,200 \text{ micrones}$$

En (i)

$$\text{Log } 80 = \text{log}100 + (0.175 \text{ log}X + 0.067)(\text{log}X - \text{log } 203,200)$$

$$\text{Log } 80 = \text{log}100 + (0.175 \text{ log}X + 0.067)(\text{log}X - \text{log } 203,200)$$

$$1.90 = 2 + 0.175 \text{ log}X - 0.175 \text{ log}X (\text{log } 203,20) + 0.067 \text{ log}X - 0.067 \text{ log } 203,200$$

$$1.90 = 2 + 0.175 \text{ log}X - 0.928 \text{ log}X + 0.067 \text{ log}X - 0.355$$

$$0.235 = 0.175 \text{ log}X - 0.861 \text{ log}X$$

$$0.175 \text{ log}X - 0.861 \text{ log}X - 0.235 = 0$$

Haciendo :  $\text{log}X = t$

$$0.175 t^2 - 0.861t - 0.235 = 0$$

Resolviendo:

$$t = \frac{0.861 + \sqrt{(0.861)^2 + 4(0.175)(0.235)}}{2(0.175)}$$

$$t = \frac{0.861 + 0.951}{0.35}$$

$$t_1 = 5.177$$

$$t_2 = 0.257$$

Luego:

$$t_1 = \log X = 5.177$$

$$X = 10^{5.177}$$

$$X = 150,314 \text{ micrones}$$

$$F_{80} = X = 150,314 \mu$$

b) Cálculo de  $P_{80}$

$$K_1 = 3'' = 76,200 \text{ micrones.}$$

$$\log 80 = \log 100 + (0.175 \log X + 0.067)(\log X - \log 76200)$$

$$1.90 = R + 0.175 \log^2 X - 0.175 \log X - \log 76,200 + \\ + 0.067 \log X - 0.067 \log 76,200$$

$$0.175 \log^2 X - 0.787 \log X - 0.227 = 0$$

Haciendo:

$$\log X = t$$

$$0.175 t^2 - 0.787 t - 0.227 = 0$$



$$t = \frac{0.787 \pm \sqrt{(0.787)^2 + 4(0.175)(0.227)}}{2(0.175)}$$

$$t = \frac{0.787 \pm 0.882}{0.35}$$

$$t_1 = 4.760$$

$$t_2 = 0.271$$

Luego:

$$t_1 = \log X = 4.769$$

$$X = 10^{4.769}$$

$$X = 57,544 \text{ micrones}$$

$$P_{80} = X = 57,544 \text{ u}$$

Cálculo del  $R_{80}$

$$R_{80} = \frac{F_{80}}{P_{80}} = \frac{150,314}{57,544}$$

$$R_{80} = 2.61$$

Finalmente, la energía que consume la chancadora

$$W = W_a \sqrt{\frac{8000}{P_{80}}} \frac{\sqrt{R_{80} - 1}}{R_{80}}$$

Reemplazando:

$$W_1 = 12$$

$$P_{80} = 57,544 \text{ u}$$

$$F_{80} = 150,314 \text{ u}$$

$$R_{80} = 2.61$$

$$W = 12 \frac{100}{57,544} \times \frac{2.61 - .1}{2.61}$$

$$W = 0.1906 \text{ Kw-Hr/Ton.}$$

$$W = 0.1906 \frac{\text{Kw-H}}{\text{Ton}} \times \frac{1.341 \text{ HP}}{\text{Kw}} \times 43.2 \frac{\text{Ton}}{\text{Hora}}$$

$$W = 11.041 \text{ HP}$$

$$\text{Eficiencia} = 40\%$$

$$P_a = \frac{11.041}{0.40} = 27.6025$$

$$P_a = 27,6025 \text{ HP}$$

Pero:

Como se tiene 50 HP instaladas, se podrá tratar un tonelaje máximo de:

$$T.C-s_{\text{máx/hr}} = \frac{50 \text{ HP}}{0.1906 \frac{\text{Kw-h}}{\text{T.c.s.}} \times 1.341 \frac{\text{HP}}{\text{Kw}}} = 195.62$$

Rendimiento del motor:

$$R = \frac{27.6025 \times 100}{50}$$

$$R = 55.205\%$$

#### 2.4 CALCULO DE LA CARGA CIRCULANTE EN LA SECCION CHANCADO(TM/DIA)

Datps:

Peso = 3.1 kg/pie (carga/unidad de longitud)

L = 144 pies

t = 0.94 min (para una vuelta completa)

T = tonelaje

Luego:

$T = 3.1 \text{ kg/pies} \times 144 \text{ pies} / 0.94 \text{ min.} \times 60 \text{ min/1 hr.}$

$T = 28493.617 \text{ kg/hora}$

$T = 28493.617 \text{ kg/hora} \times 1 \text{ TM}/1000 \text{ kg.}$

$T = 28.493 \text{ TM/hora} \quad T = 683.83 \text{ TM/día}$

#### 2.5 CALCULO DE LA CAPACIDAD DE LA CHANCADORA SECUN- DARIO TELSMITH

Datos:

Gape = 2.5

Set = 1/2

Carga por unidad de longitud = 3.1 kg/pie

que alimenta a la Telsmith

Velocidad faja que alimenta = 152.7 pies/minuto

% Humedad = 9%

$$T = 152.7 \text{ pies/min} \times 3.1 \text{ kg/pie} \times 1 \text{ TM/100 kg} \times 60 \text{ m/hr}$$

$$T = 28.40 \text{ T.M.H./hora}$$

$$\text{Humedad} = 0.09 \times 28.40 \text{ T.M.H/Hr} = 2.556 \text{ TMH/hora}$$

Finalmente: Capacidad seca;

$$C = (28.40 - 2.556) \text{ TMS/Hora}$$

$$C = 25.84 \text{ T.M.S./Hora}$$

## 2.6 CALCULO DE LA CAPACIDAD DE LA ZARANDA VIBRATORIA

DENVER: 5'x10'

La capacidad está dada en:

T.M/pie<sup>2</sup>/hora/mm de abertura de orificio de la  
criba.

Datos: Mineral alimentado a la zaranda

$$T = 350 \text{ TMS/24 horas}$$

Criba Dimensiones= 5'x10'

$$\text{Area} = 50 \text{ pie}^1$$

$$\text{Abertura orificio} = 3/4" = 19.05 \text{ mm}$$

$$C = \frac{350 \text{ TMS}/50 \text{ pie}^2}{24 \text{ horas}/19.05 \text{ mm}}$$

$$C = 5.556 \text{ TMS/pie}^2/\text{hora/mm}$$

## 2.7 CALCULO DE LA CAPACIDAD DE LA TOLVA DE FINOS

Aplicamos:

$$C = D \times V$$

Donde:

C = capacidad en TM

D = densidad TM/m<sup>3</sup>

V = volumen tolva

$$D = 2.845 \text{ TM/m}^3$$

$$V = r^2 \cdot h$$

$$V = \frac{D^2}{4} \times h$$

$$V = 3.1416 \times \frac{6^2}{4} \times 6 = 3.1416 \times 6^3/4$$

$$V = 169.646 \text{ m}^3$$

Considerando espacios vacíos 25% a 30%

$$V = 0.75 \times 169.646$$

$$V = 127.23 \text{ m}^3$$

Finalmente:

$$C = 2.845 \text{ TM/m}^3 \times 127.23 \text{ m}^3$$

$$C = 362. \text{ TM}$$

CAPITULO III

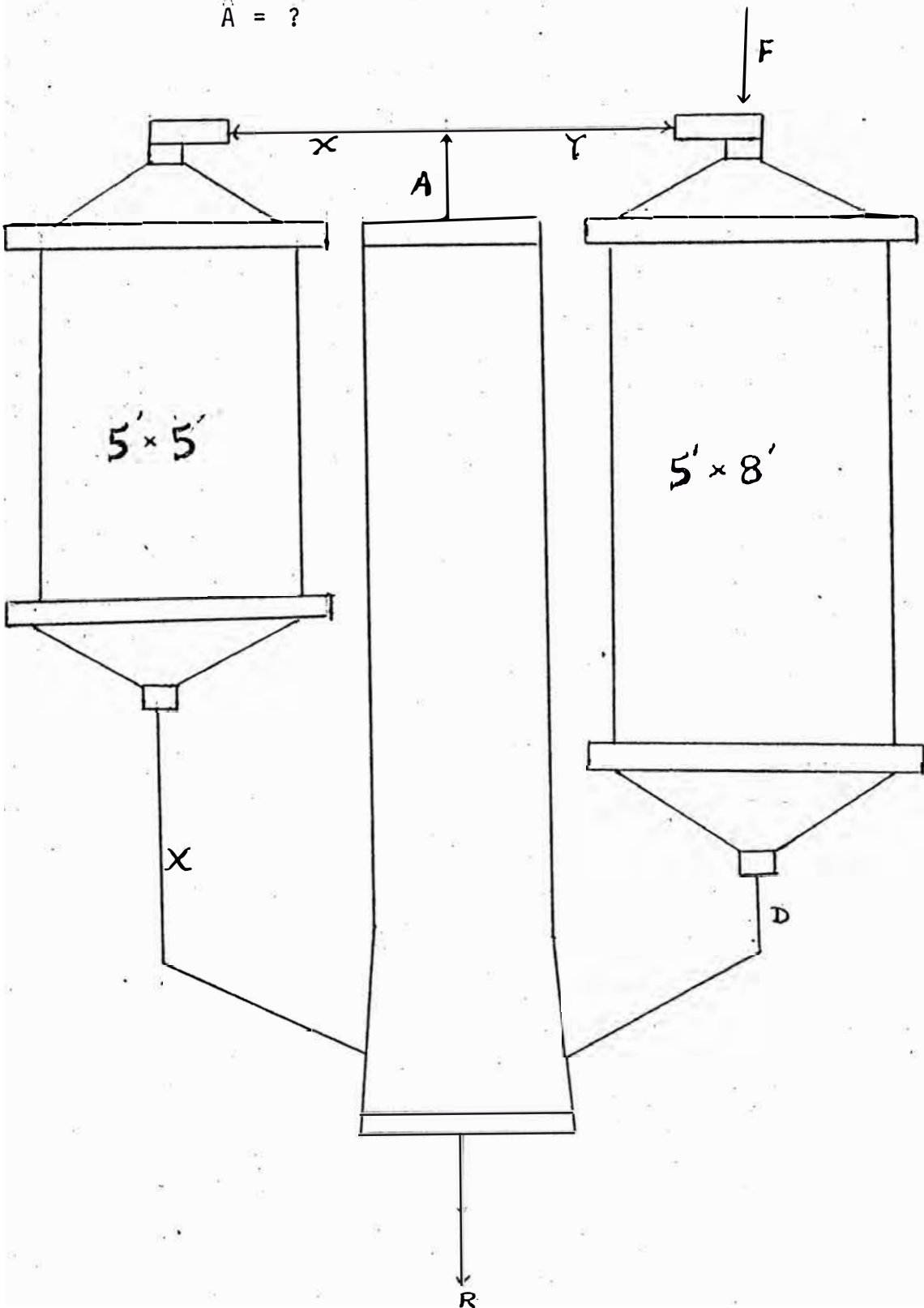
1ra. Parte

CALCULOS DE LA SECCION MOLIENDA.

Cálculo del  $D_{50}$  y la eficiencia clasificada helicoidal

1) Cálculo del tonelaje de la carga circulante:

$\dot{A} = ?$



$$\text{Luego: } D = Y + F \quad (1)$$

$$R + A = X + D \quad (2)$$

$$\text{De (2): } D = R + A - X \quad (3)$$

Balance por mallas:

$$D = Rr + Aa - Xx \quad (4)$$

$$(3) \text{ en } (4): d(R + A - X) = Rr + Aa - Xx$$

$$\text{Luego: } dR + dA - dX = Rr + Aa - Xx$$

$$\text{Agrupando: } A(d-a) + R(d-r) - X(d-x) = 0$$

$$A(d-a) = X(d-x) - R(d-r)$$

$$A = \frac{X(d-x) - R(d-r)}{(d-a)}$$

Donde:

$X, Y, D, F, r$  = tonelajes de las arenas, descarga, alimentación y rebose.

$x, r, a$  = % acumulado(+) de cualquier malla en las arenas 5'x5' rebose y arenas total de A.

2) Condiciones de operación del Clasificador Helicoidal.

Ton. en TCS/hr.	ALIMENTACION 61.44 tcs P	ARENAS 46.387 TCS ph	REBASE 15.067 TCS ph
% Peso	100	75.488	24.51
Gravedad especf.	2.9	2.8	2.5
% de Sólidos(p)	73.136	88.506	63.78
Densidad de pul- pa	1,920	2,320	1,620

CALCULO DE: X,R,A,F,R

$$X = 172 \text{ TMS/día}$$

$$F=R = 328 \text{ TMS/día}$$

$$A = 1009.71 \text{ TMS/día}$$

$$\text{Del circuito } D+X = R+A$$

$$D = R+A-X$$

$$D = (328+1009.71) - 172$$

$$D = 1165.71 \text{ TMS/día} = 1165.71 \text{ TUMS/día. } 1 \text{ día}/24 \text{ Hrs.}$$

$$D = 48.57$$

Pero:

$$D = Y + F$$

$$Y = D - F$$

$$Y = 1165.71 - 328$$

$$Y = 837.71 \text{ TMS/Día}$$

$$X = 172. \frac{\text{TMS} \times 2205. \text{ Lbs}}{\text{Día} \times 1 \text{ TMS}} \times \frac{1 \text{ TCS} \times 1 \text{ Día}}{2000 \text{ Lb. } 24 \text{ Hrs.}} = 7.9 \text{ TCS/Hr.}$$



$$F = R = 328 \frac{\text{TMS}}{\text{Día}} \times \frac{2205 \text{ Lbs}}{1 \text{ T.M.S.}} \times \frac{1 \text{ TCS}}{2000 \text{ Lb.}} \times \frac{1 \text{ Día}}{24 \text{ hrs.}} = 15.06 \text{ TCS/hr.}$$

$$Y = 837.71 \frac{\text{TMS}}{\text{Día}} \times \frac{2205 \text{ Lb}}{1 \text{ T.M.S.}} \times \frac{1705}{2000 \text{ Lbs.}} \times \frac{1 \text{ Día}}{24 \text{ Hrs.}} = 38.48 \text{ TCS/hr}$$

$$D = 1165.71 \frac{\text{TMS}}{\text{Día}} \times \frac{2205 \text{ lbs}}{1 \text{ TMS}} \times \frac{1 \text{ TCS}}{2000 \text{ Lbs}} \times \frac{1 \text{ Día}}{24 \text{ Hrs.}} = 53.57 \text{ TCS/hr.}$$

$$A = 1009.71 \frac{\text{TMS}}{\text{Día}} \times \frac{2205 \text{ Lbs.}}{1 \text{ TMS}} \times \frac{1 \text{ TCS}}{2000 \text{ Lbs.}} \times \frac{1 \text{ Día}}{24 \text{ Hrs.}} = 46.38 \text{ TCS/hr.}$$

3. ANALISIS GRANULOMETRICO DE LAS ARENAS AL 5'x 5' REBOSE, DESCARGA 5'x5';

TONELAJE DE LAS ARENAS (A): Del circuito.

ARENAS AL 5' x 5'				REBOSE			DESCARGA 5'x8'			ARENAS: A		
X= 172 TMS/DIA				R= 328 TMS/DIA			D=1165.71 TMS/DIA			A=1009.71 TMS/DIA		
Mailla	F	%P	A(≠)	P	%P	A(+)	P	%P	A(+)	P	%P	A(+)
3/4	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
1/2	99	6.894	6.894	-	-	-	40	3.02	3.02	108	6.97	6.97
1/4	347	24.164	31.058	-	-	-	125	9.45	12.47	300	19.36	26.33
10	319	22.214	53.272	-	-	-	160	12.10	24.57	295	19.04	45.37
48	480	33.426	86.698	88	11.1	11.1	470	35.55	60.12	528	34.08	79.45
60	24	1.67	88.368	36	4.54	15.64	49	3.70	63.82	34	2.19	31.64
80	34	2.36	90.728	80	10.08	25.72	75	5.67	69.43	46	2.96	84.60
100	21	1.46	92.188	108	13.62	39.34	55	4.16	73.65	30	1.93	86.53
150	25	1.74	93.928	94	11.85	51.19	78	5.90	79.55	40	2.58	89.11
200	18	1.25	95.178	46	5.80	56.99	70	5.30	84.85	29	1.87	90.98
-200	69	4.822	100.00	341	43.00	100.00	200	15.15	100.00	139	9.02	100.00

4) Cálculo del tonelaje de la carga circulante A por cada malla.

Datos:

$$X = 172 \text{ TM/DIA}$$

$$R=F= 328 \text{ TMS/DIA}$$

Luego:

$$\text{Aplicando: } A = \frac{X(d-x) - F(d-r)}{(d-a)}$$

$$A_{\frac{1}{2}} = \frac{172(3.02 - 6.894) - 328(3.02 - 0)}{(3.02 - 6.91)} = 419.46$$

$$A_{1/4} = \frac{172(12.47 - 31.058) - 328(12.47 - 0)}{(12.47 - 26.33)} = 525.77$$

$$A_{10} = \frac{172(24.57 - 53.272) - 328(24.57 - 0)}{(24.57 - 45.37)} = 624.79$$

$$= \frac{172(60.12 - 86.698) - 328(60.12 - 11.1)}{(60.12 - 79.45)} = 1068.28$$

$$A_{60} = \frac{172(63.82 - 88.368) - 328(63.82 - 15.64)}{(63.82 - 81.64)} = 1123.75$$

$$A_{80} = \frac{172(69.40 - 90.728) - 323(69.49 - 25.72)}{(69.49 - 84.60)} = 1191.89$$

$$A_{100} = \frac{172(73.65-92.188) - 3388(73.65-39.34)}{(73.65 - 86.53)} = 1121.29$$

$$A_{150} = \frac{172(79.55-93.928) - 328(79.55-511.9)}{(79.55 - 89.11)} = 1231.70$$

$$A_{200} = \frac{172(84.85-95.178) - 328(84.85-56.99)}{(84.85 - 90.99)} = 1780.5$$

$$\bar{A} = \frac{419.46 + 525.77 + 624.79 + 1068.28 + 1123.75 + 1191.39 + 1121.29 + 1231.70 + 1780.5}{9}$$

Luego, la carga circulante:

$$F = 328 \text{ TMS/día}$$

$$A = 1009.71 \text{ TM/día}$$

$$\text{Luego: } A/F = 1009.71/328 = 3.078$$

Por lo tanto, la capacidad de los molinos en el circuito cerrado será:

$$F + A = 328 + 1009.71 = 1337.71 \text{ TMS/día}$$

$$\underline{F + A = 1337.71 \text{ TMS/DIA}}$$

ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO DE LA ALIMENTACION, REBOSE Y ARENAS DEL  
CLASIFICADOR HELICOIDAL

ALIMENTACION Mol. 5'x5'+5'x3' A = 61.44 TCS p.h.					REBOSE R = 15.06 TCS p.h.				ARENAS A = 46.33 TC p.h.			
MALLA	P	%P	A(P)	A(-)	P	%P	A(+)	A(-)	P	%P	A(+)	A(-)
3/4												
1/2	35	3.02	3.02	96.98	-	-	-	-	108	6.97	6.97	93.03
1/4	35	3.28	6.30	93.70	-	-	-	-	300	19.36	26.33	73.67
10	120	10.35	16.65	83.35	-	-	-	-	295	19.04	45.37	54.63
48	345	29.77	46.42	53.58	88	11.1	11.1	38.9	528	34.03	79.45	20.55
50	50	4.31	50.73	49.27	36	4.54	15.64	84.36	34	2.19	81.64	18.36
80	31	6.99	57.72	42.28	80	10.08	25.72	74.28	46	2.96	84.60	15.40
100	59	5.09	62.81	37.19	108	13.62	39.34	60.66	30	1.93	86.53	13.47
150	81	6.99	69.80	30.20	94	11.85	51.19	48.81	40	2.53	89.11	10.89
200	65	5.61	75.41	24.59	46	5.20	56.99	43.1	29	1.87	90.98	9.02
200	285	24.59	100.00	-	341	43.0	100.0	-	139	9.02	100.0	-

## 5) Cálculo del alimento calculado:

$$\text{Peso arenas} = (\text{Tonelaje})(\% \text{ parcial de c/malla de arena})$$

$$\text{Peso rebose} = (\text{Tonelaje rebose})(\% \text{ parcial de c/malla del rebose})$$

$$\text{Alimento calculado} = \text{Peso arenas} + \text{peso rebose}$$

Ejemplo:

m 1/2 :

$$\text{Peso arenas} = 46.38 \times 0.0697 = 3.232 +$$

$$\text{Peso rebose} = 15.06 \times 0 = 0$$

$$\text{Peso alimento calentado} = 3.232$$

m 1/4:

$$\text{Peso arenas} = 46.38 \times 0.1936 = 8.979 +$$

$$\text{Peso rebose} = 15.06 \times 0 = 0$$

$$\text{Peso alimento calculado} = 8.979$$

m 10:

$$\text{Peso arenas} = 46.38 \times 0.1904 = 8.8307 +$$

$$\text{Peso rebose} = 15.06 \times 0 = 0$$

$$\text{Peso alimento calculado} = 8.8307$$

m 48:

$$\text{Peso arenas} = 46.38 \times 0.3408 = 15.806 +$$

$$\text{Peso rebose} = 15.06 \times 0.111 = 1.671$$

$$\text{Peso alimento calculado} = 17.477$$

m 60:

$$\text{Peso arenas} = 46.38 \times 0.0219 = 1.0157 +$$

$$\text{Peso rebose} = 15.06 \times 0.0454 = 0.6837$$

$$\text{Peso alimento calculado} = 1.6994$$

m 80:

$$\text{Peso arenas} = 46.38 \times 0.0296 = 1.3728 +$$

$$\text{Peso rebose} = 15.06 \times 0.1008 = 1.5180$$

$$\text{Peso alimento calculado} = 2.8903$$

m 100:

$$\text{Peso arenas} = 46.38 \times 0.0193 = 0.8951 +$$

$$\text{Peso rebose} = 15.06 \times 0.1362 = 2.0511$$

$$\text{Peso alimento calculado} = 2.9462$$

m 150:

$$\text{Peso arenas} = 46.38 \times 0.0258 = 1.1966 +$$

$$\text{Peso rebose} = 15.06 \times 0.1185 = 1.7846$$

$$\text{Peso alimento calculado} = 2.9812$$

Luego:

m 200:

$$\text{Peso arenas} = 46.38 \times 0.0187 = 0.867 +$$

$$\text{Peso rebose} = 15.06 \times 0.058 = 0.873$$

$$= 1.74$$

m 200:

$$\text{Peso arenas} = 46.38 \times 0.0902 = 4.183 +$$

$$\text{Peso rebose} = 15.06 \times 0.430 = 6.475$$

$$= 10.658$$

## 6) ALIMENTO CALCULADO Y EFICIENCIA DE CLASIFICACION

ALIMENTO CALCULADO						EFIC. DE CLAS. DE FINOS %	EFICI. DE CLASIF. % GRUESOS
MALLA		P	%P	A(+)	A(-)		
13.130	1/2	3.232	5.26	5.260	94.74	-	100.00
(6680)	1/4	8.979	14.613	19.873	80.127	-	100.00
(1680)	10	8.8307	14.372	34.245	65.755	-	100.00
(297)	48	17.477	28.443	62.688	37.312	9.56	90.44
(250)	60	1.7094	2.782	65.470	34.550	40.0	60.00
(177)	80	2.8908	4.704	70.174	29.826	52.52	47.48
(149)	100	2.9462	4.795	74.969	25.031	69.62	30.38
(105)	150	2.9812	4.851	79.82	20.18	59.87	40.13
(74)	200	1.74	2.831	82.651	17.350	50.20	49.80
	-200	10.658	17.349	100.000	-	60.74	39.26

Cálculo de la eficiencia por malla "% Finos"

$$\text{Efic. por malla} = \frac{\% \text{Peso simple de rebose para malla} \times \text{Ton rebose}}{\% \text{Peso simple de alimento calculado} \times \text{Ton. de Alim. calc.}} = 1000$$



E 1/2 = 0, por que % peso simple del rebose es cero

E 1/4 = 0, " " " " " " " " "

E 10 = 0, " " " " " " " " "

$$E_{48} = \frac{15.06 \times 11.1}{61.448 \times 28.443} \times 100 = 9.56 \%$$

$$E_{60} = \frac{15.06 \times 4.59}{61.444 \times 2.782} \times 100 = 39.99\%$$

$$E_{80} = \frac{15.06 \times 10.09}{61.4443 \times 4.704} \times 100 = 52.52\%$$

$$E_{100} = \frac{15.06 \times 13.62}{61.4443 \times 4.795} \times 100 = 69.62\%$$

$$E_{150} = \frac{15.06 \times 11.89}{61.444 \times 4.851} \times 100 = 59.87\%$$

$$E_{200} = \frac{15.06 \times 5.80}{61.4443 \times 2.831} \times 100 = 50.2 \%$$

$$E_{200} = \frac{15.06 \times 430}{61.4443 \times 17.349} \times 100 = 60.74$$

Luego:

Graficando: Eficiencia de clasificación % Gruesos

Abertura malla micrones tenemos:

El D 50 = 190 u (Ver Gráfico N°1)

7) Graficamos: Las curvas de "Gaudin Shumann" para determinar la eficiencia del clasificador helicoidal.

1º) Graficamos curva rebose: % acumulativo passing Vs. Abertura malla.

2º) Graficamos curva alimentación % Acumulado passing del alimento calculado Vs. Abertura malla en micrones.

3º) Graficamos: Curva arenas % acumulado passing Vs. Abertura malla en micrones (Ver figura N°2).

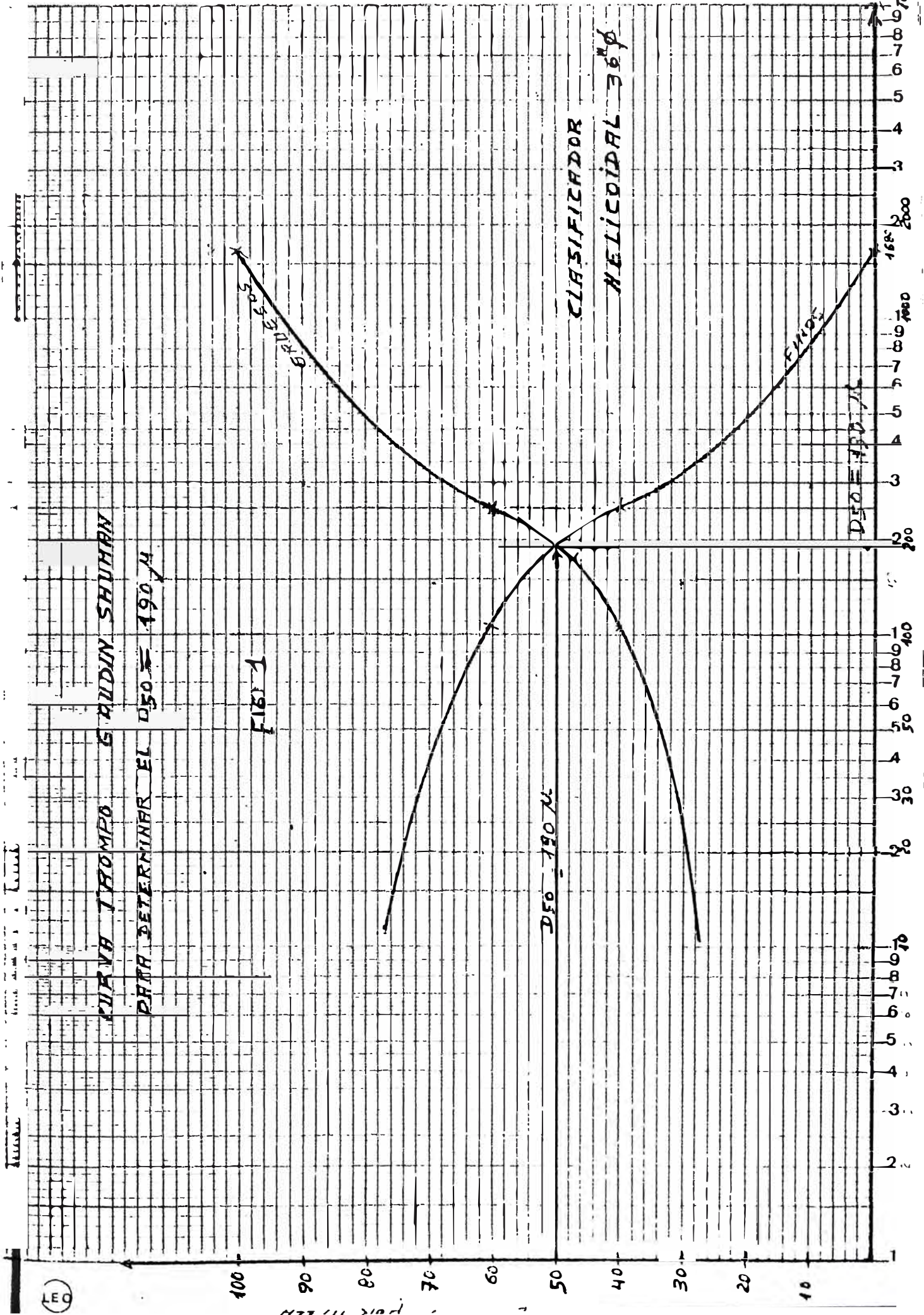
Luego, como D50 = 190 u, trazamos una vertical a partir de (D50 = 190 u) 190 micrones y donde corta a las curvas determinamos:

$$Y_A = 15\%, \quad Y_F = 29\%, \quad Y_R = 71\%$$

Luego aplicamos la fórmula:

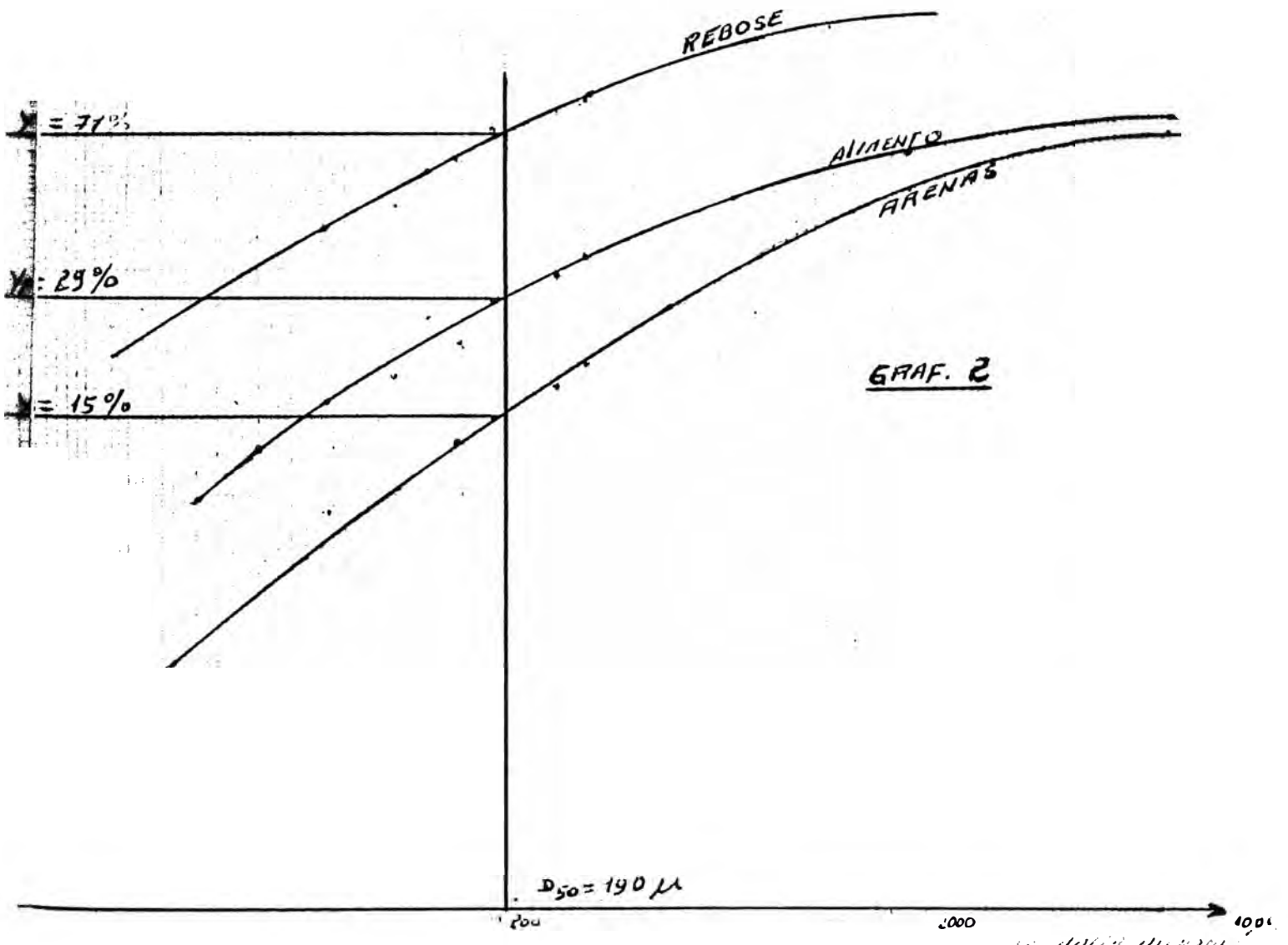
1) Eficiencia del helicoidal para los finos:

$$E_R = \frac{Y_{R,R}}{Y_{F,F}} = \frac{Y_R (Y_F - Y_A)}{Y_F (Y_R - Y_A)}$$



SANTIAGO G VALVERDE ESPINOZA

CURVAS GAUDIN - SHUMANN PARA EL CLASIFICADOR HELICOIDAL.



Reemplazando:

$$E_R = 71/29 (29-15/71-15) = 61.20\%$$

$$\boxed{E_R = 61.20\%}$$

2) Eficiencia del helicoidal para los gruesos:

$$E_A = \left( \frac{100 - Y_A}{100 - Y_F} \right) \left( \frac{Y_F - Y_R}{Y_A - Y_R} \right)$$

Reemplazando:

$$E_A = \left( \frac{100 - Y_A}{100 - Y_F} \right) \left( \frac{Y_F - Y_R}{Y_A - Y_R} \right)$$

Reemplazando:

$$E_A = \left( \frac{100-15}{100-29} \right) \left( \frac{29-71}{15-71} \right) = 89.78\%$$

$$\boxed{E_A = 89.78\%}$$

3) Eficiencia del clasificador: Helicoidal

$$E = E_{\text{finos}} \times E_{\text{gruesos}}$$

$$E = (61.20\%)(89.78\%) = 54.95\%$$

$$\boxed{E = 54.95\%}$$

## CALCULO DEL D<sub>50</sub> PARA EL CLASIFICADOR HIDROCICLON

1) Cálculo del tonelaje del Over-flow del hidrociclón:

Datos tomados:

i) Peso total = 6.252 kgrs. de pulpa

Tiempo = 0.86 segundos

Pulpa = 1420 gr/litro

Volumen = 4.355 litros

$$\% H = \frac{355-180}{355} = 49.29\%$$

ii) Peso total = 7.450 gr/litro

Tiempo = 0.87 segundos

Pulpa = 1550 gr/litro

Volumen = 4.550 litros

$$\% H = \frac{245-130}{245} = 46.94\%$$

Luego de i)

Peso agua =  $6.252 \times 0.4929 = 3.0816$  kg.

Peso mineral seco =  $(6.252 \text{ kg} - 3.0916 \text{ kg}) = 3.171$  kg.

Peso mineral seco =  $3.171 \text{ kg} / 0.86 \text{ seg.} = 3.687$  kg  
seg.

Luego de ii)

Peso agua =  $7.450 \text{ kg.} \times 0.4694 = 3.743$  kg. de agua

Peso mineral seco =  $(7.450 - 3.743) = 3.707$  kg.

Peso mineral seco =  $3.707 \text{ kg} / 0.87 \text{ seg} = 4.261$  kg/seg.

$$\text{Promedio mineral seco} = \frac{3.687 + 4.261}{2} = 3.794 \text{ kg/seg.}$$

Finalmente:

$$\text{Tonelaje} = 3.794 \frac{1 \text{ q}}{\text{seg.}} \frac{1 \text{ TM}}{1000 \text{ kg.}} \frac{1 \text{ TCS}}{2000 \text{ Lbs.}} \frac{2205 \text{ Lbs.}}{1 \text{ TM}} \frac{3600 \text{ seg.}}{1 \text{ hora}}$$

Tonelaje = 15.06 TCS/hora | tonelaje del over flow  
del hidrociclón.

## 2) Cálculo del tonelaje de las arenas:

Datos tomados:

i) Peso total = 21,675 kg. pulpa  
Tiempo = 1.47 seg.  
Pulpa = 1920 gr/litro  
Volumen = 8.9 litros

ii) Peso total = 17.68 kg. de pulpa  
Tiempo = 1.41 segundos  
Pulpa = 1920 gr/litro  
Volumen = 8.9 litros

$$\% H = \left( \frac{255 \text{ grs} - 174 \text{ grs}}{255 \text{ grs.}} \right) 100$$

$$\% H = \underline{31.76 \%}$$

Luego de i)

$$\text{Peso agua} = 21.675 \times 0.3176 = 6.883 \text{ kg. de agua}$$

$$\text{Peso seco de mineral} = (21.675 - 6.883 \text{ kg}) = 14.792 \text{ kg.}$$

$$\text{Peso mineral seco} = \frac{14.792 \text{ kg.}}{1.473 \text{ segundos}} = 10.038 \frac{\text{kg}}{\text{seg.}}$$

Luego de ii)

$$\text{Peso agua} = 17.68 \times 0.3176 = 5.615 \text{ kg de agua}$$

$$\text{Peso mineral seco} = 17.68 - 5.615 = 12.065 \text{ kg.}$$

$$\text{Peso mineral seco} = \frac{12.065 \text{ kg}}{1.41 \text{ seg.}} = 8.556 \text{ kg/seg.}$$

$$\text{Promedio mineral seco} = \frac{10.638 \text{ kg/seg} + 8.556 \text{ kg/seg.}}{2}$$

$$= 9.297 \text{ kg/seg.}$$

Finalmente:

$$\text{Tonelaje} = 9.297 \frac{\text{kg}}{\text{seg.}} \frac{1 \text{ TM}}{1000 \text{ kg}} \frac{1 \text{ TCS}}{2000 \text{ lb.}} \frac{2205 \text{ lb.}}{1 \text{ TM}} \frac{3600 \text{ seg.}}{1 \text{ hora}}$$

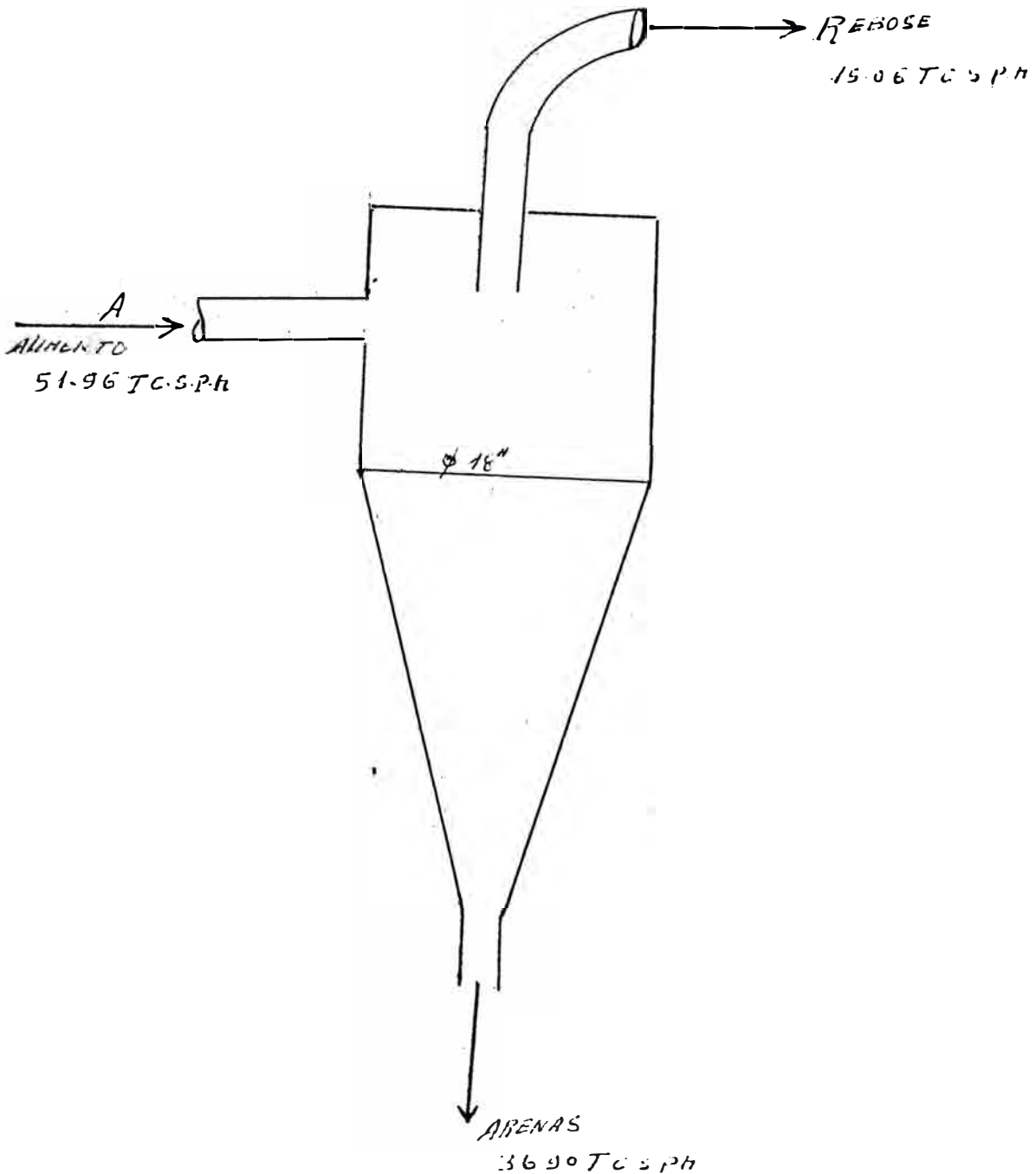
$$36.90 \text{ TCS/hora}$$

$$\text{Tonelaje} = \underline{36.90 \text{ TCS/hora}}$$



## 3) Condiciones de operación del hidrociclón

	ALIMENTO	ARENAS	REBOSE
Tonelaje en TCS/hr.	51.96	36.90	15.06
Porcentaje en peso	100.00	71.02	28.98
Gravedad específico	2.7	2.6	2.5
Porcentaje sólidos	65.94	74.6%	45.87
Densidad pulpa	1,710	1,850	1,380 gr/lt



ANALISIS GRANULOMETRICO PARA EL HIDROCICLON

ALIMENTACION					REBOSE				DESCARGA			
51.96 TCS/h					15.06 TCS/hora				35.90 TCS/hora			
MALLA	P	%P	A(+)	A(-)	P	%P	A(+)	A(-)	P	%P	A(+)	A(-)
10	3	0.45	0.45	99.55	-	-	-	-	4	0.5	0.5	99.50
48	2.8	31.28	31.73	68.27	42	6.32	6.32	93.68	298	37.2	37.7	62.30
60	56	8.42	40.15	59.85	26	3.92	10.24	89.76	68	8.49	46.19	53.81
80	89	13.38	53.53	46.47	61	9.18	19.42	80.58	106	13.23	59.42	40.58
100	59	8.87	62.40	37.60	43	6.48	25.90	74.10	61	7.62	67.04	32.96
150	80	12.03	74.43	25.57	55	9.79	35.69	64.31	79	9.86	76.90	23.10
200	98	8.58	23.01	16.99	63	9.49	45.18	54.82	38	4.75	81.65	18.35
-200	113	16.99	100.00	-	364	54.82	100.0	-	147	18.35	100.00	-

4) Determinación del alimento calculado:

Peso arenas =(ton.arenas)(% simple de c/malla de arenas)

Peso rebose=(Ton.rebose)(% simple de c/malla de rebose)

$$\text{Alimento calculado} = \text{peso arenas} + \text{peso rebose}$$

m 10:

Peso arenas	= 36.90 x 0.005	= 0.1845 +
Peso rebose	= 0	= .0
Alimento calculado		= 0.1845

m 48:

Peso arenas	= 36.90 x 0.372	= 13.72 +
Peso rebose = 15.06	x 0.0632	= 0.95
Alimento calculado		= 14.67

m 60:

Peso arenas	= 36.90 x 0.0849	= 3.13 +
Peso rebose	= 15.06 x 0.0302	= 0.60
Alimento calculado		= 3.73

m 80:

Peso arenas	= 36.90 x 0.2323	= 4.88 +
Peso rebose	= 15.06 x 0.0918	= 1.38
Alimento calculado		= 6.26

m 100:

$$\text{Peso arenas} = 3690 \times 0.0762 = 2.811 +$$

$$\text{Peso rebose} = 15.06 \times 0.0648 = 0.975$$

$$\text{Alimento calculado} = 3.786$$

m 150:

$$\text{Peso arenas} = 36.9 \times 0.986 = 3.638 +$$

$$\text{Peso rebose} = 15.06 \times 0.0979 = 1.474$$

$$\text{Alimento calculado} = 5.112$$

m 200:

$$\text{Peso arenas} = 36.9 \times 0.0475 = 1.752 +$$

$$\text{Peso rebose} = 15.06 \times 0.0949 = 1.429$$

$$\text{Alimento calculado} = 3.181$$

m 200:

$$\text{Peso arenas} = 36.90 \times 0.1835 = 6.771$$

$$\text{Peso rebose} = 15.06 \times 0.5482 = 8.255$$

$$\text{Alimento calculado} = 15.026$$

Luego: Tabulando los valores tenemos a continuación:

5) Alimento calculado y eficiencia de clasificación

ALIMENTO CALCULADO						EFIC. CLASIF. GRUESOS	EFICI. CLASIF.% FINOS
MALLA MICR.	P	%P	A(+)	A(-)			
10	1680	0.1845	0.355	0.355	99.645	100	0
48	297	14.67	28.238	28.593	71.407	93.97%	6.43
60	250	3.73	7.179	35.772	64.228	84.0%	16.00
80	177	6.26	12.050	47.822	51.178	77.98%	22.02
100	149	3.786	7.287	55.109	44.891	74.27%	25.73
150	105	5.112	9.840	64.950	35.050	71.17%	28.83
200	74	3.181	6.123	71.072	28.928	55.10%	44.90
-200		15.026	28.928	100.000	-	45.0%	55.0
		51.95	100.000				

Cálculo de la eficiencia de clasificación por mallas % Gruesos.

Eficiencia 
$$= \frac{(\text{Ton. arenas})(\% \text{ parcial arenas})}{(\text{Alimento calculado})(\% \text{ parcial alim. calculado})}$$
 c/malla

Luego:

$$E_{10} = \frac{36.90 \times 0.5}{51.95 \times 0.355} \times 100 = 100\%$$

$$E_{48} = \frac{36.90 \times 37.2}{31.95 \times 28.238} \times 100 = 93.57 \%$$

$$E_{60} = \frac{36.90 \times 8.49}{51.95 \times 7.179} \times 100 = 84.0\%$$

$$E_{80} = \frac{36.90 \times 13.23}{51.95 \times 12.050} \times 100 = 77.98\%$$

$$E_{100} = \frac{36.90 \times 7.62}{51.95 \times 7.287} \times 100 = 74.27\%$$

$$E_{150} = \frac{36.90 \times 9.86}{51.95 \times 9.840} \times 100 = 71.17\%$$

$$E_{200} = \frac{36.90 \times 4.75}{51.95 \times 6.123} \times 100 = 55.10\%$$

$$E_{200} = \frac{36.90 \times 18.35}{51.95 \times 28.928} \times 100 = 45\%$$

Luego:

Graficamos en papel semilogaritmo la curva trompa para ello en las absisas colocamos la abertura de cada malla en micrones y en la ordenada la eficiencia de clasificación % de gruesos. (Ver figura N°3).

Donde: El valor  $D_{50} = 66$  micrones

6) Cálculo de las curvas de Gaudin-Shumann:

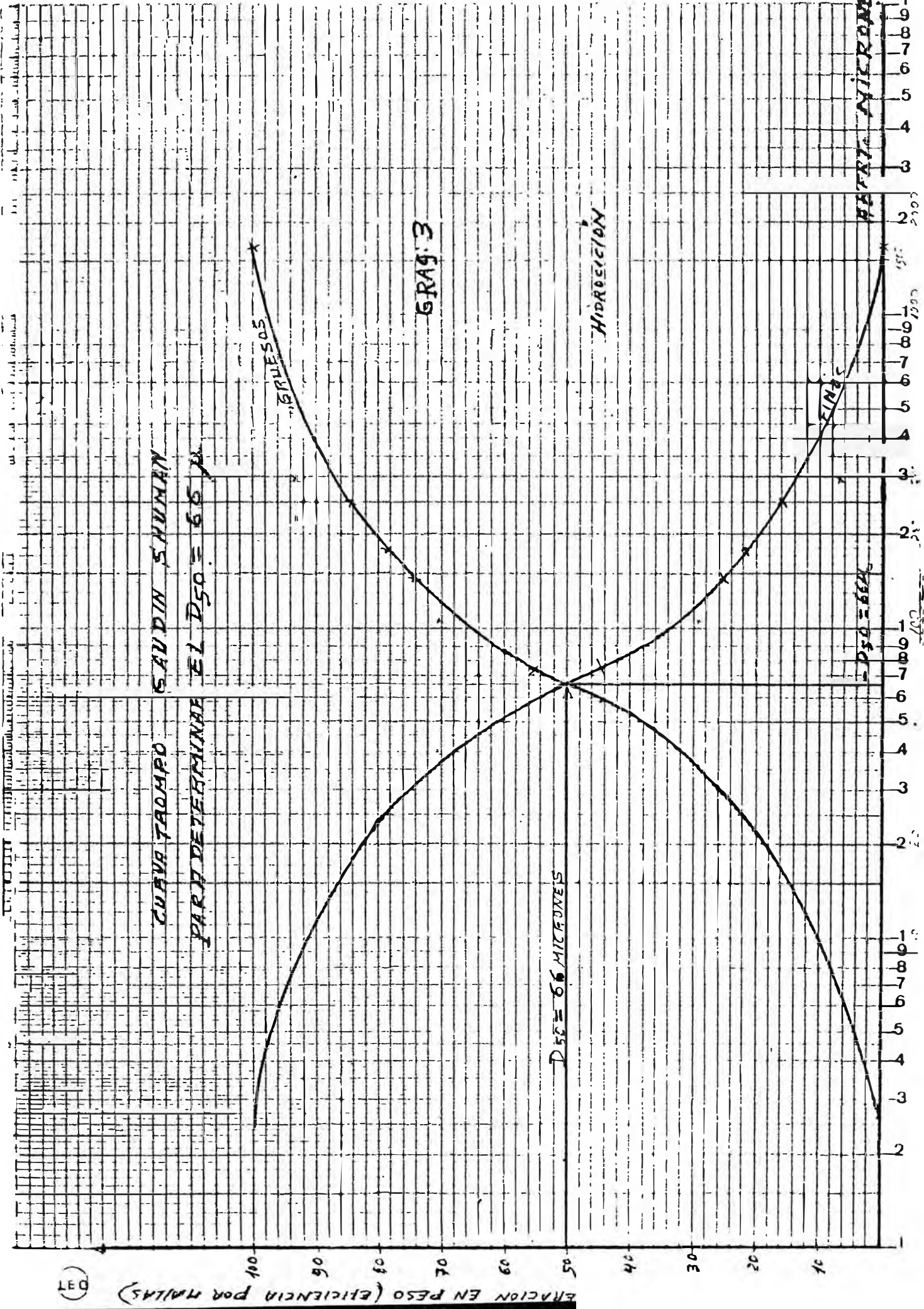
Estas curvas se construyen:

- i) Alimento: En la ordenada % acumulativo passing del alimento calculado y en la absisa abertura malla en micrones.
- ii) Rebose: en la ordeanda % acumulativo passing del rebose y en la absisa abertura malla en micrones.
- iii) Arenas: En la ordenada % acumulativo passing de las arenas y en la absisa abertura malla en micrones.

- Las 3 curvas (curva alimento, curva rebose, curva arenas)

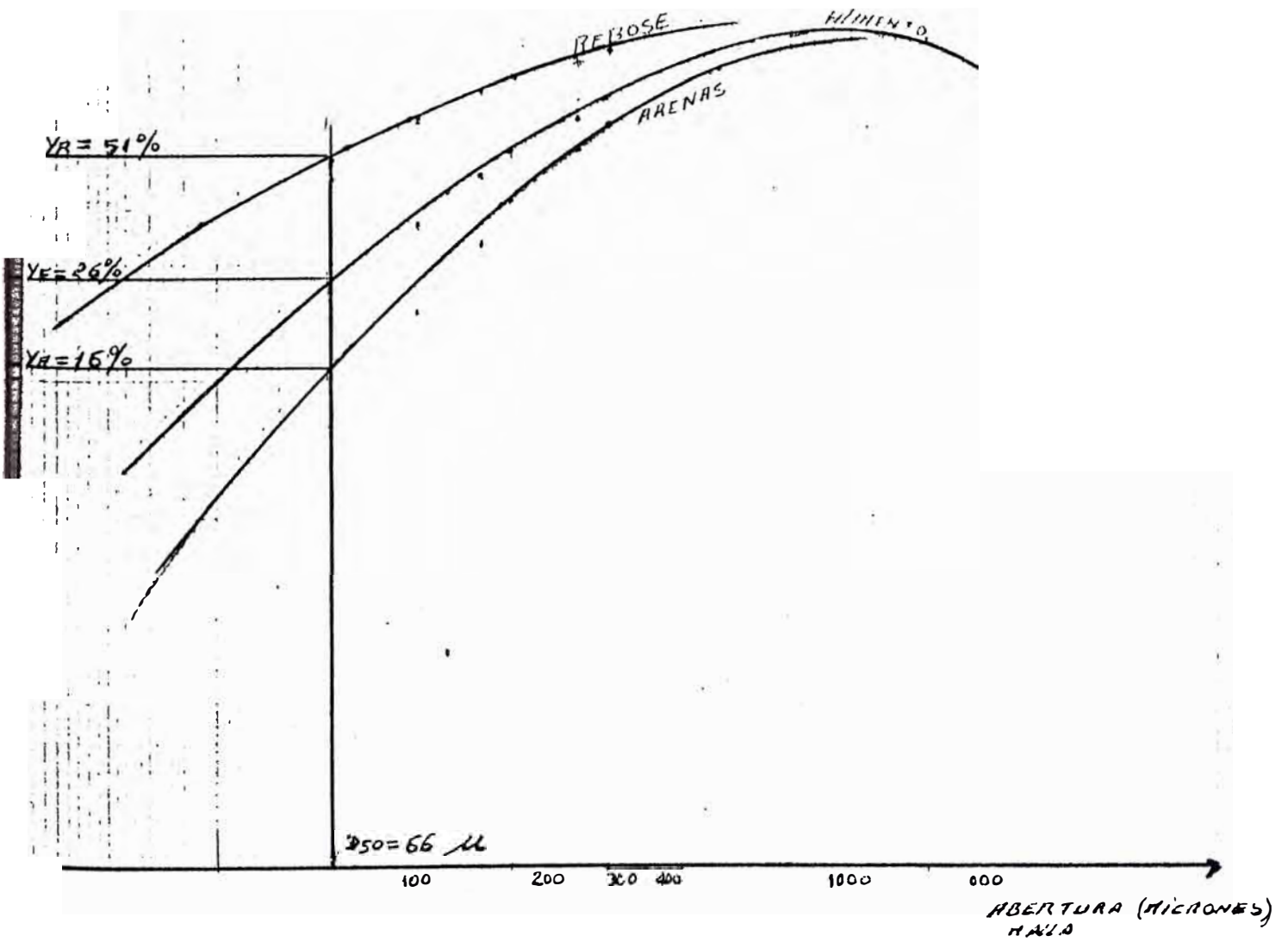
Se grafican en papel Log-log ó logarítmico 3x3.

- La curva trompo se grafica en papel semilogarítmico 4x10. Ver figura 3.





CURVAS GAUDIN-SHUMANN PARA EL HIDROCICLON



Luego:

Una vez construída las curvas Gaudin-Shumann se ubica el  $D_{50} = 66$  micrones y se levanta una recta vertical cortando las curvas determinándose: (Ver Figura N°4).

$$\boxed{Y_A = 16\%} \quad \boxed{Y_F = 26\%} \quad \boxed{Y_R = 51\%}$$

Luego, aplicamos la fórmula:

i) Eficiencia del hidrociclón para los finos

$$E_R = \frac{Y_R}{Y_F} \left( \frac{Y_F - Y_A}{Y_R - Y_A} \right)$$

Reemplazando:

$$E_R = \frac{51}{26} \left( \frac{26-16}{51-16} \right) = 56\%$$

$$E_R = 56\%$$

ii) Eficiencia del hidrociclón para los gruesos:

$$E_A = \left( \frac{100 - Y_A}{100 - Y_F} \right) \left( \frac{Y_F - Y_R}{Y_A - Y_R} \right)$$

Reemplazando:

$$E_A = \left( \frac{100-16}{100-26} \right) \left( \frac{26-51}{16-51} \right) = 81.09\%$$

$$\underline{E_A = 81.08\%}$$

## iii) Eficiencia del clasificador hidrociclón

$$E = E_{\text{finos}} \times E_{\text{gruesos}}$$

$$E = (56\%)(81.08\%)$$

$$E = 45.40\%$$

---

 Cálculo de la Gravedad específica de las bolas]

Bolas de 5", 4", 3", 2"

Para bolas de 5"

$$d = \frac{5'' \times 1 \text{ pie}}{12''} = 0.4166'$$

$$V = \frac{(0.4166')^3}{6} = 0.0376 \text{ pie}^3$$

$$h = 17.669 \text{ libras}$$

$$p.e. = \frac{17.669 \text{ libras}}{0.0378 \text{ pie}^3} = 466.54 \text{ lbs/pie}^3$$

Para bolas de 4"

$$d = 4 \text{ pulg} = 0.333 \text{ pies.}$$

$$V = \frac{\pi d^3}{6} = 0.0193 \text{ pie}^3, \quad M = 9.52 \text{ lbs.}$$

$$P_e = 493.42 \text{ lbs/pie}^3$$

Para bolas de 3"

$$d = 3 \text{ pulg} = 0.25 \text{ pies} \quad V = \frac{\pi d^3}{6} = 0.00818 \text{ pie}^3$$

$$M = 4.012 \text{ lbs.} \quad p.e. = 490.50 \text{ lbs/pie}^3$$

Para bolas de 2.1/2"

$$d = 2.1/2" = 0.208 \text{ pies}$$

$$v = \pi/6 d^3 = 0.00471 \text{ pie}^3$$

$$M = 2.425 \text{ Lbs.}$$

$$P.e. = 514.86 \text{ lbs/pie}^3$$

Para bola de 2"

$$d = 2" = 0.167 \text{ pies}$$

$$v = \pi/6 d^3 = 0.00243 \text{ pie}^3$$

$$M = 1.322 \text{ lbs}$$

$$P.e. = 544.03 \text{ lbs/pie}^3$$

Para bola de 1.1/2"

$$d = 1.1/2" = 3/2 = 1.5 \text{ pulg} = 0.125 \text{ pies}$$

$$V = \pi/6 d^3 = 0.00102 \text{ pie}^3$$

$$M = 0.551 \text{ lbs}$$

$$P.e. = 540.20 \text{ lbs/pie}^3$$

Finalmente Gravedad específica promedio

$$\overline{GE} = \frac{466.50 + 493.42 + 490.5 + 514.86 + 544.03 + 540.20}{6}$$

$$\overline{GE} = 509.40 \text{ lbs/pie}^3$$


---

Parte 2

CALCULO DE LAS DIFERENTES CONDICIONES DE OPERACION  
DE LOS MOLINOS

MOLINO DE 5' x 8'

Molienda primaria.

1) Análisis granulométrico de la alimentación y -  
producto del molino 5'x8'

MALLA		ALIMENTACION 5'x8'			DESCARGA			
MICRON.	MALLA	%P	A(+)	A(-)	P	%P	A(+)	(A-)
18,850	3/4	5.3	5.3	97.000	-	-	-	-
13,130	1/2	14.262	19.562	80.438	40	3.02	3.02	96.98
6,680	1/4	29.912	49.554	50.44	125	9.45	12.47	87.53
1,680	10	17.757	67.311	32.689	160	12.10	24.57	75.43
297	48	22,113	89.504	10.496	470	35.55	60.12	38.88
250	60	1.145	90.65	9.35	49	3.70	63.82	36.18
177	80	1.875	92.524	7.476	75	5.67	69.49	30.51
149	100	1.07	93.6	6.40	55	4.16	73.65	26.35
105	150	1.52	95.114	4.886	78	5.90	79.55	20.45
74	200	1.035	96.149	3.851	70	5.30	84.85	15.15
-	-200	3.851	100.0	-	200	15.15	100.0	-

Con los valores acumulados negativo construidos las curvas de Gaudin-Shumann para el alimento y descarga del molino 5'x8' molienda. Ver Figura N°5.

Las curvas de alimento y producto se construyen para determinar el  $F_{80}$  y  $P_{80}$  y hallar  $(R_{80} = \frac{F_{80}}{P_{80}})$

Las curvas indicadas se grafican en papel semilogarítmico de 4x10, ubicando en las ordenadas el % acumulativo negativo y en las abscisas la abertura de malla en micrones.

2) Índice de reducción:

Del Gráfico se obtiene:

$$F_{80} = 12,000 \text{ u}$$

$$P_{80} = 2900 \text{ u}$$

$$\text{Luego: } R_{80} = \frac{12000}{2900}$$

$$R_{80} = \underline{4.137}$$

3) Determinación del work-index

$$V = 460 \text{ voltios}$$

$$\text{Cos} = 0.88$$

$$I = 85 \text{ amp} - 90 \text{ amperios}$$

i) Determinación de la energía:

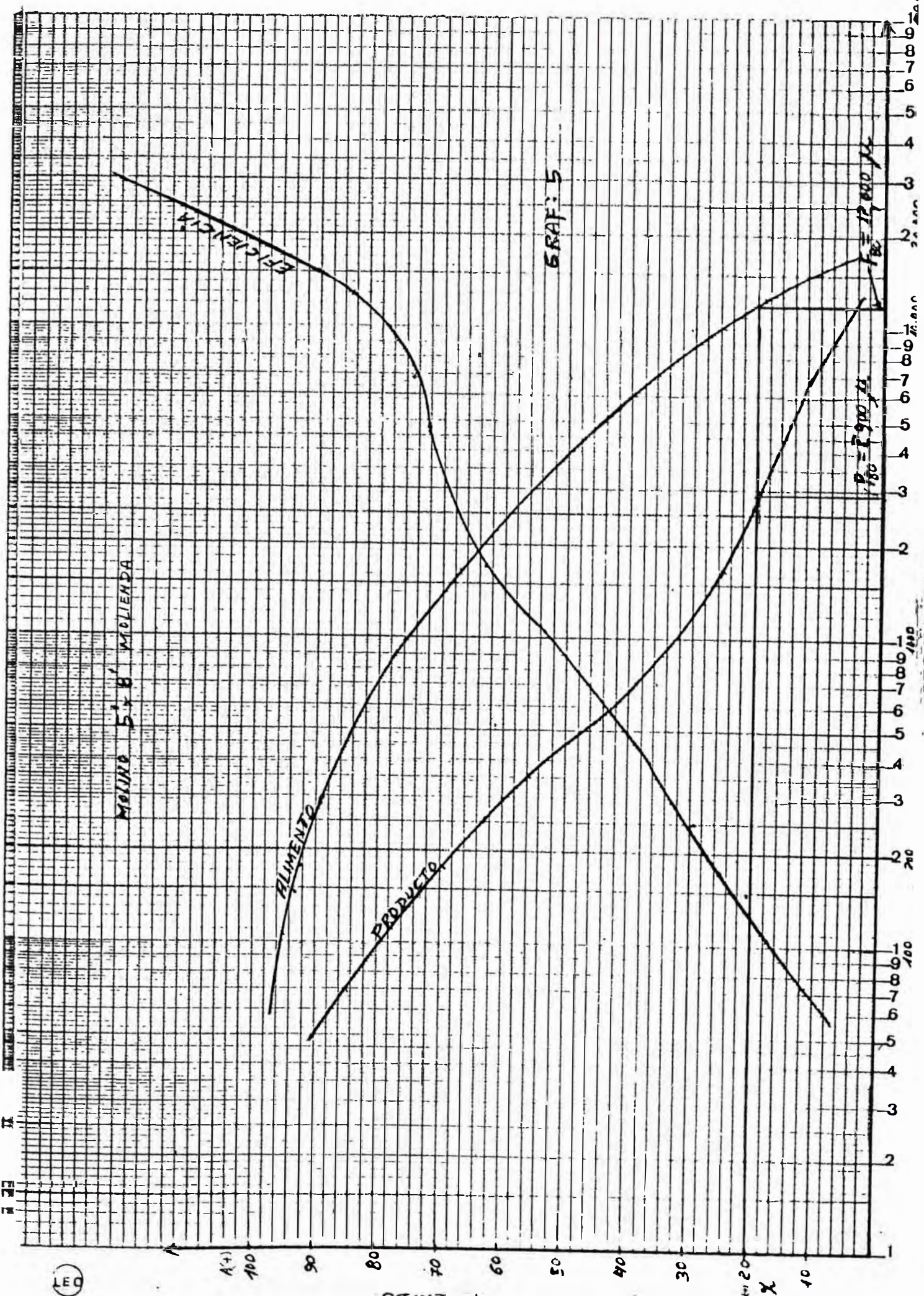
$$W = 3 \times V \times (I_{\text{operación}} - I_{\text{vacío}}) \text{ Cos } \phi$$

$$W = 3 \times V \times I \text{ cos } \phi$$

Luego:

$$W = 3.460 \times 875 \times 0.88 = 61,349.24 \text{ watts}$$

$$W = 61.349 \text{ Kwatts.}$$



Pero como tonelaje =

$$F+Y = 15.06+38.48 = 53.54 \text{ TCS/hora}$$

Luego:

$$W = \frac{61.349 \text{ kw}}{53.54 \text{ TCS/hora}} = 1.148 \text{ kw-h/TCS}$$

Reemplazamos en la fórmula de F.C. Bond

$$W_1 = \frac{W}{\frac{.10}{\sqrt{P_{80}}} \frac{.10}{\sqrt{F_{80}}} \frac{.10}{\sqrt{2900}} \frac{.10}{\sqrt{12000}}} = \frac{1.148}{0.185-0.01} = 12.21$$

$$W_1 = \underline{12.21 \text{ Kwh/TCS}}$$

- 4) Potencia teórica consumida y potencia actual consumida. Una pérdida de 20% de la energía en fricción en el eje de transmisión.

$$W = 0.9168 \text{ kw-h/TCS}$$

ii) Potencia teórica consumida

$$Pt = 0.9168 \frac{\text{kw-h}}{\text{TCS}} \times 1.341 \frac{\text{HP}}{\text{KW}} \times 53.54 \frac{\text{TCS}}{\text{Hora}} = 65.82 \text{ HP}$$

$$Pt = \underline{65.823 \text{ HP}}$$



ii) Potencia actual consumida

$$Pa = 65.823/0.80 \text{ HP}$$

$$Pa = 82.27 \text{ HP}$$

5) Cálculo de la eficiencia por mallas

% eficiencia cada malla	$\frac{\% \text{ Alim.} - \% \text{ Descarga}}{\% \text{ Aliment.}}$

$$E_{3/4} = 5.3 - 0 / 5.3 \times 100 = 100\%$$

$$E_{1/2} = 19.562 - 3.02 / 19.562 \times 100 = 84.56\%$$

$$E_{1/4} = 49.554 - 12.47 / 49.554 \times 100 = 74.83\%$$

$$E_{10} = 67.311 - 24.57 / 67.311 \times 100 = 63.5\%$$

$$E_{48} = 89.504 - 60.12 / 89.504 \times 100 = 32.83\%$$

$$E_{60} = 90.65 - 61.82 / 90.85 \times 100 = 29.6\%$$

$$E_{80} = 92.524 - 69.49 / 92.524 \times 100 = 24.89\%$$

$$E_{100} = 93.6 - 73.65 / 93.6 \times 100 = 21.31\%$$

$$E_{150} = 95.114 - 79.55 / 95.114 \times 100 = 16.36\%$$

$$E_{200} = 96.149 \quad 84.85/96.149 \times 100 = 11.75\%$$

Malla	3/4	1/2	1/4	10	48	60	80	100	150	200
Micro										
nes	18850	13130	6680	1680	297	250	177	149	105	74
% Ef	100%	84.56	71.83	63.50	32.83	29.6	24.89	21.31	16.36	11.75

Luego con estos valores graficamos en papel semi-log (4x10). La curva de eficiencia (Ver Gráfico N°5).

6) Cálculo de la carga de bolas inicial del molino Denver 5'x8' Molienda.

Diámetro del molino = 5'

Diámetro interno =  $5 - 2(0.254) = 4.50$

Longitud = 8'

Especor forros =  $2.3 \text{ pulg} \times 1 \text{ pie} / 12 \text{ pulg} = 0.2 \text{ pies}$

Longitud interna =  $8' - 2(0.2) = 7.6 \text{ pies}$

7) Volumen total del cilindro del molino.

$$V = \frac{D^2 L}{4} = \frac{3.1416(4.50)^2 \times 7.6}{4} = 120.87 \text{ pie}^3$$

Volumen recomendable de bolas 45%-5% del volumen total para nuestro caso: 45% Vt.

$$V' = 120.87 \times 0.45 = 54.39 \text{ pie}^3$$

Volumen de intersticios entre bolas 38%-43%

Para nuestro caso

$$V_i = 54.39 \times 0.38 = 20.66 \text{ pie}^3$$

$$V_i = 20.66 \text{ pie}^2$$

8) Volumen neto ocupado por las bolas

$$V_n = 33.73 \text{ pie}^3$$

9) Peso de la carga de bolas

$$W_t = P.e \times \text{Volumen}$$

Para diámetro:  $d = 4''$

$$d = 4 \text{ pulg} \times \frac{1 \text{ pie}}{12 \text{ pulg.}} = 0.333 \text{ pies}$$

$$V = \frac{\pi(0.333)^3}{6} = 0.0193 \text{ pie}^3$$

$$W_t = 9.523 \text{ lbs.} \quad P.e. = 9.523/0.0193$$

$$P.e = 509.40, \quad P.e = 493.42 \text{ lbs/pie}^3$$

El peso específico de todas las bolas de los 3 molinos es:

$$P_e = \frac{483.45 + 502.66 + 542}{3}$$

Para diámetro:  $d = 3 \text{ pulgadas}$

$$d = 3 \text{ pulg} \frac{1 \text{ pie}}{12 \text{ pulg}} = 0.25 \text{ pies}$$

$$V = \pi \frac{(0.25)^3}{3} = 0.00818 \text{ pie}^3 \quad r = 4.012 \text{ libras}$$

$$P.e. = 4.012 \text{ lbs}/0.00818 \text{ pie}^3 = 490.46 \text{ lbs/pie}^3$$

Finalmente:

$$P.e. = \frac{466.49 + 493.42 + 490.46}{3} = 483.45 \text{ lbs/pie}^3$$

$$P.e. = 483.45 \text{ lbs/pie}^2$$

Pero: P.e. de los 3 molinos es:

$$P.e. = 509.40 \text{ lbs/pie}^3$$

Luego:

$$Wt = (509.40 \text{ lbs/pie}^3)(33.73 \text{ pie}^3) = 17182 \text{ libras.}$$

1) Ahora, para el balance de bolas a cargarse al molino, requerimos bolas de 5", 4" y 3" y como hemos calculado una carga inicial de 17,182 libras la podemos distribuir del siguiente modo:

DIAM. PULG.	X (Peso) Libras	Y (área) Pulg <sup>2</sup>	X/Y	% X/Y	% X/Y Wt	Nº De Bolas
5	17.869	78.54	0.224	40.36	6934.65	392
4	9.523	50.26	0.189	34.05	5050.48	614
3	4.012	28.27	0.1419	25.59	4396.87	1096
			0.555	100.00	17182.00	2102

Luego, teniendo en cuenta que en Planta, se tiene un desgaste de acero aproximadamente de 1.70 lb/TCS, entonces para una carga de mineral de 53.54 TCS/h = 1.284.96 TCS/día

$$Co = 1284.96 \text{ TCS/día} \quad 1.70 \text{ lbs/TCS} = 2184.43 \text{ lb/día}$$

DIAMETRO	PESO	%X/Y Co	Nº BOLAS	% DE BOLAS
	17.669	881.63	50	18.72
	9.523	743.79	78	29.21
3	4.012	558.99	139	52.06

11) i) Velocidad crítica del molino, según Allis Chalmers":

$$N = \frac{76.63}{\sqrt{D_i}} \quad \frac{76.63}{\sqrt{4.5}} = 36.123 \text{ RPM} \quad \text{Veloc. crítica}$$

Velocidad de operación:

$$No = 57 - 40 \log 4.5$$

$$No = 57 - 40 \log 4.5$$

$$No = 30.87 \text{ RPM}$$

$$\% \text{ De la velocidad crítica: } 30.87/36.123 = 85.45\%$$

ii) Velocidad crítica del molino 5'x8' molienda primaria según "Davies"

$$1) N_c = 54.19 / \sqrt{r}$$

$$2) N = 48.95 / \sqrt{r(1+k^2)}^{1/4}$$

$$3) k = -0.024 + 0.39 (7-10P)^{1/2}$$

Donde:

$N_c$  = velocidad crítica del molino en RPM

$r$  = radio interno del molino

$N$  = velocidad recomendada para que trabaje.

$k$  = cte.

$P$  = fracción del volumen del molino ocupado por la carga.

a) Velocidad crítica del molino

$$N_c = \frac{54.19}{\sqrt{2.25}} = 36.126 \text{ RPM}$$

b) Velocidad recomendada para que trabaje el molino

$$N = \frac{48.95}{\sqrt{r(1+k^2)}^{1/4}}$$

Hallando  $k = ??$

$$k = -0.024 + 0.39(7-10p)^{1/2}$$

Cálculo de  $p = ?$

volumen ocupado por las bolas  
volumen interno del molino

Volumen ocupado por las bolas = 33.73 pie<sup>3</sup>

Volumen interno molino = 120.87 pie<sup>3</sup>

$$p = \frac{33.73}{120.87} = 0.279$$

$$k = -0.024 + 0.39(7-10 \times 0.279)^{1/2} = 0.776$$

$$k^2 = 0.602$$

$$N = \frac{48.95}{2.25 (1 + 0.602)^{1/4}} = 29 \text{ RPM}$$

Luego, el porcentaje con respecto a la velocidad crítica será:

$$\frac{29 \text{ RPM}}{36.126} = 80.27\%$$

- Que desde luego este porcentaje es correcto ya que está dentro del intervalo considerado de 70 a 85%.
- Pero la velocidad de operación es de 26 RPM en la Planta. La velocidad que Davies recomienda es ideal porque no considera el peso de los forros, ni el peso de la pulpa.

Velocidad real = 26 RPM

Velocidad Davies = 29 RPM Están muy próximos

12) Cálculo del tiempo de retención del mineral en el molino de bolas Denver: 5'x8' molienda.

Carga moledora = 17,182 libras

Volumen total del molino: 441.780

Porcentaje de volumen ocupado por las bolas más intersticios, fórmula:

$$\% V_t = 113-126 (h/D)$$

Donde:

h = altura media de la superficie de la carga moladora al forro superior

D = diámetro interior.

$$\% V_t = 113-126(h/D) = 45\%$$

$$45\% = 113-126(29.14/54)$$

Volumen ocupado por las bolas y espacios intersticiales es:

$$V' = 120.87 \text{ pie}^3 \times 0.45$$

$$V' = 54.4 \text{ pie}^3$$

Densidad de las bolas de acero = 509.40 lb/pie<sup>3</sup>

Vol. de la carga de bolas = 17.182/509.4 = 33.729 pie<sup>3</sup>

Vol. de la carga de bolas = 33.73 pie<sup>3</sup>

Volumen ocupado por los intersticios =

$$54.4 - 33.73 = 20.67 \text{ pie}^3$$

Volumen ocupado por la pulpa, desde la superficie de la carga moladora hasta el 5% del volumen total del molino:

$$V = 120.87 \times 0.05 = 6.0436 \text{ pie}^3$$



Volumen total ocupado por la pulpa, considerando el espacio intersticial.

$$V_p = 6.0436 + 20.67 = 26.7136 \text{ pie}^3$$

Tonelaje de mineral que pasa por el molino:

$$T = 1165.71 \frac{\text{TMS}}{\text{Día}} = 1165.71 \frac{\text{TMS}}{\text{Día}} \times \frac{1 \text{ Día}}{24 \text{ hrs.}} = 48.57 \text{ TMS/hr.}$$

Densidad de pulpa en el molino;

$$P = 2040 \frac{\text{gr}}{1 \text{ lt.}} \times \frac{1 \text{ TM}}{1000 \text{ kg.}} \times \frac{1 \text{ kg}}{1000 \text{ grs.}} \times 28.32 \frac{\text{litros}}{\text{pie}^3}$$

$$P = 0.05777 \text{ TM/pie}^3$$

Volumen de pulpa que pasa por el molino en  $\text{pie}^3/\text{hora}$

$$V = \frac{48.57 \text{ TMS/hora}}{0.05777 \text{ TM/pie}^3} = 840.747 \text{ pie}^3/\text{hora}$$

Finalmente, el tiempo de retención del mineral en el molino será:

$$T_R = \frac{26.7136 \text{ pie}^3}{840.747 \text{ pie}^3/\text{hr.}} = 0.0317 \text{ horas}$$

$$T_R = 2 \text{ minutos.} \quad \bigg/$$

NOTA. El tiempo de retención del mineral en el molino depende del tonelaje de mineral que pasa por el molino.

A mayor tonelaje menor tiempo de retención.

A menor tonelaje mayor tiempo de retención.

## MOLINO DENVER 5'x5': Cálculos

1) Análisis granulométrico: Alimentación y descarga,  
Molino 5'x5'.

172TMS/día=Arenas 5x5' (Alí)						DESCARGA DEL 5'x5'			
MICRO NES	MALLA	PE SOS	% P	A(+)	A(-)	P	%P	A(+)	A(-)
13130	1/2	73	7.13	7.13	92.87	-	-	-	-
1680	10	400	39.10	46.23	53.77	21.0	3.54	3.54	96.46
297	48	396	38.71	84.94	15.06	118.0	19.90	23.44	76.56
250	60	21	2.05	86.99	13.01	26.0	4.38	27.82	72.18
117	80	26	2.54	89.53	10.47	45.0	7.59	35.41	64.59
149	100	18	1.76	91.29	8.71	33.0	5.56	40.97	49.63
105	150	21	2.05	93.34	6.66	50.0	8.43	49.40	50.6
74	200	16	1.56	94.9	5.10	4.20	7.09	46.49	43.6
	-200	52	5.10	100.0	-	2.58	43.51	100.0	43.51

\*) Con estos valores se construye las curvas de Gaudin-Shumann que se muestran en el gráfico adjunto.

2) Luego el grado de reducción:

$$\frac{5600}{350} = 16$$

$$F_{80} = 4,600 \text{ u}$$

$$P_{80} = 340 \text{ u}$$

CURVAS DE GAUDDIN SAUHAN PARA HALLAR  $F_{80}$  Y  $F_{60}$  DEL  
MOLINO: 5'x5'

GRAF. 6

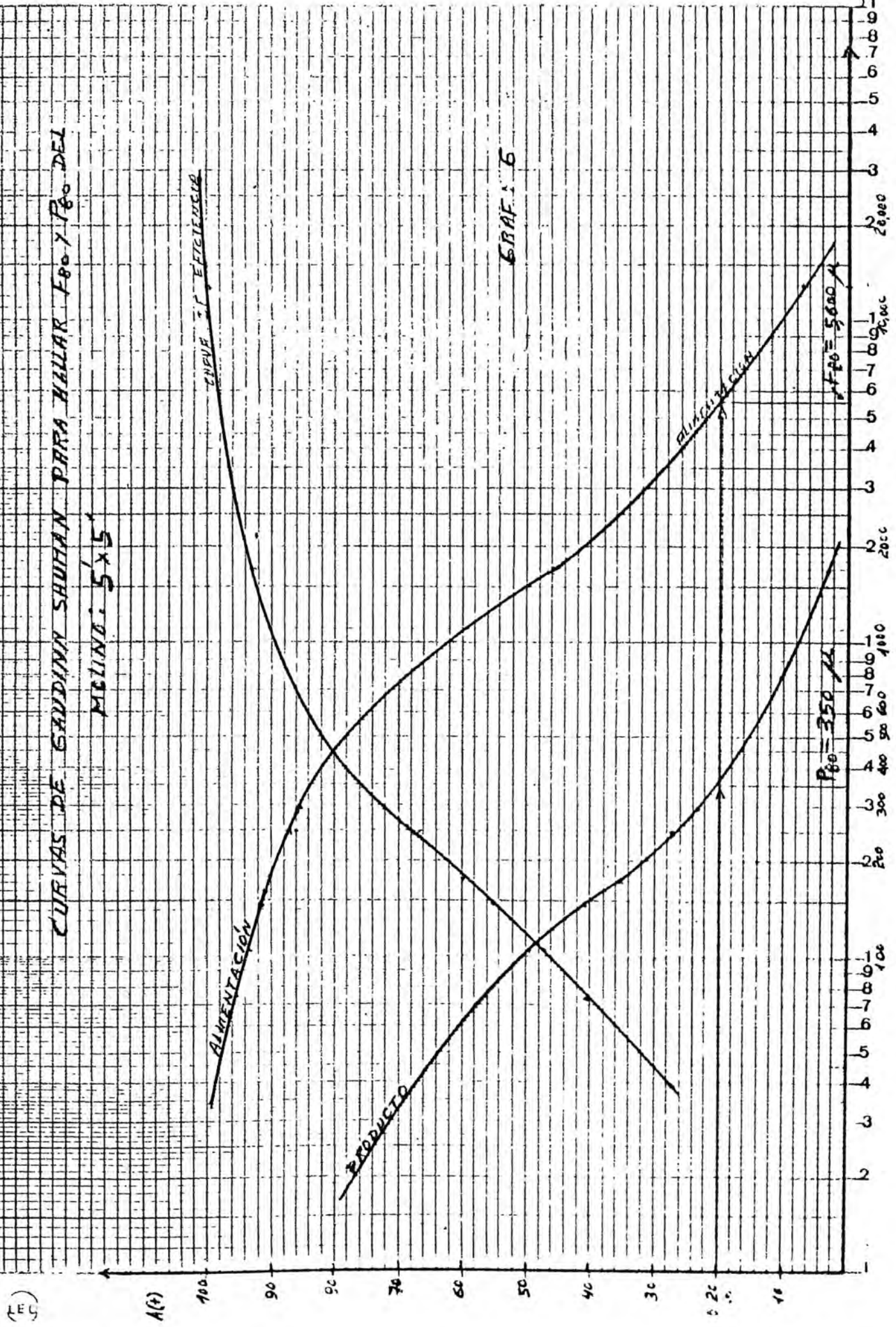
LINEA DE EFICIENCIA

ALIMENTACION

PRODUCTO

$P_{80} = 350$  /  $H$

$P_{60} = 5600$  /  $H$



20000  
10000  
5000  
2000  
1000

1000  
500  
200  
100

2000

1000

500

200

100

50

20

10

## 3) Determinación del Work-Index

Datos de la placa del molino y operación promediados.

$$V = 460$$

$$\cos \varnothing = 0.88 \quad W = 3 VI \cos \varnothing$$

$$A = 60 \text{ amp.}$$

$$W = 3 \times 460 \times 60 \times 0.88 \text{ watts}$$

$$W = 42,068.05 \text{ watts}$$

$$W = 42.06805 \text{ Kwatts}$$

Luego:

$$W = 42.068 \text{ kwatts, pero tonelaje tratado} = 172 \text{ TMS/Dfa}$$

$$= 7.9 \text{ TCS/ hora}$$

Entonces:

$$W = 42.068 / 7.9 = 5.325 \text{ kw-h/TCS}$$

Se considera una pérdida del 20% en fricción en el eje de transmisión.  $W = 4.26 \text{ kw-h/TCS}$

Luego, reemplazando en la fórmula F.C. Bond

$$W_i = \frac{W}{\frac{10}{\sqrt{P_{80}}} - \frac{10}{\sqrt{F_{80}}}}$$

$$W_1 = \frac{4.26}{\frac{10}{\sqrt{350}} - \frac{10}{\sqrt{5600}}}$$

$$W_i = 10.64 \text{ Kw-h/TCS}$$

## 4) La potencia teórica consumida

$$Pt = 4.26 \frac{\text{kw-hr}}{\text{TCS}} \times 1.34 \frac{\text{HP}}{\text{kw}} \times 7.9 \frac{\text{TCS}}{\text{hr}}$$

$$Pt = 45.09 \text{ HP}$$

## 5) Potencia actual consumida

$$Pa_c = 45.09 \text{ HP} / 0.80 = \underline{56.36 \text{ HP}}$$

Como se muestra el gráfico adjunto (N°6) en él podemos analizar que es lo que sucede al material o mineral durante su paso por el molino. Si en determinadas mallas gruesas se tiene en la alimentación un porcentaje y en la descarga no aparece nada quiere decir que la eficiencia de molienda en esas mallas es 100%. Si en determinadas mallas medianas o finas, la diferencia entre la alimentación y la descarga es muy poca quiere decir que la eficiencia de molienda en esas mallas es muy baja. La eficiencia a cada malla expresada en porcentaje se anota también en el mismo gráfico, dándonos otra curva que muestra la eficiencia en todos los rangos de molienda, de manera que se pueda ver más claramente, lo que está haciendo la carga de elementos moledores dentro de el molino, pudiéndose determinar en que mallas es eficiente y en que mallas no es tan eficiente. Como consecuencia de esta evaluación nos podemos permitir recomendar, si es necesario -

efectuar algún cambio en la carga de bolas.

6) Cálculo de la eficiencia por mallas.

$$\text{Eficiencia a cada malla} = \frac{\% \text{ Aliment.} - \% \text{ Descarga}}{\% \text{ Alimentación}} \times 100$$

$$E_{1/2} = 7.13 - 0 / 7.13 \times 100 = 100\%$$

$$E_{10} = 46.23 - 3.54 / 46.23 \times 100 = 92.34\%$$

$$E_{48} = 84.94 - 23.44 / 84.94 \times 100 = 72.40\%$$

$$E_{60} = 88.99 - 27.82 / 86.99 \times 100 = 68.02\%$$

$$E_{80} = 89.53 - 35.41 / 89.53 \times 100 = 60.45\%$$

$$E_{100} = 92.29 - 40.97 / 91.29 \times 100 = 55.12\%$$

$$E_{150} = 93.34 - 49.40 / 93.34 \times 100 = 47.04 \%$$

$$E_{200} = 94.9 - 56.49 / 94.9 \times 100 = 40.47\%$$

7) Graficando tenemos en papel semi logarítmico  
En el Gráfico N°6.

MICRO NES	13130	1680	297	250	177	149	105	74
MALLA	1/2	10	48	60	80	100	150	200
%EFC	100	92.34	72.40	68.04	60.45	55.12	47.04	40.47

8) Cálculo de la carga de bolas inicial: Molino

Denver 5'x5'

Diámetro del molino = 5 pies, pero:

Diámetro interno =  $5 - 2 \times 0.254$       espesor cuerpo =  $3/4 = 0.75$

Diámetro interno = 4.5      espesor total =  $2.3 = 2.3$

3.05"

espesor total =  $3.5'' \frac{\text{pie}}{12''}$

= 0.254 pie.

Longitud = 5 pies

Pero:

Espesor forros =  $2.3'' \times 1 \text{ pie}/12''$

Espesor forros =  $0.19 = 0.2$  pies

Longitud interna =  $5 - 2(0.2) = 4.6$  pies

i) Volumen total del cilindro del molino.

$$V_t = \pi D^2 \cdot L / 4 = 3.1416(4.5)^2 \times 4.6 / 4 = 73.16 \text{ pie}^3$$

Pero Vorecomendable de bolas: 45-50% del Vo. total

Para nuestro caso consideraremos el 45%

$$V' = 73.16 \times 0.45$$

$$V'' = 32.922 \text{ pie}^3$$

Volumen de intersticios entre bolas, lo recomendable

entre 38% y 43%, tomaremos para nuestro caso 38%.

$$V_i = 32.922 \text{ pie}^3 \times 0.38 = 12.51 \text{ pie}^3$$

Volumen neto ocupado por las bolas:

$$V_n = (32.922 - 12.51) \text{ pie}^3$$

$$V_n = 20.412 \text{ pie}^3$$

ii) Peso total de la carga de bolas:

$$W_t = P.e \times \text{volumen}$$

1) Cálculo del peso específico: Tenemos bolas de:

3" x 2.1/2"

$$V = \pi d^3 / 6 \quad d = \text{diámetro de bola en pies.}$$

Para bola de 3 pulgadas = d = 3 pulgadas

$$d = 3 \text{ pulgadas} \times 1 \text{ pie} / 12 \text{ pulgadas} = 0.25 \text{ pies}$$

$$V = \pi / 6 (0.25)^3 = 0.00818 \text{ pie}^3$$



$$M = 4.012 \text{ lbs} \quad \text{P.e.} = m/V$$

$$\text{P.e.} = 4.012 \text{ lbs}/0.00818 \text{ pie}^3 = 490.46 \text{ lbs/pie}^3$$

Para bola de 2.1/2"

$$d = 2.1/2 = 5/2 \text{ pulgadas} \times 1 \text{ pie} = 5 \text{ pies} = 0.208 \text{ pies}$$

12 pulg. 24

$$V = \pi/6(0.208)^3 = 0.00471 \text{ pie}^3$$

$$m = 2.425 \text{ lbs.}$$

$$\text{p.e.} = 2.425/0.00471 = 514.86 \text{ lbs/pie}^3$$

Luego

Peso específico promedio

$$\text{P.e.} = \frac{490.46 + 514.86}{2} = 502.60 \text{ lbs/pie}^3 = 0.2908 \text{ lbs/pulg}^3$$

Peso total de la carga de bola inicial sera:

$$Wt = \text{p.e} \times \text{volumen}$$

$$Wt = 509.40 \text{ lbs/pie}^3 \times 20.412 \text{ pie}^3$$

$$Wt = 10,397.873 \text{ lbs}$$

Nota.- Tomo 509.4 porque es el promedio de todas las bolas y nos acerca mejor al valor teórico en peso.

9. Ahora, para el balance de bolas ha cargarse al molino, requerimos bolas de 3" x 2.1/2" y como hemos calculado una carga inicial de bolas de 10,397 lbs, la podemos distribuir del siguiente mod:

DIAM. DE BOLAS	PESO C/U LBS X	SUPERF. C/U PULG <sup>2</sup> Y	X/Y	% X/Y	% X/Y Wt	N° DE BOLAS
3"	4.012	28.27	0.142	53.59	5571.75	1389
2.1/2"	2.425	19.63	0.123	46.41	4825.25	1990
			0.265	100.00	-	3379

10. Luego teniendo en cuenta que en la Planta se tiene un desgaste de acero aproximadamente de 1.7 Lbs/TCS, entonces para una carga de mineral 189.63 TCS/Día, se tendría un consumo diario de:

$$Co = 189.63 \text{ TCS/día} \times 1.7 \frac{\text{Lbs}}{\text{TCS}} = 322.37 \frac{\text{Lbs}}{\text{Día}}$$

y para mantener esta carga de bolas en paso el balance es como sigue:

	% X/Y Co	N° DE BOLAS	N° BOLAS
3"	172.76	43	41
2.1/2"	149.61	62	59
		105	100.0

Esto nos indica que el día en el turno de 8 am-4pm, se debe cargar al molino 43 bolas de 3" y 62 bolas

de 2.1/2" para mantener balanceado su carga neta de bolas.

11) Velocidad crítica del molino

i) Por la fórmula:

$$N = \frac{76.63}{\sqrt{D_i}} = \frac{76.63}{\sqrt{4.5}} = \underline{\underline{36.123 \text{ RPM}}}$$

La velocidad de operación sería ñ

$$N_0 = 57 - 40 \log 4.5$$

$$N_0 = 30.87 \text{ RPM}$$

$$\% N_c = 30.87$$

$$\% \text{ VELOCIDAD CRÍTICA} = \frac{30.87}{36.123} \times 100 = \underline{\underline{85.45\%}}$$

12) Cálculo de las variables importantes de los molinos según Davies

Las fórmulas que emplearon son:

$$1. N_c = 54.19 / \sqrt{r}$$

$$2. N = 48.95 / \sqrt{r} (1+k^2)^{1/4}$$

$$3. K = -0.024 + 0.39 (7.10P)^{1/2}$$

Donde:

$N_c$  = velocidad crítica del molino en RPM

$r$  = radio interno del molino

$N$  = velocidad recomendada de trabajo

$k$  = constante

P - fracción del volumen del molino ocupado por la carga

a) Velocidad crítica del molino.

$$N_c = 54.19 / \sqrt{r} = 54.19 / \sqrt{2.25} = 36.126$$

$$D = 4.5, \quad r = 2.25$$

$$N_c = \underline{36.126 \text{ RPM}}$$

b) Velocidad recomendada para el molino

$$N = 48.95 / \sqrt{r} (1+k^2)^{1/4}$$

Hallando k:

$$k = -0.024 + 0.39(7-10p)^{1/2}$$

Cálculo de P = ? de 9

Volumen interno del molino:

$$V = \pi d^2 x L / 4 = 3.1416(4.5)^2 4.6 / 4 = 73.16 \text{ pie}^3$$

$$\text{Volumen ocupado por las bolas} = 20.412 \text{ pie}^3$$

$$p = \frac{\text{volumen ocupado por las bolas}}{\text{Volumen interno del molino}}$$

$$p = 20.412 / 73.16 = 0.279$$

Luego:

$$k = -0.024 + 0.39(7-10 \times 0.279)^{1/2}$$

$$k = 0.7762 \quad k^2 = 0.60248$$

Entonces:

$$N = \frac{48.95}{\sqrt{2.25(1+0.60248)}^{1/4}}$$

$$N = 29 \text{ RPM}$$

El porcentaje con respecto a la velocidad crítica será:

$$\%N = 29/36.126, \quad \%N = 80.56\%$$

Lógicamente este valor está correcto porque está en el rango considerado (70 a 85%)

Viene a ser 72% de la velocidad crítica que desde luego es correcto está dentro del intervalo considerado o sea: 70-85% de N

13) Tiempo de retención del mineral en el molino de bolas Denver: 5'x5'

Carga moledora= 10,397.873 lbs.

Volumen total del molino = 73.16 pie<sup>3</sup>

% De volumen ocupado por las bolas más intersticias

$$\% V_t = 113 - 126 (h/D)$$

Donde:

h = altura media de la superficie de la carga moledora al forro superior

D = diámetro interior

$$h = 2.275$$

$$D = 4.5$$

$$\% V_t = 113-126(29.14/54)$$

$$\% V_t = 45\%$$

Luego,

El volumen ocupado por las bolas y espacios intersticiales es:

$$V' = 73.16 \times 0.45$$

$$V' = 32.922 \text{ pie}^3$$

$$\text{Densidad de las bolas de acero} = 490.46 \text{ lbs/pie}^3$$

$$\text{Volumen de carga de bolas} = \frac{19397.873 \text{ lbs}}{509.40 \text{ lbs/pie}^3} = 20.41 \text{ pie}^3$$

Volumen ocupado por intersticios =

$$V' - V_{\text{ocupada bolas}} = 32.922 - 20.41 \\ = 12.512 \text{ pie}^3$$

Volumen ocupado por la pulpa desde la superficie de la carga moteada hasta el 5% del volumen total del molino.

$$73.16 \times 0.05 = 3.658 \text{ pie}^3$$

Volumen total ocupado por la pulpa considerando el espacio intersticial.

$$V_p = 3.658 \text{ pie}^3 + 12.512 \text{ pie}^3 = 16.17 \text{ pie}^3$$

Tonelaje de mineral que pasa por el molino:

$$= 172 \text{ TAS/Día}$$

$$= 7.16 \text{ TAS/hora}$$

$$\text{Densidad de pulpa en el molino} = 1920 \frac{\text{gr}}{\text{lt.}} = 0.0543 \frac{\text{TM}}{\text{pie}^3}$$

Luego, volumen de pulpa que pasa por el molino en  $\text{pie}^3/\text{hora}$ .

$$V = \frac{7.16 \text{TMS/hora}}{0.0543 \text{TMS/pie}^3} = 131.86 \text{ pie}^3/\text{hora}$$

Finalmente, el tiempo de retención del mineral en el molino 5'x5' será:

$$T_R = \frac{16.17 \text{ pie}^3}{131.86 \text{ pie}^3} \cdot \frac{60 \text{ min}}{1 \text{ hora}}$$

$$T_R = \underline{7.36 \text{ minutos.}}$$

CAPITULO IV

BALANCE METALURGICO DE LA PLANTA.

1.- ANALISIS DE LABORATORIO

	Onz/TC Ag	% Pb	% Cu	% Zn
Cabeza	3.1612	1.48	1.99	2.25
Concentrado Pb	33.130	69.50	3.20	2.83
Concentrado Cu	25.07	5.04	23.50	3.33
Concentrado Zn	9.60	1.15	3.43	48.83
Relave General	0.57	0.16	0.15	0.47

Balance total:

$$F = X + Y + Z + T$$

$$\text{Balance de Pb: } 1.48F = 69.50X + 5.04Y + 1.15Z + 0.16T$$

$$\text{Balance de Cu: } 1.99F = 3.20X + 23.50Y + 3.43Z + 0.15T$$

$$\text{Balance de Zn: } 2.25F = 2.83X + 3.33Y + 48.83Z + 0.47T$$

2.- Por determinantes:

$$1^{\circ}) \quad X = \begin{vmatrix} 1 & 1 & 1 & 1 & 1 & 0 & 0 & 0 \\ 1.48 & 5.04 & 115 & 0.16 & 1.48 & -3.56 & 0.33 & 1.32 \\ 1.99 & 23.50 & 3.43 & 0.15 & 1.99 & -21.51 & -1.44 & 1.84 \\ 2.25 & 3.33 & 48.84 & 0.47 & 2.25 & -1.09 & -46.58 & 1.78 \end{vmatrix} =$$

$$= 1 \begin{vmatrix} -3.56 & 0.33 & 1.32 \\ 21.51 & -1.44 & 1.84 \\ -1.08 & -46.58 & 1.78 \end{vmatrix}$$



$$X = (-3.56) \begin{vmatrix} -1.44 & 1.84 \\ -46.58 & 1.78 \end{vmatrix} - 0.33 \begin{vmatrix} -21.51 & 1.84 \\ -1.08 & 1.73 \end{vmatrix} + 1.32 \begin{vmatrix} -21.51 & -1.44 \\ -1.08 & -46.59 \end{vmatrix}$$

$$X = -295.99 + 11.9766 + 1320.5024$$

$$X = \underline{1036.489}$$

$$2^{\circ}) \quad Y = \begin{vmatrix} 1 & 1 & 1 & 1 \\ 69.50 & 1.48 & 1.15 & 0.16 \\ 3.20 & 1.99 & 3.43 & 0.15 \\ 2.83 & 2.25 & 48.83 & 0.47 \end{vmatrix} = \begin{vmatrix} 1 & 0 & 0 & 0 \\ 69.50 & 68.02 & 68.35 & 69.34 \\ 3.20 & 1.21 & -0.23 & 3.05 \\ 2.83 & 0.58 & -4.60 & 2.36 \end{vmatrix} = 1$$

$$= 1 \begin{vmatrix} 68.02 & 68.35 & 69.34 \\ 1.21 & -0.23 & 3.05 \\ 0.58 & -4.60 & 2.36 \end{vmatrix}$$

$$Y = 68.02 \begin{vmatrix} -0.23 & 3.05 \\ -4.60 & 2.36 \end{vmatrix} - 68.35 \begin{vmatrix} 1.21 & 3.05 \\ 0.58 & 2.36 \end{vmatrix} + 69.34 \begin{vmatrix} 1.21 & -0.23 \\ 0.58 & -4.6 \end{vmatrix}$$

$$Y = 9505.28 - 74.269 - 3850.2144$$

$$Y = \underline{5581.7966}$$

$$3^{\circ}) \quad Z = \begin{vmatrix} 1 & 1 & 1 & 1 \\ 69.50 & 1.48 & 1.15 & 0.16 \\ 3.20 & 1.99 & 3.43 & 0.15 \\ 2.83 & 2.25 & 48.83 & 0.47 \end{vmatrix} = 1 \begin{vmatrix} 1 & 0 & 0 & 0 \\ 69.50 & 64.46 & 68.02 & 69.34 \\ 3.20 & -20.3 & 1.21 & 3.05 \\ 2.83 & -0.5 & 0.58 & 2.6 \end{vmatrix}$$

$$Z = \begin{vmatrix} 64.46 & 68.02 & 69.34 \\ -20.30 & 1.21 & 3.05 \\ -0.5 & 0.58 & 2.36 \end{vmatrix}$$

$$Z = 64.46 \begin{vmatrix} 1.21 & 3.05 \\ 0.58 & 2.36 \end{vmatrix} - 68.02 \begin{vmatrix} -20.3 & 3.05 \\ -0.5 & 2.36 \end{vmatrix} + 69.34 \begin{vmatrix} -20.3 & 1.21 \\ -0.50 & 0.58 \end{vmatrix}$$

$$Z = \underline{2,450.598} \quad U$$

$$4^{\circ}) \quad U = \begin{vmatrix} 1 & 1 & 1 & 1 \\ 69.50 & 5.04 & 1.15 & 0.16 \\ 3.20 & 23.50 & 3.43 & 0.15 \\ 2.83 & 3.33 & 48.83 & 0.47 \end{vmatrix} = 1 \begin{vmatrix} 1 & 0 & 0 & 0 \\ 69.50 & 64.46 & 68.35 & 69.34 \\ 3.20 & -20.3 & -0.23 & 3.05 \\ 2.83 & -0.5 & -46 & 2.36 \end{vmatrix} = 1$$

$$U = \begin{vmatrix} 64.46 & 68.35 & 69.34 \\ -20.3 & -0.23 & 3.05 \\ -0.5 & -46 & 2.36 \end{vmatrix}$$

$$U = 64.46 \begin{vmatrix} -0.23 & 3.05 \\ -46 & 2.36 \end{vmatrix} - 68.35 \begin{vmatrix} -20.3 & 3.05 \\ -0.5 & 2.36 \end{vmatrix} + 69.34 \begin{vmatrix} -20.3 & -0.23 \\ -0.50 & -46 \end{vmatrix}$$

$$U = 9008.745 + 3170.2731 + 64741.7180$$

$$D = 76920.7450$$

### 3. - CALCULO DE PORCENTAJES

$$\% \text{ Pb} = \frac{X}{D} \times 100 = \frac{1036.439}{76920.745} \times 100 = 1.3474\%$$

$$\% \text{ Cu} = \frac{Y}{D} \times 100 = \frac{5581.7966}{76920.745} \times 100 = 7.2565\%$$

$$\% \text{ Zn} = \frac{Z}{D} \times 100 = \frac{2,450.554}{76920.745} \times 100 = 3.1858\%$$

$$\% \text{ Relave} = 100 - (\% \text{ Pb} + \% \text{ Cu} + \% \text{ Zn})$$

$$= 100 - 11.7897 = 88.21\%$$

### 4. - CALCULO DE TONELAJE

$$\text{Conc. Pb} = 329.872 \times 0.013474 = 4.445 \text{ TCS}$$

$$\text{Conc. Cu} = 329.872 \times 0.072565 = 23.937 \text{ TCS}$$

$$\text{Conc Zn} = 329.872 \times 0.031858 = 10.5099 \text{ TCS}$$

$$\text{Relave} = 329.872 \times 0.0882103 = 290.981 \text{ TCS}$$

### 5. CALCULO DE LOS RADIOS DE CONCENTRACION

$$R_{\text{pb}} = F/X = 329.872/4.444 = 74.228$$

$$R_{Cu} = F/Y = 329.872/23.937 = 13.7808$$

$$R_{Zn} = F/Z = 329.872/10.5090 = 31.3894$$

Luego, la plata es recuperada tanto en el concentrado de Cu como en el concentrado de plomo, podemos calcular su cantidad recuperada.

$$Ag(\text{conc. Pb}) = 33.13 \text{ Onz/TCS} \times 4.445 \text{ TCS} = 147.26 \text{ Oz.}$$

$$Ag(\text{conc. Cu}) = 25.07 \text{ Onz/TCS} \times 23.937 \text{ TCS} = 600.1006 \text{ Oz.}$$

$$Ag(\text{Conc. Zn}) = 9.60 \text{ Onz/TCS} \times 10.5090 \text{ TCS} = 100.88 \text{ Oz}$$

$$\text{TOTAL :} \quad 848.247 \text{ OzAg.}$$

#### 6.- Cálculo de los porcentajes de recuperación.

Los % de recuperación de Pb, Cu, Zn y Ag son:

$$\% \text{Recuperación} = \frac{(\text{Ley conc.})(\text{Tonelaje concentr.})}{(\text{Ley cabeza})(\text{Tonelaje alimento})} \times 100$$

$$\% R_{Pb} = 69.5 \times 4.445 / 1.48 \times 329.87 \times 100 = 63.2775\%$$

$$\% R_{Cu} = 23.50 \times 23.937 / 1.99 \times 329.872 \times 100 = 35.691\%$$

$$\% R_{Zn} = 48.83 \times 10.5090 / 2.25 \times 329.872 \times 100 = 69.138\%$$

$$\% R_{Ag} = 848.247 / 3.1612 \times 329.872 \times 100 = 81.34\%$$

BALANCE METALURGICO

PRODUCTO	TCS %P		LEYES %			
			Onz. Ag/TC	Pb	Cu	Zn
Cabeza	329.872	100%	3.1612	1.48	1.99	2.25
Conc. Pb	4.445	1.3474	33.13	69.5	3.20	2.83
Conc. Cu	23.937	7.2565	25.07	5.04	23.50	3.33
Conc. Zn	10.5090	3.1858	9.60	1.15	3.43	48.83
Relave	290.981	88.2103	0.57	0.16	0.15	0.47
Cabeza Calc.	329.871	100%	-	-	-	-

CONTENIDO METALICO				% DE DISTRIBUCION				R.C.
Onz. Ag	Pb	Cu	Zn	Ag	Pb	Cu	Zn	
1042.768	4.882	6.56	7.42	100	100	100	100	-
147.26	3.089	0.14224	0.125	14.52	63.27	2.163	1.684	74.21
600.10	1.206	5.625	0.797	59.17	24.70	85.742	10.74	13.730
100.80	0.120	0.360	5.131	9.95	2.47	5.48	69.137	31.38
165.858	0.465	0.436	1.367	16.36	9.525	6.64	18.423	
10.14098	4.88	6.563	7.42					

NOTA: La Planta tratando 329.872 TCS diarias obtiene un promedio de concentrados:  
 4.445 Pb + 23.937 Cu + 10.5090 Zn = 38.89 TCS de Conc.

## 7. - PREPARACION Y DOSIFICACION DE REACTIVOS

Reactivos usados en la Planta de Beneficio

1°) Sulfato de Zin ( $Zn SO_4$ )

Peso reactivo : 30 kg x día

Agua agregada : 900 litros x día

Concentración : 3.33%

2°) Cianuro de Sodio (NaCN)

Peso reactivo : 25 kg. x día

Agua agregada : 600 litros x día

Concentración 4.17%

3°) Xantato Amílico de Potasio (Z-G)

Peso reactivo: 20 kg x día

Agua agregada : 300 litros x día

Concentración : 6.67%

4°) Acido Cresílico

Peso reactivo : 24 kgr x día

Concentración : 10%

Se usa sin diluir

5°) Mezcla de Aerofloat 404 + Aerofloat 242

Peso mezcla reactiva: 2.5 kg x día

(los 2.5 kg es la suma de 1.25 A-404+1.125 kg  
A-242)

Concentración 2%

## 6º) Sulfito de Sodio

Peso reactivo 15 kg x día

Agua agregada 300 litros x día

Concentración : 5%

7º) Aerofloat 211

Peso reactivo 12 kg x día

Agua agregada 300 litros x día

Concentración

8º) Frother 70

Peso reactivo : 8 kg x día

Concentración 100%

9º) Sulfato de Cobre ( $\text{CuSO}_4$ )

Peso reactivo : 42 kg x día

Agua agregada

## 10º) Cal

Peso reactivo : 850 kg x día

Agua agregada 10,533 litros x día

Concentración 8%

## DOSIFICACION DE REACTIVOS

Mineral beneficiado : 328 TMD

Fórmulas a emplear:

a) Para reactivos líquidos:

$$\text{Lbs} = \frac{\text{cc/min} \times \text{Gr. Esp} \times \% \text{ potencia}}{31.7 \times \text{T.C.S.D.}}$$

b) Para reactivos sólidos

$$\text{Lbs} = \frac{\text{Gr/min}}{0.377 \times \text{T.C.S.D.}}$$

## SECCION MOLIENTA -DOSIFICACION

1) Molino 5'x8'

Sulfato de Zinc

$$\text{cc/min} = 1330$$

% Potencia o concentración = 3.33%

Mineral geneficiado = 328.7 c.s dfa

G.E. = 1

$$Q = \frac{1330 \times 1 \times 3.33}{31.7 \times 328} = 0.42 \text{ lbs/TCS}$$

Cianuro de soido

$$\text{CC/Min} = 18.4$$

% Potencia = 4.17

G.E. = 1



$$Q = \frac{18.4 \times 1 \times 4.17}{31.7 \times 328} = 0.0074 \text{ Lb/TCS}$$

- Xantato amflico de potacio (Z-G)

cc/min = 38.5

% Potencia = 6.67

G.E. = 1

$$Q = \frac{38.5 \times 1 \times 6.67}{31.7 \times 328} = 0.0247 \text{ lbs/TCS}$$

Acido cresílico

cc/min = 18.6

% Potencia o concentración = 100

G.E. = 1

$$Q = \frac{18.6 \times 1 \times 100}{31.7 \times 328} = 0.178 \text{ lbs/TCS}$$

#### SECCION FLOTACION

1) Celdas Duples: Se usa una mezcla

de aerofloat 404 + aerofloat 242

cc/min de la mezcla = 9.8

% potencia de la mezcla = 5%

G.E. = 1

$$Q = \frac{9.8 \times 1 \times 5}{31.7 \times 328} = 0.0047 \text{ lbs/TCS}$$

2) Circuito Bulk

Acido cresílico

cc/min = 6.7

%Potencia = 100%

$$Q = \frac{6.7 \times 1 \times 100}{31.7 \times 327} = 0.064 \text{ lbs/TCS}$$

Mezcla: A-404 + A-242

cc/min = 33

%Potencia = 5%

$$Q = \frac{33 \times 1 \times 5}{31.7 \times 328} = 0.0158 \text{ lbs/TCS}$$

Mezcla A-404+A-242 (Celda # 6)

cc/min = 10

% Potencia = 5%

$$Q = \frac{10 \times 1 \times 5}{31.7 \times 328} = 0.0048 \text{ lbs/TCS}$$

Sulfito de Sodio ( $\text{NaSO}_3$ )

cc/min = 530

%Potencia = 5%

$$Q = \frac{530 \times 1 \times 5}{31.7 \times 328} = 0.255 \text{ lbs/TCS}$$

Sulfato de Zinc ( $\text{SO}_4\text{Zn}$ )

cc/min = 352

% Potencia = 3.33%

$$Q = \frac{352 \times 1 \times 3.33}{31.7 \times 328} = 0.1127 \text{ lbs/TCS}$$

3) Circuito separación

a) Xantato amflico de potacio (Z-G)

cc/min = 12.5

%Potencia = 6.67

$$Q = \frac{12.5 \times 1 \times 6.67}{31.7 \times 328} = 0.008 \text{ lbs/TCS}$$

b) Cianuro de sodio

cc/min = 356

% Potencia = 4.17%

$$Q = \frac{356 \times 1 \times 4.17}{31.7 \times 328} = 0.142 \text{ lbs/TCS}$$

4. Circuito de Zinc

a) Aerofloat 211

$$\text{cc/min} = 185$$

$$\% \text{ Potencia} = 4\%$$

$$Q = \frac{185 \times 1 \times 4}{31.7 \times 328} = 0.071 \text{ lbs/TCS}$$

b) Xantato amónico de potasio (Z-G)

$$\text{cc/min} = 45$$

$$\% \text{ Potencia} = 6.67$$

$$Q = \frac{45 \times 1 \times 6.67}{31.7 \times 328} = 0.028 \text{ lbs/TCS}$$

5. Acondicionador de separación 5'x5'

a) Cianuro de Na

$$\text{cc/min} = 322$$

$$\% \text{ Potencia} = 4.77$$

$$Q = \frac{322 \times 1 \times 4.17}{31.7 \times 328} = 0.129 \text{ lbs/TCS}$$

6) Acondicionador de Zn: de 6'x6'

a) Aerofloat 211

$$\text{cc/min} = 220$$

$$\% \text{ Potencia} = 4\%$$

$$Q = \frac{220 \times 1 \times 4}{31.7 \times 328} = 0.0846 \text{ lbs/TCS}$$

b) Frother: 70

$$\text{cc/min} = 3$$

$$\% \text{ Potencia} = 100\%$$

$$Q = \frac{3 \times 1 \times 100}{31.7 \times 328} = 0.028 \text{ lbs/TCS}$$

c) Cianuro de sodio

$$\text{cc/min} = 8$$

$$\% \text{ Potencia} = 417$$

$$Q = \frac{8 \times 1 \times 4.17}{31.7 \times 328} = 0.0032 \text{ lbs/TCS}$$

d) Sulfato de Cobre

$$\text{cc/min} = 578$$

$$\% \text{ Pote} = 4.58\%$$

$$Q = \frac{578 \times 1 \times 458}{31.7 \times 328} = 0.254 \text{ lbs/TCS}$$

e) Cal

$$\text{cc/min} = 1734$$

$$\% \text{ Potencia} = 8\%$$

$$Q = \frac{1734 \times 1 \times 8}{31.7 \times 328} = 1.334 \text{ lbs/TCS}$$

## OBSERVACIONES Y RECOMENDACIONES

1. Se recomienda realizar por lo menos una vez al mes un mantenimiento general de toda la Planta.
2. Se recomienda, que el mineral de cabeza proveniente de diferentes vetas, antes de ingresar a la tolva de gruesos, deben ser mezclados y homogenizados, para así evitar continuas variaciones en el circuito de molienda y en la dosificación de reactivos, que conllevan a crear problemas en los circuitos de flotación.
3. Se hace la siguiente observación, que las aberturas de la parrilla de acero, luz 8', ubicado en la tolva de gruesos, no son totalmente uniforme, existe algunas aberturas muy superiores a 10", que conllevan al paso de partículas demasiadas grandes, obstruyendo luego el chute de descarga de la tolva; asi mismo, existe algunos rieles de la parrilla, colocado con la mayor abertura en la parte superior y la menor en la inferior, cosa que crea atracos de par-

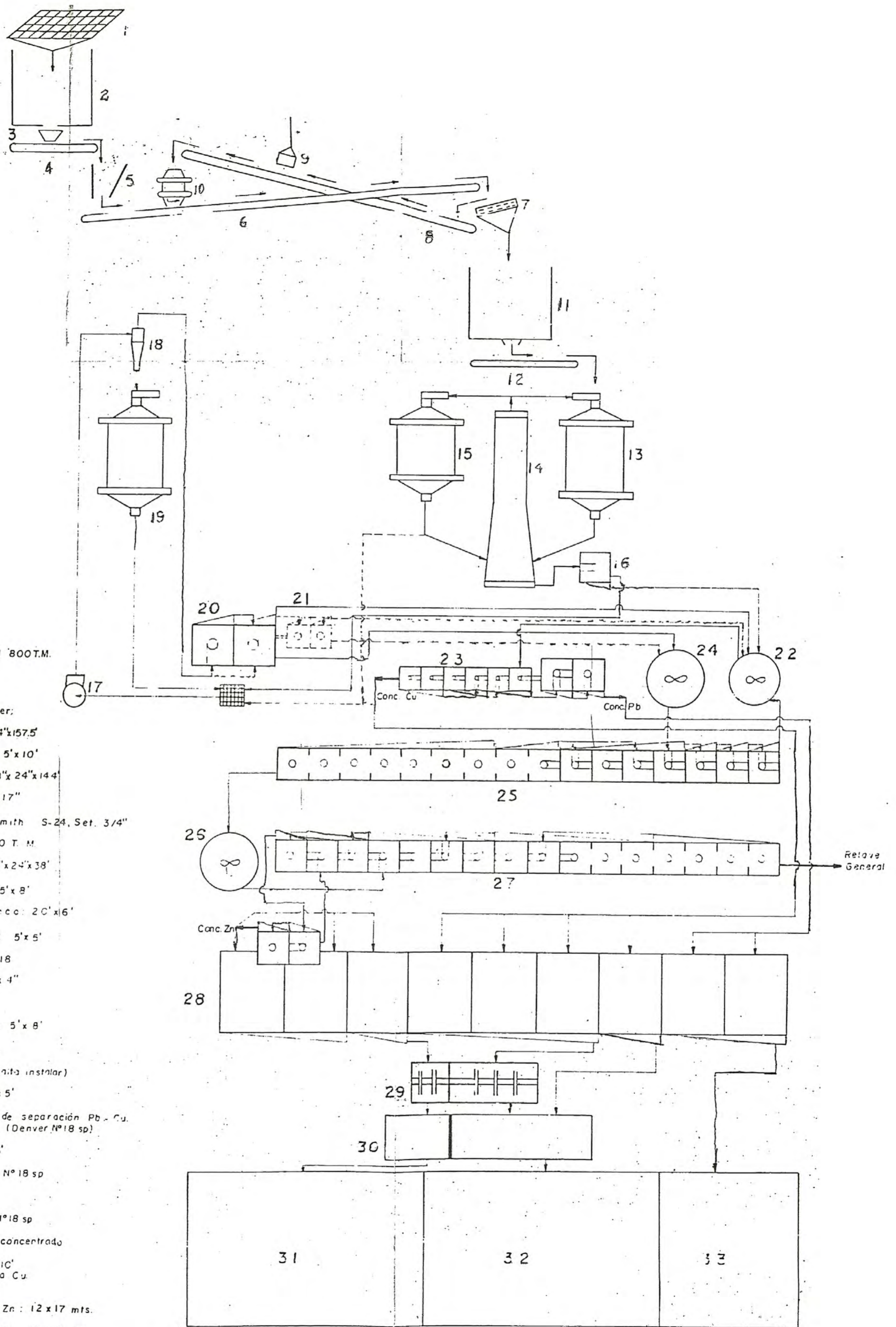
tículas de mineral sobre dicha parrilla. Por tanto se recomienda, rectificar la posición normal y eficiente de dichos rieles y la abertura necesaria.

4. Se debe instalar antes de la Chancadora Primaria un Weightómetro, que controle el tonelaje de mineral que pasa por la sección chancado. Asimismo, se debe instalar un electroimán para evitar el paso de material de Fe a la chancadora, que pueden producir accidentes de trabajo y desperfectos de la máquina.
5. También se debe instalar, otro Weightómetro, antes de la alimentación al molino, para así controlar el tonelaje de mineral alimentado al circuito de molinada y por ende al circuito de flotación.
6. Se recomienda que los forros de los molinos debenser cambiados de acuerdo al tonelaje tratado de mineral. Asimismo la carga de bolas de acero a los molinos, que se realiza interdiarias, deben efectuarse en base a las especificaciones que indica el catálogo del fabricante, como son: al molino 5' x 8' se le debe cargar bolas de 5,4 y 3 pulgadas, mientras que al molino 5'x5' se debe cargar bolas de 3,2 y 1.5 pulgadas de diámetro.



7. Se recomienda proveer a la Planta mayor cantidad de agua de lo existente, para evitar la sobrecarga de los molinos y la baja dilución en los circuitos de flotación que conllevan a un tratamiento deficiente.
8. Se recomienda la utilización de alimentadores automáticos de reactivos y un control estricto en la preparación y dosificación de dichos reactivos, para obtener buenos resultados en los circuitos de flotación.
9. Se recomienda la utilización pronta del potenciómetro, para el control del  $P^H$  de las respectivas pulpas de los circuitos de flotación y así obtener la alcalinidad adecuada, para una eficiente recuperación de los concentrados.
10. Así como existe muestreadores automáticos de la alimentación y del relave general de la planta, se recomienda también instalar los respectivos muestreadores automáticos para los concentrados de plomo, cobre y zinc, para un mejor y eficiente control de las guardias de trabajo.

11. Se recomienda contar con un local de laboratorio, amplio, buena ventilación y con campanas extractoras eficientes, para evitar las posibles enfermedades ocupacionales, producidos por la inhalación de gases. Asimismo, se recomienda equipar dicho laboratorio con una serie completa de mallas, que hace falta para efectuar, los diferentes ensayos granulométricos de las secciones de chancado, molienda y aún de los circuitos de flotación para su control.
  
12. Si se encuentra algunas pequeñas diferencias en el proceso de nuestros cálculos, se debió a que ~~el~~ estaba la Planta de Pacacocha en plena reorganización de sus instalaciones, es decir, el flujo prácticamente tenía variaciones, debido al cambio constante de las fajas, chancadoras. etc



**LEYENDA**

CODIGO	CANT	DESCRIPCION
1	1	Parrilla de acero, luz 8"
2	1	Tolva de gruesos Capacidad 800 T.M.
3	1	Apron Feeder 24"x36"
4	1	Faja Trapap de gruesos: 3/8"x24"x44'
5	1	Chancadora de quijadas Denver: 15"x24"
6	1	Faja Transp. primaria: 3/8"x24"x157,5'
7	1	Zaranda vibratoria Denver: 5'x10'
8	1	Faja Transp. secundaria: 3/8"x24"x144'
9	1	Electroimán Rapid. 10"x17"
10	1	Chancadora giratoria TelSmith S-24, Set. 3/4"
11	1	Tolva de finos Cap. 400 T.M.
12	1	Faja Transp. de finos: 3/8"x24"x38'
13	1	Molinos de bolas Denver: 5'x8'
14	1	Clasificador helicoidal Wemco: 20'x16'
15	1	Molinos de bolas Denver: 5'x5'
16	1	Celda unitaria Denver N°18
17	1	Bomba Denver SRL 5"x4"
18	1	Hidrociclón de 15" ø
19	1	Molinos de bolas Denver: 5'x8'
20	2	Celdas Denver N°21
21	2	Celdas Denver N°15 (falta instalar)
22	1	Acondicionador Denver: 5'x5'
23	1	Banco de 8 celdas.- Circuito de separación Pb.-Cu. 6 celdas (Denver N°15); 2 celdas (Denver N°18 sp)
24	1	Acondicionador Denver: 6'x5'
25	1	Banco de 16 celdas Denver N°18 sp circuito de flotación Bulk
26	1	Acondicionador Denver: 6'x6'
27	1	Banco de 18 celdas Denver N°18 sp circuito de flotación Zn
28	9	Cochas de recuperación de concentrado 2 de Pb., 4 de Cu., 3 de Zn
29	1	Filtro de disco Denver: 6'x10' 2 discos para Zn y 3 discos para Cu
30	2	Secadores de concentrados 1 para Cu., 1 para Zn
31	1	Depósito para concentrado de Zn: 12x17 mts.
32	1	Depósito para concentrado de Cu: 12x17 mts.
33	1	Depósito para concentrado de plomo: 12.20x3.40mts.

SINDICATO MINERO PACOCOCHA S.A.

FLWSHEET - PLANTA CONCENTRADORA

TRAZO Y DIBUJO:  
SANTIAGO G. VALVERDE-E  
PRÁCTICANTE DE LA:  
U.N.I.

APROBADO:  
ING. VICTOR FLORES M.  
FECHA:  
MARZO DE 1985