

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA

Facultad de Ingeniería Geológica,
Minera y Metalúrgica



CONSUMO DE ENERGIA EN EL PROCESO DE CONMINUCION MOLIENDA DE MINERALES

T E S I S

Para optar el Título Profesional de
INGENIERO METALURGISTA

FERNANDO JAVIER SALDARRIAGA RENGIFO

Lima - Perú
1,986

P R O L O G O

El análisis presentado en esta tesis de estudiar y optimizar el consumo de energía, los procesos de molienda de minerales, es uno de los tantos casos orientados a la preocupación por el mejor uso del recurso escaso, y a la disminución de costos tan necesarios para minería-peruana, actividad tan ligada y que va de la mano con la actividad económica del país.

El proceso de molienda es la actividad de mayor consumo de energía en sus diversas formas, en el procesamiento de minerales y que conjuntamente con el clasificador forman un circuito que de conocer las relaciones fundamentales que los gobiernan se podrá intentar optimizarlas con el consiguiente beneficio económico.

Para esto, se presenta en el Capítulo II, las teorías sobre la relación energía-tamaño del producto en conminución.

En el Capítulo III, se hace una síntesis de la actual tendencia a la modelación y tratamiento matemático de los fenómenos de conminución, el cual concluye con una aplicación práctica en el Apéndice III.

En el Capítulo IV, se procede a realizar aplicaciones de las relaciones energía-tamaño en procesos industriales, ingresando así a la parte operativa mediante un muestreo y balance efectuado en la Mina Raúl.

El Capítulo V, presenta un ejemplo de la optimización técnica del consumo de energía en circuitos de conminución, mostrando así las tendencias en la energía consumida (variable dependiente) con las variaciones en el tonelaje y el agua alimentada (variables independientes).

En el Capítulo VI, se muestra la justificación económica del estudio realizado, integrando así conjuntamente con el Capítulo V, todo criterio de optimización, es decir integrar el aspecto técnico al económico.

En las Apéndices, se presenta tres programas de computador con la finalidad de permitir un rápido cálculo de las distribuciones granulométricas, el ajuste de datos -muestreados, las eficiencias de clasificación y la corrección de éstas. En el tercer Apéndice, se escribe un programa de simulación de un circuito de molienda-clasificación. El Apéndice IV, muestra algunos aspectos relevantes, de la molienda autógena/semiautógena, entre estas -su comparación en cuanto a consumo de energía con la molienda tradicional en húmedo.

Con la idea de que el presente trabajo sirva como referencia de estudios mas profundos para una labor tan necesaria como es la de hacer competitiva la Minería Peruana a base de perfeccionamiento de las tecnologías, es -fuerzo y superación de su recurso humano, quiero agradecer la colaboración al Ing. Iván Quiroz Nuñez, al Ing. José Vidalón G., por el asesoramiento prestado a la División de Procesamiento de Minerales del INGEMMET, a todas las instituciones y personas que de alguna manera colaboraron en la conclusión de esta tesis.

I N D I C E

	<u>Págs.</u>
CAPITULO I - INTRODUCCION.	1
CAPITULO II - TEORIAS SOBRE LA RELACION ENERGIA-TAMAÑO DEL PRODUCTO EN CONMINUCION.	7
2.1 IMPLICANCIAS INDUSTRIALES DE LA ENERGIA CONSUMIDA EN CONMINUCION.	7
2.2 TEORIAS DE LA CONMINUCION: RELACION ENERGIA-TAMAÑO.	13
2.2.1 Postulado de Rittinger.	13
2.2.2 Postulado de Kick.	18
2.2.3 Postulado de Bond.	23
2.2.4 Postulado de Charles.	33
CAPITULO III - TRATAMIENTO MATEMATICO DE LOS FENOMENOS DE CONMINUCION,	
3.1 MODELO CINETICO LINEAL SIMPLIFICADO.	42
3.2 ESCALAMIENTO DE PARAMETROS CINETICOS.	53
3.3 DISTRIBUCION DE TIEMPOS DE RESIDENCIA (DTR).	55
3.4 MODELO DEL CICLON.	62
3.5 RELACIONES EN LOS PUNTOS DE UNION.	65

	<u>Págs.</u>
CAPITULO IV - APLICACIONES DE RELACIONES ENERGIA-TA MAÑO EN PROCESOS INDUSTRIALES .	72
4.1 PARAMETROS DE ESCALAMIENTO DE LABORATORIO A PLANTA INDUSTRIAL PARA ENERGIA CONSUMIDA EN PRO CESOS DE CONMINUCION.	72
4.2 METODOS DE DETERMINACION DE WORK INDEX.	82
4.3 DETERMINACION DEL WORK INDEX PARA MINERAL PRO - BLEMA.	98
4.4 COMPARACION EN PLANTA DE DATOS DE LABORATORIO.	104
4.4.1 DESCRIPCION GENERAL DE LAS CARACTERISTI- CAS DEL MINERAL Y DE LA PLANTA CONCENTRA DORA.	104
4.4.2 DESCRIPCION DEL CIRCUITO MUESTREADO.	108
4.4.3 PROCEDIMIENTO DE MUESTREO.	108
4.4.4 BALANCE GENERAL DE MATERIA.	108
4.4.5 DETERMINACION DE LA ENERGIA ESPECIFICA - CONSUMIDA.	144
4.4.6 ANALISIS COMPARATIVO DE LOS RESULTADOS - OBTENIDOS EN LABORATORIO Y PLANTA.	145
 CAPITULO V - OPTIMIZACION DEL CONSUMO DE ENERGIA EN CIRCUITOS DE CONMINUCION.	 147
5.1 DESCRIPCION DEL CIRCUITO PILOTO UTILIZADO EN LA PRUEBA.	147
5.2 DESCRIPCION DEL MINERAL EMPLEADO EN LA PRUEBA.	152
5.3 DESCRIPCION DE LAS PRUEBAS REALIZADAS.	153
5.4 INTERPRETACION DE RESULTADOS.	169

CAPITULO VI - JUSTIFICACION ECONOMICA.	175
6.1 METODO UTILIZADO EN LA EVALUACION ECONOMICA.	175
6.2 EVALUACION ECONOMICA.	176
6.2.1 DESCRIPCION DE LOS RESULTADOS METALUR- GICOS DE OPERACION DE LA PLANTA PILO- TO.	176
6.2.2 CONCENTRACION PERFECTA.	178
6.2.3 VALORIZACION DE LOS CONCENTRADOS REA- LES Y PERFECTOS.	180
CONCLUSIONES.	187
BIBLIOGRAFIA.	194
APENDICE I - PROGRAMA MECMET 8401	197
- CALCULO DE PORCENTAJES EN UN ANALI- SIS GRANULOMETRICO.	
- ELIMINACION DE INCONSISTENCIAS.	
- AJUSTE GAUDIN-SCHUHMANN.	
APENDICE II - PROGRAMA MECMET 8402,	233
- CALCULO DE EFICIENCIAS EN CLASIFICA- CION.	
- CALCULO DE LA EFICIENCIA CORREGIDA - PLITT,	
APENDICE III - PROGRAMA METALURGIA 8401, SIMULACION CIRCUITO MOLIENDA-CLASIFI- CACION,	
APENDICE IV - MOLIENDA AUTOGENA/SEMIAUTOGENA, ALGU NOS ASPECTOS RELEVANTES.	276

INTRODUCCION

Nadie duda de la importancia de la minería, en la economía nacional y por ello, como se reconoce, es necesario brindarle todo el apoyo que requiere para su desarrollo. Uno de los aportes mas importantes de la minería a la economía nacional está reflejado en la Balanza de Pagos, mediante el ingreso de divisas por las exportaciones mineras y por el aporte directo de capital extranjero, aún cuando estas inversiones han sido mínimas en los últimos años.

Siendo las divisas un recurso escaso para el país, la minería tiene en este renglón el principal sustento de su singular importancia para el dinamismo de la economía nacional.

A partir de la década del 60 el desarrollo minero sostiene el desenvolvimiento de la economía, en razón de haberse constituido en el sector de mayor significación en el mercado de exportación, tal como lo demuestra el cuadro siguiente

EXPORTACION MINERAL DEL PAIS

(millones US dólares)

	<u>1950</u>	<u>1960</u>	<u>1970</u>	<u>1980</u>	<u>1982</u>
COBRE	10.2	94.7	269.2	679.9	391.1
PLOMO	12.3	21.7	35.3	105.5	69.9
ZINC	10.3	16.7	46.9	191.5	263.8
PLATA	8.0	24.2	61.8	565.8	315.3
HIERRO	-.-	32.7	65.7	93.9	109.0
OTROS METALES	7.0	5.9	25.6	87.2	83.9
	<u>47.8</u>	<u>195.9</u>	<u>504.5</u>	<u>1,723.8</u>	<u>1,233.0</u>
PETROLEO	25.3	17.9	7.6	760.8	715.0
OTROS SECTORES	<u>120.5</u>	<u>219.4</u>	<u>535.7</u>	<u>1,254.2</u>	<u>1,222.2</u>
<u>TOTAL PAIS</u>	<u>193.6</u>	<u>433.2</u>	<u>1,047.8</u>	<u>3,738.8</u>	<u>3,170.2</u>
	=====	=====	=====	=====	=====

EXPORTACION MINERA DEL PAIS

(en porcentaje)

	<u>1950</u>	<u>1960</u>	<u>1970</u>	<u>1980</u>	<u>1982</u>
	%	%	%	%	%
COBRE	5.3	21.9	25.7	18.2	12.4
PLOMO	6.4	5.0	3.4	2.8	2.2
ZINC	5.3	3.9	4.5	5.2	8.3
PLATA	4.1	5.6	5.9	15.1	10.0
HIERRO	-.-	7.5	6.3	2.5	3.4
OTROS MINERALES	3.6	1.4	2.4	2.3	2.6
	<u>24.7</u>	<u>45.3</u>	<u>48.2</u>	<u>46.1</u>	<u>38.9</u>
PETROLEO	13.1	4.1	0.7	20.3	22.6
OTROS SECTORES	<u>62.2</u>	<u>50.6</u>	<u>51.1</u>	<u>33.6</u>	<u>38.5</u>
	<u>100.0</u>	<u>100.0</u>	<u>100.0</u>	<u>100.0</u>	<u>100.0</u>
	=====	=====	=====	=====	=====

El desenvolvimiento normal de la actividad minera está supeditado a diversos factores económicos que han incidido en los ingresos, costos y resultados de las empresas del sector. En el aspecto económico influye sobre el normal desenvolvimiento de la actividad minera, en lo que se refiere a los ingresos, la situación de los mercados de los metales que, a su vez, dependen en gran medida de la demanda de los países industrializados, el tipo de cambio de la moneda y el aumento de las deducciones por tratamiento de los minerales y concentrados. También en lo económico se ubica la disponibilidad de materiales e insumos, así como diversos factores que presionan para el crecimiento de los costos de la explotación y administración minera. Como resultado, es decir, del cubrimiento de los costos con los ingresos, el factor económico fundamental está constituido por la generación de utilidades que permitan la acumulación de recursos de capital para asegurar la vida y crecimiento de los mismos.

Es de primera importancia mencionar que los precios de los metales están pasando por una fase baja y prolongada - que se inició a fines del año 1980, crisis que es considerada como la peor después de la gran depresión de los años 30 y comparable a ella, en razón a que los precios bajaron a niveles, ajustados a la inflación internacional, por debajo de los alcanzados en los últimos 50 años.

El menor ingreso de las empresas se debió, además a los mayores cargos por tratamiento de los minerales y concentrados que se establecen en función de la inflación y por el aumento de costos en los países donde se ubican las fundiciones y refinería de ultramar.

Los costos mineros, han tenido presiones alcistas en todos sus componentes. Las mayores demandas salariales, los precios y disponibilidad de los insumos y los tributos fue

ron los elementos de mayor repercusión en el incremento de los costos.

La importancia de estos factores: los ingresos, costos - tributos, reservas y utilidades de la minería; pueden ser - comparados, para el período 1967 a 1982, según el cuadro siguiente :

INGRESOS, COSTOS, IMPUESTOS Y UTILIDAD DE LA MINERIA

(en millones de US dólares).

AÑO	INGRESOS	COSTOS (1)	TRIBUTOS			REINVER. Y OTRAS RESERV.	UTILID. (PERD.) NETA
			Imp.Venta y Otros (2)	Impuestos Renta	Total Tributos		
1967	434.5	278.3	3.7	50.1	53.8	24.9	77.5
1968	484.1	313.2	15.0	49.3	64.3	45.7	60.9
1969	454.8	347.8	8.2	74.9	83.1	45.3	69.6
1970	553.0	403.1	5.6	75.4	81.0	26.7	42.2
1971	458.0	403.0	6.2	29.8	36.0	17.6	(1.3)
1972	526.2	423.0	14.7	32.8	47.5	24.7	21.2
1973	828.9	531.6	16.2	121.2	137.4	57.4	75.0
1974	973.5	683.5	39.6	108.1	147.7	59.7	71.3
1975	720.9	714.4	29.4	10.7	40.1	15.0	(42.5)
1976	815.1	732.2	54.8	15.0	69.8	17.2	12.1
1977	1,025.4	899.2	122.1	30.0	152.1	21.1	(25.7)
1978	1,132.6	861.5	133.6	41.9	175.5	31.5	89.7
1979	2,020.6	1,162.1	240.8	293.0	533.8	104.0	244.2
1980	2,506.0	1,576.0	295.0	383.1	678.1	128.2	247.5
1981	1,720.8	1,500.6	185.0	70.2	255.2	72.8	(46.7)
1982	1,488.4	1,554.4	88.0	23.4	111.4	18.3	(205.1)

(1) No incluye los tributos a la venta y otros que se cargan al Costo.

(2) Incluye la parte del impuesto a la venta que se reintegró a la mediana - minería son bonos del tesoro al 1% y 4% y a 1 y 2 años.
No incluye los impuestos por la compra de bienes y servicios.

En los últimos dieciseis años, los costos absorvieron en promedio el 81% de los ingresos.

Luego de lo anteriormente expuesto se puede decir que existen factores externos e internos que influncian el desarrollo de la minería peruana; los externos son el precio de los metales y el costo de fundición y refinación de los productos no terminados que se exportan, estos son incontrolables y deberán tomarse como datos. Los factores internos de mayor influencia son: la tasa de cambio, los impuestos a las ventas, el índice de la inflación, las políticas de apoyo financiero y la eficiencia productiva; de estos el único controlable por la empresa minera es la eficiencia productiva por lo que es ahí donde el técnico debe de volcar los conocimientos adquiridos.

De otro lado, el sector minero-metalúrgico es uno de los mayores consumidores de energía en el Perú, por lo que las perspectivas energéticas influirán decisivamente en los costos de producción y seguramente en la competitividad internacional de la producción minero-metalúrgica.

En este marco toca al ingeniero metalurgista optimizar los procesos en el flujo productivo de fabricación de metales, con el fin de minimizar costos mientras se producen productos de buena calidad.

Como el Perú produce concentrados tanto para refinarlos internamente como para venta al exterior, la finalidad de esta tesis es estudiar analizar y comprender mas detenidamente la actividad de mayor consumo energético dentro del circuito de concentración de minerales. Los costos unitarios de operación de una planta concentradora está en relación a la capacidad de tratamiento, estimándose que el mayor gasto se genera en la sección molienda que alcanza un 40-50% del consumo total, en virtud principalmente del alto consumo de energía.

C A P I T U L O I I

TEORIAS SOBRE LA RELACION ENERGIA-TAMAÑO DEL PRODUCTO EN

CONMINUCION

2.1 IMPLICANCIAS INDUSTRIALES DE LA ENERGIA CONSUMIDA EN CONMINUCION

Se entiende por conminución a la operación de reducción de tamaño de un material. F.C. Bond [1] definió el proceso de conminución de la siguiente manera : "Es un proceso en el cual la energía cinética mecánica (de una máquina u objeto) es transformada en calor a través de fricciones internas y externas, bajo condiciones, tales que el material se rompe".

Por medio de este proceso se obtiene un producto (final o intermedio) de granulometría deseada para fines posteriores. Esto puede implicar una distribución de tamaño determinado, una superficie específica deseada y un cierto grado de liberación.

En el procesamiento de minerales, el tonelaje medio anual procesado por conminución a principios de la década de los 70, fué de aproximadamente $2,500 \times 10^6$, habiendo quedado ya, este volumen pequeño por la demanda y escasez de minera

les. Tomando de referencia al cobre, en esta época se trató 300×10^6 toneladas de minerales de cobre procedentes de mina, el consumo mundial de cobre aumenta a una razón anual promedio de 4 - 4 1/2 % y permanecerá regularmente estable en lo que resta de los años 80.

Se esperaba que para el año 2000 los requerimientos de este metal serían de aproximadamente 24×10^6 toneladas, pero debido a la mayor eficacia de la utilización del cobre, y en su sustitución por otros materiales así como el mejoramiento de los procesos, como, tratar estériles reciclados y a la lixiviación "in situ" es probable que por lo menos 12×10^6 toneladas serán procedentes de los minerales que requerirán molienda fina y flotación, y ya que este mineral tendrá una ley media más baja de la que se tiene actualmente [2, 3], se estima que en el año 2000 serán tratadas 750×10^6 toneladas de mineral.

La importancia económica de la operación de conminución se destaca aún más, si se tiene en cuenta que es el proceso de mayor consumo energético en la secuencia completa de producción de cobre metálico y por consiguiente de la etapa de concentración.

También, cabe destacar que el mayor gasto de capital en una planta de procesamiento de minerales corresponde a la reducción de tamaño. Para una planta de 15,000 TPD de mineral de cobre porfirítico, es de aproximadamente el 45% (fuente: Codelco-Chile).

La energía consumida en el proceso de obtención del cobre varía considerablemente de planta a planta. En la Tabla N°1, se muestran los estimados de la energía requerida en cada una de las etapas de la obtención de cobre, se resume luego en la Tabla N°2, la parte referente al procesa-

miento en planta concentradora. Se toma un promedio de 112×10^6 BTU (10694.48 KWh) para fabricar una tonelada de cobre.

La concentración de minerales implica cerca del 38% del total de la energía consumida para la secuencia completa de obtención de cobre, y sóloamente la conminución el 27% de esta secuencia y el 71% de la concentración. Nótese también que solamente la molienda emplea el 23% de la secuencia y el 61% de la concentración.

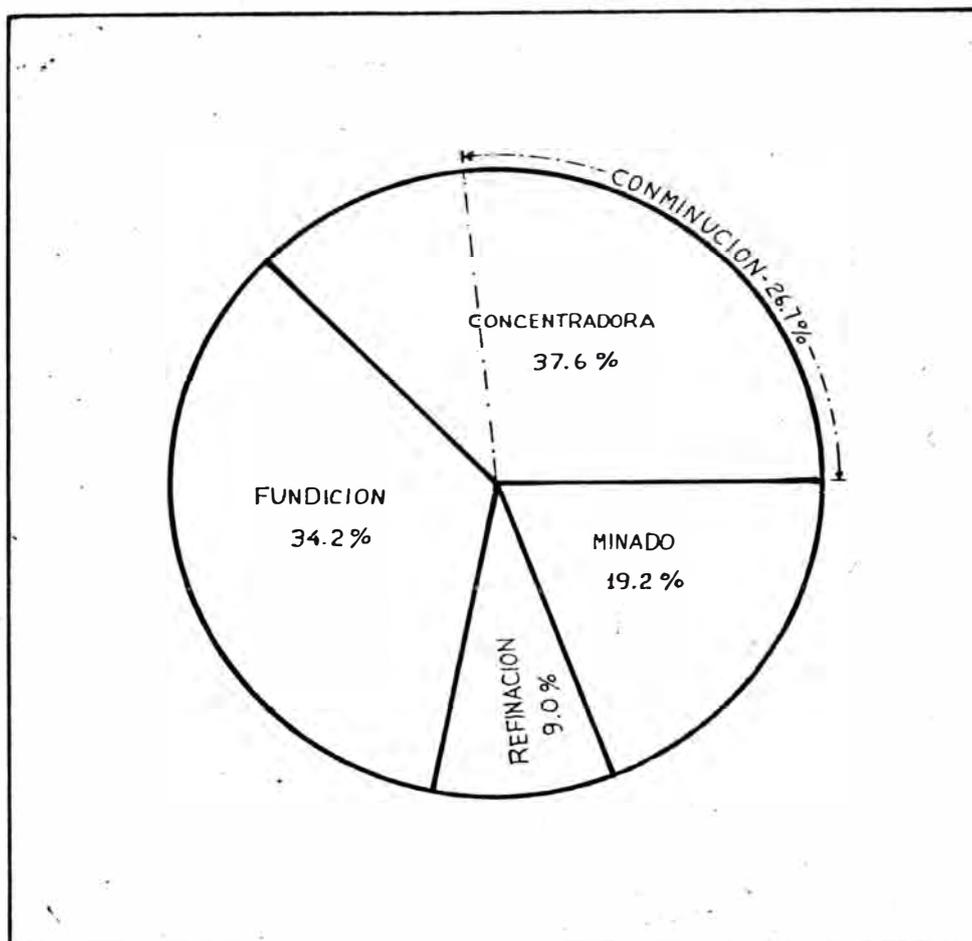


FIGURA N°1 - Distribución del consumo energético en la producción de cobre metálico.

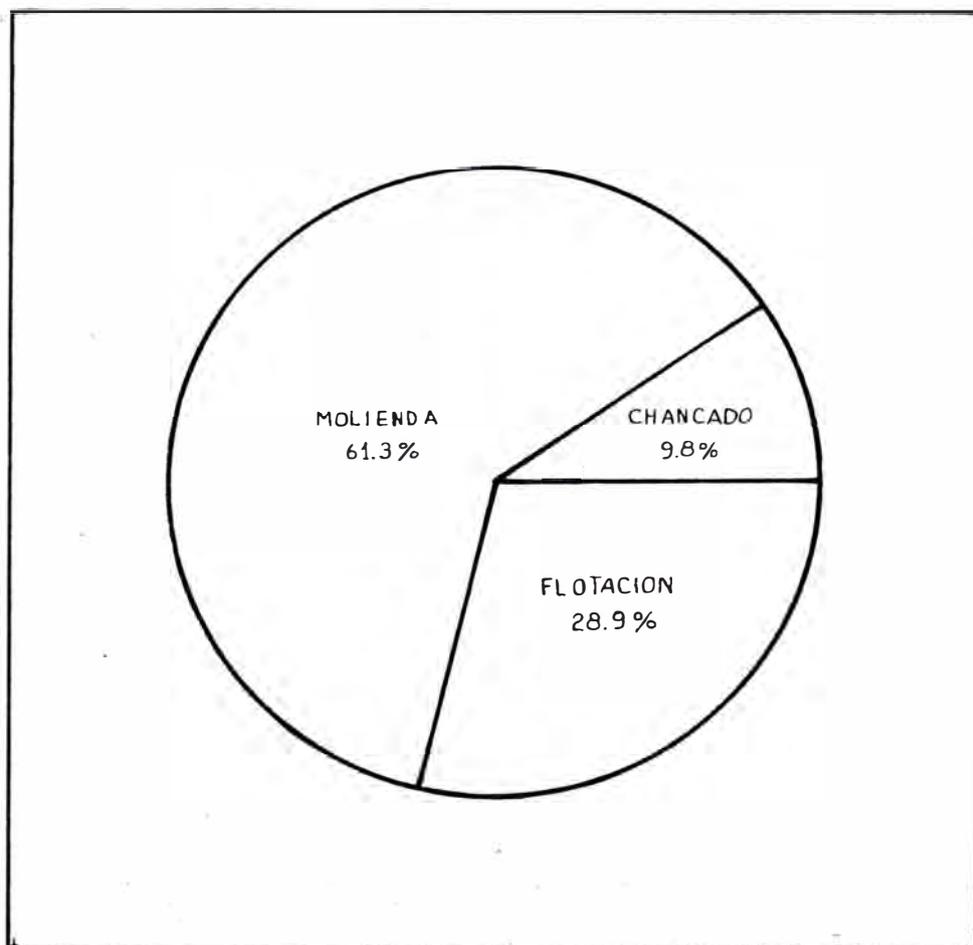


FIGURA N°2 - Distribución del consumo energético en una planta concentradora de mineral de cobre.

El caso anterior nos demuestra que gran parte del costo de operación en la obtención de los metales está en el procesamiento de minerales (en especial) y es debido al proceso de conminución, por lo que el estudio de los fenómenos de conminución son de gran importancia puesto que es así como se podrá optimizar el consumo energético en este pro-

TABLA N°1PRODUCCION DE COBRE REFINADO

OPERACION	10 ⁶ ETU POR TON.DE Cu	%
MINADO	21.609	19.2
CONCENTRADORA	42.329	37.6
FUNDICION	38.565	34.2
REFINACION	10.132	9.0
TOTAL	112.635	100.0

TABLA N°2PLANTA CONCENTRADORA

OPERACION	UNIDA DES	UNIDS. POR TON. DE Cu	10 ⁶ BTU POR UNIDAD	10 ⁶ BTU POR TON. DE Cu
CHANCADO				
Energía eléctrica	Kwh	396.30	0.0105	4.161
MOLIENDA				
Energía eléctrica	Kwh	2,013.90	0.0105	21.146
Bolas y Barras de acero	Lb	273.00	0.0175	4.778
				<u>30.085</u>
FLOTACION				
Energía eléctrica	KWh ₃	547.00	0.0105	5.743
Gas natural	Pie ₃	2,465.00	0.0010	2.465
Petróleo combustible	Gal.	1.62	0.1500	0.243
Vapor	Lb	366.6	0.0014	0.513
Reagentes inorgánicos	Lb	541.0	0.0050	2.710
Reagentes orgánicos	Lb	28.5	0.0200	<u>0.570</u>
				12.244
TOTAL				42.329

TOMADO DE: Battler Columbus Laboratory, Energy Use Patterns, Phase 4, -
Pág. 51-53

NOTA: Se usa BTU, como unidad energética para poder comparar los consu -
mos de energía provenientes de diferentes fuentes.

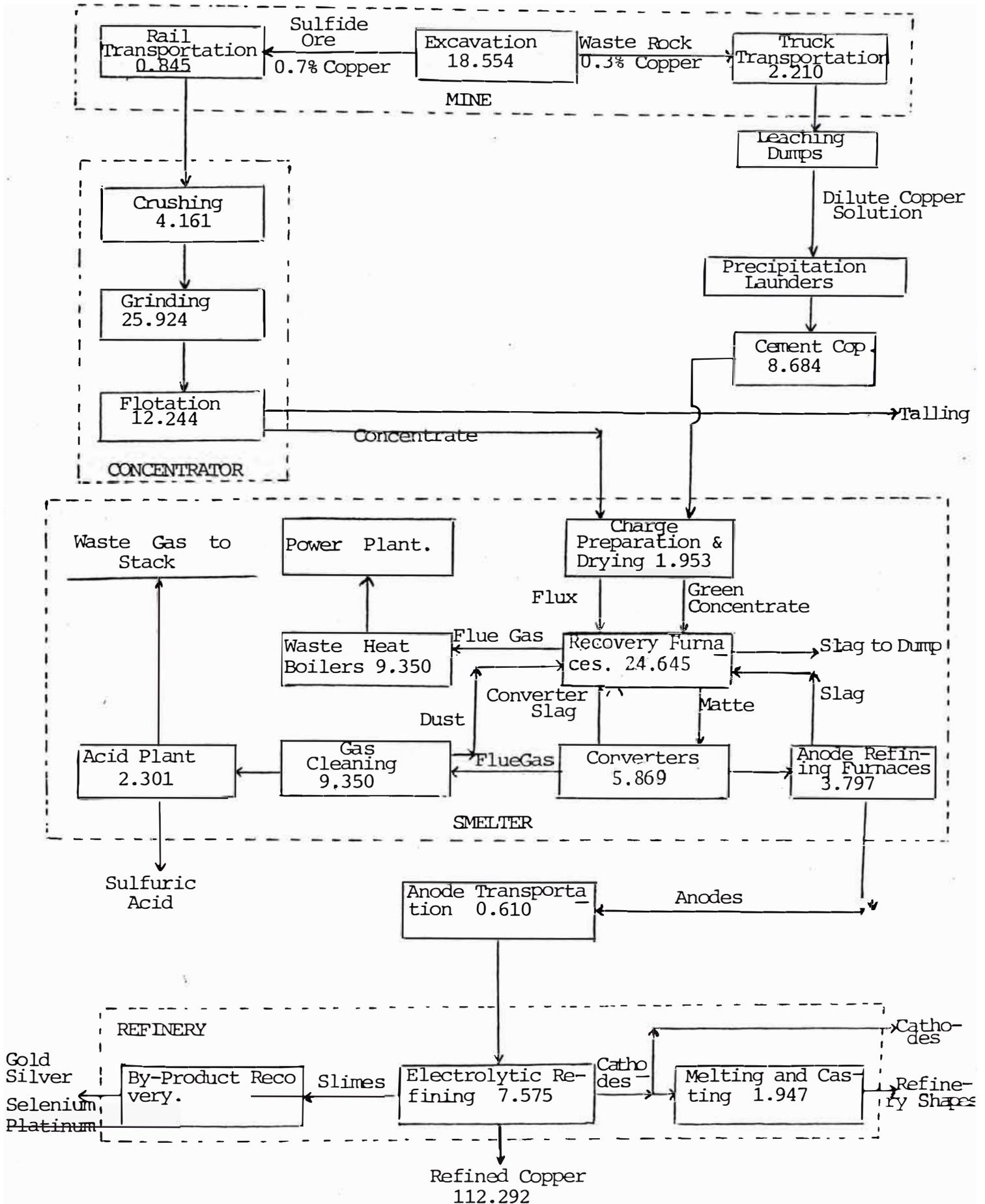


FIGURA N°1-A - USO DE LA ENERGIA EN LA PRODUCCION DE COBRE.
 (Fuente: Battelle Columbus Laboratory, Energy Use Patterns in Metallurgical and Non Metallic Mineral Processing, Phase 4).

ceso, tanto en la etapa de diseño como en operación.

2.2 TEORIAS DE LA CONMINUCION : RELACIONES ENERGIA-TA MAÑO.

En el estudio de la ruptura de partículas individuales enfocamos nuestra atención, principalmente a la forma de aplicar los esfuerzos sobre las partículas, a la magnitud de estos esfuerzos, a la energía consumida para producir la fractura y el tamaño del producto.

El siglo pasado comenzó el exhaustivo estudio de la conminución al iniciarse la controversia Kick-Rittinger, ellas derivaron sus conclusiones desde diferentes puntos de vista, lo que los condujo a resultados diferentes. Estos estudiosos se encontraron con el obstáculo de obtener energías calculadas para la fractura menores que las consumidas en la práctica.

Casi cien años después el Ingeniero F.C. Bond., sustentó un estudio de la conminución, el cual hasta ahora tiene utilidad práctica. Con el tiempo estos estudios han adquirido el nombre de leyes de la conminución, pero puesto que no son universales, distan mucho de serlo. En la actualidad estas leyes, son consideradas simples postulados empíricos.

2.2.1 POSTULADO DE RITTINGER.

(Primera Ley de la Conminución).

Peter Ritter Von Rittinger fué primer investigador en -

proponer en 1867, una relación entre la energía consumida y el tamaño del producto, observó en la ruptura de partículas bajo compresión, que para que suceda la fractura se debe crear una nueva superficie en el material, por lo que postuló que la "energía necesaria para producir la fractura de un material es proporcional a la superficie creada", y de aquí inversamente proporcional al diámetro del producto final, asumiendo que toda la masa ha sido reducida a un tamaño exacto, el cual es solamente posible en teoría [4] .

La expresión matemática de este postulado es :

$$E_R = K_R (S_2 - S_1) \quad (1)$$

Donde :

E_R = energía entrante por unidad de volumen,

K_R = constante,

S_2 = superficie específica final,

S_1 = superficie específica inicial.

Una prueba teórica [4] , del postulado de Rittinger-toma dos cubos del mismo material, uno de ellos tiene por lado la mitad del otro, sometidos a una fuerza cizallante hasta que se obtenga una deformación similar en ambos casos, representada por las líneas punteadas, observándose que solamente las moléculas contenidas en el

plano vertical central son tensionadas y deformadas.
Ver Figura N°3.

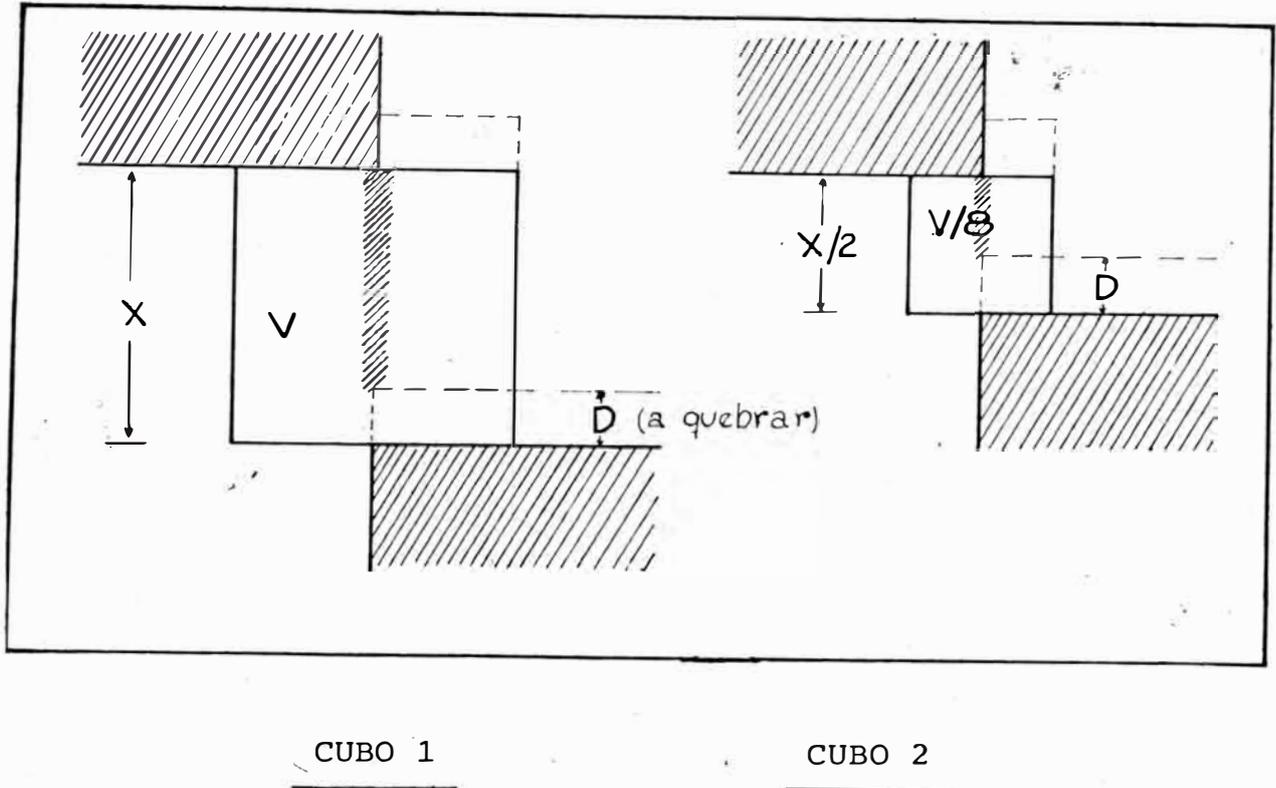


FIGURA N°3 - Postulado de Rittinger .

La energía requerida para que ocurra la fractura será el producto de la resistencia promedio para producir cizalla por el área a lo largo de la cual ocurre la fractura, y por la distancia a lo largo de la cual se actúa.

	<u>CUBO 1</u>	<u>CUBO 2</u>
Area de una sección.	A	$A/4$
Resistencia promedio de cizallamiento.	F	F
Energía.	FAD	$\frac{FAD}{4}$
Superficie producida.	$2A$	$2 \frac{A}{4}$
Energía/superficie producida	$\frac{FD}{2}$	$\frac{FD}{2}$

Por consiguiente: La energía es proporcional a la superficie. Naturalmente, lo anterior es sólo un caso teórico de cizallamiento y no es de esperarse que los materiales sean encontrados del modo asumido. La práctica de la rotura ocurre quizás como se muestra:

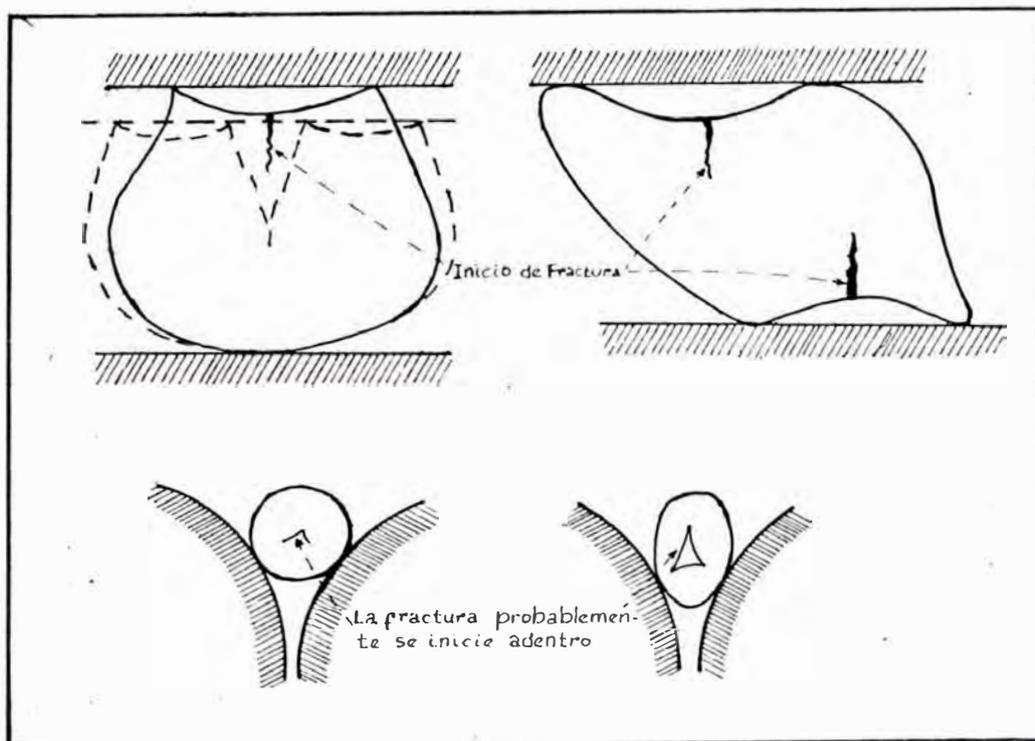


FIGURA N°4 - Comienzo de fractura [5] .

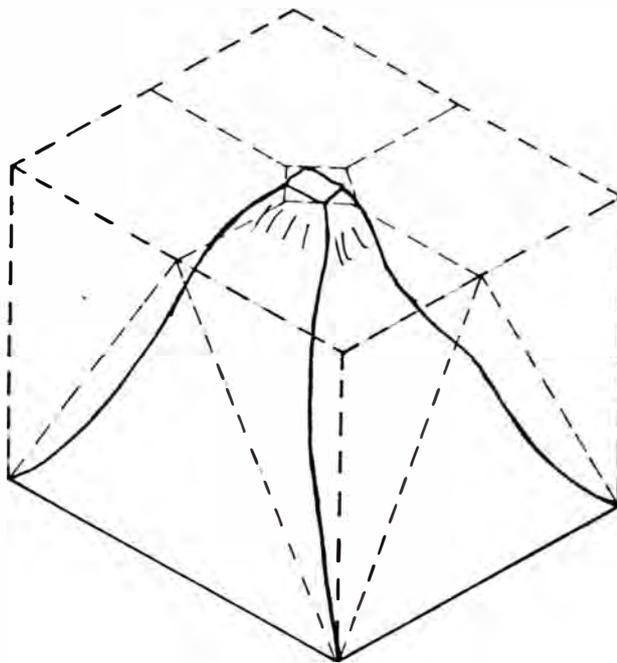


FIGURA N°5 - Fractura de un cubo en la práctica por fuerzas compresivas [5] .

El postulado de Rittinger asume que toda la energía entregada al material se utiliza en la creación de nuevas superficies, puesto que cuantifica esta energía "consumida" de ese modo. Este argumento no puede explicar adecuadamente la distribución del consumo de energía puesto que se sabe que sólo una muy pequeña fracción de la energía total entregada se transforma en superficie.

Como ejemplo, la distribución de la energía en un molino de bolas es la siguiente :

- Calor absorbido por el material.	47.6 %
- Calor perdido en el medio ambiente.	37.4 %
- Pérdidas en los engranajes.	12.3 %
- Otros (deformación plástica, adsorción, fricción en rodamientos).	2.1 %
- Creación de nueva superficie.	0.6 %

2.2.2 POSTULADO DE KICK.

(Segunda Ley de la Conminución).

Friedrick Kick (1855) analizó la conminución desde otro punto de vista y se basó en el análisis de los esfuerzos que intervienen en la deformación elástica antes de llegar al límite de ruptura, justificando así cerca del 90% de la energía consumida en el proceso, si se trabaja en rangos finos de tamaño de partículas, dejando sin incluir sólomente las pérdidas en las máquinas.

El postulado se enuncia de la siguiente manera : "La energía necesaria para triturar un material es proporcional al grado de reducción en volumen de las partículas".

$$E_K = K_K \log \frac{V_1}{V_2} \quad (2)$$

Donde :

E_K = energía entregada en conminución.

K_K = constante.

V_2 = volumen final de la partícula.

V_1 = volumen inicial de la partícula.

Su deducción se basa en la suposición de que la energía necesaria para la ruptura de un material es aquella que el mismo material almacena durante su deformación elástica - hasta su límite de ruptura. Consideremos la aplicación de una tensión σ a un cubo de lado A , como se muestra en la Figura N°6.

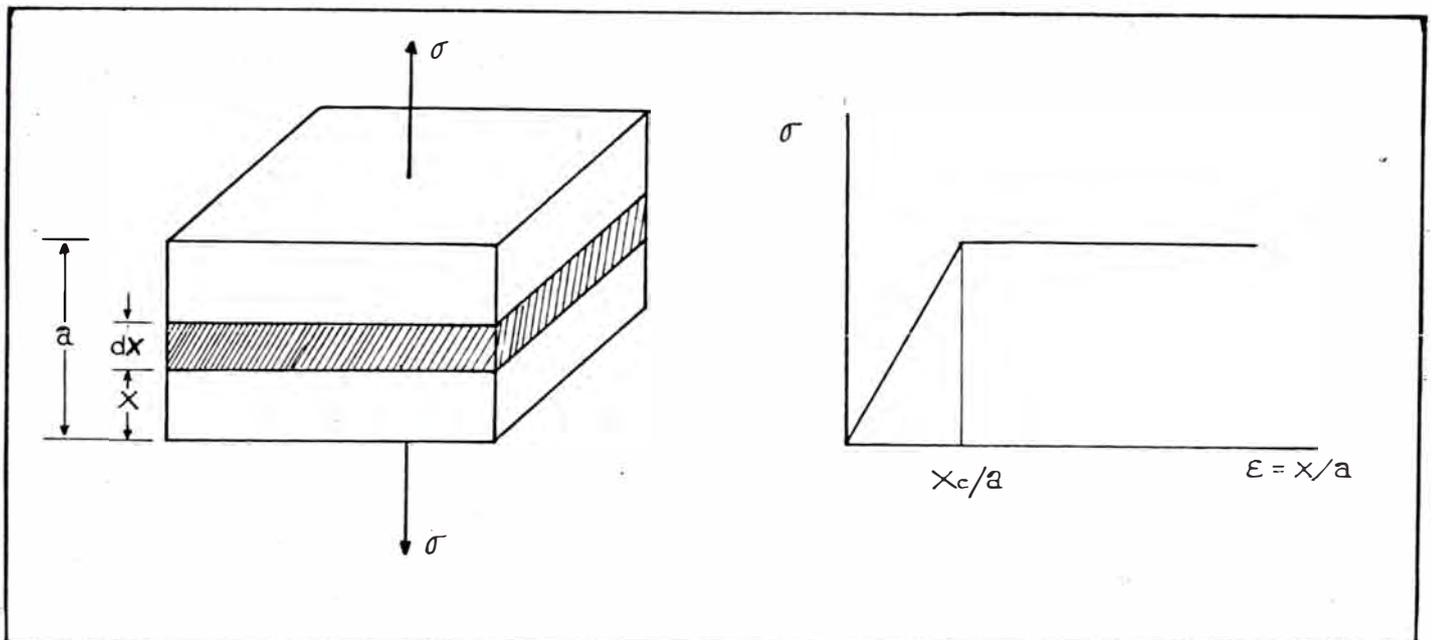


FIGURA N°6 - Deformación de un cubo elástico según Kick.

La energía elástica acumulada en el material por unidad de área está dada por :

$$\frac{dE}{dS} = - \int_0^{X_c} \sigma(x) dx \quad (3)$$

donde X_c es el máximo desplazamiento antes de la ruptura.

Por el concepto de deformación unitaria :

$$\frac{x}{a} = \epsilon \quad dx = a d\epsilon \quad (4)$$

Suponiendo que el material es elástico, se cumple la ley de Hook, luego :

$$\sigma = E_H \epsilon \quad (5)$$

Donde E_H es el módulo de Young:

De (3), (4) y (5) :

$$\frac{dE}{dS} = - \int_0^{X_c/a} a E_H \epsilon d\epsilon$$

$$\frac{dE}{dS} = \frac{-a E_H}{2} \left(\frac{X_c}{a} \right)^2$$

$$dE = - \frac{-a E_H}{2} \left(\frac{Xc}{a} \right)^2 dS$$

Como: $adS = dV$

$$dE = - \frac{E_H}{2} \left(\frac{Xc}{a} \right)^2 dV$$

Transformando esta expresión a una función de la energía específica :

$$E_K = \int \frac{dE}{V} = - \int_{V_1}^{V_2} \frac{E_H}{2} \left(\frac{Xc}{a} \right)^2 \frac{dV}{V} \quad (6)$$

Si $C = - \frac{E_H}{2} \left(\frac{Xc}{a} \right)^2$

Obtenemos :

$$E_K = C' \ln \frac{V_1}{V_2} \quad \text{ó} \quad E_K = K_K \log \frac{V_1}{V_2} \quad (7)$$

que es la expresión dada por Kick,

Si se considera que $V \propto X^3$, se tendrá otra forma de la expresión de Kick en función de las dimensiones de la partícula:

$$E_K = K'_K \log \frac{X_1}{X_2} \quad (8)$$

con $K'_K = 3 K_K$

Si X_1 representa el diámetro de las partículas en el alimento y X_2 es el diámetro de las partículas en el producto, el radio de reducción R_r es X_1/X_2 , del postulado de Kick, se obtiene que el trabajo requerido para la reducción a diferentes tamaños es proporcional a :

$$\log R_r / \log 2 \quad [5], [6].$$

Comparación entre los dos Postulados :

- El postulado de Rittinger indica que la energía consumida en la ruptura de un material sería utilizado esencialmente en la formación de nuevas superficies, sin embargo solamente se emplea el 0.6% con este fin.

- El postulado de Kick afirma que la energía consumida en conminución se origina directamente en la energía absorbida por el cuerpo durante su deformación elástica hasta su punto de ruptura; explica así casi el 90% de la energía utilizada.

- El postulado de Kick tiene una mejor base matemática que el de Rittinger cuando cubos bajo compresión son considerados, pero falla al no asegurar una suficiente proporción del trabajo total en reducción para la producción de partículas finas [1].

2.2.3 POSTULADO DE BOND

(Tercera Ley de la Conminución)

F.C. Bond (1950) estudiando esferas bajo compresión propuso una relación energía-reducción de tamaño considerando que, tanto la superficie de las partículas como su volumen condicionan la energía consumida en el proceso.

Postuló que: "el trabajo entregado necesario a un si stema de conminución se transforma en deformación local de las partículas y en calor que aparece por fricciones internas. Las deformaciones localizadas que van mas allá del esfuerzo crítico originan grietas en la superficie. Hacia estas grietas "fluye" la energía contenida en la roca tensionada causando astillamiento. Necesitándose luego, mñima energía adicional para originar la ruptura del material. Luego la formación de grietas es el objeto del trabajo entregado". [1]

La energía superficial de la nueva superficie formada - representaría el trabajo útil aplicado en agrietar después que la primera grieta fué formada y sería aplicada por la energía tensionante presente en la partícula deformada.

Estos conceptos fueron presentados en tres principios, los que se enuncian a continuación :

PRIMER PRINCIPIO

Dado que se debe entregar energía para reducir tamaño, todas las partículas de un tamaño finito tendrá un nivel de energía al cual deberá añadirse la energía entregada en la conminución para obtener el nivel de energía de los productos. Solo una partícula de tamaño in

finito tendrá un nivel de energía igual a cero.

$$\left[\begin{array}{l} \text{Energía} \\ \text{Entregada} \end{array} \right] = \left[\begin{array}{l} \text{Nivel de Energía} \\ \text{del producto} \end{array} \right] - \left[\begin{array}{l} \text{Nivel de Energía} \\ \text{de alimentación.} \end{array} \right]$$

SEGUNDO PRINCIPIO

El consumo de energía para la reducción de tamaño es proporcional a la longitud de las nuevas grietas producidas. Como la longitud exterior de una grieta es proporcional a la raíz cuadrada de su superficie, el trabajo específico requerido es inversamente proporcional a la raíz cuadrada del diámetro de partícula del producto menos del alimento.

TERCER PRINCIPIO

La falla mas débil del material determina el esfuerzo de ruptura, pero la energía total consumida está controlada por la distribución de fallas en todo el rango de tamaño involucrado y corresponde al promedio de ellas.

Según Bond una teoría debería sustentarse en los siguientes puntos :

1. Debería dar resultados convenientes para todas las operaciones de conminución para todos los materiales y para todos los tipos de máquinas, es decir, las diferentes características de ruptura de diferentes materiales sobre diferentes rangos de tamaño y en diferentes máquinas deberían ser evaluadas apropiadamente por la nueva teoría.

2. Debería ser verificada por resultados obtenidos en plantas industriales para una amplia variedad de minerales

correlacionándolas con pruebas de laboratorio en los mismos materiales.

3. La correlación planta-laboratorio debería ser efectuada por un índice de trabajo, representando el trabajo total entregado a un tamaño definido el cual debería ser obtenido de laboratorio o planta cuando la energía entregada y el análisis granulométrico del alimento y producto son conocidas.

4. Debería permitir el cálculo de la energía necesaria para diferentes tamaños de reducción conociendo el índice de trabajo.

5. Se podría calcular la eficiencia mecánica absoluta.

6. Debería tener bases teóricas confirmadas sin relaciones empíricas determinadas previamente.

Para el caso del tercer postulado, Bond realizó las siguientes asunciones empíricas :

a) Cuando una partícula de lado D es fracturada el promedio de la energía absorbida por la partícula es proporcional a su volumen D^3 .

b) Cuando una grieta se forma en la superficie de la partícula, la energía contenida en la partícula fluye a la superficie, luego el promedio de la energía es proporcional a D^2 .

c) Luego, tanto el volumen como la superficie intervie-

nen en la ruptura del material. Cuando se asigna igual peso a ambos factores de energía absorbida por la partícula de lado D es un promedio entre D^3 y D^2 :

$$\sqrt{D^3 \times D^2} = D^{5/2}$$

d) El número de partículas de forma similar que son contenidas en una unidad cúbica varía como $1/D^3$.

e) Luego, la energía entregada requerida para romper una unidad de volumen o unidad de peso será proporcional a : $D^{5/2}/D^3$ ó :

$$E \propto 1/\sqrt{D} \quad (9)$$

Siendo esta última relación la base del tercer postulado, la que se puede expresar como "el trabajo total usado en la ruptura es inversamente proporcional a la raíz cuadrada del tamaño de la partícula producto" .

Si W_t es el trabajo total entregado, K la constante de proporcionalidad y P es el diámetro del producto:

$$W_t = K/\sqrt{P} \quad (10)$$

Definición de Términos : [7] (ver Figura N°7)

Trabajo Entregado: W es el trabajo o energía entregada en KW-hr por tonelada corta a una máquina que reduce el material de un determinado tamaño de alimento a un definido tamaño de producto.

Trabajo Total Entregado: W_t es el trabajo total o energía entregada en KW-hr/t para obtener un tamaño de producto de un alimento de tamaño teóricamente infinito.

$$W_t = W + \text{todo trabajo previo sobre el material.}$$

Trabajo Util Entregado: W_u , es la fracción del trabajo entregado que origina las rupturas. No considera el trabajo consumido en fricciones de la máquina. Representa el trabajo entregado a un 100% de eficiencia. La eficiencia mecánica es la relación de trabajo útil a trabajo entregado.

El Work Index: W_i , es el trabajo realizado para reducir un material de tamaño infinito a 80% - 100 micrones ó aproximadamente 65% - 200 mallas (75 micrones). Establece la resistencia relativa de un material a la reducción en el rango de tamaño evaluado y la eficiencia mecánica relativa de diferentes máquinas y diferentes procesos. Puede ser evaluado tanto en planta como en laboratorio si se conoce el trabajo entregado y el análisis granulométrico del alimento (F) y del producto (P).

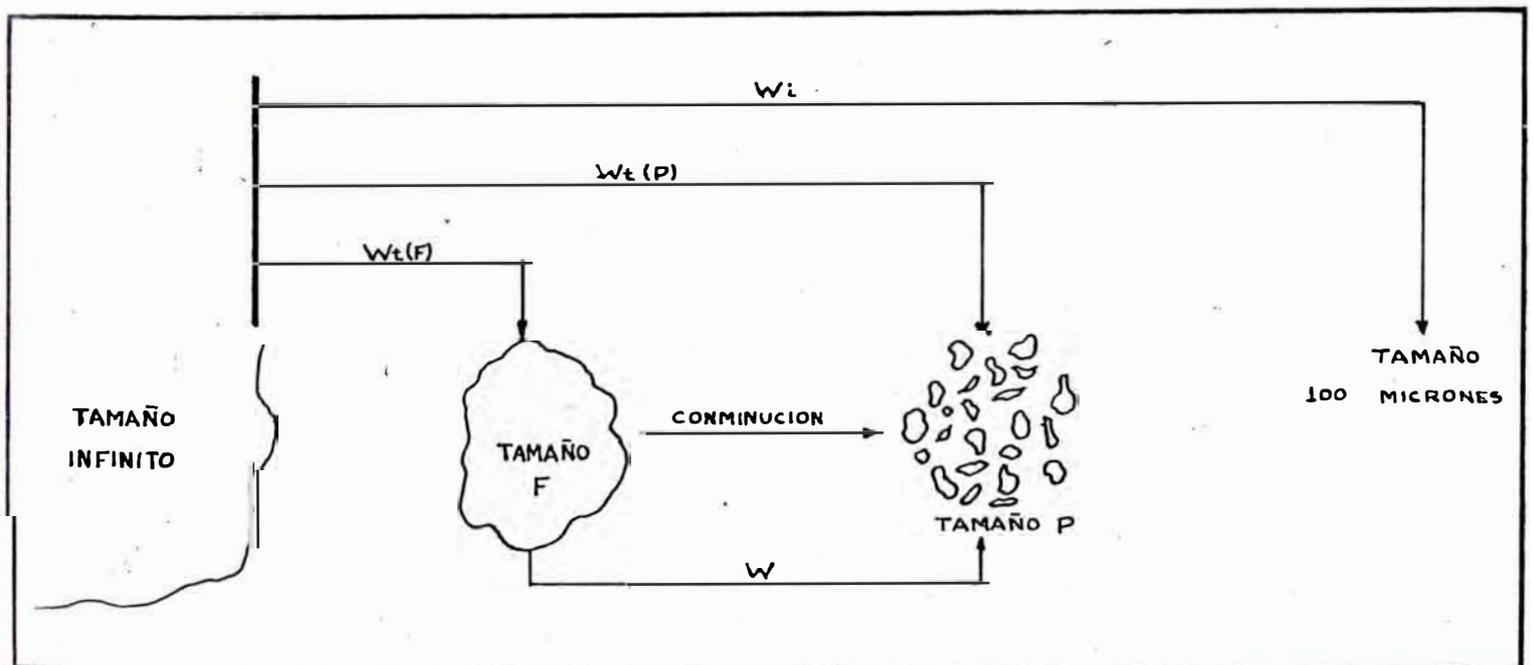


FIGURA N°7 - Definición de términos.

DEDUCCION DE LA EXPRESION MATEMATICA DEL POSTULADO DE BOND.

Considerando los aspectos anteriores es posible derivar la expresión matemática del tercer postulado, lo que permite calcular la energía necesaria para reducir de tamaño un material desde un tamaño F a uno P.

Aplicando (10) :

Para el producto (P) y el alimento (F) de una máquina reductora de tamaño:

$$W_t (P) = K / \sqrt{P} \quad (11(a))$$

$$W_t (F) = K / \sqrt{F} \quad (11(b))$$

$$W = W_t(P) - W_t(F) = \frac{K}{\sqrt{P}} - \frac{K}{\sqrt{F}} \quad (12)$$

Dividiendo 11(a) entre (12)

$$W_t(P) = W \left[\frac{\frac{1}{\sqrt{P}}}{\frac{1}{\sqrt{P}} - \frac{1}{\sqrt{F}}} \right] = W \left[\frac{\sqrt{F}}{\sqrt{F} - \sqrt{P}} \right] \quad (13)$$

Utilizando 11(a) y aplicándole la definición de Work Index :

$$W_i = \frac{K}{\sqrt{100}} \quad (14)$$

(14) en 11(a)

$$W_t(P) = \frac{W_i \sqrt{100}}{\sqrt{P}} \quad (15)$$

Igualando (13) con (15)

$$W \left[\frac{\sqrt{F}}{\sqrt{F} - \sqrt{P}} \right] = \frac{W_i \sqrt{100}}{\sqrt{P}}$$

Resultando :

$$W = W_i \left(\frac{10}{\sqrt{P}} - \frac{10}{\sqrt{F}} \right) \quad (16)$$

Que es la conocida expresión de Bond. Se tomó el tamaño en el porcentaje acumulado finos en el 80% tanto del alimento como del producto (F_{80} y P_{80} respectivamente) como tamaño representativos de seis distribuciones de tamaños puesto que es hasta aproximadamente este punto que se sigue una relación lineal en una gráfica, porcentaje acumulado retenido versus abertura de malla [8] y [9].

El parámetro W_i es una función del material de la máquina y de las condiciones de operación (se incluye granulometría), por lo que cualquier variación de estas influye en el W_i .

Por eso, para ser útil debe ser determinado en condiciones similares a las que se operará la conminución.

ECUACION DIFERENCIAL DE LA CONMINUCION.

Una serie de investigadores encabezados por Walker (1937) llegaron a la conclusión de que las relaciones de Rittinger y Kick se podían obtener como solución de una sola ecuación diferencial, la cual ha sido demostrada por observaciones

teóricas y experiencias, pero no es posible aún una derivación teórica.

$$dE = - C \frac{dx}{x^n} \quad (17)$$

Donde :

dE = cambio infinitesimal de energía.

C = constante.

X = tamaño del objeto.

x = constante.

Esta ecuación establece que la energía requerida para lograr un cambio infinitesimal en el tamaño de un objeto, es proporcional al cambio de tamaño e inversamente proporcional al tamaño del objeto a una potencia n , no existiendo restricciones tanto en la magnitud como en el signo de ésta.

Las ecuaciones de Rittinger y Kick, pueden ser deducidas de la ecuación diferencial de siguiente manera:

a) Postulado de Rittinger

Se asigna el valor de 2 al exponente n .

$$\int_0^{E_R} dE = \int_{X_1}^{X_2} - C \frac{dx}{x^2}$$

$$E_R = C \left[\frac{1}{X_2} - \frac{1}{X_1} \right] \quad (18)$$

dado que la superficie es proporcional a un parámetro de tamaño de la partícula elevada al cuadrado y el volumen es proporcional al tamaño de la partícula elevada al cubo :
(α y β son constantes).

$$s = \alpha X^2$$

$$v = \beta X^3$$

La superficie específica será :

$$S = \frac{s}{v} = \frac{\alpha X^2}{\beta X^3} = \frac{1}{C} \left(\frac{1}{X} \right); \quad \frac{\alpha}{\beta} = \frac{1}{K_R}$$

$$\text{ó} \quad S \cdot C = \frac{1}{X}$$

Luego en (18) :

$$E_R = K_R (S_2 - S_1)$$

que es la ecuación de Rittinger.

b) Postulado de Kick

En la ecuación diferencial empírica de la conminución se asigna el valor de 1 al exponente n.

$$\int_0^{E_K} dE \int_{X_1}^{X_2} - C \frac{dX}{X}$$

$$E_K = - C \ln \frac{x_1}{x_2} \quad \delta$$

$$E_K = K_K \log \frac{x_1}{x_2}$$

Donde : $K_K = 2.3 C$

que es una de las formas de la ecuación de Kick determinada en la sección 2.2.2

c) Postulado de Bond

R.J. Charles realizó la deducción de este postulado partiendo de la ecuación diferencial, "la relación fundamental del Work Index de Bond" es derivada considerando :
 $n = 1.5$ (promedio de los valores asignados para las ecuaciones de Kick y Rittinger respectivamente) [10].

$$\int_0^{E_B} dE = - C \int_{x_1}^{x_2} \frac{dx}{x^{3/2}}$$

$$E_B = 2 C \left[\frac{1}{\sqrt{x_2}} - \frac{1}{\sqrt{x_1}} \right] \quad (19)$$

haciendo: $C = \frac{10}{2} \frac{W_i}{\dots}$ y utilizando la simbología de Bond la ecuación (19) se transforma en :

$$W = Wi \left[\frac{10}{\sqrt{P}} - \frac{10}{\sqrt{F}} \right]$$

Nota : El valor de C resulta de aplicar la definición de Work Index a la ecuación (19).

$$X_1 = \infty$$

$$X_2 = 100 \mu$$

$$E_B = Wi$$

Luego :

$$Wi = 2 C \left[\frac{1}{\sqrt{100}} - \frac{1}{\sqrt{\infty}} \right] = \frac{2C}{10}$$

$$C = \frac{10 Wi}{2}$$

Es necesario señalar el error que comete Charles al asignar a \underline{n} , un valor medio entre los valores de Rittinger y Kick puesto que sería una casualidad que esto se cumpla, ya que sería escoger un promedio entre los errores cometidos por Rittinger y Kick .

2.2.4 POSTULADO DE CHARLES. [10]

R.J. Charles (1956) aprovechó las expresiones de Walker e hizo las siguientes observaciones :

- Es experimentalmente imposible romper partículas de un tamaño uniforme a partículas de un menor y aún unifor-

me tamaño, como es deseado por las ecuaciones. Luego es también imposible describir exactamente los análisis granulométricos de un producto dado por un solo número, ya que para un módulo de tamaño dado, hay teóricamente un número infinito de distribución de tamaños al cual aquel módulo podría pertenecer.

- El exponente n de la ecuación (17) no es una constante universal y es dependiente del material y del mecanismo de reducción y puesto que un material fracturado de modos diferentes arribará a diferentes resultados, luego el exponente n y el coeficiente C deberían ser determinados en cada caso.

Charles, usando la ecuación diferencial de la conminución y las ecuaciones de distribución de tamaño (como ejemplo usó la distribución Schumann [8]) dedujo una ecuación general de la energía necesaria para lograr una distribución de tamaño determinado. La deducción se hizo del modo siguiente :

Una función de distribución de tamaño puede ser descrita por (Ver Figura N°8).

$$Y = G (X) \quad (20)$$

Donde

Y = porcentaje en peso acumulado finos.

X = tamaño.

G = función conocida.

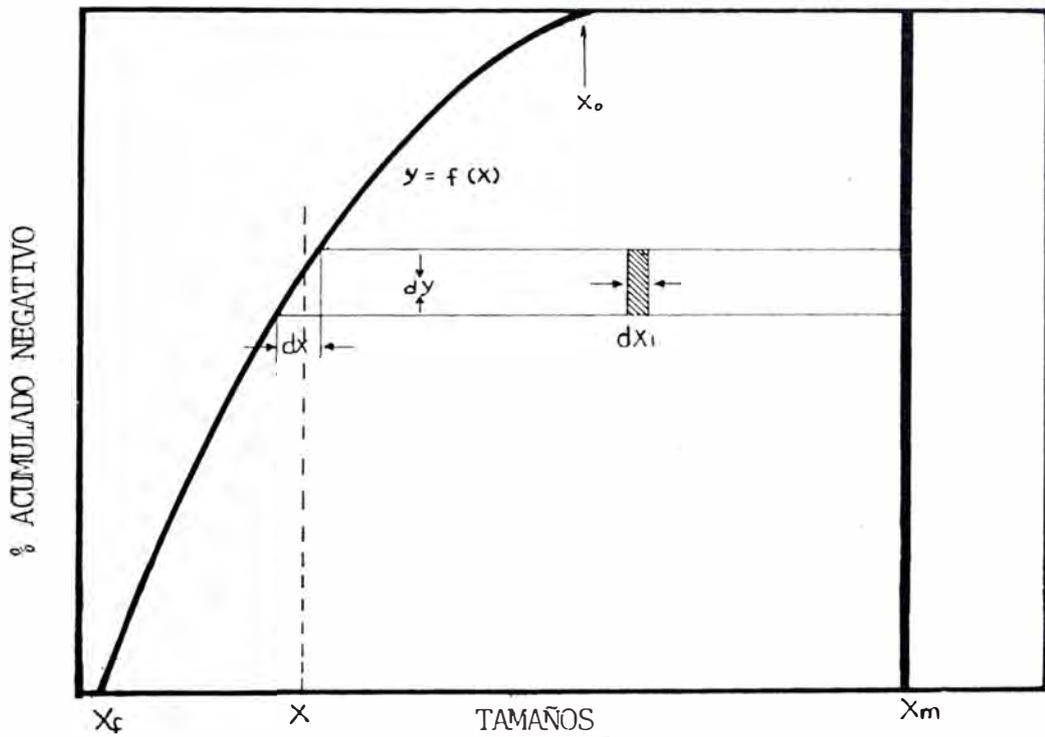


FIGURA N°8 - Gráfico de Distribución de Tamaño.

La energía requerida para reducir un elemento de peso de un tamaño X_m a X sería :

$$dE = \underbrace{\left[\int_{X_m}^X -c \frac{dx}{x^n} \right]}_1 \underbrace{dy}_2 \quad (21)$$

El término (1) representa la energía para reducir las partículas de tamaño X_m , al tamaño X , mientras que el término (2) representa el elemento de peso de partículas que fueron reducidas de X_m a X .

La energía total requerida para reducir un peso de material de tamaño X_m a la distribución de tamaño dada por: $y = G(X)$ que va desde un tamaño máximo X_o a un tamaño mínimo X_f , es luego la sumatoria para todos los elementos de peso de material, dy , desde cero a 100%.

Luego:

$$E = \int_0^E \int_0^{100} dE \quad dy \quad (22)$$

Si la función $y = G(X)$ es conocida, se puede integrar obteniéndose la energía E en función de ciertas condiciones de fractura conocidas y dos constantes desconocidas n y C .

Para el caso de la distribución de Gaudin-Schuhmann (tomada como ejemplo), se obtiene la siguiente expresión:

$$y = G(X) = 100 \left(\frac{X}{X_o} \right)^\alpha$$

Operando resulta:

$$E = \frac{100 \alpha C}{(n-1) X_o^\alpha} \left[\left(\frac{X_o^{-n+1}}{\alpha^{-n+1}} - \frac{X_f^{-n+1}}{\alpha^{-n+1}} \right) \cdot X_m^{1-n} \left(\frac{X_o^\alpha}{\alpha} - \frac{X_f^\alpha}{\alpha} \right) \right]$$

Charles utiliza las siguientes simplificaciones :

a) Para materiales fracturados naturalmente, siguiendo la distribución Schuhmann $X_f \rightarrow 0$, con lo que la expresión se reduce a :

$$E = \frac{\alpha C}{(n-1)} \left[\frac{X_0^{1-n}}{\alpha^{-n+1}} - \frac{1}{\alpha X_m^{n-1}} \right] \quad (23)$$

b) X_m es mucho mayor que X_0 , para casos prácticos :

$$E = \frac{C \alpha}{(n-1) (\alpha^{-n+1})} X_0^{1-n} \quad (24)$$

Graficando E vs. X_0 en un papel log-log para un caso específico donde α , n y C son constantes se obtiene una línea recta de pendiente igual a $1-n$, obteniéndose luego el exponente de la ecuación diferencial general (determinados por las propiedades del material y sus condiciones de reducción).

De (24) se deduce que para obtener un valor real de E ($E > 0$) se debe cumplir que :

$$1 < n < (\alpha + 1)$$

lo cual limita a n en magnitud y signo.

Por observaciones de distribuciones de tamaño α puede ser tan alto como 1.5 y es usualmente alrededor de 0.8,-

de allí los valores que n podría tomar son limitados al rango de 1 hasta cerca de 2.5. Se puede ver que este rango cubre ajustadamente los valores de n que fueron escogidos por investigadores previos.

De datos prácticos [10] se observa la siguiente relación para materiales que siguen la distribución Schumann y en molienda en húmedo, excepto para materiales de excelente clivaje [11].

$$(\alpha^{-n+1}) \rightarrow 0$$

La ecuación general que expresa el postulado de Charles puede ser resumida a :

$$E = A X_o^{1-n} \quad (25)$$

Donde :

$$A = \frac{C \alpha}{(n-1) (\alpha^{-n+1})}$$

se le denomina constante de la máquina de reducción y puede ser fácilmente calculada cuando n ha sido determinado.

Luego de acuerdo a Charles [11] la energía necesaria para llevar un material desde una distribución con X_f a una con X_p (sólo en distribuciones similares) sería :

$$E = K_{ch} \left[\frac{1}{X_p^{1-n}} - \frac{1}{X_f^{1-n}} \right] \quad (26)$$

Donde :

X_p, X_f : módulo del tamaño del producto y alimento.

K_{ch} : constante ($K_{ch} = A$)

E : energía .

Comentarios

- Puesto que en el postulado de Kick n tiene el valor 1, luego implícitamente se ponen restricciones para el valor de α y puesto que existe la marcada tendencia : decrece con n decreciendo [11], luego el postulado de Kick podría ser aplicable para reducciones de material de tal finura ($\alpha \rightarrow 0$) que su resistencia a la reducción se hace independientemente del tamaño de partícula.

- Debe señalarse que Charles sólo toma en cuenta la reducción grande de tamaños, con lo cual simplifica (23). Si este no fuera el caso, es decir, se desean radios de reducción pequeñas, la simplificación hecha no haría válida y el procedimiento de cálculo sería complicado.

- Todos los resultados consideran ecuaciones empíricas que relacionan tamaño del producto y/o alimento con la energía consumida. - Bond.

- Bond relacionó los cálculos de energía en su tercera teoría, con una serie de parámetros de eficiencia, derivada empíricamente. Es así como desarrolló un enfoque mecánico de fácil entendimiento, ampliamente empleado por la industria.

- Existen otros tipos de enfoques del fenómeno de conmnición que consideran factores estadísticos y de modelación

no solo para determinar la energía consumida, sino para optimizar su consumo que es el objeto principal del estudio de los fenómenos de conminución.

- La teoría de Bond, supone que existen propiedades físicas promedias en un material dado y algunos matemáticos han sugerido modificar los exponentes en la ecuación de Bond para obtener una mejor correlación respecto a un material específico.

- Los programas de investigación emprendidos para C.L. Rowland (ver capítulo siguiente) han verificado y ampliado la aplicación práctica del trabajo original de Bond. Este constituye una herramienta válida que la industria puede emplear para determinar el rendimiento de todos los molinos de barras y bolas convencionales.

- La mayor parte del estudio de Bond se desarrolló en un ambiente de fragmentación utilizando molinos rotatorios de molienda, no hizo esfuerzos significativos en el estudio de parámetros de chancado.

A principios de la década de 1960 B.H. Bergstrom presentó un estudio acerca de los aspectos energía y tamaño de distribución en el chancado de partículas independientes. [12].

Bergstrom confirma la relación entre energía y tamaño de la partícula expuesta por Bond respecto a la operación de molinos. Esto se comprueba mediante la función en línea recta con pendiente de $-1/2$ ó

$$E/M \propto 1 / \sqrt{(P_{80})}$$

E/M : insumo específico de energía, KW-hr/ton.

También demostró que existe relación entre energía y módulo de tamaño (P_{100}) del producto con pendiente de -1 en gráfico log-log. En forma aproximada esto concuerda con la teoría de molienda de Rittinger, no así con la de Bond. Las investigaciones sobre productos chancados en trituradoras giratorias también indicaban pendientes de -1, (P_{80}).

Bergstrom, también preparó estudios sobre ambientes de fragmentación, en donde estudió detenidamente la fractura secundaria que ocurría al triturar partículas entre dos placas y al chocar estas contra los anillos de retención, siendo capaz de cuantificarla. Observó que al evitar la fractura secundaria las partículas gruesas de la fragmentación de partículas esféricas independientes representaban alrededor del 90% del peso original sin fragmentar, y que el 45% de la energía de fragmentación aplicada reapareció como energía cinética dentro de estas partículas más grandes. De esto se deduce que la eficiencia en el uso de la energía en trituración podría mejorar con el diseño de ambientes de fragmentación, para aprovechar al máximo esta reapareciente energía cinética que provoca una fractura secundaria, lo que produce un producto más fino.

C A P Í T U L O I I I

TRATAMIENTO MATEMÁTICO DE LOS FENÓMENOS DE CONMINUCIÓN

El tratamiento matemático de la reducción de tamaños en un molino está basado en consideraciones teóricas del balance poblacional [13]. En este capítulo se ha hecho uso de ecuaciones simplificadas del balance poblacional con el fin de poder utilizar un microcomputador. Estas simplificaciones han probado ser de una aproximación aceptable [14] y [15]. El modelo para hidrociclón es un modelo empírico de la forma propuesta por Rao-Lynch.

3.1 MODELO CINÉTICO LINEAL SIMPLIFICADO.

La relación que representa el modelo macroscópico más general [13] de un molino de bolas es :

$$\frac{d}{dt} f(x,t) = \frac{F_e(t)}{W(t)} f_e(x,t) - \frac{F_s(t)}{W(t)} f_s(x,t) - \frac{F_e(t) - F_s(t)}{W(t)} f(x,t) - \frac{d}{dx} g(x) F(x,t) + \hat{R}(x,t) \quad (1)$$

- El primer término de (1) representa la velocidad de variación de la granulometría dentro del molino.

- El segundo y tercer término corresponde a los flujos de partículas alimentado (suscripto e) y descargado (suscripto s) del molino. En estos términos tanto el flujo másico como la granulometría pueden variar con el tiempo.

- En cuarto término representa el incremento instantáneo de partículas de tamaño x en el molino.

- En el quinto término, representa la velocidad con que disminuye el tamaño de las partículas debido a efectos diferentes a la fractura (desgaste o abrasión).

- El último término corresponde a la velocidad neta de producción de partículas por ruptura de partículas de tamaños mayores.

VELOCIDAD NETA DE PRODUCCION DE PARTICULAS

Es el término mas importante del modelo general.

La producción y destrucción de partículas por fractura se puede representar mediante la función velocidad específica de molienda (función de selección) y la función distribución de ruptura.

Si dividimos las partículas reunidas en un evento de molienda, en n estrechos intervalos de tamaños (x_i, x_{i+1}) $i= 1, 2, \dots, n$; luego :

$S(x)$ = La función velocidad específica de molienda o función selección; denota la fracción en peso de material de tamaño entre x y $x + dx$ molido por unidad de tiempo, es decir el material que al ser fracturado sale del i ésimo intervalo.

$b(x,y)$ = La función de distribución de ruptura o simplemente función ruptura, representa la fracción en peso de material entre x y $x+dx$ producido por molienda de partículas de tamaños comprendidas entre y e $y+dy$ ($y > x$). por ejemplo si un mineral perteneciente a malla 20 es fracturado, $b(x,y)$ nos indica cuanto de este material va a cada malla 28, 35, etc).

Se conoce que la velocidad con que desaparece un determinado tamaño (en T^{-1}) es de primer orden con respecto al peso material. Luego :

$$\left[\begin{array}{l} \text{Velocidad de desaparición de} \\ \text{partículas de tamaño } x \text{ en el} \\ \text{tiempo } t \text{ por molienda a tama} \\ \text{ños menores a } x \end{array} \right] = S(x) f(x,t) \quad (2)$$

$$\left[\begin{array}{l} \text{Velocidad de formación de} \\ \text{partículas de tamaño } x \text{ en el} \\ \text{tiempo } t \text{ por molienda de} \\ \text{todas las partículas de tama} \\ \text{ños mayores a } x, x+dx. \end{array} \right] = \int_x^{x \text{ máx.}} b(x,y) S(y) f(y,t) dy \quad (3)$$

Donde :

$f(x,t)$ es la función frecuencia de tamaño, esto es la fracción en peso de partículas con tamaños comprendidos entre x y $x+dx$.

$x \text{ máx.}$, es el tamaño máximo en la alimentación.

La velocidad neta de generación $\hat{R}(t)$ será :

$$R(t) = \int_x^{x \text{ máx.}} b(x,y) S(y) f(y,t) dy - S(x) f(x,t) \quad (4)$$

Luego si reemplazamos (4) en (1) y asumimos que el efecto de abrasión no es significativo y suponemos que

el molino se comportó como un mezclador perfecto ;
 (E(t) = I(t)) [16] , se obtiene :

$$\frac{\partial}{\partial t} f(x,t) = \frac{1}{\tau} f_e(x,t) - \left(\frac{1}{\tau} + S(x)\right) f(x,t) + \int_x^{x \text{ máx.}} b(x,y) S(y) f(y,t) dy$$

Donde :

$$\tau = \frac{W(t)}{F_e(t)} , \text{ tiempo promedio de residencia (5)}$$

VELOCIDAD NETA DE PRODUCCION DE PARTICULAS.

El tamaño promedio entre dos mallas consecutivas es :

$$\bar{x}_i = \sqrt{x_{i-1} x_i}$$

$$\Delta x_i = x_{i-1} - x_i$$

En forma discreta, la velocidad neta de producción de partículas será :

$$\left[\begin{array}{l} \text{Velocidad de desaparición} \\ \text{de partículas de tamaño } - \\ \bar{x}_i \text{ por fractura.} \end{array} \right] = S_i \cdot f_i(t) \quad (7)$$

La formación de la fracción \bar{x}_i se puede esquematizar mediante la tabla siguiente (b_{ij} , función de fracturamiento de tamaño discretizado, representa la fracción de partícu

las fracturada en el j-ésimo intervalo el cual aparece en el i-ésimo intervalo).

Nota: El intervalo escogido generalmente corresponde a la de la serie de tamices Tyler : $\sqrt{2}$, en donde :

$$x_i = \sqrt{2} x_{i+1}$$

Luego :

$$\begin{aligned} \left[\begin{array}{l} \text{formación de} \\ \text{fracciones } \bar{x}_i \end{array} \right] &= b_{i1} S_1 f_1 + b_{i2} S_2 f_2 + b_{i3} S_3 f_3 + \\ &\quad b_{i, i-1} S_{i-1} f_{i-1} \\ &= \sum_{j=1}^{i-1} b_{ij} S_j f_j \end{aligned} \quad (8)$$

Lógicamente $S_n = 0$ ya que no hay desaparición alguna de esta fracción,

La velocidad neta de producción del tamaño \bar{x}_i será :

$$R_i = -S_i f_i(t) + \sum_{j=1}^{i-1} b_{ij} S_j f_j \quad (9)$$

Reemplazando (9) en (5) se obtiene el modelo directo simplificado de molienda :

$$\frac{df_i(t)}{dt} = \frac{1}{\tau} f_{e_i}(t) - \left[\frac{1}{\tau} + S_i \right] f_i + \sum_{j=1}^{i-1} b_{ij} S_j f_j \quad (10)$$

$$\text{con } \tau = \frac{W(t)}{F_e(t)}$$

MOLIENDA DISCONTINUA : La molienda discontinua (BATCH) tiene gran importancia por ser el método tradicional de trabajo en laboratorio, cuyos resultados serán escalados a molinos industriales. De ahí la importancia de la modelación de la molienda discontinua.

Existen dos enfoques para el estudio de la molienda discontinua.

a) Especialización del Modelo General:

Si en el modelo general de molienda cancelamos los flujos de entrada y salida, y por lo tanto, mantenemos el contenido W del molino constante, la expresión para la molienda discontinua [16] será :

$$\frac{d f_i(t)}{dt} = - S_i f_i(t) + \sum_{j=1}^{i-1} b_{ij} S_j f_j(t) \quad (11)$$

con $i = 1, 2, \dots, n$

$f_i(t)$ es la fracción en peso de la carga total presente en el tamaño i en el tiempo t .

En la forma matricial. [5].

$$\frac{d \underline{f}}{dt}(t) = - \underline{M} \cdot \underline{f}(t) \quad (12)$$

Con la matriz de molienda \underline{M} definida por :

$$\underline{M} = \left[\underline{I} - \underline{b} \right] \cdot \underline{S} \quad (13)$$

Donde :

\underline{I} = es la matriz identidad

\underline{B} = es una matriz estrictamente triangular inferior cuyos elementos son los valores de la-

distribución de fractura.

$S =$ es una matriz diagonal, cuyos elementos son los valores selección para fractura.

$f(t) =$ es una matriz columna (o vector) cuyos elementos son las fracciones en peso de la carga total presente en el tiempo t .

La solución de la ecuación (12) es (si la diagonalización es posible) [17] :

$$\underline{f}(t) = \underline{\emptyset}(t) \cdot \underline{f}(0) \quad (14)$$

Donde : $\underline{\emptyset}(t) =$ es una matriz diagonal cuyos elementos son :

$$\begin{aligned} &= \exp(-\underline{M} t) \\ &= \underline{I} + \underline{M}t - \frac{1}{2} \underline{M}^2 t^2 + \dots \end{aligned} \quad (15)$$

$f(0) =$ es la condición inicial, esto es, la distribución granulométrica del material original.

Puesto que el cálculo de la matriz muy lenta, en el caso de que todas las velocidades específicas sean distintas, se hace la transformación: [18]

$$\underline{\emptyset}(t) = \underline{T} \cdot \underline{J}(t) \cdot \underline{T}^{-1} \quad (16)$$

Donde :

$$\tau_{ij} = \begin{cases} 0 & i < j \\ 1 & i = j \\ \sum_{k=j}^{i=1} \frac{b_{ik} S_k}{S_i - S_k} & i > j \end{cases} T_{kj} \quad (16a)$$

UNIVERSIDAD
SECCION DE
ESTADISTICA

$$J_{ij}(t) \begin{cases} \exp(-S_{it}) & i = j \\ 0 & i \neq j \end{cases} \quad (16b)$$

b) Generalización del Modelo Discontinuo:

Parte estableciendo un modelo para la molienda discontinua y generaliza éste para aplicarlo a molienda continua mediante el uso de las funciones de distribución de tiempos de residencia (la diferencia entre ambos procesos está en el comportamiento del material mientras fluye dentro del molino). Una partícula que tiene una determinada edad de salida en un molino continuo se supone que sufrirá la misma molienda que reteniéndola por un tiempo igual a su edad en un molino discontinuo.

Luego, si a la solución del modelo batch, lo afectamos mediante la función distribución de edad de salida en el tiempo entre 0 e ∞ , se obtiene el modelo del molino continuo en estado estacionario [14]. (ver punto C).

$$\underline{f}(t) = \int_0^{\infty} \underline{f}_{\text{batch}}(t) E(t) dt \quad (17)$$

$E(t)$ es la función edad de salida del molino.
Reemplazando (14) en (17)

$$\underline{f}(t) = \underline{\phi}(t) \cdot \underline{f}(0) \quad (18)$$

$$\text{con } \underline{\phi}(t) = \int_0^{\infty} \underline{\phi}_{\text{batch}}(t) E(t) dt \quad (19)$$

Luego :

$$\underline{\phi}(t) = \underline{T} \cdot \underline{J}_c(t) \cdot \underline{T}^{-1} \quad (20)$$

Con :

$$J_{c_{ij}} \begin{cases} \int_0^{\infty} \exp(-S_{it}) E(t) dt & i = j \\ 0 & i \neq j \end{cases} \quad (20a)$$

Modelo para finos y gruesos

El modelo de molienda discontinua puede expresarse en términos de la fracción acumulativa más fina que el tamaño, $x, F_3(x)_i$.

Por definición :

$$F_i = \sum_{k=i+1}^n f_k \quad (21)$$

Se omitirá el suscrito 3 para comodidad.

Sumando (11) de $k=i+1$ a n

$$\sum_{k=i+1}^n \frac{df_k}{dt} = - \sum_{k=i+1}^n S_k f_k + \sum_{k=i+1}^n \sum_{j=1}^{k-1} b_{kj} S_j f_j \quad (22)$$

De (21) :

$$\sum_{k=i+1}^n \frac{df_k}{dt} = \frac{dF_i}{dt} \quad (23)$$

efectuando el segundo término de la derecha en (22)

$$\sum_{k=i+1}^n \sum_{j=1}^{k-1} b_{kj} S_j f_j = \sum_{j=1}^i \left[\sum_{k=i+1}^n b_{kj} \right] S_j f_j + \sum_{j=i+1}^{n-1} \left[\sum_{k=i+1}^n b_{kj} \right] S_j f_j \quad (24)$$

Si definimos las funciones distribución acumulativa de ruptura B_{ij} como :

$$B_{ij} = \sum_{k=i+1}^n b_{kj} \quad ; \quad \text{con } B_{i1} = 1 \quad (25)$$

Luego :

$$\sum_{k=i+1}^n \sum_{j=1}^{k-1} b_{kj} S_j f_j = \sum_{j=1}^i B_{ij} S_j f_j + \sum_{j=i+1}^{n-1} S_j f_j \quad (26)$$

Finalmente en (22) :

$$\frac{dF_i}{dt} = - \sum_k^n S_k f_k + \sum_{j=i+1}^{n-1} S_j f_j + \sum_{j=1}^i B_{ij} S_j f_j \quad (27)$$

Como $S_n = 0$

$$\frac{dF_i}{dt} = \sum_{j=1}^i B_{ij} S_j f_j \quad (28)$$

Como: $f_j = F_{j-1} - F_j$

Luego:

$$\frac{dF_i(t)}{dt} = \sum_{j=1}^i B_{ij} S_j (F_{j-1} - F_j) \quad (29)$$

La expresión (29) representa el modelo de finos, esto es de la fracción menor que el tamaño i .

Puesto que: $R_i = 1 - F_i$, el modelo para los gruesos, fracción mayor que la malla, es simplemente:

$$\frac{dR_i(t)}{dt} = - \sum_{j=1}^i B_{ij} S_j (R_{j-1} - R_j) \quad (30)$$

Un modelo discontinuo aún mas simple es obtenido para el caso particular en el cual la fracción en la cual las partículas mas finas que un tamaño son producidas, es independiente del tamaño frecuente. Por ejemplo:

$$B_{ij} S_j = K_i \quad \begin{matrix} j = 1, 2, \dots; i-1 \\ i = 1, 2, \dots; n \end{matrix} \quad (31)$$

Donde K_i es la constante de producción total para tamaños mas finos que X_1

En este caso el modelo cinético dado por la ecuación (29) evoluciona a:

$$\frac{d}{dt} \left[1 - F_i \right] = - K_i (1 - F_i) \quad (32)$$

Bajo estas condiciones la integración de (32) para molienda discontinua sujeta a la condición inicial:

$$F_3(X_i, 0) = F_3^{IN}(X_i) \quad \text{será :}$$

$$\left[1 - F_i \text{ Batch} \right] = \left[1 - F_i^{IN} \right] \exp \left[- K_i t \right] \quad (33)$$

Aunque la consideración $B_{ij} S_j = K_i$, parece ser muy restrictiva, la solución anterior puede ser usada para "derivar" muchas de las relaciones empíricas de distribución tamaño-energía y ecuaciones de distribución de tamaño [19].

3.2 ESCALAMIENTO DE PARAMETROS CINETICOS.

Puesto que los modelos generales de cinética de molienda, derivados desde el punto de vista de balance de poblaciones, son fenomenos lógicamente naturales, no hay nada inherente en su estructura que permita la predicción a priori de la dependencia de las funciones de selección y fracturamiento sobre las dimensiones del molino y variables operativas, dichas relaciones son requeridas para escalar diseños y ciertos tipos de simulación y control automático.

Se sabe que las siguientes aproximaciones son válidas para molienda en molinos de bolas: [20], [21].

- a) $S_i = S_i^E \left(\frac{P}{H} \right)$ donde P es la potencia neta del molino y S_i^E ; la función de selección específica para el i-ésimo

intervalo, es una constante independiente de las dimensiones del molino y variables operativas dentro del rango operativo normal.

- b) b_{ij} es independiente de las dimensiones del molino y variables operativas.

Asumiendo la condición (a) como válida, el valor S_i puede ser obtenida explícitamente en términos de las dimensiones y variables operativas usando correlaciones estándar para la potencia del molino (ecuación de Bond).[22]. [24]

$$P_{NET} = 2.2 \rho_{\text{bolas}} \cdot \left(\frac{L}{D}\right) D^{3.4} M_B^* (3.2 - 3M_B^*) N^* (1 - 0.1/2^{9-10N^*}) \quad (34)$$

Donde:

ρ_{bolas} , es la densidad de la carga de bolas (ton/pie³)

D, es el diámetro del molino (pies)

N^* , es la fracción de velocidad crítica.

M_B^* , es la fracción del volumen del molino ocupado por las bolas.

En la ecuación (31) ya que $K_i = B_{ij} S_j$; podemos substituir la condición (a) y obtenemos:

$$K_i = K_i^E \left(\frac{P}{H}\right) \quad (35)$$

Donde :

$$K_i^E = B_{ij} S_j^E$$

Además, la dependencia de la función razón de fracturamiento sobre el tamaño de partículas puede ser aproximada -

[11] por:

$$K_i^E = K_1^E (X_i^*)^\alpha \quad (36)$$

lo cual involucra sólomente dos constantes ajustables- K_1^E y α . En esta expresión, X_i^* es un tamaño de partícula normalizada :

$$X_i^* = \sqrt{X_i \cdot X_{i+1}} / \sqrt{X_1 \cdot X_2}$$

donde α es aproximadamente igual a la pendiente de la gráfica función distribución de fractura acumulativa graficada en el rango de tamaño fino (Ver punto 3.2-B)

3.3 DISTRIBUCION DE TIEMPOS DE RESIDENCIA (DTR)

Una descripción de molienda continua, requiere no solamente una descripción de la cinética de fracturamiento, sino también una descripción matemática del transporte del material a través del molino, obteniéndose las relaciones deseadas entre los flujos masicos de entrada y salida y la distribución de tamaños.

Edad de una Partícula.- Sólida o fluida, es el tiempo que transcurre entre la entrada de la partícula a un estanque o reactor y el instante considerado. Obviamente un estanque tiene partículas de diversas edades. Consideraremos un estanque de volumen V a través del cual pasa un material con flujo volumétrico Q .

1. Función distribución de "Edad Interna".

Designemos con $I(t)$ la "función edad interna", o función frecuencia de edades en un estanque, cuyas unidades son fracción de edades por unidad de tiempo, tal que la ---

fracción de partículas con edades entre t y $t+dt$ sea $I(t)dt$, la fracción total de partículas en el estanque - es siempre igual a 1, o todas las partículas en el estanque tienen edades entre 0 y t_1 . Luego :

$$\int_0^{t_1} I(t) dt = 1 \quad (38)$$

Luego, la fracción de partículas mas joven que t_1 será :

$$\int_0^{t_1} I(t) dt \quad (39)$$

Y la fracción más vieja que t_1

$$\int_{t_1}^{t_1} I(t) dt = 1 - \int_0^{t_1} I(t) dt \quad (40)$$

La edad interna promedio en el estanque será :

$$\bar{t}_I = \int_0^{t_1} tI(t) dt \quad (41)$$

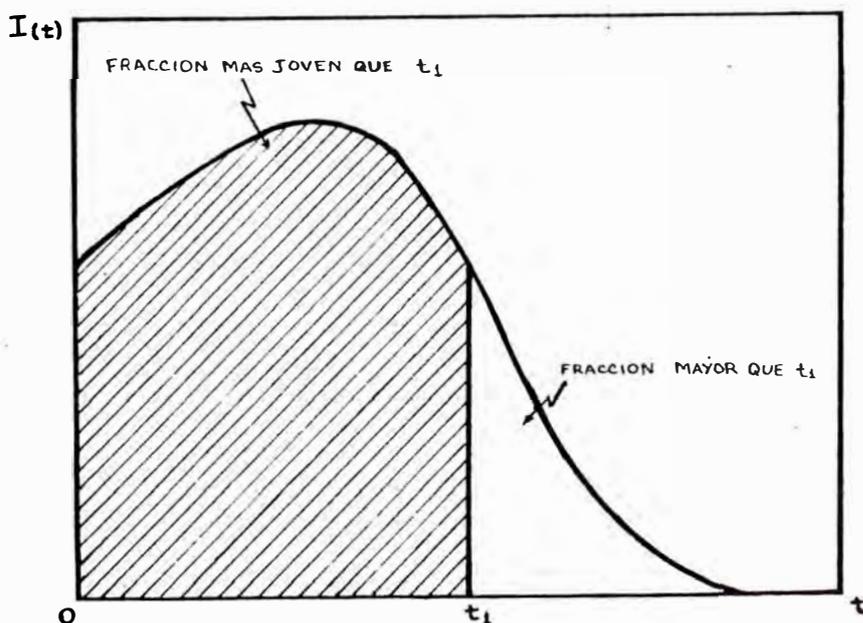


FIGURA N°2 - Distribución de edad interna en un estanque.

2. Función Distribución de Edad de Salida :

Designamos con $E(t)$ a la "función de edad de salida", frecuencia de edades de las partículas que dejar el reactor en el instante t . La unidad es de fracciones por unidad de tiempo. La fracción de partículas con edades de salida entre t y $t+dt$ será $E(t)dt$

$$\int_0^{\infty} E(t) dt = 1 \quad (42)$$

La edad de salida recibe también el nombre de "tiempo de residencia" de la partícula. El tiempo promedio de residencia será :

$$\bar{t} = \int_0^{\infty} t E(t) dt \quad (43)$$

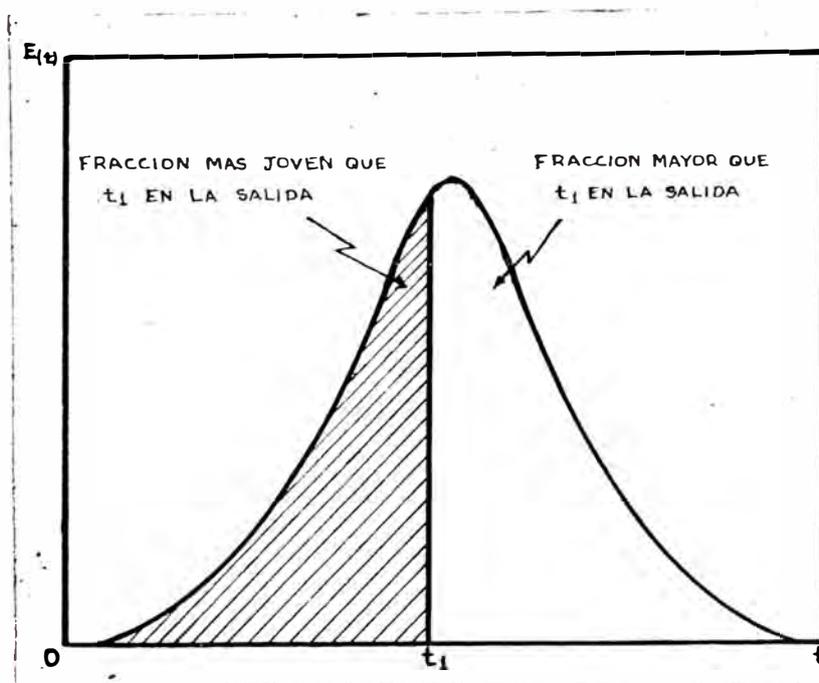


FIGURA N°3 - Distribución de edad de salida en un estanque.

Si designamos por τ la expresión $\tau = V/Q$, y se cumple que :

$$\bar{t} = \tau \quad (44)$$

Para encontrar la relación entre las funciones $I(t)$ y $E(t)$ debemos hacer un balance del fluido que sale del estanque entre los tiempos 0 y t , y que es reemplazado por el fluido nuevo.

$$\left[\begin{array}{l} \text{Volumen de partículas que} \\ \text{entran al reactor entre } 0 \\ \text{y } t. \end{array} \right] = \left[\begin{array}{l} \text{Volumen de partículas existentes} \\ \text{en el estanque que salió entre } - \\ \text{los tiempos } 0 \text{ y } t. \end{array} \right]$$

$$V \int_0^t I(\epsilon) d\epsilon = Q \int_0^t \left\{ \int_{\epsilon}^{\infty} E(n) dn \right\} d\epsilon \quad (45)$$

diferenciando con respecto al tiempo:

$$\tau I(t) = \int_t^{\infty} E(n) dn \quad (46)$$

$$= 1 - \int_0^t E(n) dn$$

diferenciando nuevamente

$$\tau \frac{dI}{dt} = -E(t) \quad (47)$$

Si la cinética de fracturamiento lineal prevalece, y todos los tamaños de partículas son caracterizados por una distribución de tiempos de residencia simple, una relación

general entre la entrada y salida puede ser obtenida sin requerir un modelo detallado para el transporte de partículas dentro del molino. [13] .

Los sistemas lineales tienen las propiedades de aditividad y homogeneidad. Debido a la propiedad de aditividad, la respuesta del sistema lineal a una entrada arbitraria puede ser representada como la suma de respuestas del sistema a una serie de impulsos apropiadamente ponderadas.

Específicamente en el estado estacionario, la distribución de tamaños del producto de un molino en circuito abierto es determinado por la suma de las respuestas del molino a la distribución de tamaños del alimento, tratado como una secuencia de impulsos. Así, la distribución de tamaños del producto en términos de la distribución acumulativa de tamaños esta dada por :

$$\left[1 - F_{3MD}(X_i) \right]_{SS} = \int_0^{\infty} \left[1 - F_3(X_i, t) \right]_{batch} E(t) dt \quad (48)$$

un promedio de las respuestas ponderadas batch con respecto a la distribución de tiempos de residencia del material en el molino. (SS = sólidos en el sumidero).

En la ecuación (48), $\left[1 - F_3(X_i, t) \right]_{batch}$ es la respuesta del molino operando en una manera discontinua con una distribución de tamaño inicial, $\left[1 - F_3(X_i) \right]^{IN}$, equivalente a la distribución de tamaños del alimento del molino en estado estacionario, $\left[1 - F_{3MF}(X_i) \right]$.

$E(t)dt$, la distribución de tamaños de salida (tiempos de residencia) del material, es una función determinable experimentalmente la cual denota la fracción de la masa del material en la descarga del molino la cual ha residido en el molino por un intervalo de tiempo t a $t+dt$.

La determinación experimental de las funciones DTR se logra mediante la técnica de estímulo respuesta [24.] [25] . Esto implica inyectar un impulso de un material trazador en el alimento al molino en estado estacionario.

La concentración $C(t)$ del trazador (o una cantidad que es proporcional a la concentración) en el producto del molino es medida como una función del tiempo t después que el trazador fué inyectado. Luego, la DTR esta dada por:

$$\bar{\phi}(t) = C(t) / \int_0^{\infty} C(t) dt \quad (49)$$

El tiempo de residencia medio es determinado desde el primer instante de la concentración del trazador a DTR.

$$\bar{\tau} = \int_0^{\infty} t C(t) dt / \int_0^{\infty} C(t) dt \quad (50)$$

Para molienda húmeda, se usan trazadores de agua, tanto un trazador radiactivo soluble como una sal soluble, las cuales pueden ser estimadas por calor, conductividad, etc. Se asume que la densidad de pulpa en el molino es la misma para los flujos de entrada y salida, y que no hay absorción del trazador en el sólido.

El método preferido es el trazado con radioactividad directa del sólido a ser molido [26] , usando un trazador que es una muestra del alimento normal al molino el cual ha sido irradiado en un reactor nuclear. $C(t)$ es la respuesta de un detector de radiación. El método ha sido desarrollado y demostrado en molinos que van desde 305 mm. x 305 mm a 4.57 m x 9.30 m, con alimentos variando desde varios gramos por minuto a varias toneladas por minuto [27] . En todos los casos el método proporciona datos exactos y se reporta que no existe problemas de seguridad radiológica.

Existen importantes conclusiones de los estudios de la DTR en molinos de bolas con método de trazadores [28] .

PRIMERO: El trazo de diferentes tamaños de alimento ha indicado que la DTR no es dependiente del tamaño de partícula.

SEGUNDO: La DTR, de un molino de bolas en húmedo pueden ser normalizado con respecto al tiempo medio de residencia, al menos sobre rangos normales de los parámetros operativos.

TERCERO: Molinos de diferentes tamaños dan aproximadamente la misma DTR normalizada.

CUARTO: Valores constantes del molino determinados desde : $W = F \tau$, indica que el molino está a menudo sobrecargado.

QUINTO: Las DTR para agua y sólidos tienen la misma forma-- pero los valores de τ son usualmente 10 a 15% menores que τ para los sólidos: esto implica que la densidad de pulpa en el molino es mayor que aquel del alimento y descarga.

En algunos casos la DTR, $E(t)$, puede ser representados con un altamente flexible modelo de mezcladores en serie - (función de distribución Gamma,) por ejemplo :

$$E(t) = \frac{N^N (t/\tau)^{N-1}}{\tau \Gamma(N)} \exp\left(-\frac{Nt}{\tau}\right) \quad (51)$$

Donde :

$$\tau = \frac{\text{masa retenida en el molino}}{\text{flujo de masa sólida}} = \frac{H}{M_{MF}} = \text{tiempo de residencia de la masa}$$

Sustituyendo (33) y (48) en (36) e integrando se obtiene la expresión simple :

$$\left[1 - F_{3_{MD}}(X_i) \right]_{SS} \left[1 - F_{3_{MF}}(X_i) \right] \left[1 + \frac{K_i E_p}{NM_{MF}} \right]^{-N} \quad (52)$$

la cual es la forma final del modelo aproximado de molienda

en estado estable.

3.4 MODELO DEL CICLON

El modelo de hidrociclón usado, es una forma modificada del modelo empírico desarrollado por Rao-Lynch [29]. El modelo consiste de un conjunto de tres ecuaciones denominadas ecuación de partición de agua, ecuación del d_{50} y la curva de eficiencia corregida.

Puesto que el comportamiento de un ciclón es altamente dependiente de la distribución de tamaños de entrada, Lynch ha propuesto el uso de diferentes ecuaciones de partición del agua y del d_{50} dependiendo del tipo de alimento.

Para el programa descrito aquí la ecuación usada corresponde a un alimento de fineza entintermedia.

a) Ecuación de partición de agua :

$$R_f = A_1 (SPIG)/(\dot{W}_{CF}) + (A_2/\dot{W}_p) + K_1 \quad (53)$$

b) Ecuación del d_{50} :

$$\log d_{50\text{corregido}} = A_3(SPIG)+A_4(VF)+A_5(FS)+A_6(Q_{CF})+K_2 \quad (54)$$

En lugar de la ecuación de Lynch para la curva de eficiencia corregida de un clasificador, la forma funcional propuesta por Plitt [30] , será usada:

c) Ecuación de la eficiencia corregida de Plitt:

$$E_{\text{corr.}}(X_i) = 1 - \exp \left[-A_7(X_i/d_{50})^m \right] \quad (55)$$

Donde :

A1 = constante empírica	= 281.1
A2 = constante empírica	= 137.2
A3 = constante empírica	= 0.0325
A4 = constante empírica	= 0.1738
A5 = constante empírica	= 1.73
A6 = constante empírica	= 1.82×10^{-4}
A7 = constante empírica	= 0.693
\dot{W}_{CF} = flujo másico de agua en el alimento	(TPH)
\dot{W}_P = flujo másico de agua en el rebose del ciclón	(TPH)
R_f = fracción de agua en la alimentación que va a la descarga.	
SPIG = diámetro de rebose	(pulg.)
VF = diámetro del buscador de vórtice	(pulg.)
FS = fracción de sólidos en la alimentación	
Q_{CF} = flujo volumétrico de pulpa al ciclón.	(GPM)
$E_{corr.}(X_i)$ = eficiencia corregida de la clasificación	

De acuerdo a Lynch, la especificación completa del modelo para un sistema dado mena-ciclón, consiste de la evolución de los tres parámetros K_1 , K_2 y m , mientras los valores de todas las demás constantes continúan siendo las mismas para cualquier ciclón (en el rango de variables estudiadas).

Además, para las ecuaciones mencionadas anteriormente existen relaciones adicionales requeridas para simular el proceso de separación del ciclón.

Usando la notación dada en la figura 4, estas relaciones son :

La eficiencia total del clasificador, $e(X_i)$ es definida por la ecuación :

$$E(X_i) = \frac{\dot{M}_R \left[F_3^R(X_i) - F_3^R(X_{i+1}) \right]}{\dot{M}_{MD} \left[F_3^{MD}(X_i) - F_3^{MD}(X_{i+1}) \right]} \quad (56)$$

La eficiencia puede ser expresada en términos de eficiencias corregidas :

$$E(X_i) = (1 - RF) E_{\text{corregida}}(X_i) + RF \quad (57)$$

donde RF es la fracción de material que corto circuita la unidad de clasificación. Puede ser calculada de la ecuación de partición de agua con la asunción que los finos (usualmente -400 mallas) se corto circuitan al underflow en proporción a la cantidad de agua, la cual va al rebose; por ejemplo : $RF = R_f$.

La ecuación que relaciona el flujo volumétrico con el flujo másico de sólidos y agua en el ciclón es :

$$Q_{CF} = \frac{\dot{M}_{CF}}{\rho_s} + \frac{\dot{W}_{CF}}{\rho_L} \quad (58)$$

donde :

ρ_s = densidad del sólido

ρ_L = densidad del líquido (H_2O)

Haciendo un balance de sólidos y agua alrededor del clasificador :

1) Balance de agua:

$$\dot{W}_{CF} = \dot{W}_R + \dot{W}_P \quad (59)$$

2) Balance de sólidos:

$$\dot{M}_{CF} = \dot{M}_R + \dot{M}_P \quad (60)$$

3) Balance de sólidos para cada tamaño :

$$\dot{M}_{CF} F_3^{CF}(X_i) = \dot{M}_R F_3^R(X_i) + \dot{M}_P F_3^R(X_i) \quad (61)$$

Luego de las ecuaciones (53) a (61) se puede representar el comportamiento de un conjunto de hidrociclones de dimensiones especificadas.

Por ejemplo : dadas las variables de entrada.

$$FS = \frac{\dot{M}_{CF}}{\dot{M}_{CF} + \dot{W}_{CF}}, \quad \dot{W}_{CF}, \quad F_3^{CF}(X_i)$$

Se puede calcular las variables de salida

$$FR = \frac{\dot{M}_R}{\dot{M}_R + \dot{W}_R}, \quad FP = \frac{\dot{M}_P}{\dot{M}_P + \dot{W}_P}, \quad \dot{W}_R, \dot{W}_P, F_3^R(X_i) \text{ y } F_3^P(X_i)$$

3.5 RELACIONES EN LOS PUNTOS DE UNION

Las relaciones requeridas para la simulación deben especificar la entrada al molino en términos del alimento fres-

co y recirculante, y el alimento del ciclón, en términos de la descarga del molino y el agua adicionada al sumidero.

Luego del balance de masa en estado estacionario alrededor de los puntos de unión (de flujos) designados como (1) y (2) en la figura N° 4, se obtienen :

Relaciones para el punto 1 :

(1) Balance de agua

$$\dot{W}_{MF} = \dot{W}_F + \dot{W}_R + \dot{W}_H \quad (62)$$

(2) Balance de sólidos

$$\dot{M}_{MF} = \dot{M}_F + \dot{M}_R \quad (63)$$

(3) Balance de sólidos por tamaños

$$\dot{M}_{MF} F_3^{MF}(X_i) = \dot{M}_F F_3^F(X_i) + \dot{M}_R F_3^R(X_i) \quad (64)$$

Relaciones para el punto 2 :

(1) Balance de agua

$$\dot{W}_{CF} = \dot{W}_{MD} + \dot{W}_S \quad (65)$$

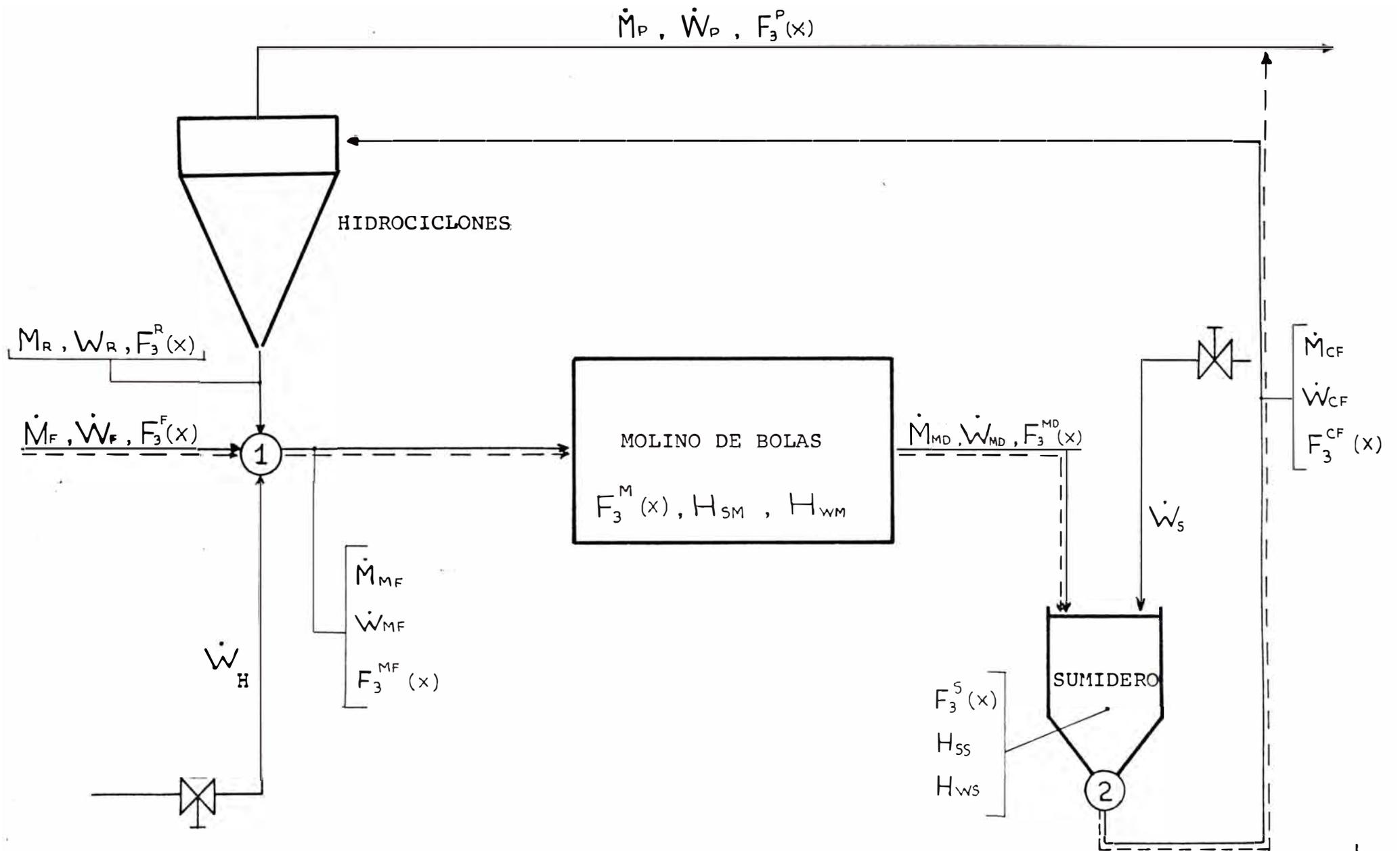
(2) Balance de sólidos

$$\dot{M}_{CF} = \dot{M}_{MD} \quad (66)$$

(3) Balance de sólidos por tamaños

$$\dot{M}_{CF} F_3^{CF}(X_i) = \dot{M}_{MD} F_3^{MD}(X_i) \quad (67)$$

Es así como la etapa de modelación se enfrentó en este caso en forma modular para luego interconectar las unidades de modo de configurar la planta completa. Para una aplica



———— CIRCUITO CERRADO (OPCIONES 1 y 2)
 - - - - - CIRCUITO ABIERTO (OPCION 3)

FIGURA No. 4 - OPCIONES DE SIMULACION Y NOTACIONES.

ción práctica remitirse al Apendice III.

Además de un modelo matemático para la operación interesa también maximizar la utilidad económica a la par que hacer un uso racional de los recursos no renovables y escasos.

Para los propósitos de deducción de la función de costo y de las restricciones, considérese las siguientes variables

f_{ri} = distribución granulométrica en el rebalse.

R_i = recuperación por malla en flotación.

W_R^S = flujo másico de sólido en rebalse.

l_i = ley de cobre por malla.

L = ley promedio ponderada alimentación.

\bar{R} = recuperación promedio ponderada en flotación.

P = precio de transferencia del mineral de cobre a la salida de la planta de molienda.

C = costo de procesamiento.

U = utilidad económica.

G = valorización producto de salida.

S = penalización por pérdida de recursos no renovables.

La utilidad económica de la empresa a nivel de planta de molienda es :

$$U = G - C - S$$

siendo el retorno económico :

$$G = P\bar{L} \sum_{i=1}^n W_r^S \bar{R}_i$$

con :

$$\bar{R} = \frac{\sum_{i=1}^n R_i l_i}{\sum_{i=1}^n R_i l_i}$$

El costo de procesamiento C tiene una componente de costo fijo C_q y una de costo variable C_v

$$C = C_q + C_v (W_r^S)$$

Finalmente, el término S da cuenta de la forma en que se valorizan las pérdidas de recursos no renovables por el hecho de operar con baja eficiencia. La conclusión de un factor de estas naturaleza es preciso, por que representa de buena manera la penalización de las pérdidas en relación a la incidencia de éstos sobre el agotamiento de los recursos que son finitos. Es claro, por ejemplo, que si las existencias de mineral fueran infinitas, el término S sería, nulo, en el otro extremo, cuando las existencias son pocas o la ley de mi-

neral es baja S , debe ser alto de modo que opere con alta recuperación.

De esta manera :

$$S = Q W_R^S \bar{R} \bar{L} (1 - \bar{R})$$

obteniéndose finalmente :

$$U = P \bar{L} W_R^S \bar{R} - Q L W_R^S (1 - \bar{R}) - C_q - C_v (W_R^S)$$

Como restricciones se tiene que para condiciones determinadas de las perturbaciones (dureza, granulometría de rebalse está relacionada con los controles de la planta a través de un conjunto de ecuaciones de la forma :

$$Q_k (f_{ri}, W_R^S, W_{ap}, W_a) = 0 \quad k = 1, m$$

siendo W_{ap} y W_a los flujos de agua al pozo y a los molinos respectivamente y siendo m el número de controles.

Por otra parte, se deben satisfacer las restricciones de capacidad, esto es :

$$w_R^S \quad w_R^S \quad \text{max.}$$

$$w_{ap} \quad w_{ap} \quad \text{max.}$$

$$w_a \quad w_a \quad \text{max.}$$

Finalmente deben satisfacerse restricciones referente a la densidad en los molinos (por motivos operacionales) lo que se traduce en que :

$$d_{\min} \leq d(w_R^S, w_a) \leq d_{\max}.$$

para el molino de barras.

C A P I T U L O I V

APLICACIONES DE RELACIONES ENERGIA-TAMAÑO EN PROCESOS

INDUSTRIALES

4.1 PARAMETROS DE ESCALAMIENTO DE LABORATORIO A PLANTA INDUSTRIAL PARA ENERGIA CONSUMIDA EN PROCESOS DE CONMINUCION.

El conocimiento de la magnitud de la energía consumida en procesos de conminución, tiene objetivos de diseño y control.

Objeto preventivo y aplicativo, puesto que es necesario saber dimensionar y escoger las maquinarias que se emplearan en conminución, como tambien detectar ineficiencias y optimizar instalaciones en funcionamiento.

El dimensionamiento de molinos durante las dos últimas décadas ha sido efectuado, utilizando el método de Bond [31], el cual tiene aún vigencia, no obstante los estudios recientes que consideran aspectos de Simulación.

En la selección de molinos, se deben realizar los siguientes cálculos:

1) Determinación de la potencia requerida para moler la mena en una razón de alimentación deseada, desde un tamaño de alimento especificado, al tamaño del producto especificado.

2) Determinación del tamaño del molino que consume la potencia requerida para moler la capacidad especificada, al tamaño especificado. El punto (1) también es la base en la optimización de circuitos de conminución (menor consumo energético para una liberación deseada).

La interrogante que se hace desde el establecimiento en 1952 de la fórmula de Bond:

$$W = \frac{10 Wi}{\sqrt{P}} - \frac{10 Wi}{\sqrt{F}}$$

es que si el Work Index de Bond calculado desde pruebas standard en laboratorio es comparable con el calculado en planta (sobre el mismo material).

Antes de Bond la selección de molinos con un cierto consumo energético se hacía por referencias de registros históricos, extrapolación de datos y algunas fórmulas. La experiencia y datos obtenidos en el uso de diámetros grandes (12 pies de diámetro interior) en los molinos de barras y bolas, revelan factores que imponen limitaciones en el uso de molinos de gran diámetro [31] y [32] .

La interrogante aludida fue dilucidada por C.L. Rowland Jr. (1973) [33] . La comparación es dada como Work Index calculado de datos operativos en planta (Wi_o) dividido por el Work Index obtenido de la prueba de moliendabilidad de Bond (Wi), o sea Wi_o/Wi .

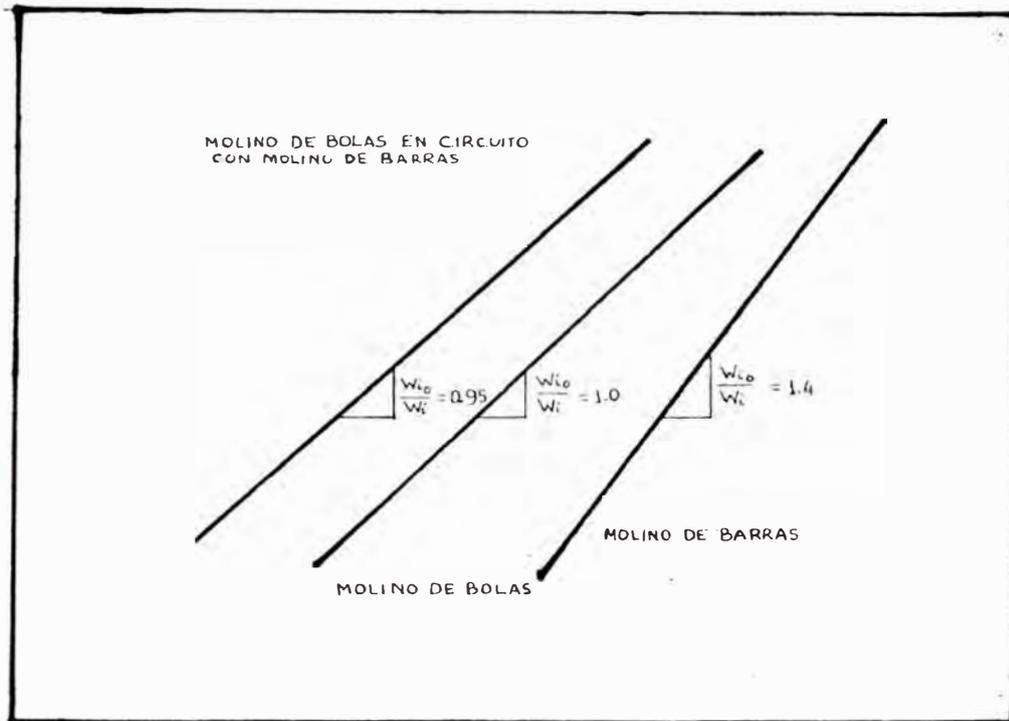


FIGURA N°4.1 - Relación Work Index Planta (W_{i0})
Work Index
Laboratorio (W_i)

Existe ocho factores de eficiencia a ser aplicados a las potencias operativas de molienda, debido a las variaciones de las condiciones standards :

(1) Factor de Corrección FC1 : (molienda en seco), se considera la energía adicional que es necesaria cuando la molienda se realiza en seco. Sus valores son:

$$FC1 = 1.0 \text{ molienda en húmedo.} \quad (4.1)$$

$$FC1 = 1.3 \text{ molienda en seco.}$$

(2) Factor de Corrección FC2 : (tipo de circuito), se utiliza para circuitos abiertos de molinos de bolas, en los cuales la cantidad de energía extra requerida, comparado con un circuito cerrado, es una función del grado de control requerido en el producto.

El valor FC2, es 1.0 para circuitos cerrados de molinos de bolas, mientras que toma los valores de la Tabla N°4.2 para circuitos abiertos :

TABLA N° 4.2

Factor de Corrección (ineficiencia) en circuitos abiertos.

% DE FINOS DE REFERENCIA	FC2
50	1.035
60	1.05
70	1.10
80	1.20
90	1.40
92	1.46
95	1.57
98	1.70

(3) Factor de Corrección FC3 : (factor de eficiencia del diámetro). Es sabido que la eficiencia en molienda cambia con el diámetro del molino. Este factor se determina de la relación :

$$FC3 = \left(\frac{8}{D} \right)^{0.2} \quad (4.2)$$

donde D es el diámetro interno del molino en pies. Este factor considera los menores consumos energéticos con

el incremento del diámetro de los molinos. Es aplicable - hasta diámetros de 12.5 pies, para molinos de mayor diámetro puede considerarse este factor constante (0.914) e igual al valor para un diámetro de 12.5 pies.

(4) Factor de Corrección FC4 : (alimento sobredimensionado). Este factor se refiere al tamaño del alimento al molino. Para un molino de bolas, el alimento ideal para una molienda eficiente en un molino de bolas es, aproximadamente, un material que pase la malla 6, lo cual es suficientemente fino para requerir aproximadamente el mismo tamaño de bolas en la carga. A mayor tamaño del material alimentado al molino, mayor será el tamaño de bolas requerido para la molienda, esto da un extenso rango en el tamaño de bolas en el molino lo cual disminuye la eficiencia de la energía entregada al molino.

La expresión para determinar este factor de ineficiencia es :

$$FC4 = \frac{Rr + (Wi - 7) \left(\frac{F80 - Fo}{Fo} \right)}{Rro} \quad (4.3)$$

Donde :

Rr = es la relación de reducción (F80/P80)

Wi = es el work index

F80 = es el tamaño del alimento; 80% finos en micrones.

Fo = es el tamaño de alimento óptimo, 80% finos, en micrones.

El tamaño de alimento óptimo es una función del work index :

$$Fo = 4000 \sqrt{\frac{13}{Wi}} \quad \text{para molino de bolas} \quad (4.4)$$

$$F_o = 1600 \sqrt{\frac{13}{W_i}} \quad \text{para molino de barras} \quad (4.5)$$

El factor FC4 es utilizado solo si $F_{80} > F_o$ y $W_i > 7$.

Para la ecuación (4.3) se emplea el work index determinado en una prueba de moliendabilidad en laboratorio. Para la ecuación (4.4) se emplea tanto el work index de una prueba de impacto de Bond como el de una prueba de moliendabilidad en molino de barras, los cuales son mas altas.

Para la ecuación (4.5) se emplea el work index de una prueba de moliendabilidad en molino de barras, ya que este es mas representativo para la fracción gruesa del alimento; pero si no es posible, se puede emplear tambien el work index de una prueba de moliendabilidad en molino de bolas.

(5) Factor de Corrección FC5 : (molienda muy fina), se aplica para los casos en que la molienda produce materiales es en un 80% mas fino que 74 micrones (200 mallas). En este caso se requieren tamaños de bolas tan pequeñas que no son utilizadas prácticamente. Esta ineficiencia se expresa por :

$$FC5 = \frac{P_{80} + 10.3}{1.145 \times P_{80}} \quad (4.6)$$

(6) Factor de Corrección FC6 : (radio de reducción, en molino de barras), este factor se aplica exclusivamente a molinos de barras y considera la relación que existe entre el grado de reducción del molino y el radio de reducción óptimo.

Este radio de reducción óptimo resulta de una relación entre la velocidad de alimentación al molino y por lo tan-

to el tiempo de retención dentro de él y la finura del producto. A mayor velocidad de alimentación, mas grueso será el producto, obteniéndose menores radios de reducción (disminuye el tiempo de retención).

Una pérdida de eficiencia es causada por esta relación la cual se cuantifica por la expresión :

$$FC6 = 1 + \frac{(Rr - Rr_0)^2}{150} \quad (4.7)$$

donde Rr es el radio de reducción (F/P) y Rr₀ es el radio de reducción óptimo para el tamaño del molino.

$$Rr_0 = 8 + 5 \frac{L}{D}$$

donde L es la longitud de la barra y D es el diámetro (interno) del molino.

Cuando Rr está en el rango de Rr₀ ± 2 el factor es insignificante, y no debe ser usado. Este factor es mayormente aplicado para bajos radios de reducción (Rr < Rr₀). Su aplicación para altos radios de reducción no es necesario.

(7) Factor de Corrección FC7 : (bajo radio de reducción en un molino de bolas). La aplicación de este factor sólo es necesaria cuando el Radio de Reducción es menor que 6 (Rr < 6) en molinos de bolas, y se aplica especialmente en ramolienda :

$$FC7 = \frac{2(Rr - 1.35) + 0.26}{2(Rr - 1.35)} \quad (4.9)$$

(8) Factor de Corrección FC8 : (molino de barras), para un molino de barras, la uniformidad del material alimentado influye en la eficiencia de su performance. Esta eficiencia pudo ser cuantificada, y se aplica en cualquiera de los siguientes casos :

a) Para un circuito que está constituido por un molino de barras; $FC8 = 1.4$, cuando el molino es alimentado por un producto obtenido en circuito abierto de Trituración. $FC8 = 1.2$, cuando el alimento al molino proviene de un circuito cerrado de trituración.

b) Para un circuito de molino de barras-molino de bolas, la performance del molino de bolas no será afectado por la descarga del de barras. En cambio si el alimento al molino de barras es producto de un circuito abierto de trituración se deberá aplicar el factor 1.2 al molino de barras solamente. Si es cerrado no se aplicará ningún factor.

Luego de determinar los factores de corrección, los HP necesarios para la molienda está dado por la expresión :

$$HP = 1.341 W * J * \prod_{i=1}^8 FCi \quad (4.10)$$

Donde :

$W = KW-h/TC$, determinado por la fórmula de Bond.

$J = tc/h$, que se alimentará al molino.

$\prod_{i=1}^8 FCi =$ producto de los factores de corrección.

Conociendo el valor de los HP se determina la dimensión de los molinos que usarán la potencia calculada me

mediante tablas.

No se enfatiza la selección del molino, puesto que no es nuestro objetivo.

Es interesante observar en este punto que el work index es un parámetro que permite predecir (aceptablemente) de datos de laboratorio la energía que se consumirá en planta siendo esto de gran importancia en el diseño de molinos. Permite también mediante datos de laboratorio inferir la eficiencia del consumo de energía en planta, siendo esto de gran importancia en el control operativo (el grado de exactitud de las operaciones en planta dependen de cuán representativa es la muestra utilizada para pruebas del total alimentado al molino).

Así como también, la comparación W_{io}/W_i indica que en general un molino de barras es ineficiente [33]. Un molino de bolas en un circuito compuesto por un molino de bolas y otro de barras es más eficiente que un molino de bolas en un circuito simple, y que un circuito compuesto por estos molinos, requiere menos potencia por tonelada de mena molienda que un molino de bolas en circuito simple para desempeñar el mismo trabajo (Ver Figura N°4.1).

4.2 METODOS DE DETERMINACION DE WORK INDEX

El índice de trabajo W_i es un parámetro que depende del material y varía para las diferentes máquinas de cominución, por lo que es conveniente que en su determinación se utilice un mecanismo de ruptura similar a aquel de la máquina para la cual se hace la determinación. Así cada etapa en la secuencia de reducción de tamaño tendrá un método de determinación del work index.

<u>ETAPA</u>	<u>RANGO DE TAMAÑO</u> (80% finos)	<u>PROCEDIMIENTO</u>
Trituración	100 cm. - 0.5 cm.	Método del péndulo
Molino de Barras	20 mm. - 0.5 mm.	Molino de barras.
Molino de Bolas	0.5 mm. - 75 μ	Molino de bolas.

Trituración : Método del Péndulo [31, 34, 35] .

El procedimiento experimental para la trituración consiste en un test de impacto en una máquina con dos péndulos de 30 libras cada uno y un brazo de 3 pies.

La prueba consiste en someter a trituración una serie de rocas de tamaño entre 2 y 3 pulgadas, para lo cual, se colocan de una en una, en la base del péndulo y este se va elevando sucesivamente después de golpear la roca hasta llegar a una altura tal que el martillo en caída libre rompe la roca. El índice de trabajo se calcula de un promedio de diez pruebas, mediante la fórmula :

$$W_i = 2.59 C/S \quad (4.11)$$

Donde :

S = densidad del material (gr/cc).

C = es el esfuerzo del impacto aplicado en lb-por pulgada.

Molino de Barras : El índice de trabajo para la molienda primaria se determina en un molino de 12 x 24 pulgadas [12] La carga moledora consiste de :

- 6 Barras de 1.25 pulgadas de diámetro y 21 pulgadas de largo.
- 2 barras de 1.75 pulgadas de diámetro y 21 pulgadas de largo.

Sumando en total un peso de 33,380 gramos.

El alimento al molino es preparado a -1/2 pulgada y con un volumen de 1250 cc. a granel. Simulando un circuito cerrado con una carga circulante de 100%, en seco y usando tamices con mallas entre 4 y 65, se determina la cantidad de gramos de producto por revolución Gpr.

El índice de trabajo se obtiene de la expresión :

$$Wi = \frac{62}{(P1)^{0.23} (Gpr)^{0.625}} \left(\frac{10}{\sqrt{P80}} - \frac{10}{\sqrt{F80}} \right)^{-1} \quad (4.12)$$

Donde :

P1 = es la malla utilizada para cerrar el circuito.

P80 = es la malla por la que pasa el 80% del producto.

F80 = es la malla por la que pasa el 80% de la alimentación.

Gpr = es la cantidad de gramos de producto producido por revolución del molino de barras.

Este valor del Wi se compararía con la potencia de salida de un motor a un rebose promedio en un molino de barras de 8 pies de diámetro interno con molienda en húmedo en circuito abierto. Para molienda en seco el trabajo en -

tregado deberá ser multiplicado por 1.30 .- Si D es el diámetro interior del molino, el trabajo entregado sería afectado por $(8/D)^{0.20}$

Molino de Bolas : La prueba estandar de moliendabilidad de Bond (Bond 1961) es un proceso de molienda en seco y tamizado, lo cual es continuado hasta que el estado estable es conseguido. Se simula un circuito cerrado de molienda-clasificación, asumiendo una carga circulante del 250%. La siguiente descripción es el procedimiento para esta prueba practicado en el INGEMMET.

Equipo : La prueba es desarrollada en un molino de bolas especial al cual se le denomina Molino de Bond.

Las dimensiones interiores del molino son: 30.5 x 30.5 cm. (12 x 12 pulg.) y es fundido en una sola pieza no acabado y todos los ángulos interiores son redondeados. Uno de sus extremos circulares es una tapa cerrada a presión y es por donde se alimenta al molino.

Es operado a 80 RPM y está equipado con un contador de revoluciones.

La carga de bolas consiste de 285 piezas de bolas de acero pesando alrededor de 20.125 kg. y distribuídas de la siguiente manera :

<u>Diámetro de Bolas (pulg.)</u>	<u>N° de Bolas</u>
1.45	43
1.17	67
1.0	10
0.75	71
0.61	94

Esta carga tiene una superficie moledora de 842 pulg.²

Preparación de Muestras El alimento de las pruebas es un material reducido a -6 mallas ó -10 mallas. Cerca de 8 a 10 kilogramos de muestra es recomendable preparar por prueba. Es conveniente separar el mineral homogenizado en bolsas con 500 a 600 gramos, lo cual facilita la adición y minimiza la segregación de partículas del alimento fresco. Al mineral preparado se le efectúa un análisis granulométrico.

El Work Index puede ser determinado para cualquier malla. (que cierre el circuito) pero usualmente se emplean las mallas 65 ó 100. Esto, puesto que a tamaños más finos se presentan dificultades en el tamizado en seco. Un material con excesiva cantidad de finos en el alimento fresco prolonga la cantidad de ciclos necesarios para alcanzar el estado estacionario. Se recomienda trabajar con materiales que contengan 15% o menos finos (-65 ó 100 mallas).

Procedimiento :

- El peso de un volumen de 700 cc. de muestra, constituye el alimento inicial del molino y este peso es mantenido a través de toda la prueba.

- Se muele en seco, inicialmente por 100 revoluciones tamizando para simular un circuito cerrado. El producto fino es reemplazado por alimentación fresca y se repite los ciclos hasta simular una molienda con 250% de carga circulante. En la Prueba, esto es equivalente a obtener un producto terminado de 1/3.5 del peso original de la carga, a esto se le denomina Producto Potencial Ideal. Para cerrar el circuito se utilizan tamices entre 28 y 325 mallas, dependiendo del tamaño de corte que se quiere simular.

- La prueba es continuada hasta que el estado establecido es alcanzado. Esta condición indicada por ligeros cambios

en la moliendabilidad de la muestra o por pequeñas fluctuaciones alrededor de un cierto valor, a través de los ciclos del procedimiento. En este punto el peso del producto terminado estaría cercano a aquel requerido para una carga circulante de 250 %. Generalmente, éste se alcanza para un alimento apropiado (tanto en su % de finos como en la homogeneidad) en el 6to. a 8vo. ciclo de molienda. Como se mencionó, la presencia de excesiva cantidad de finos en el alimento fresco podría prolongar bastante el alcanzar esta condición de estado estable.

- Después de alcanzado el equilibrio, las moliendabilidades de los tres últimos ciclos son promediados y este promedio será tomado como el índice de molienda (moliendabilidad) estandard de Bond con el cual se calcula el índice de trabajo de la relación (4.13). Similarmente, son analizados granulométricamente los tres últimos productos obtenidos. Por esta razón es aconsejable guardar los productos separadamente a partir del 3er. ciclo.

El W_i es evaluado usando la siguiente ecuación empírica, revisada por Bond en 1960.

$$W_i = \frac{44.5}{(P1)^{0.23} (Gpb)^{0.82}} \left(\frac{10}{\sqrt{P80}} - \frac{10}{\sqrt{F80}} \right)^{-1} \quad (4.13)$$

Donde :

$P1$ = abertura de la malla de corte (micrones).

Gpb = moliendabilidad estandard en molino de bolas de Bond, peso en gramos del producto (material que pasa la malla de corte $P1$) por revolución del molino.

$P80$ y $F80$ = definidos anteriormente.

Una ecuación simplificada propuesta anteriormente por Bond y que, según algunos investigadores, da mejores resultados, es :

$$W_i = \frac{16}{(Gpb)^{0.82}} \sqrt{\frac{P}{100}} \quad (4.14)$$

El W_i obtenido siguiendo la prueba de moliendabilidad - estándar de Bond, describe la energía requerida para un molino de bolas de 2.44 mts. (8 pies) de diámetro interior bajo las siguientes condiciones :

1. Molienda en húmedo y en circuito cerrado.
2. La energía evaluada es en el eje de ataque el cual incluye cojinetes así como pérdidas de engranajes y piñones. Pérdidas en el motor y otras pérdidas, debido a otros componentes en el engranaje no son incluidas.
3. La energía evaluada se refiere a un circuito global mostrado en la Figura N°4.2, Puesto que la finalidad de un circuito de molienda-clasificación es reducir un mineral de un tamaño de alimento dado a un tamaño de producto-deseado, se asume que todo este circuito es un solo reactor molidor como se muestra en la Figura N°4.2, donde el alimento al reactor lo constituye el alimento fresco y el producto, el rebose del clasificador.

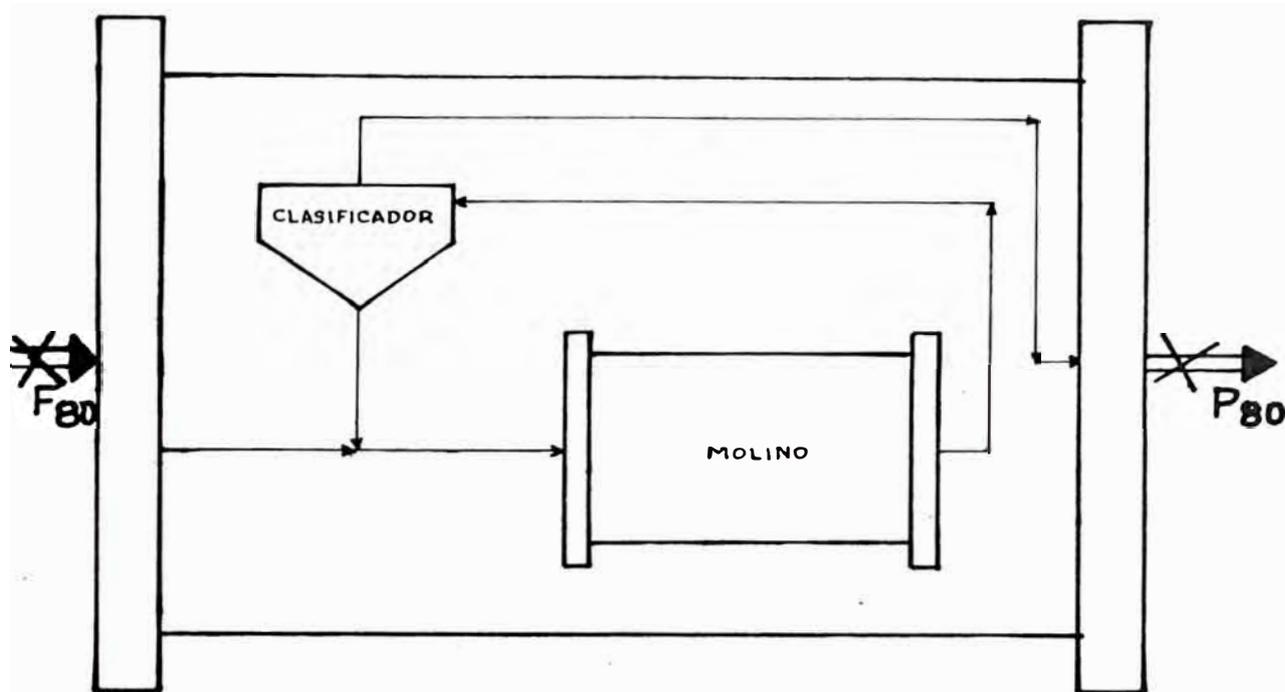


FIGURA N°4.2 - Simplificación de un circuito molienda-clasificación.

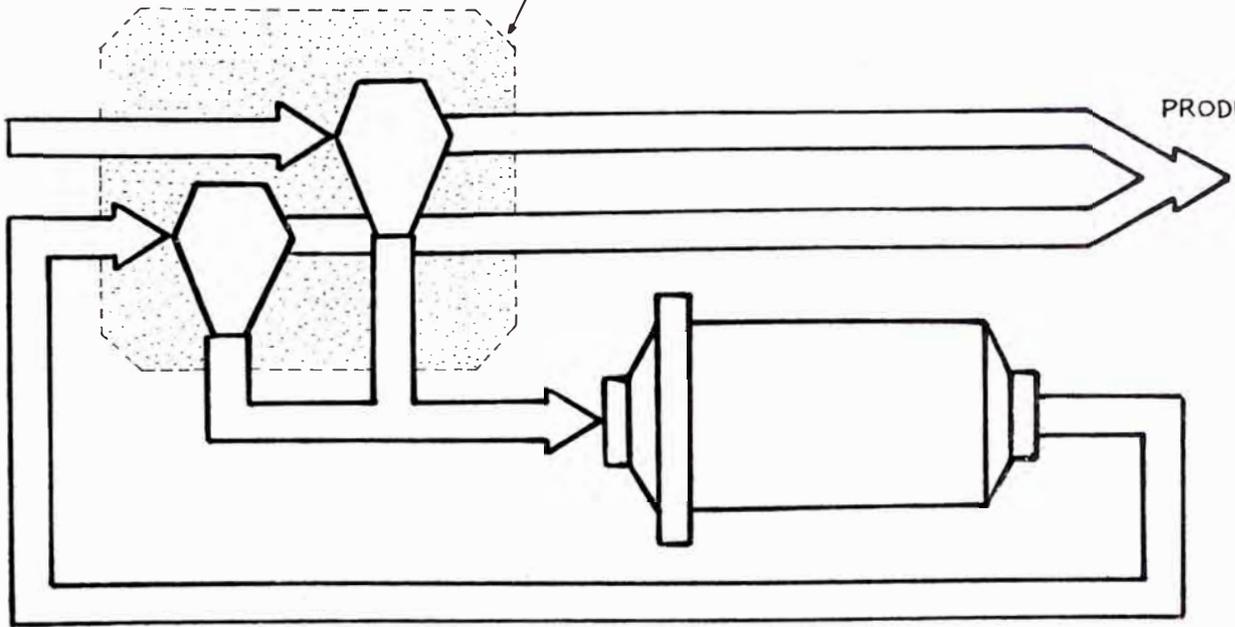
De lo anterior, se concluye que para medir el consumo energético en un sistema de reducción de tamaño por molienda, se deben tomar los valores para F_{80} y P_{80} a ser aplicadas en la fórmula de Bond, de los flujos en entrada y salida del reactor (ver Figura N° 4.2).

Para la prueba standard de moliendabilidad de Bond, el clasificador la constituye un tamiz de corte, como se muestra en la Figura N°4.3, en donde se simula en circuito con 250% de carga circulante.

CLASIFICADOR RECIBIENDO
ALIMENTO FRESCO + RETORNO DEL MOLINO

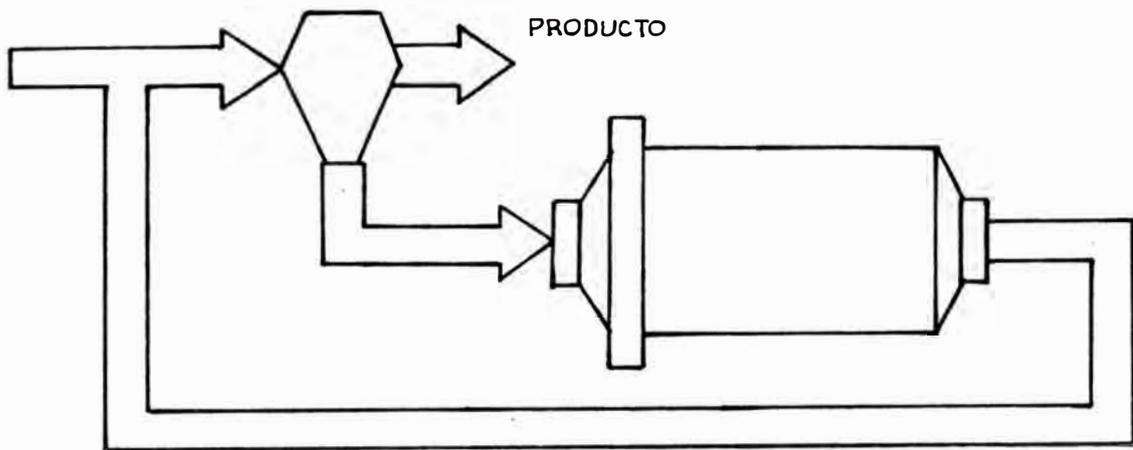
ALIMENTO

PRODUCTO



ALIMENTO

PRODUCTO



ALIMENTO

PRODUCTO

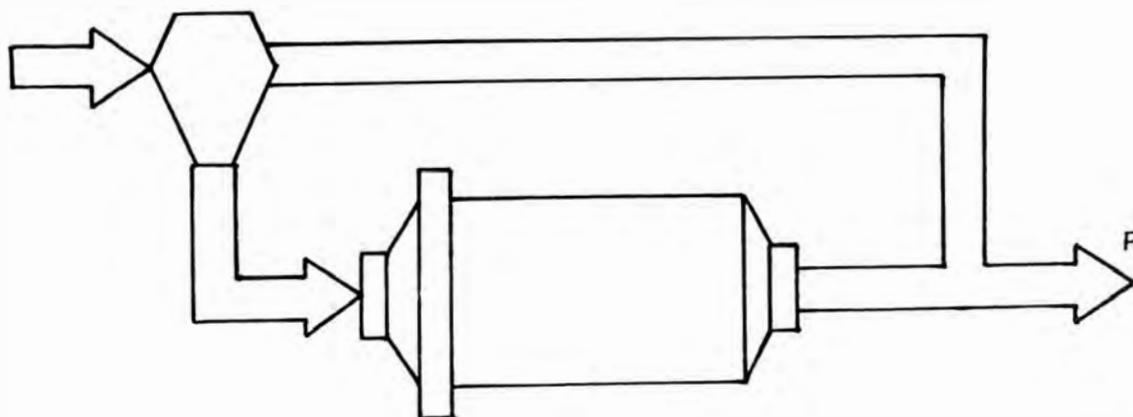


FIGURA N°4.2 (b) = DIFERENTES CIRCUITOS DE MOLIENDA - CLASIFICACION.

Balances del Esquema de Simulación del Circuito Cerrado de Molienda :

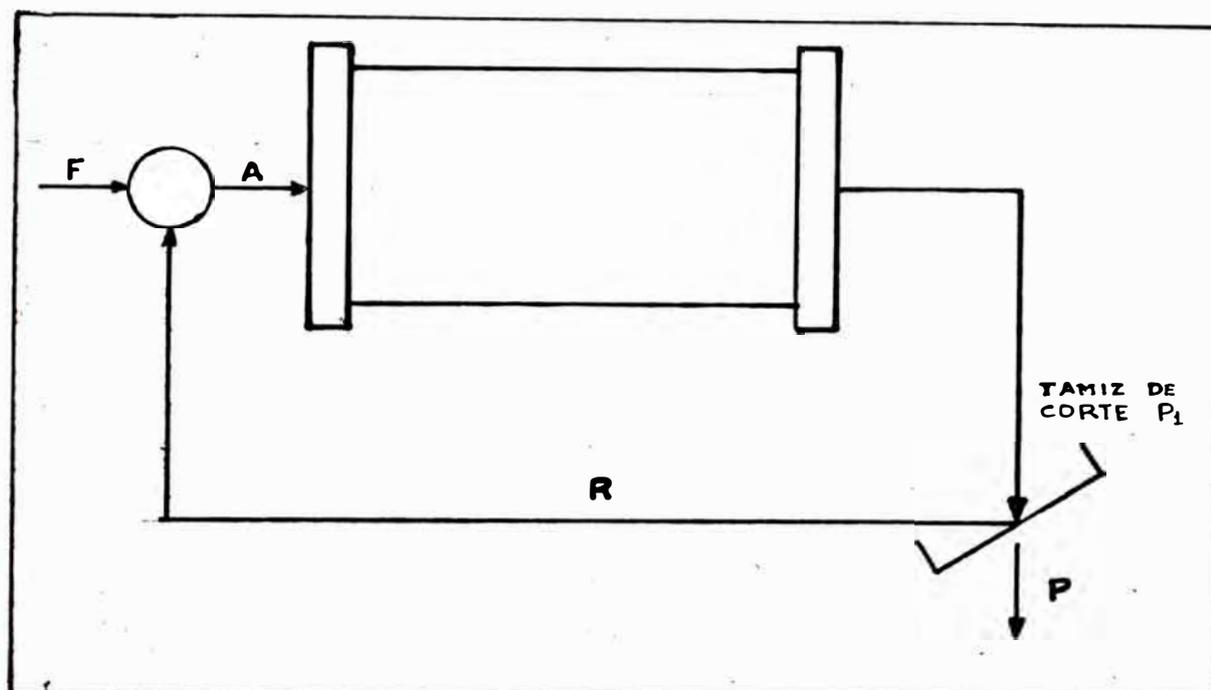


FIGURA N°4.3 - Prueba Estandar de Moliendabilidad de Bond.

A = alimentación total (peso de 700 cc. de muestra).

F = alimentación fresca.

P = producto (finos)

R = retorno, carga circulante.

c.c. = fracción de carga circulante.

F (-P1) = fracción menor que la malla P1 en alimentación fresca.

P1 = abertura del tamiz de corte.

N = número de revoluciones del molino para producir un producto calculado.

* Balance global

$$F = P$$

* Fracción de carga circulante debe tender a

$$c.c.=2.5$$

* Alimento fresco debe tender a (ó producto potencial ideal)	$F = \frac{A}{3.5}$
* Alimento fresco inicial	$F(1) = A$
* Alimento fresco a nuevo ciclo (ciclo i)	$F(i) = A - R(i)$
* Mineral de malla -P1 en ali - mento fresco.	$F(i) = F(-P1)$
* Producto del ciclo	$P(i) = A - R(i)$
* Material de malla -P1 produci - do en el ciclo (molienda neta)	$P(i) = F(i) - F(-Pi)$
* Material -P1 en el ciclo por - revolución	$[P(i) - F(i) - F(-Pi)] / N(i)$
* Fracción de carga circulante en - el ciclo.	$cc = R(i) / P(i)$
* Nuevo número de revoluciones: $N(i+1)$	$= \frac{A/3.5 - F(i) - F(-P1)}{[P(i) - F(i) - F(-P1)] / N(i)}$

Tabulación de Datos y Cálculos :

Se explicará con la aplicación de un ejemplo :

1) La Tabla N°4.3, se divide en dos partes, las que deno^uminaremos A y B. La parte A es el cuadro que nos ayuda a - visualizar los datos del mineral, tales como descripción, - procedencia, gravedad específica, preparación, volumen de muestra (700 cc.) peso de este volumen, % de material de ca^ubeza que pasa la malla de corte, producto potencial ideal. La parte B es el cuadro donde se apuntan los datos experi^umentales y se realiza el proceso de cálculo, el cual se des^ucribirá a continuación.

2) Anotar el número de ciclo en la columna 1.

3) Anotar el número de revoluciones que dará el molino - en el correspondiente ciclo en la columna 2. En el caso de no contar con un contador de revoluciones, se anotará el -

tiempo de molienda equivalente, en la Columna 3.

4) Anotar el peso de material fresco agregado en la Columna 4, y sus componentes $+P_1$ y $-P_1$ en las Columnas 5 y 6 respectivamente :

$$\begin{aligned} \text{Columna 4} & : 1369.78 \\ \text{Columna 5} & : 1369.78 - 251.90 = 1117.88 \\ \text{Columna 6} & : 1369.78 \times 1839 = 251.90 \end{aligned}$$

5) La cantidad del material recirculante $+P_1(R)$ se anota en la Columna 7.

$$\begin{aligned} \text{Columna 7} & : 1001.04 \\ \text{Columna 8} & : 1369.78 - 1001.04 = 368.74 \end{aligned}$$

Se calcula a continuación el producto $-P_1$ (pues de este modo se asumen las pérdidas de material en el manipuleo en esta fracción) y se anota en la Columna 8.

6) La molienda neta del ciclo, o la diferencia del material $-P_1$ del alimento fresco del producto ($-P_1$) se anota en la Columna 9 y la moliendabilidad o gramos producidos por revolución (molienda neta entre revoluciones en ese ciclo) en la Columna 10.

$$\frac{\text{Columna 8}}{368.74} - \frac{\text{Columna 6}}{251.90} = 116.84$$

$$G_{pb} = \frac{\text{Molienda Neta}}{N^\circ \text{revoluciones}} = \frac{116.84}{100} = 1.168$$

7) El número de revoluciones necesarias para producir la cantidad de material P_1 necesaria en el siguiente ciclo se calcula del modo siguiente :

a) El valor de la Columna 8, será en el siguiente ciclo el de la Columna 4 (por el balance establecido anteriormente) este es el alimento fresco

$$\text{Columna 4 (ciclo } i+1) = \text{Columna 8 (ciclo } i)$$

$$\text{Columna 4 (ciclo 2)} = 368.74$$

b) Se procede a calcular sus componentes para las Columnas 5 y 6.

$$\text{Columna 6 (ciclo 2)} = 368.74 \times 0.1839 = 67.81$$

$$\text{Columna 5 (ciclo 2)} = 368.74 - 67.81 = 300.93$$

c) El número de revoluciones será igual a la diferencia del producto potencial ideal (Parte A) menos el valor de la Columna 6, dividiendo entre la moliendabilidad del ciclo recién terminado, se anota en la Columna 2.

$$\text{Columna 2 (ciclo } i+1) = \text{P.I.} - \frac{\text{Columna 6 (ciclo } i+1)}{\text{Columna 10}}$$

$$\text{N}^\circ \text{ Rev} = \frac{391.37 - 67.81}{1.168} = 277$$

MUESTRA : PORFIDOS DE COBRE
 PROCEDENCIA: MINA RAUL

PRUEBA N° _____
 FECHA : _____

CARACTERISTICAS DEL MINERAL

Gravedad Específica : _____
 Chocado o Mollo : -100

Volúmen de muestra : 700 cc.
 Peso del volúmen : 1369.78
 % Malla 200 : 18.39

Producto a obtener : _____
 Peso - 200 Mesh : 391.37
 Peso + 200 Mesh : 978.41
 Peso Total : 1369.78

CICLO N°	MOLIENDA		PESO ALIMENTO FRESCO			PESO PRODUCTO		MOLIENDA META		OBSERVACIONES
	N° Rev.	Tiempo	Peso Total	+ # 100	- # 100	+ # 100	- #	Total	Por Rev.	
1	100		1369.78	1117.88	251.90	1001.04	368.74	116.84	1.168	P.I. 1369.78/3.5=391.37
2	277		368.74	300.93	67.81	1016.42	353.36	285.55	1.031	
3	316		353.36	288.38	64.98	-----	-----	-----	-----	
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11

TABLA N°4.3 - PROCEDIMIENTO DEL CALCULO DE LAS MOLIENDABILIDADES Y NUMERO DE REVOLUCIONES

Existen tres dificultades e inconvenientes para poder realizar la determinación del work index de una muestra por el método estandar de Bond, las cuales son

(1) Se requiere necesariamente de un molino de Bond (existen tan solo dos en nuestro país).

(2) Se requieren cerca de 8-10 kilogramos de muestra de alimento que requieren preparación especial.

(3) Se emplean muchas horas de cuidadosa técnica. Luego si no se cuentan con estas facilidades y las intensiones no son las de diseñar un molino, sino tan solo controlar el proceso periódicamente, puede ser sacrificada la exactitud de los resultados en favor del tiempo ganado en su obtención si se utilizan métodos mas cortos y confiables de determinación del work index; siendo recomendable siempre hacer una comprobación periódica de los datos obtenidos de estos métodos con los obtenidos de una prueba standard.

Existen varios métodos a los cuales podemos recurrir, siendo los mas importantes los siguientes

a.- Método de Berry y Bruce [36] Mas conocido como "método comparativo" consiste en comparar las respectivas distribuciones de tamaño de alimento y producto de una muestra no conocida con una de work index conocido (muestra de referencia), despues de que las dos muestras han sido molidas en húmedo en el mismo molino y bajo idénticas condiciones. El molino usado es un molino ordinario de laboratorio de 30.5 cm. (12 pulg.) de diámetro interior; el alimento es preparado a -10 mallas. Se trabaja con 2000gr. de muestra a 50% de sólidos y con idénticos tiempos de molienda. Luego, puesto que la energía consumida en ambas -

moliendas es aproximadamente igual, de la fórmula de la ter cera teoría de Bond, se tiene :

$$\left[W_i \left(\frac{10}{\sqrt{P}} - \frac{10}{\sqrt{F}} \right) \right]_{\text{mineral conocido}} = \left[W_i \left(\frac{10}{\sqrt{P}} - \frac{10}{\sqrt{F}} \right) \right]_{\text{mineral desconocido}} \quad (4.15)$$

de donde despejando se podrá obtener el work index del material desconocido.

Es recomendable tener parecidas distribuciones de tamaño en las muestras a moler (mineral conocido y desconocido) co rrigiendo así en parte las variaciones de las características físicas y reológicas de las pulpas en el molino. Desde luego, es necesario un buen stock de material de work index conocido.

b.- Método Simplificado Anaconda : Es uno de los métodos mas recomendables por su rapidez y sencillez a diferencia del método precedente, no usa un material de referencia pero en su lugar usa un molino que ha sido calibrado usando varios materiales cuyos work index son conocidos.

El método se basa en el cálculo de un work index en operación discontinua (una sola molienda) el cual se asume directamente relacionado al work index determinado por procedi mient^os standard. Esta relación permanecerá constante y será usada para todas las menas a ser analizadas en adelante.

El procedimiento Anaconda que a continuación se detalla puede ser usado por cualquier equipo de molienda, ya que existe una constante de calibración para cada molino.

Preparación de Muestra: El material de alimento consiste de una muestra preparada por chancado a -10 mallas +100 mallas, tratando de mantener lo menor posible la cantidad de -100 mallas en la muestra (menos del 3% es ideal), realizar el análisis granulométrico del alimento.

Procedimiento : Un kilogramo del alimento preparado es molido a 50% de sólidos (1 litro de agua) por un período de 10 minutos, se realiza el tamizado en la malla de referencia y de la parte fina se obtiene el análisis granulométrico del producto.

Si se asume que el Work Index de Bond (en laboratorio) es proporcional al work index de Bond para operación discontinua (en planta) :

$$Wi = \alpha Wi_o = \frac{\alpha \bar{E}}{10} \left(\frac{1}{\sqrt{P}} - \frac{1}{\sqrt{F}} \right)^{-1} \quad (4.16)$$

Donde :

α = constante de proporcionalidad.

\bar{E} = energía específicamente entregada durante la prueba discontinua (KWh/T).

Si $A = \frac{\alpha \bar{E}}{10}$, el work index puede ser calculado directamente de :

$$Wi = A \left(\frac{1}{\sqrt{P}} - \frac{1}{\sqrt{F}} \right)^{-1} \quad (4.17)$$

Donde :

A, es la constante de calibración del molino (KWh/T)- para una malla de corte.

P y F, son los tamaños 80% finos de las distribuciones del producto y alimento respectivamente (micrones).

Método de Calibración : El procedimiento de calibración involucra la determinación de la constante A de la ecuación (4.17), basada en la información obtenida de los métodos standards y Anaconda. La constante A puede ser determinada por minimización de los errores al cuadrado entre observaciones experimentales y aquellas obtenidas de la ecuación (4.17).

$$A = \frac{\sum_{j=1}^n W_{ij} \left(1/\sqrt{P} - 1/\sqrt{F} \right)^{-1}_j}{\sum_{j=1}^n \left(1/\sqrt{P} - 1/\sqrt{F} \right)^{-2}_j} \quad (4.18)$$

Alternativamente, A puede ser determinada de una gráfica log-log de W_i versus $\left(1/\sqrt{P} - 1/\sqrt{F} \right)^{-1}$. De la ecuación (4.17) esta gráfica resultaría en una línea recta de pendiente A.

Es importante anotar que el método simplificado Anaconda permite predecir el work index con un error del $\pm 5\%$ con respecto al obtenido del procedimiento standard de Bond.

La ventaja de este método es que se obtiene un work index muy aproximado al real con una sola molienda y no se requiere mineral de referencia una vez calibrado el molino.

Además de estos métodos existen otros, pero son tan solo simplificaciones del método standard y por consiguiente requieren un molino de Bond, lo cual es un inconveniente en una planta.

4.3 DETERMINACION DEL WORK INDEX PARA MINERAL PROBLEMA:

Siguiendo el procedimiento descrito en la sección 4.2

se determinó el W_i del mineral procesado en la concentradora de la Mina Raúl, cuyas características se dan en la Sección 4.4.1

El análisis granulométrico de la muestra utilizada (alimento fresco del molino) fué:

TABLA N°4.4

<u>MALLA</u>	<u>% EN PESO</u>	<u>% ACUM. (-)</u>
20	45.79	54.21
28	14.44	39.77
35	8.34	31.43
48	5.20	26.23
65	3.92	22.31
100	3.91	18.40
150	2.79	15.61
200	1.69	13.92
325	2.19	11.73
400	1.39	10.34
-400	10.34	-.-

El avance de la prueba se presenta en la Tabla N°4.5 - y los resultados granulométricos para cada ciclo de molienda se indican en la Tabla N°4.6, La distribución granulométrica de los productos de los últimos tres ciclos de la prueba se grafican en la Figura N°4.4, de donde se obtiene :

$$F_{80} = 1,450 \text{ micrones.}$$

$$P_{80} = 115 \text{ micrones.}$$

Con estos datos se determinó el W_i utilizando las relaciones (4.13) y (4.14).

Utilizando (4.13) la fórmula corregida obtenemos :

$$W_i = \frac{44.5}{(1.06)^{0.82} (149)^{0.23}} \left(\frac{10}{\sqrt{115}} + \frac{10}{\sqrt{1450}} \right)^{-1}$$

$$W_i = 20.03 \text{ KWh/TC}$$

de (3.14) la fórmula simplificada :

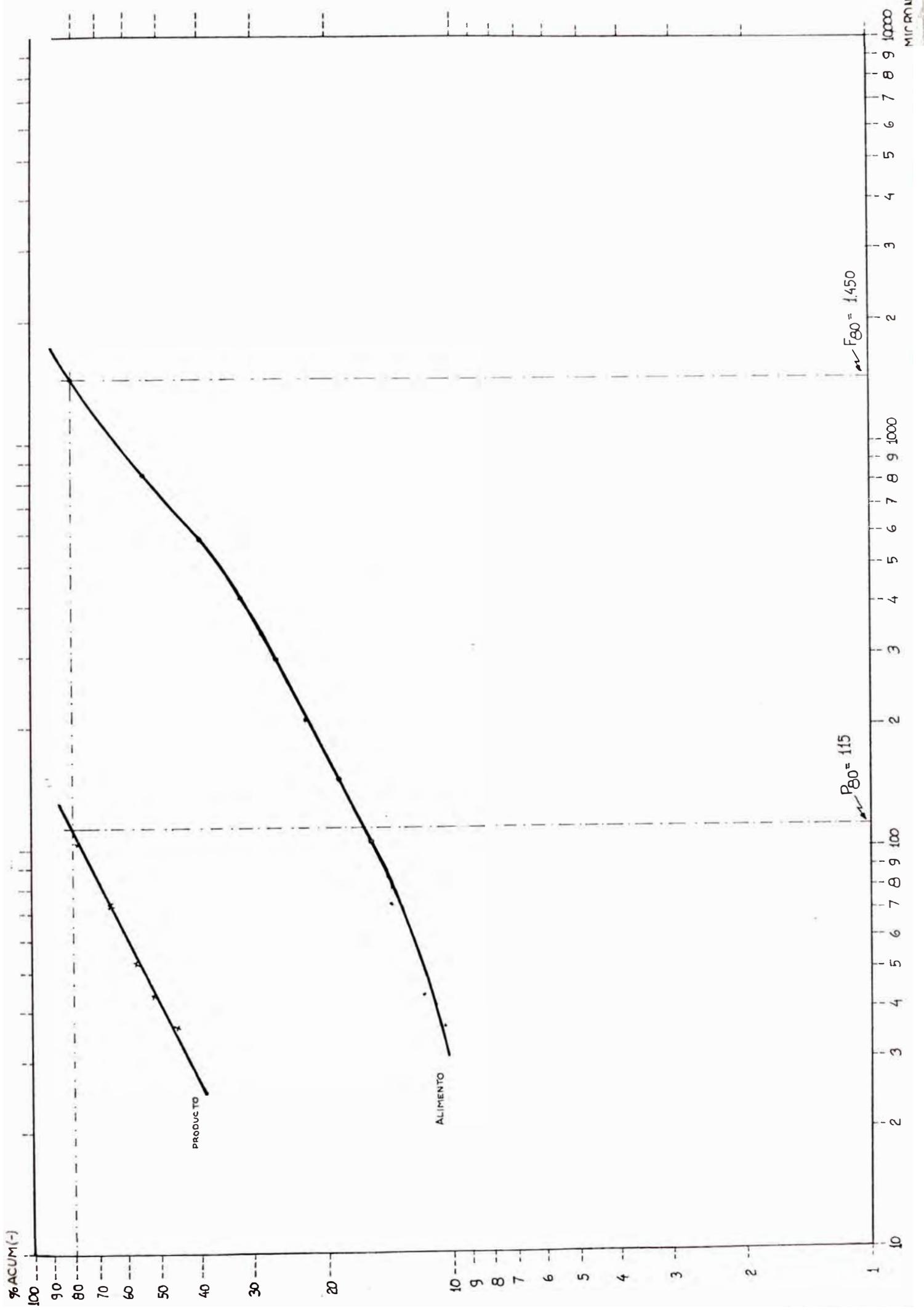
$$W_i = \frac{16}{(1.06)^{0.82}} \sqrt{\frac{149}{100}}$$

$$W_i = 18.62 \text{ KWh/TC.}$$

TABLA N° 4.6DISTRIBUCION GRANULOMETRICA DEL PRODUCTO POR CICLO.

	PRODUCTO 1		PRODUCTO 2		PRODUCTO 3		PRODUCTO 4		PRODUCTO 5		PRODUCTO 6	
	%	Ac(-)	%	Ac(-)	%	Ac(-)	%	Ac.(-)	%	Ac(-)	%	Ac(-)
150	15.76	84.24	19.90	80.10	22.07	77.93	22.36	77.44	22.36	77.64	22.34	77.66
200	8.97	75.27	11.17	68.93	11.81	66.12	12.09	65.35	12.27	65.37	12.49	65.17
270	8.07	67.20	8.68	60.25	8.86	57.26	8.84	56.51	9.04	56.33	8.94	56.23
325	4.91	62.29	5.11	55.14	5.17	52.09	5.13	51.38	5.30	51.03	5.22	51.01
400	6.79	55.50	6.47	48.67	6.20	45.89	6.12	45.26	6.07	44.96	6.03	44.98
-400	55.50	-.-	48.67	-.-	45.89	-.-	45.26	-.-	44.96	-.-	44.98	-.-
P80								115		115		115

FIGURA Nº 4.4 - DISTRIBUCION GRANULOMETRICA-WI LABORATORIO (MINERAL DE COBRE PORFIRITICO-Mina Raúl). -103-



4.4 COMPARACION EN PLANTA DE DATOS DE LABORATORIO

4.4.1 Descripción General de las Características del Mineral y de la Planta Concentradora.

En este capítulo se comprobará experimentalmente la validez del uso del W_i para un mineral procesado en una planta de las siguientes características

La planta concentradora de la Mina Raúl, trata 1200 toneladas diarias de mineral de cobre tipo pórfido con una ley promedio de 1,2 por ciento de cobre.

En todo el depósito el único mineral existente es la calcopirita y la ganga principal de los minerales es pirita, pirrotita, magnetita, calcita, cuarzo, actinolita, etc.

A continuación se describe en forma general el flujo-grama de la planta presentado en la Figura N°4.5

El mineral de mina pasa el ciclo de molienda a través de una criba de 18 pulgadas, de aquí por medio de un alimentador de cadenas se alimenta a la trituradora primaria, una Kue Ken a mandíbulas de 36 x 24 pulgadas con una descarga máxima de 18 pulgadas a 3 pulgadas. La trituradora pasa el material a una criba de doble cubierta de 1/8 de pulgada, la que pasa tamaños pequeños a dos montones de reserva de finos, mientras que los tamaños mayores son triturados en una Symons Standard de 4,25 pies, enviando el material a una criba de 1/8 pulgadas cuyo mineral de tamaños mayores son a su vez triturados en una Symons Shorthead de 3 1/2 pies, para producir mineral fino para la molienda de menos de 1/8 de pulgada.

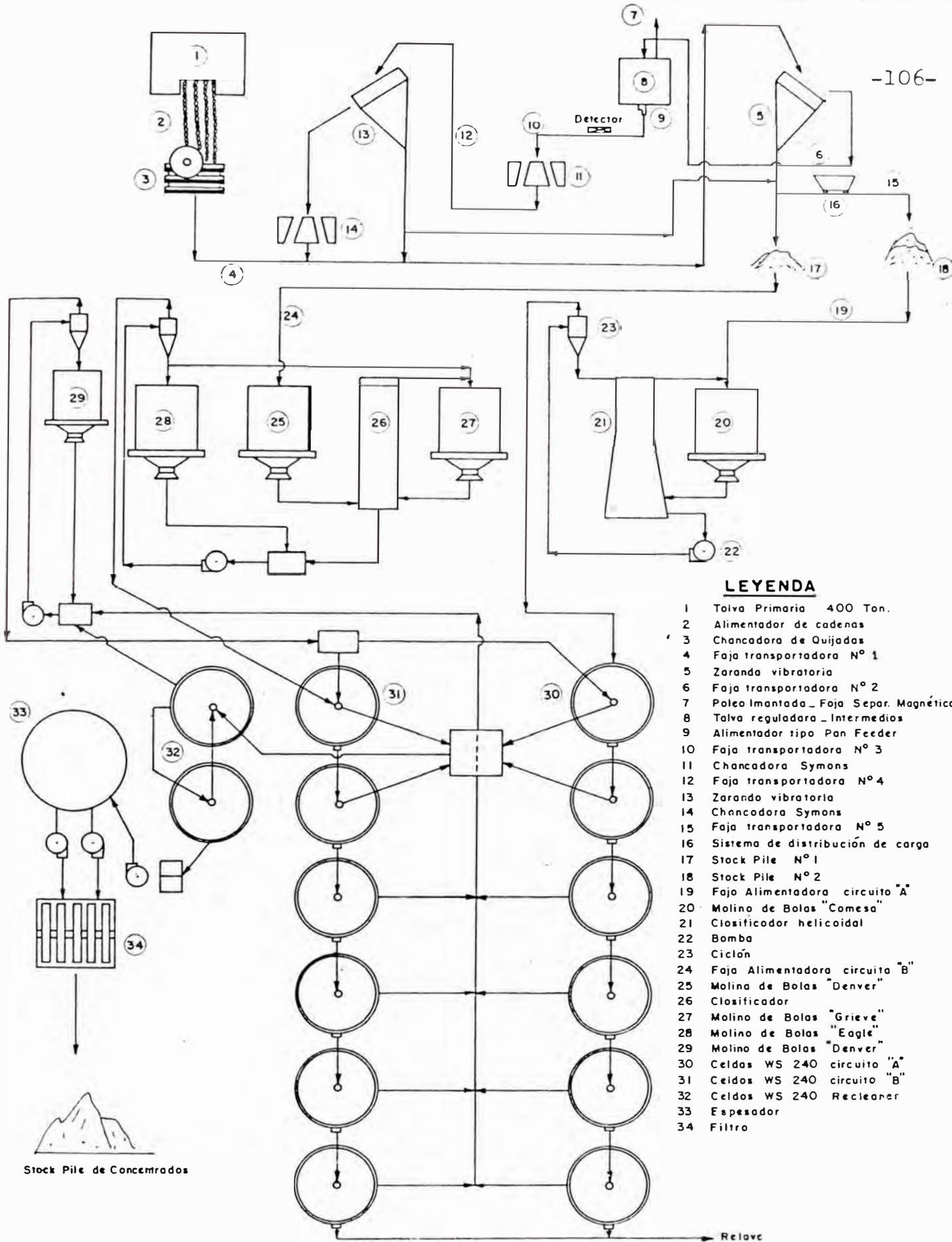
La sección de molienda consta de dos circuitos, cada una responsable de la mitad de la producción

El circuito A, consta de un molino de bolas COMLSA de 9 1/2' x 8' en circuito cerrado con un clasificador helicoidal e hidrociclón para producir una pulpa con una malla de un 80% menos 200 micrones.

El circuito B, consta de un molino de bolas Denver de 6 por 10 pies que opera en un circuito abierto y pasa su descarga a un clasificador helicoidal que trabaja en un circuito cerrado con un molino de bolas Grieve de 6 x 6 pies. El rebose del clasificador es contrifugado en un ciclón y la fracción fina pasa a flotación mientras la fracción gruesa es molida en otro molino de bolas El Aguila de 6 x 5 pies.

La sección de flotación también consta de dos circuitos idénticos con 12 celdas SW verticales, cada una, dispuestas en cuatro etapas: primaria, desbastado, limpieza y barrido. Los reactivos utilizados son Aerofloat 242, xantato 2T-6, Frother 65 y cal. Los concentrados del barrido son remolidos en un molino de bolas Denver de 4 x 4 pies.

Los concentrados son espesados y filtrados en un filtro de seis discos Denver, la ley de estos concentrados es del 25 al 26% Cu. Los relaves son bombeados a la laguna de decantación.



LEYENDA

- 1 Tolva Primaria 400 Ton.
- 2 Alimentador de cadenas
- 3 Chancadora de Quijadas
- 4 Faja transportadora N° 1
- 5 Zaranda vibratoria
- 6 Faja transportadora N° 2
- 7 Paleo Imantada - Faja Separ. Magnético
- 8 Tolva reguladora - Intermedios
- 9 Alimentador tipo Pan Feeder
- 10 Faja transportadora N° 3
- 11 Chancadora Symons
- 12 Faja transportadora N° 4
- 13 Zaranda vibratoria
- 14 Chancadora Symons
- 15 Faja transportadora N° 5
- 16 Sistema de distribución de carga
- 17 Stock Pile N° 1
- 18 Stock Pile N° 2
- 19 Faja Alimentadora circuito "A"
- 20 Molino de Bolas "Comesa"
- 21 Clasificador helicoidal
- 22 Bomba
- 23 Ciclón
- 24 Faja Alimentadora circuito "B"
- 25 Molino de Bolas "Denver"
- 26 Clasificador
- 27 Molino de Bolas "Grieve"
- 28 Molino de Bolas "Eagle"
- 29 Molino de Bolas "Denver"
- 30 Celdas WS 240 circuito "A"
- 31 Celdas WS 240 circuito "B"
- 32 Celdas WS 240 Recleaner
- 33 Espesador
- 34 Filtro

Stock Pile de Concentrados

Relave

**FLOW SHEET PLANTA CONCENTRADORA
MINA RAUL**

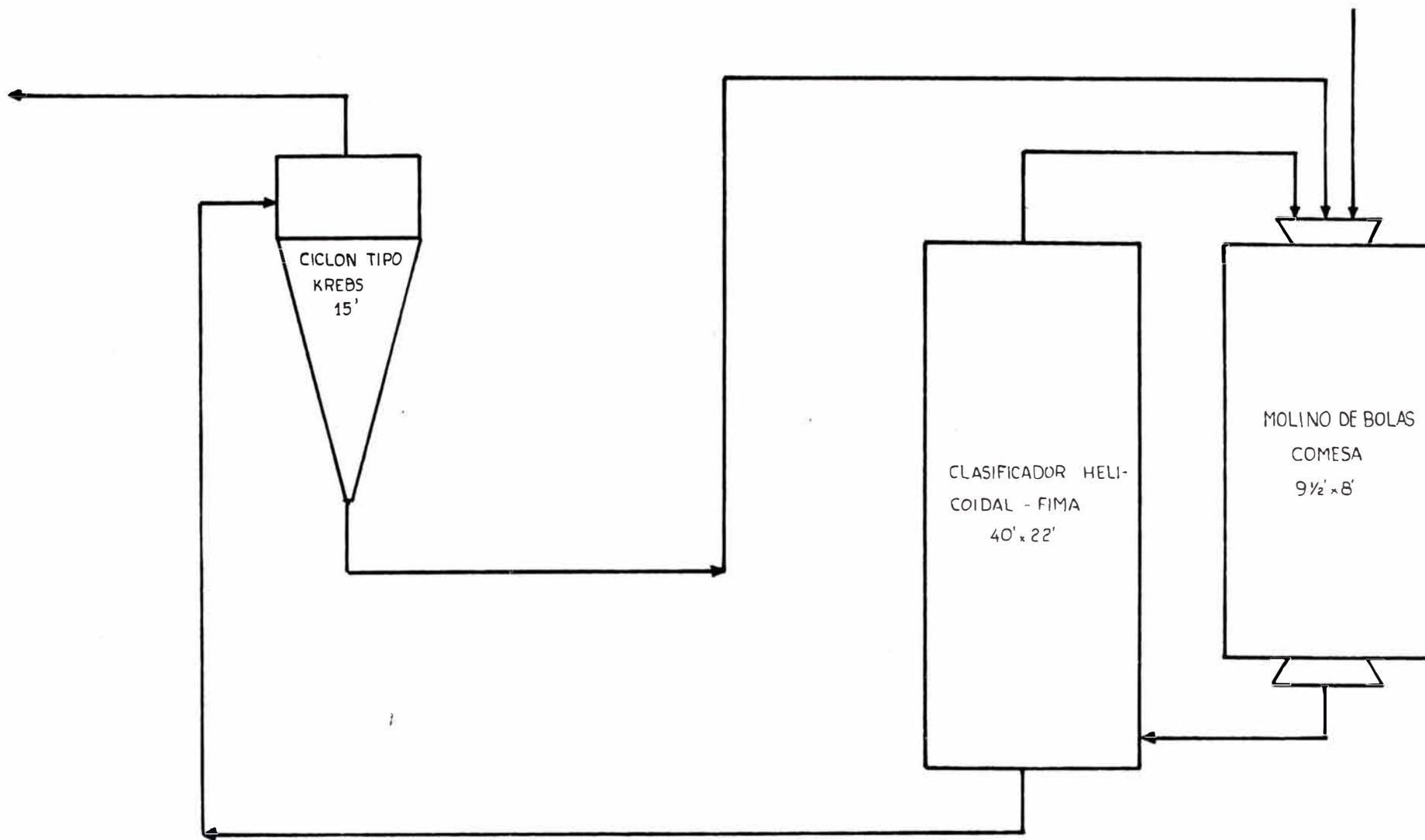


FIGURA N° 4.6 - CIRCUITO DE MOLIENDA CLASIFICACION MUESTREADO.
(Mina Raúl).

4.4.2 Descripción del Circuito Muestreado.

Para nuestro propósito se escogió el Circuito A, de mollienda por ser el de más fácil control y manipuleo. El circuito consta de un molino de bolas Comesa de 9 1/2' x 8' para el cual se encuentra en circuito cerrado con un clasificador helicoidal y un hidrociclón.

La descarga del molino alimenta al clasificador helicoidal FIMA de 40 x 22 pies, el rebose de éste alimenta al hidrociclón tipo Krebs de 15", cuyos finos son flotados.

La descarga de los clasificadores conjuntamente con el alimento fresco alimentan al molino. Ver Figura N°4.6 y Tabla de datos técnicos N° 4.8

4.4.3 Procedimiento de Muestreo.

Se realizó un muestreo durante 24 horas, tomándose muestras testigo cada media hora.

El muestreo consistía de un testigo para cada punto indicado en la Figura 4.6, así como su respectiva densidad de pulpa o tonelaje procesado, según sea el caso, así como la lectura del amperaje en el molino y la adición de agua.

4.4.4 Balance General de Materia.

Se indica esquemáticamente en la Figura 4.7. Estos resultados fueron obtenidos por procedimientos de ajuste estadístico y fórmulas convencionales de balance de material los cuales se detallan en esta sección.

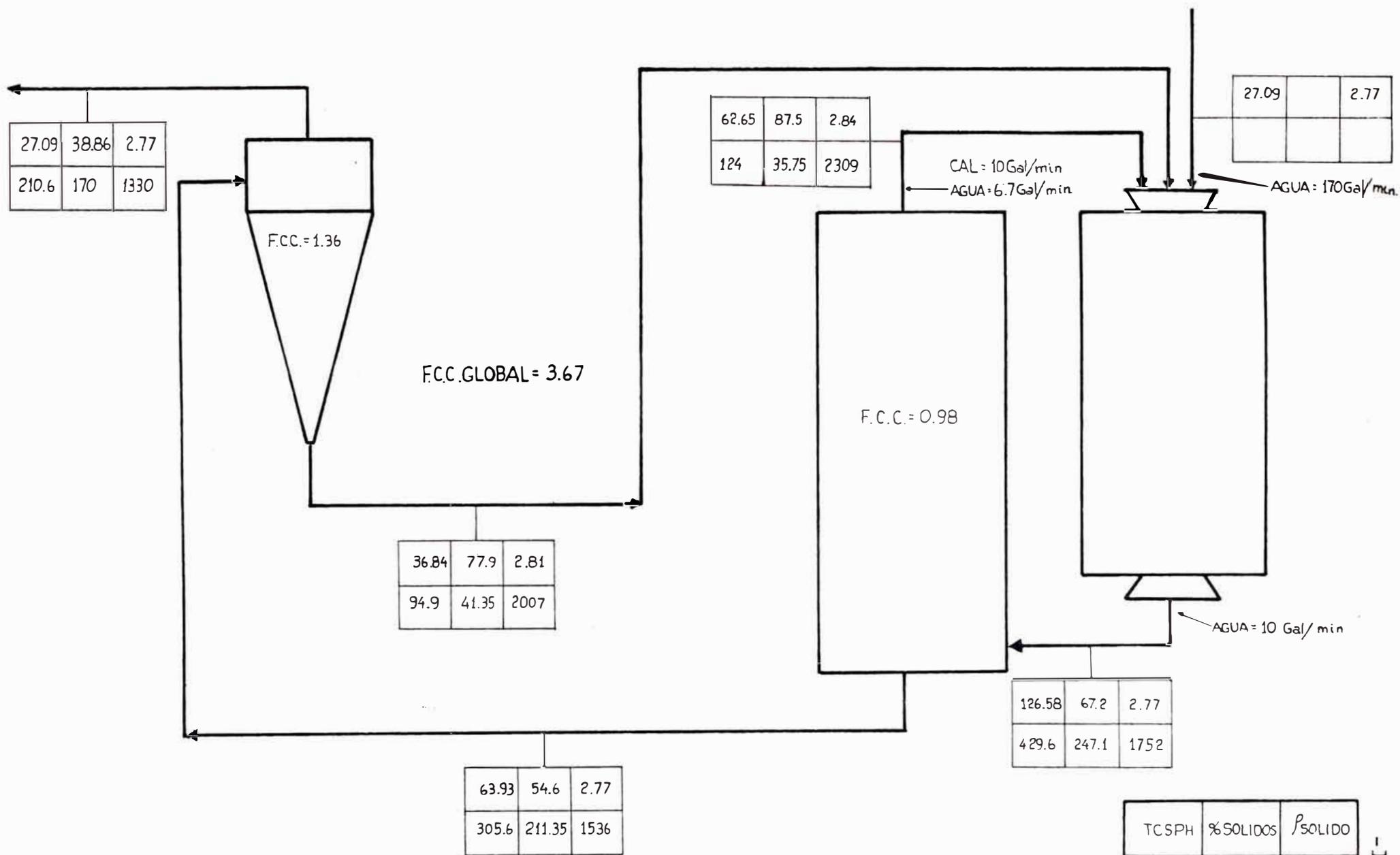


FIGURA N° 4.7 - BALANCE GENERAL DE MATERIA-CIRCUITO DE MOLIENDA "A"
(Mina Raúl)

Datos Técnicos del Molino.

TABLA N°4.8

Tipo de Molino	:	COMESA 9 1/2' x 8'
Dirección de Rotación	:	Antihorario
Velocidad Crítica RPM	:	25.5
Velocidad Actual RPM	:	19.5
Porcentaje V. Crítica. %	:	76.5
Motor :	Marca	ASEA
	H.P.	402
	Amp. máx.	470
	Amp. consumido	450
	Voltaje	440
	RPM	1185
	Cos. Ø	0.88

El consumo de bolas de acero fundido es de 0.250 kg/Ton. se asume que el molino 9 1/2' x 8' es el responsable del 52% del tonelaje de mineral tratado y se alimentan bolas de 3" y 2" en una proporción de 50% cada una.

El peso de cada bola es :

3" : 1.85 kg.

2" : 0.60 kg.

Procedimiento de Ajuste de Datos.

Antes de proceder a todo cálculo es necesario corregir las inconsistencias causadas por errores en el muestreo, ya que de otro modo, obtendríamos diferentes estimados de carga circulante y eficiencias inconsistentes para cada fracción de tamaño.

• Con este fin se emplea un algoritmo [37] para ajustar las distribuciones granulométricas de los componentes de un clasificador de tres flujos (Ver Figura N°4.8). Tambien puede ser aplicado en una celda de flotación.

- El procedimiento nos conduce a un carga circulante - para la cual la suma de los ajustes al cuadrado sea unmínimo .

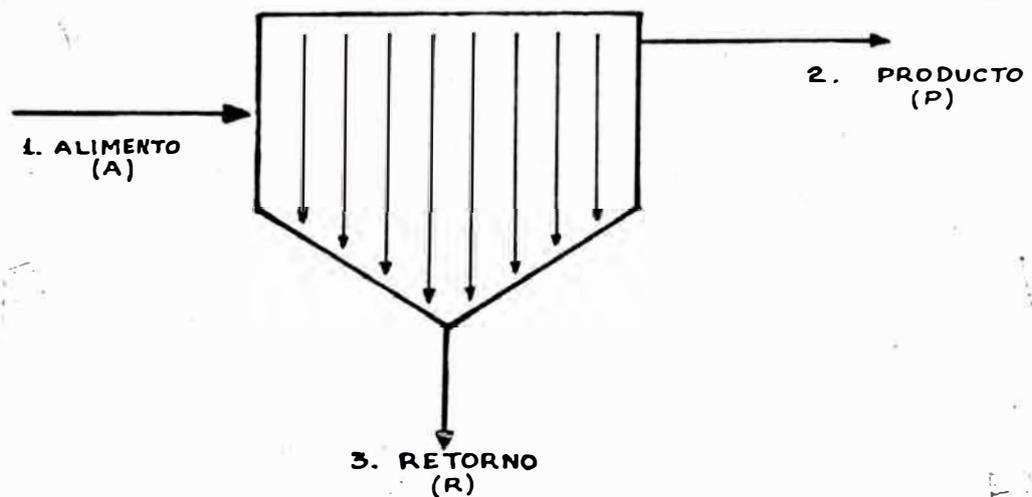


FIGURA N°4.8 - Esquema de un Clasificador.

El factor de carga circulante (c.c.) es la relación - de los flujos de masa del retorno y producto :

$$\text{c.c.} = \frac{\text{retorno}}{\text{producto}} = \frac{R}{P} \quad (4.19)$$

una forma práctica de calcular este factor es por medio de los ensayos granulométricos de cada flujo y balanceando sus componentes, la relación es :

$$\text{c.c.} = \frac{X_1 - X_2}{X_3 - X_1} \quad (4.20)$$

donde X_i es el porcentaje del total de sólidos en una fracción de tamaño del flujo i (ver Figura N°4.8).

Este estimado de c.c. es satisfactorio mientras hay solamente un valor en cada flujo. Cuando se obtienen dos o mas valores, la ecuación (4.20) producirá un estimado diferente de c.c. para cada tamaño.

Para resolver el problema de los diferentes estimados, en primer lugar, se selecciona un valor de c.c. (por ejemplo: el promedio de los estimados) y ajustamos las distribuciones granulométricas a este valor. Para asegurar que los datos son ajustados sistemáticamente, se impone la restricción que la suma de los ajustes al cuadrado sean un mínimo (teorema del punto mínimo).

Expresado matemáticamente :

$$J_{\text{mínimo}}(\text{c.c.}) = \sum_{k=1}^n J_K(\text{c.c.}) \quad (4.21)$$

Donde :

n = es el número de ensayos en la distribución -- por flujo.

J_K (c.c.) = es la suma de los ajustes al cuadrado - para una distribución completa.

$$J_K \text{ (c.c.)} = \sum_{i=1}^3 \left(\hat{X}_{ik} - X_{ik} \right)^2 \quad (4.22)$$

Donde :

X_{ik} = es el K -ésimo ensayo (malla) en el flujo i (en porcentaje).

\hat{X}_{ik} = es el k -ésimo ensayo ajustado en el flujo i

El valor de los ensayos que minimizan J (c.c.) y satisfacen la ecuación (4.20) para el valor de c.c. escogido está dado por :

$$\hat{X}_{ik} = X_{ik} + S_k Q_i \quad \text{para } K = 1; n-1; i = 1, 3 \quad (4.23)$$

$$\hat{X}_{in} = 100 - \sum_{k=1}^{n-1} \hat{X}_{ik} \quad \text{para } i = 1, 3 \quad (4.24)$$

$$Q_i \begin{cases} - (1+c.c.) & \text{para } i = 1 \\ 1 & \text{para } i = 2 \\ c.c. & \text{para } i = 3 \end{cases} \quad (4.25)$$

$$J_K(R) = S_k, \text{ si y solo si;}$$

$$S_K = (X_{1k}(1+c.c.) - X_{2k} - X_{3k} c.c.) / (2(1+c.c. + c.c.^2)) \quad (4.26)$$

El valor de J (c.c.) depende de c.c., y existe un particular valor de c.c. para el cual J (c.c.), la suma de los ajustes al cuadrado, es un mínimo. Este valor es el mejor estimado de la carga circulante.

La Figura N°4.9 muestra el algoritmo iterativo, para encontrar el mejor estimado de c.c. El procedimiento se resumiría a :

(1) Comenzar con un estimado de c.c. el cual este dentro del rango calculado para los diversos ensayos (se recomienda el promedio de éstos).

(2) Calcular J (c.c.), usando las ecuaciones (4.21) a (4.26).

(3) Si J (c.c.), no es el mínimo, hacer un nuevo estimado de c.c. Si J (c.c.) es un mínimo, el valor de c.c. es el mejor estimado.

Por ejemplo, en el Clasificador Helicoidal (Tabla N°4.11) se puede observar la variedad de valores para el factor de carga circulante, siendo su promedio 1.66. Luego se procede a calcular los J_k (c.c.) para este estimado de c.c. (ajustes al cuadrado).

Por ejemplo para la malla 10.

$$J_k(\text{c.c.}) = \frac{[11.57(2.66) - 0.23 - 23.29(1.66)]^2}{2 [1 + 1.66 + (1.66)^2]} = 6.0802$$

y así sucesivamente para cada una de las 12 mallas ensayadas se obtiene un valor de J_k (c.c.).

Al hacer la sumatoria de estos valores se obtiene :

$$J(\text{c.c.}) = 28.910$$

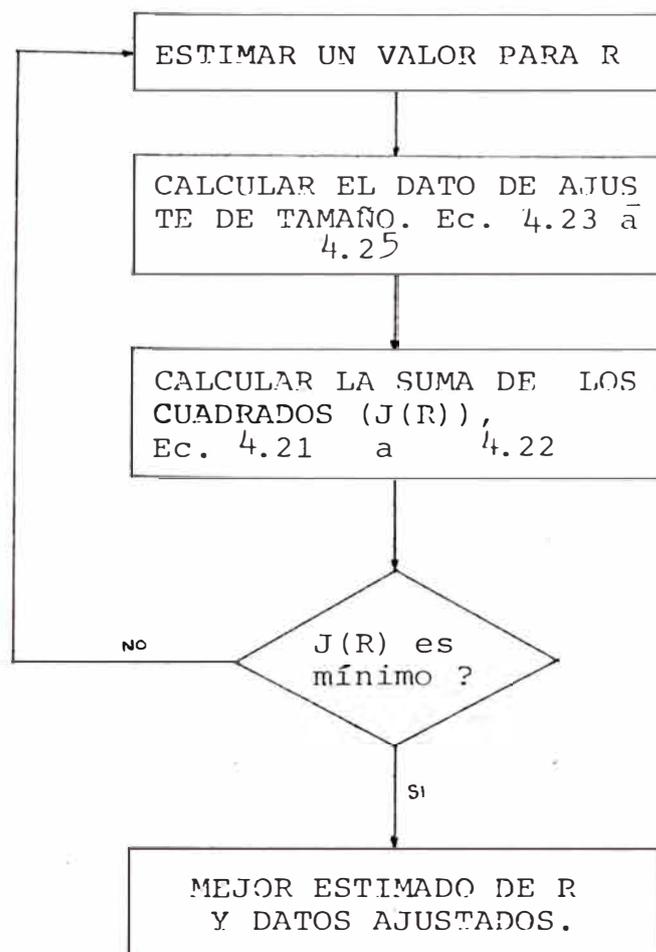


FIGURA N°4.9 - Algoritmo iterativo para encontrar el mejor estimado de c.c.

El procedimiento anterior se repite haciendo estimaciones de c.c, hasta que $J(c.c.)$ sea mínimo. En este punto el factor de c.c. es el mejor estimado.

En este caso se encontró que $J(c.c.) = 17.0196$ era mínimo cuando $c.c. = 0.98$

Seguidamente se procede al ajuste de datos empleando las ecuaciones (4.23) a (4.26).

$$c.c = 0.98$$

$$Q_i \begin{cases} - 1.98 & \text{para alimento} \\ 1 & \text{para rebose} \\ 0.98 & \text{para retorno (o gruesos)} \end{cases}$$

$$S_k = \frac{X_{1k}(1.98) - X_{2k} - X_{3k}(0.98)}{2 [1 + 0.98 + (0.98)^2]}$$

Para malla 10 :

$$S_k = \frac{11.57(1.98) - 0.23 - 23.29(0.98)}{5.8808} = - 0.025$$

Aplicando : $\hat{X}_{ik} = X_{ik} + S_k Q_i$ para cada flujo

$$\text{Alimento : } 11.57 + (-0.025) (-1.98) = 11.62$$

$$\text{Rebose : } 0.23 + (-0.025) (1) = 0.21$$

$$\text{Gruesos : } 23.29 + (-0.025)(0.98) = 23.27$$

Estos cálculos se repetirán para cada malla,

Puesto que el procedimiento de cálculo es tedioso, se ha diseñado un programa que hará estos cálculos. El programa está escrito en lenguaje Basic y puede ser utilizado por cualquier microcomputador, lo cual es mas factible para una planta. (Apéndice I).

En la Tabla N°4.11 se presentan los análisis granulométricos experimentales y ajustados para cada flujo en el clasificador helicoidal, en la Tabla N°4.12, se muestra la secuencia de valores T (c.c.) hasta obtener el mínimo.

Las Tablas N°s. (4.15) y (4.16) corresponden al procedimiento de ajuste en el ciclón.

Determinación de la Eficiencia de Clasificación.

Luego de determinadas las distribuciones corregidas, se tabulan en la forma en que se muestra en la Tabla N°4.13; en la Tabla N°4.10 se presentan las condiciones de operación del clasificador portador de estos datos.

En un caso ideal un clasificador debería separar una mezcla original de partículas de tamaños diferentes en dos porciones, una de las partículas gruesas de tamaños mayores a un cierto valor al que llamaremos X_{50} y la otra de partículas finas, todas de tamaño menor a X_{50} . Este valor de X_{50} sería el tamaño de partículas que tendría la misma probabilidad de ir a la fracción gruesa (descarga) o a la fina (rebose) y se denomina tamaño de corte del clasificador.

En realidad ocurre que partículas finas menores al X_{50} pasan a la fracción gruesa y viceversa. Una forma de determinar cuan alejado está del comportamiento ideal un clasificador es por la determinación de su curva de partición o llamada también curva de Tromp que permite también cuantificar la eficiencia de la operación de un clasificador.

Si $f(x)$ es el porcentaje en peso retenido en un análisis granulométrico del alimento, rebose y descarga del clasificador y A, R y D sus tonelajes respectivos, la eficiencia de separación es dada por :

$$E = \frac{\text{Peso de material de tamaño } X_i \text{ en el rebose}}{\text{Peso de material de tamaño } X_i \text{ en el alimento}} \times 100$$

$$E_R (X_i) = \frac{f_R (X_i) R}{f_A (X_i) A} \times 100 \quad (4.27)$$

De forma similar el porcentaje de partículas de tamaño X_i que pasaran del alimento a la descarga, estará dado por:

$$E = \frac{\text{Peso de material de tamaño } X_i \text{ en la descarga}}{\text{Peso de material de tamaño } X_i \text{ en el alimento}} \times 100$$

$$E_D (X_i) = \frac{f_D (X_i) D}{f_A (X_i) A} \times 100 \quad (4.28)$$

Así para la malla -20 + 28 en el clasificador helicoidal.

$$E_R = \frac{4.01}{7.40} \times \frac{63.93}{126.58} \times 100 = 27.37$$

$$E_D = \frac{10.85}{7.40} \times \frac{62.65}{126.58} \times 100 = 72.57$$

El siguiente paso consiste en graficar en un papel semilog los pasos $E_R (X_i)$ y $E_D (X_i)$ vs. X_i ; donde X_i son los promedios geométricos de las aberturas de mallas entre las que quedan retenidos los valores $f(X_i)$: obteniéndose la curva de partición del ciclón o curva de Tromp. Ver Figura N°4.10

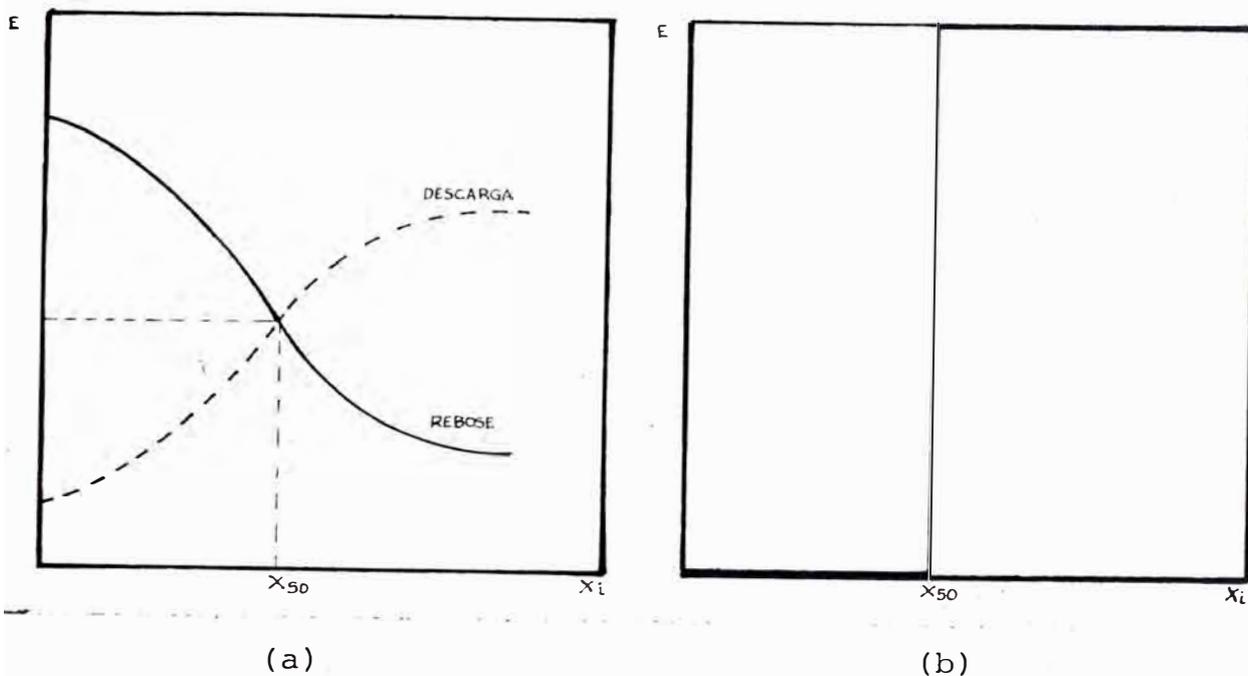


FIGURA N°4.10 - Curva de partición.
 a) caso práctico
 b) comportamiento ideal.

Como se observa en las Figuras N° 4.10, las curvas prácticas difieren del comportamiento ideal, lo cual se debe a que ningún clasificador es un aparato 100% eficiente, debido a que cierta proporción de finos pasan a la descarga por arrastre y sin clasificación, modificando de este modo la curva.

Luego debe hacerse una corrección en la partición calculada. Por convención se asume la cantidad de material de cada fracción de la alimentación que es cortocircuitada como proporcional a la fracción del agua reportada en el rebo

se (P). De este modo el porcentaje de partición corregida será para los gruesos :

$$E_D (Xi)_c = \frac{f_D (Xi) D - P f_A (Xi) A}{f_A (Xi) A - P f_A (Xi) A} \times 100 \quad (4.29)$$

donde el término $f_A (Xi) A$ representa el peso de la fracción de tamaño Xi en la alimentación, y al ser afectado por P, el porcentaje o la fracción de este total que será cortocircuitado, siendo este valor numéricamente igual a la fracción de agua que se reporta en la descarga, se obtiene el peso de la fracción i que no debería ir a la descarga.

Si la ecuación (4.29) se divide tanto numerador como de nominador entre $f_A (Xi) A$, se obtiene :

$$E_D (Xi)_c = \frac{E_D (Xi) - P}{1 - P} \times 100 \quad (4.30)$$

Por ejemplo, en el caso del clasificador del Cuadro 1, el porcentaje de agua en el rebose es de : 14.47%.

Para la malla -20 + 28, la partición corregida $E_D (Xi)_c$ es :

$$E_D (Xi)_c = \frac{0.7275 - 0.1447}{1 - 0.1447} \times 100 = 67.93$$

Con estos datos de $E_D (Xi)_c$ se construye la curva de partición corregida, determinándose el X_{50} , tamaño de corte de clasificación o punto de división perfecta (50% en el rebose y 50% en la descarga), mediante este valor se determina la eficiencia. (Apéndice II).

Para determinar la eficiencia de un clasificador, trazamos las curvas de Gaudin-Schuhmann para el alimento, rebose y arenas (Figuras N°s. 4.15 y 4.10). Con el d_{50} determinado en el punto anterior (Figuras N°s. 4.14 y 4.17) se determina el porcentaje acumulativo negativo para los tres productos llamándolos Y_A (alimentación), Y_R (rebose) ---- Y_D (descarga). Seguidamente se establecen los siguientes balances :

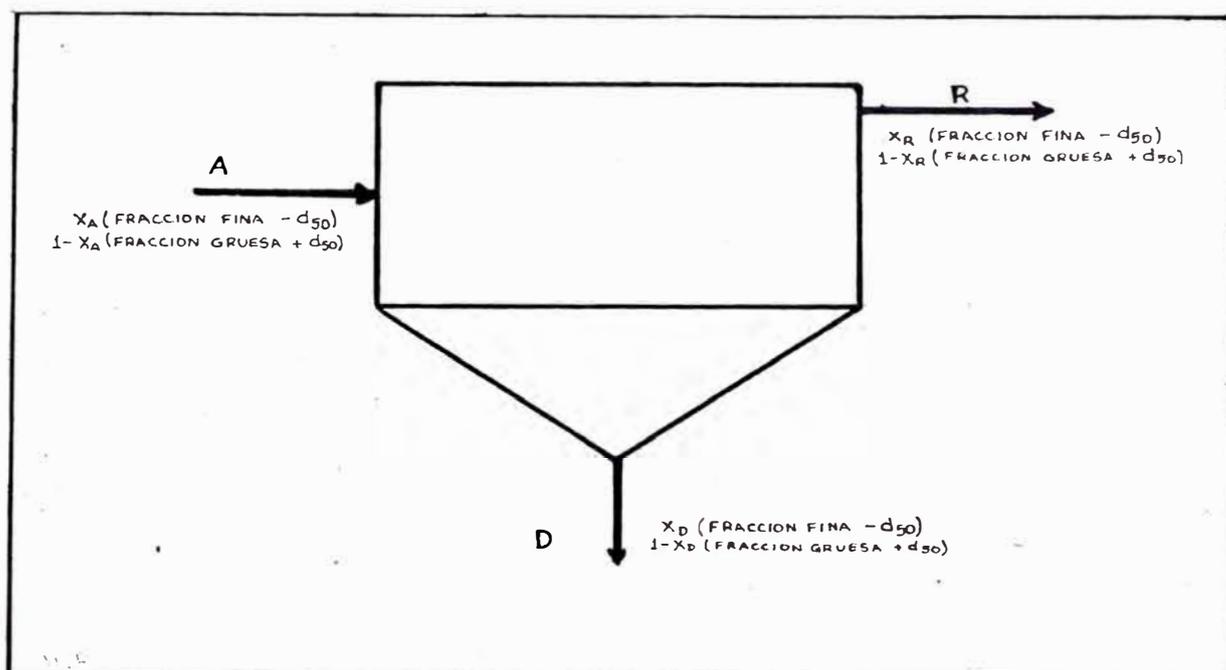


FIGURA N°4.11 - Representación esquemática de un Ciclón.

Para la fracción fina :

$$A = R + D \tag{4.31}$$

$$X_A A = X_R R + X_D D \tag{4.32}$$

De otra manera :

$$\frac{R}{A} = \frac{Y_A - Y_D}{Y_R - Y_D} \quad (4.33)$$

$$\frac{D}{A} = \frac{Y_A - Y_D}{Y_D - Y_R} \quad (4.34)$$

Luego, la eficiencia de un clasificador para la fracción fina será :

$$E_R = \frac{\text{Fracción del peso de finos que va al rebose } (-d_{50})}{\text{Peso total de finos alimentado } (-d_{50})}$$

$$E_R = \frac{Y_R}{Y_A} \frac{R}{A} = \frac{Y_R}{Y_A} \times \frac{Y_A - Y_D}{Y_R - Y_D} \quad (4.35)$$

Análogamente la eficiencia para la fracción gruesa :

$$E_D = \frac{\text{Fracción de peso de gruesos que va al rebose } (+d_{50})}{\text{Peso total de gruesos alimentados } (+d_{50})}$$

$$E_D = \frac{(1 - Y_D)}{(1 - Y_A)} \times \frac{D}{A} = \frac{1 - Y_D}{1 - Y_A} \times \frac{Y_A - Y_R}{Y_D - Y_R} \quad (4.36)$$

La eficiencia total es :

$$E = E_R \times E_D$$

Una forma gráfica de hallar la eficiencia consiste en - de terminar las áreas achuradas de las Figuras N°s 4.14 y

N°4.17, mediante planimetro, para luego desarrollar :

$$E = \frac{A_1 + A_2}{A_{1t} + A_{2t}} \quad (4.38)$$

En el circuito molienda-clasificación analizado se obtiene los siguientes valores para d_{50} (Figuras N°s. 4.14- y 4.17).

TABLA N°4.9.a

EFICIENCIAS DE CLASIFICACION

	CLASIFIC.HELICOIDAL	CICLON
Y_A	64.2	49.5
Y_D	40.5	32.9
Y_R	88.5	71.8
E_R	68.1	61.9
E_D	84.1	76.2
E	57.3	47.2

Determinacion de la Eficiencia Global de Clasificación:

Con este propósito, se asume un circuito con un solo clasificador donde el alimento es la descarga del molino, el retorno es la suma de los retornos del clasificador helicoidal e hidrociclón y el rebose es el producto de circuito molienda-clasificación (rebose del hidrociclón). Ver Figura N°4.12

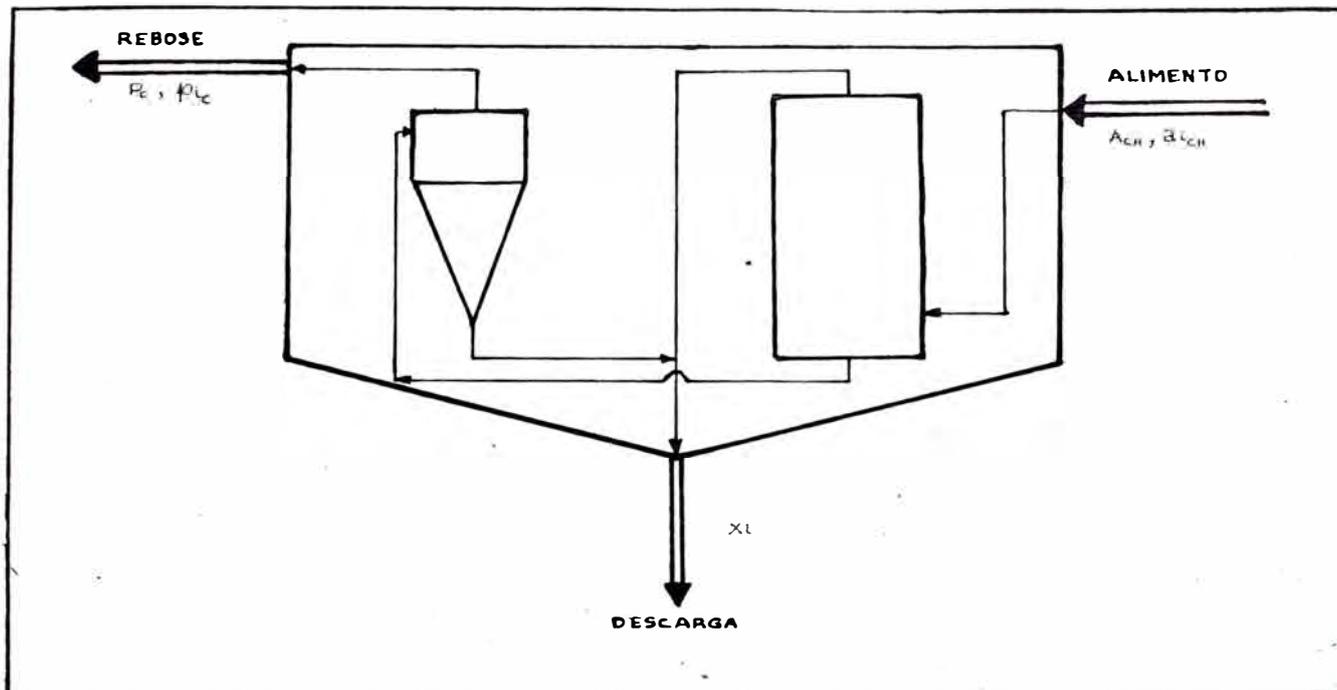


FIGURA N°4.12 - Esquema General de Clasificación.

Para poder utilizar los procedimientos de cálculo anteriores, es necesario conocer el análisis granulométrico de la Descarga, la cual se determina haciendo un balance de masa por mallas de los retornos de los clasificadores; como se muestra :

$$X_i = \frac{a_{ich} A_{ch} - p_{ic} P_c}{A_{ch} - P_c} \quad (4.39)$$

Donde :

X_i = % en peso en la malla i para la descarga global.

\bar{a}_i, \bar{p}_i = % en peso en la malla i para el alimento y producto respectivamente

ch, c = sub-índices que indican clasificador helicoidal y ciclón, respectivamente.

A, P = tonelaje de sólidos del alimento y producto respectivamente.

En la Tabla N°4.18, se muestra el Retorno Calculado, de igual manera los valores para la curva de partición y los valores corregidos, los que se grafican en la Figura N°4.19 De la Figura N°4.20 se determinan los valores Y_A, Y_R, Y_D - los que se muestran a continuación :

TABLA N° 4.9.b

EFICIENCIA GLOBAL DE CLASIFICACION

Y_A	28.7
Y_D	18.8
Y_R	65.5
E_R	48.4
E_D	89.7
E	43.4

TABLA N° 4.10RESULTADOS PROMEDIOS EN EL MUESTREO DE LA MOLIENDA Y CLASIFICACION.

CONDICIONES DE OPERACION- CLASIFICADOR HELICOIDAL				
		Alimento	Descarga	Rebose
Tonelaje	TCSPH	126.58	62.65	63.93
% Peso	%	100	49.5	50.5
Gravedad Específica		2.77	2.84	2.77
% Sólidos	%	67.20	87.50	54.60
Densidad de Pulpa	Gr/lt.	1752	2309	1536
Volumen de Pulpa	GPM	419.6	124	305.6
Contenido de Agua	CPM	247.1	35.75	211.35
Menos malla 100	%	34.02	16.81	50.90
Menos malla 200	%	21.58	10.48	32.47
Menos malla 400	%	13.16	6.54	19.65
Tamaño promedio de partículas	μ 80	1040	1850	375

- Carga circulante debido al clasificador helicoidal = 0.98

$$c.c. = \frac{D}{R}$$

R = Rebose - hidrociclón = 63.93

D = Descarga - hidrociclón = 62.93

A = Alimento - hidrociclón = 126.58

TABLA N°4.11

CLASIFICADOR HELICOIDAL

MALLA	ALIMENTO		REBOSE		GRUESOS		f.c.c.	
	Muestral	Ajuste	Muestral	Ajuste	Muestral	Ajuste	Muestral	Ajuste
10	11.57	11.62	0.23	0.21	23.29	23.27	0.97	0.98
14	6.45	5.99	0.91	1.14	10.7	10.93	1.3	0.98
20	7.43	6.91	2.63	2.89	10.75	11.01	1.45	0.98
28	8.29	7.40	3.56	4.01	10.41	10.85	2.23	0.98
35	8.44	9.14	9.77	9.42	9.20	8.85	1.75	0.98
48	8.19	8.75	10.23	9.95	7.81	7.53	5.37	0.98
65	7.71	8.49	11.26	10.87	6.44	6.06	2.8	0.98
100	6.89	7.68	11.01	10.61	5.08	4.69	2.28	0.98
150	6.02	6.77	10.26	9.88	3.97	3.60	2.07	0.98
200	5.11	5.67	8.83	8.55	3.01	2.73	1.77	0.98
400	8.08	8.42	12.99	12.82	4.11	3.94	1.24	0.98
-400	15.82	13.16	18.32	19.65	5.23	6.54	0.24	0.98
			c.c. med.	= 1.66				

TABLA N°4.12

AVANCE ITERATIVO

N° DE PRUEBA	C.C.	<u>J(CC)</u>
1	1.66	28.910
2	1.76	31.485
3	1.86	34.0907
4	1.56	26.397
5	1.46	24.0012
6	1.36	21.7894
7	1.26	19.8495
8	1.16	18.299
9	1.06	17.295
10	0.96	17.0413
11	0.86	17.801
12	1.05	17.231
13	1.04	17.177
14	1.03	17.13
15	1.02	17.09
16	1.01	17.06
17	1.00	17.034
18	0.99	17.023
19	0.98	17.0196

factor de c.c = 0.98

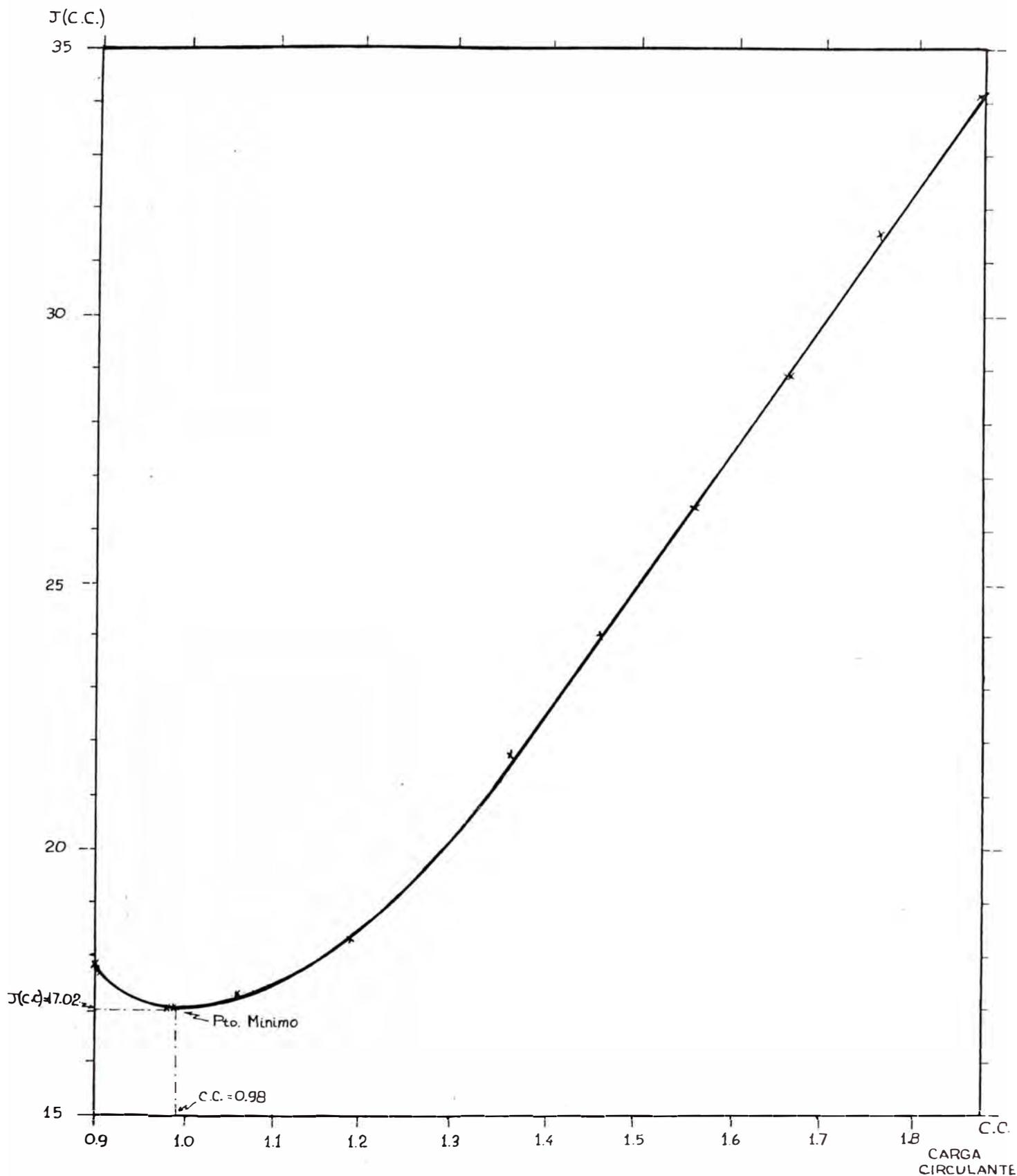


FIGURA N° 4.13 - AJUSTE DE PLATA MUESTRALES - DETERMINACION DE LA CARGA CIRCULANTE (C.C.) PARA LA ELIMINACION DE INCONSISTENCIAS (Clasificador Helicoidal - Mina Raul).

TABLA N°4.13

CLASIFICADOR HELICOIDAL

	ALIMENTO 26.58			REBOSE 63.93			GRUESOS 62.65			EFICIENCIAS			EFIC. CORR.
MALLA	%	Ac(-)	Ac(+)	%	Ac(-)	Ac(+)	%	Ac(-)	Ac(+)	Ef. grue.	Ef. finos	Ef. Tromp	By Pass 14.47%
10	11.62	88.38	11.62	0.21	99.79	0.21	23.27	76.73	23.27	99.12	0.91	99.09	98.94
14	5.99	82.39	17.61	1.14	98.65	1.35	10.93	65.8	34.20	90.31	9.61	90.38	88.75
20	6.91	75.48	24.52	2.89	95.76	4.24	11.01	54.79	45.21	78.86	21.12	78.87	75.3
28	7.40	68.08	31.92	4.01	91.75	8.25	10.85	43.94	56.06	72.57	27.37	72.61	67.98
35	9.14	58.94	41.06	9.42	82.33	17.67	8.85	35.09	64.91	47.92	52.05	47.94	39.13
48	8.75	50.19	49.81	9.95	72.38	27.62	7.53	27.56	72.44	42.59	57.43	42.58	32.87
65	8.49	41.7	58.30	10.87	61.51	38.49	6.06	21.50	78.50	35.33	64.66	35.33	24.39
100	7.68	34.02	65.98	10.61	50.90	49.1	4.69	16.81	83.19	30.23	69.77	30.23	18.43
150	6.77	27.25	72.75	9.88	41.02	58.98	3.60	13.21	86.79	26.32	73.71	26.31	13.34
200	5.67	21.58	78.42	8.55	32.47	67.53	2.73	10.48	89.52	23.83	76.16	23.83	10.94
400	8.42	13.16	86.84	12.82	19.65	80.35	3.94	6.54	93.46	23.16	76.9	23.15	10.15
-400	13.16	-.-	100	19.65	-.-	100	6.54	-.-	100	24.60	75.41	24.59	11.97

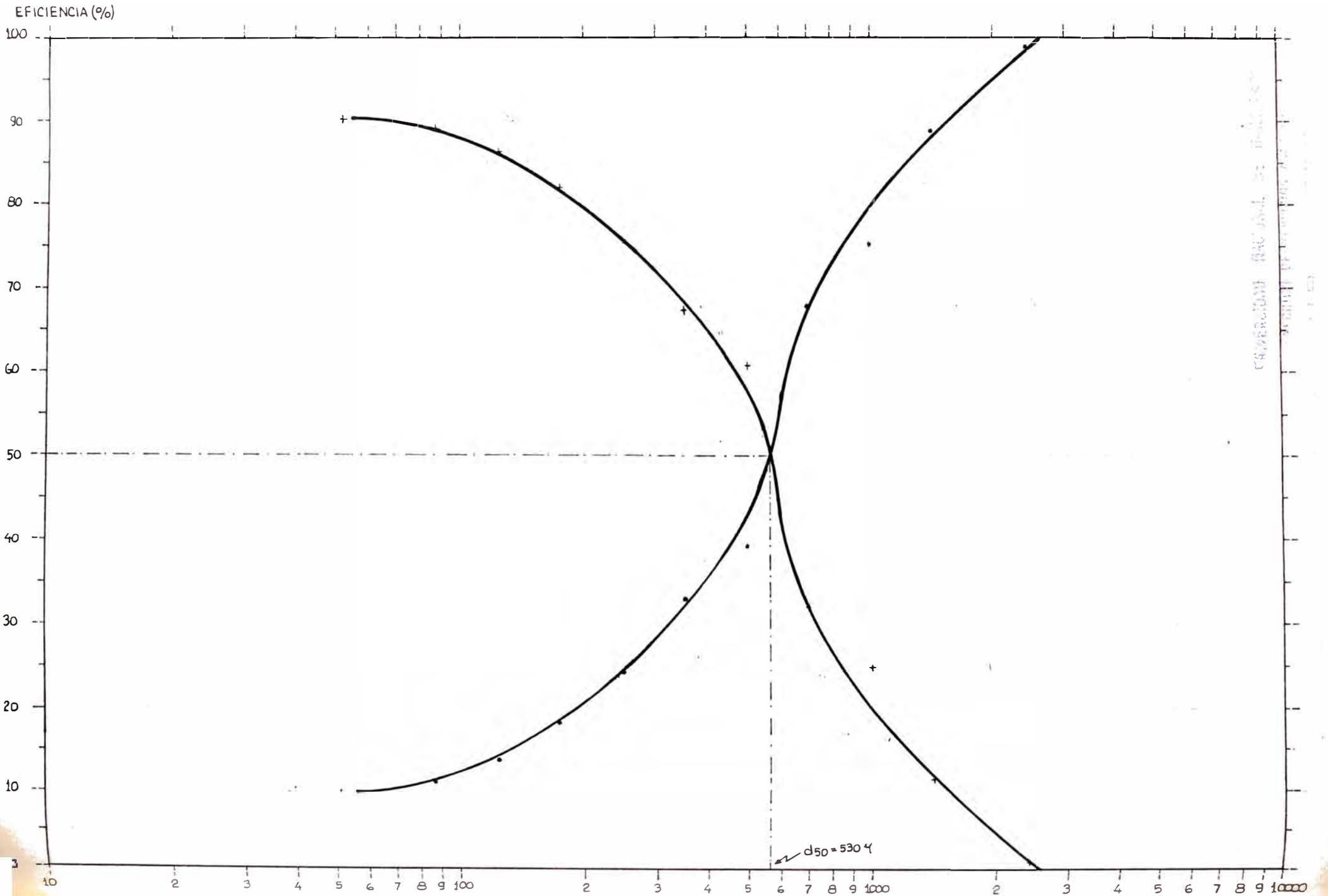


FIGURA No. 4.14

EFICIENCIA DE CLASIFICACION - TERMINACION DEL d_{50}

MICRONES

FIGURA N°4.15 - DISTRIBUCION GRANULOMETRICA, DETERMINACION DE YA, YG e YR (CLASIFICADOR HELICOIDAL-Mina Raúl).

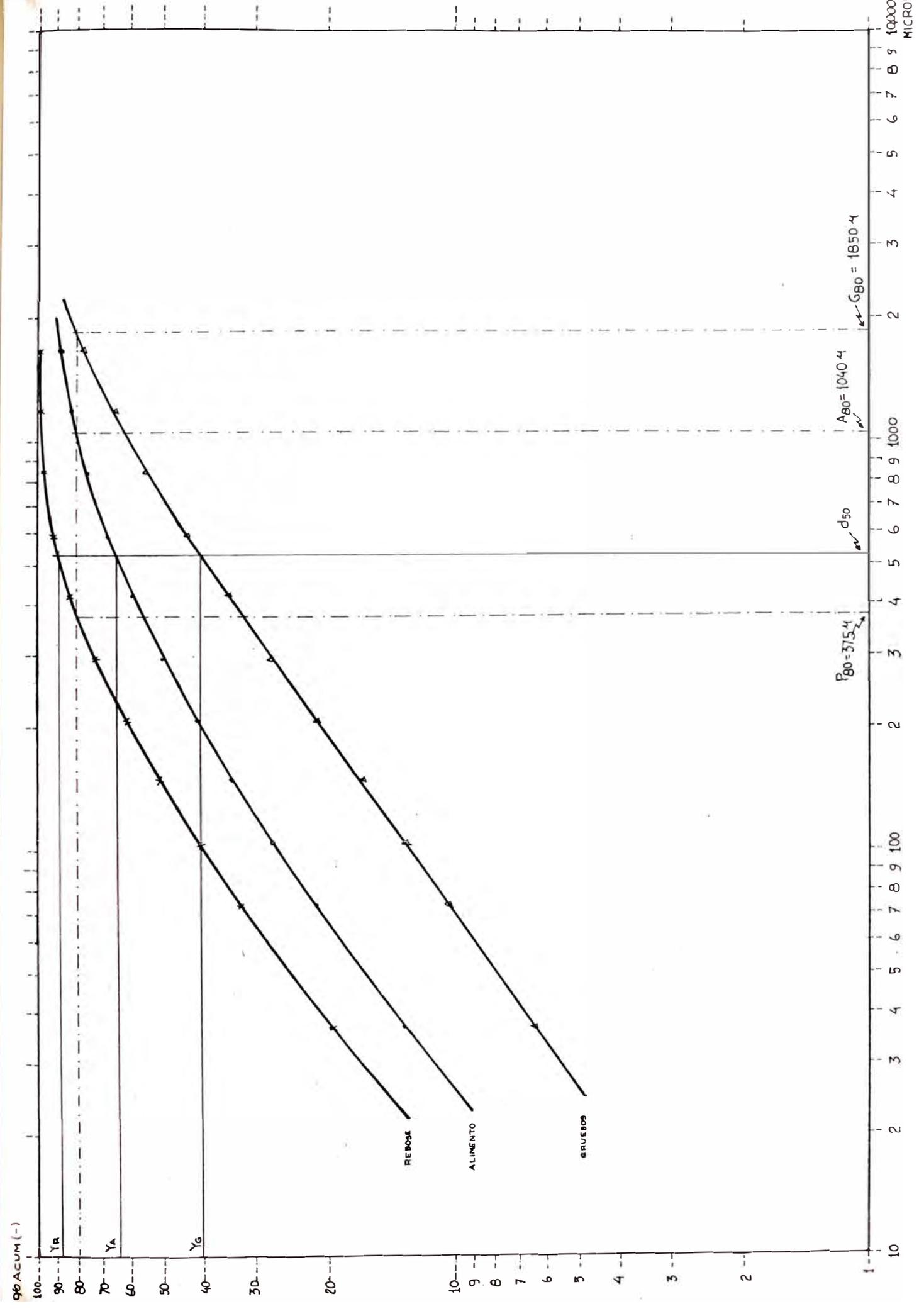


TABLA N°4.14

CONDICIONES DE OPERACION-HIDROCICLON 15"

PARAMETROS	UNIDADES	ALIMENTO HIDROCICLON (3)	REBOSE HIDROCICLON (5)	DESCARGA HIDROCICLON (4)
Tonelaje	TCSPH.	63.93	36.84	27.09
% Peso	%	100	57.6	42.4
Gravedad específica		2.77	2.81	2.77
% Sólidos	%	54.6	77.9	38.36
Densidad de pulpa	gr/lt.	153.6	200.7	133.0
Volumen de pulpa	GPM	305.6	94.9	210.6
Contenido de Agua	GPM	211.35	41.35	170
Menos malla 100	%	49.95	32.91	73.10
Menos malla 200	%	31.28	15.63	52.53
Menos malla 400	%	18.65	6.89	34.61
Tamaño promedio de partículas	μ80	380	480	200
Carga circulante debido al hidrociclón =	1.36			

$$c.c. = \frac{D}{R}$$

R = rebose del hidrociclón = alimento fresco

R = 27.09

D = 36.84

A = 63.93

TABLA N°4.15

CICLON

MALLA	ALIMENTO		REBOSE		GRUESOS		f.c.c.	
	MUESTRAL	CORREGIDO	MUESTRAL	CORREGIDO	MUESTRAL	CORREGIDO	MUESTRAL	CORREGIDO
28	7.33	7.78	1.94	1.75	12.48	12.22	1.05	1.36
35	9.77	8.98	3.03	3.37	12.65	13.11	2.34	1.36
48	10.23	10.74	5.33	5.12	15.16	14.87	0.99	1.36
65	11.26	11.54	7.60	7.48	14.69	14.53	1.07	1.36
100	11.01	11.01	9.18	9.18	12.36	12.36	1.36	1.36
150	10.26	10.08	10.22	10.29	9.83	9.93	- 0.093	1.36
200	8.83	8.59	10.18	10.28	7.21	7.35	0.83	1.36
400	12.99	12.63	17.77	17.92	8.53	8.74	1.07	1.36
- 400	18.32	18.65	34.75	34.61	7.09	6.89	1.46	1.36

C.C. MED = 1.12

TABLA N° 4.16

<u>N° DE PRUEBAS</u>	<u>C. C.</u>	<u>J (P.)</u>
1	1.12	4.2076
2	1.22	2.8805
3	1.32	2.3102
4	1.42	2.3208
5	1.23	2.7918
6	1.24	2.7102
7	1.25	2.6396
8	1.26	2,5731
9	1.27	2.5097
10	1.28	2.4573
11	1.29	2.4129
12	1.30	2.3707
13	1.31	2.3374
14	1.32	2.3102
15	1.33	2.2861
16	1.34	2.269
17	1.35	2.258
18	1.36	2.25

LUEGO f.c.c. = 1.36

TABLA N° 4.17

CICLON

MALLA	ALIMENTACION 63.93 TC/h			REBOSE 27.09 TC/h			GRUESOS 36.84 TC/h			EFICIENCIAS			EF .CORREGIDA By Pass=
	%	Ac(-)	Ac(+)	%	Ac(-)	Ac(+)	%	Ac(-)	Ac(+)	Ef.grues.	Ef.finos	Ef.Tromb.	
28	7.78	92.22	7.78	1.75	98.25	1.75	12.22	87.78	12.22	90.51	9.53	90.47	88.15
35	8.98	83.24	16.76	3.37	94.88	5.12	13.11	74.67	25.33	84.13	15.9	84.10	80.23
48	10.74	72.50	27.50	5.12	89.76	10.24	14.87	59.80	40.20	79.79	20.2	79.80	74.89
65	11.54	60.96	39.04	7.48	82.28	17.72	14.53	45.27	54.73	72.56	27.47	72.54	65.86
100	11.01	49.95	50.05	9.18	73.10	26.90	12.36	32.91	67.09	64.69	35.33	64.68	56.09
150	10.08	39.85	60.13	10.29	62.81	37.19	9.93	22.98	77.02	56.77	43.26	56.75	46.23
200	8.59	31.28	68.72	10.28	52.53	47.47	7.35	15.63	84.37	49.31	50.71	49.30	36.97
400	12.63	18.65	81.35	17.92	34.61	65.39	8.74	6.89	93.11	39.88	60.12	39.88	25.26
-400	18.65	-	100	34.61	-	100	6.89	-	100	21.29	78.64	21.30	12.16

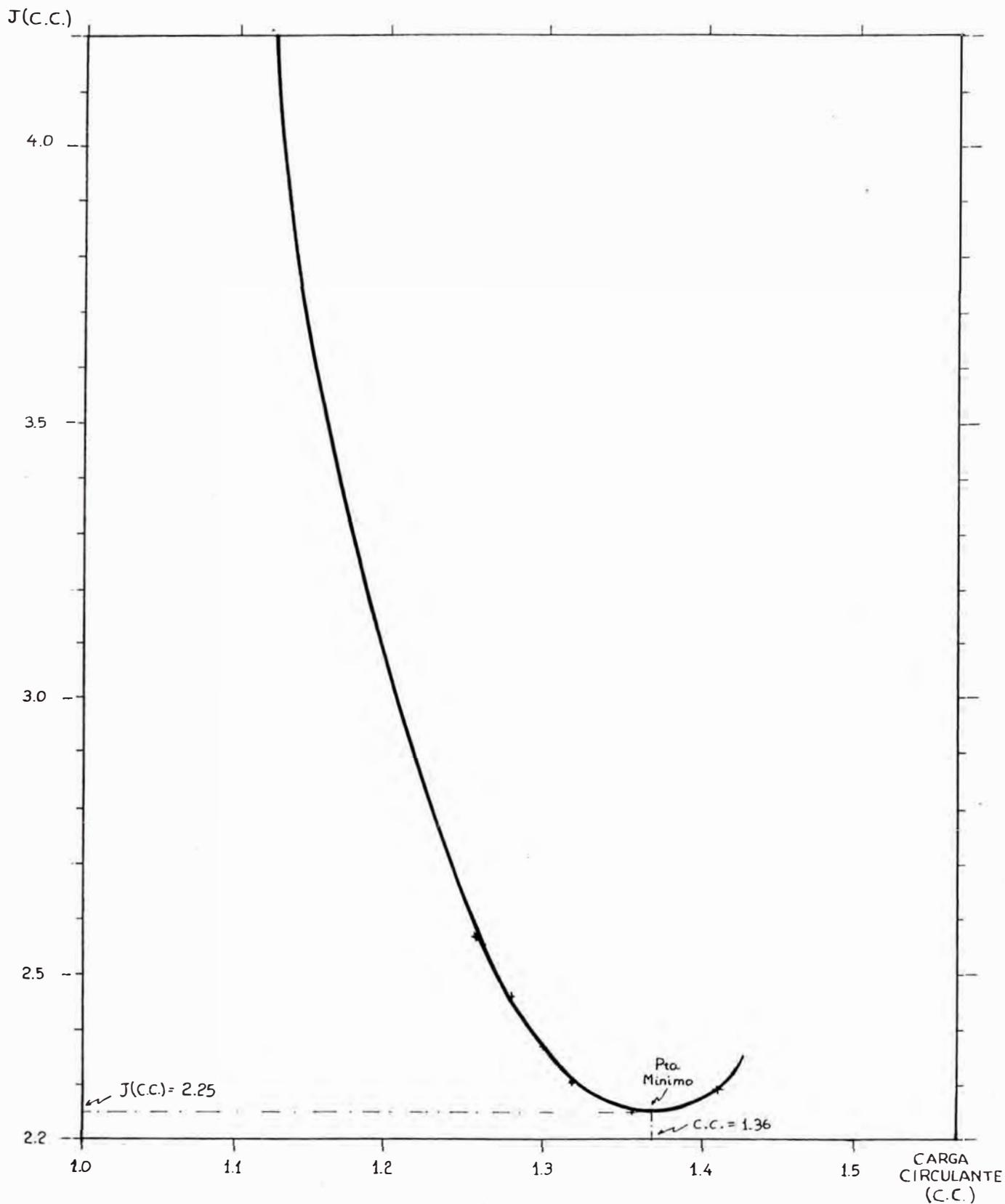


FIGURA N° 4.16 - AJUSTE DE DATOS MUESTRALES - DETERMINACION DE LA CARGA CIRCULANTE PARA ELIMINACION DE INCONSISTENCIAS (Ciclón-Mina Raúl).

FIGURA N°4.17

EFICIENCIA DE CLASIFICACION-DETERMINACION DEL d_{50}
(Pto.de CORTE) CICLON (Mina Raúl)

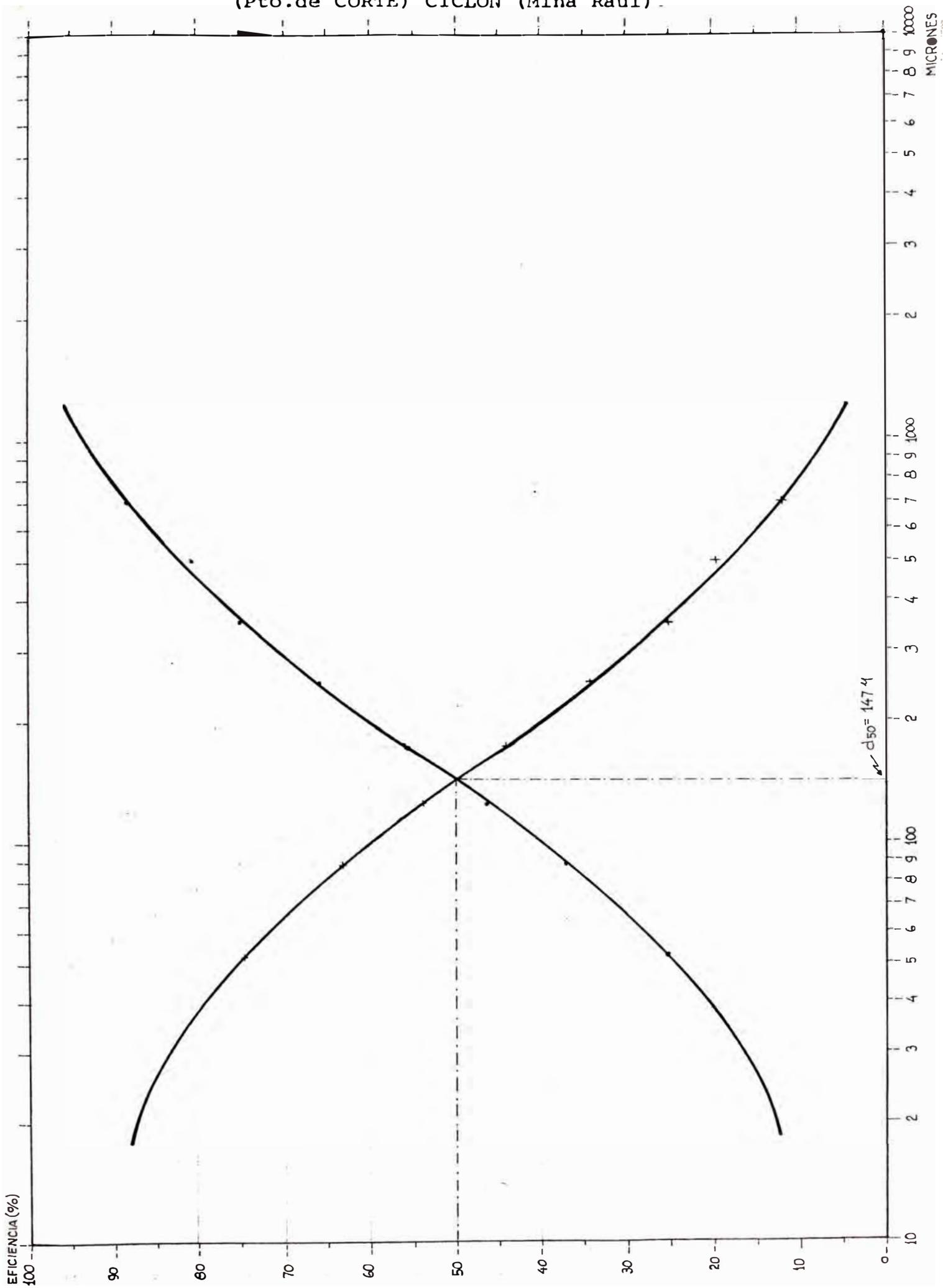


FIGURA N° 4.18 - DISTRIBUCION GRANULOMETRICA-DETERMINACION DE YA, YG YR (CICLON - Mina Raúl).

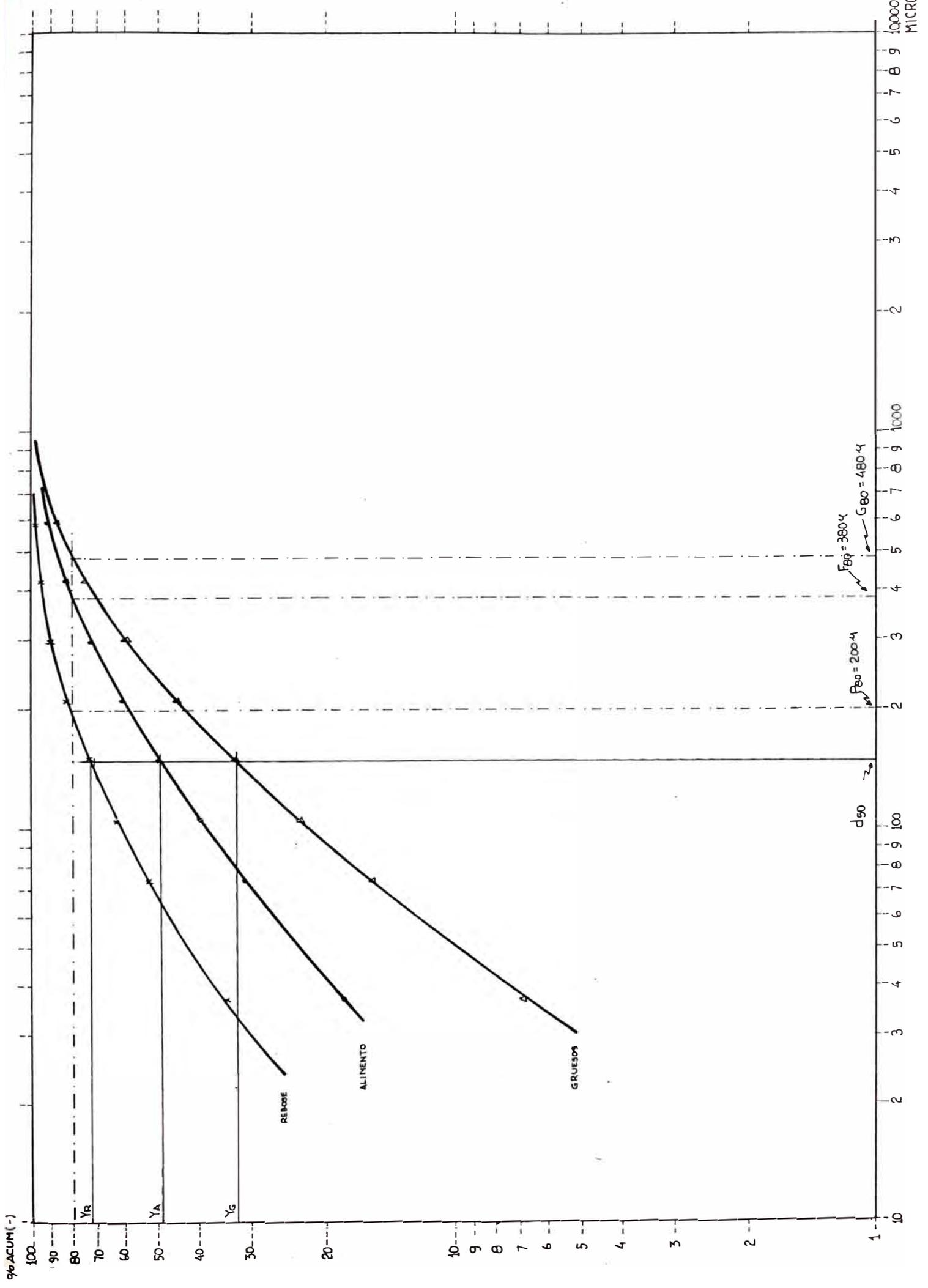


TABLA N° 4.18 - CLASIFICACION GLOBAL.

MALLA	ALIMENTO (126.58 TC/h)			REBOSE (27.09 TC/h)			DESCARGA (99.49 TC/h)			EFICIENCIAS			EF.CORREGIDA
	%	Ac(-)	Ac(+)	%	Ac(-)	Ac(+)	%	Ac(-)	Ac(+)	f.grues.	Ef.finos	Ef.Tromp.	By Pass=31.20%
10	11.62	88.38	11.62	-.-	-.-	-.-	14.79	85.21	14.79	100.00	-.-	-.-	100.00
14	5.99	82.39	17.61	-.-	-.-	-.-	7.62	77.59	22.41	100.00	-.-	-.-	100.00
20	6.91	75.48	24.52	-.-	-.-	-.-	8.80	68.79	31.21	100.00	-.-	-.-	100.00
28	7.40	68.08	31.92	1.75	98.25	1.75	8.94	59.85	40.15	94.96	5.06	-.-	92.67
35	9.14	58.94	41.06	3.37	94.88	5.12	10.71	49.14	50.86	92.10	7.89	-.-	88.52
48	8.75	50.19	49.81	5.12	89.76	10.24	9.74	39.40	60.60	87.49	12.52	-.-	81.82
65	8.49	41.7	58.30	7.48	82.28	17.72	8.76	30.64	69.36	81.10	18.86	-.-	72.53
100	7.68	34.02	65.98	9.18	73.10	26.90	7.27	23.27	76.63	74.40	25.58	-.-	62.79
150	6.77	27.25	72.75	10.29	62.81	37.19	5.81	17.56	82.44	67.45	32.53	-.-	52.69
200	5.67	21.58	78.42	10.28	52.53	47.47	4.41	13.15	86.85	61.13	38.80	-.-	43.50
400	8.42	13.16	86.84	17.92	34.61	65.39	5.83	7.32	92.68	54.42	45.55	-.-	33.75
400	13.16	-.-	100.00	34.61	-.-	100.00	7.32	-.-	100.00	43.72	56.28	-.-	18.20

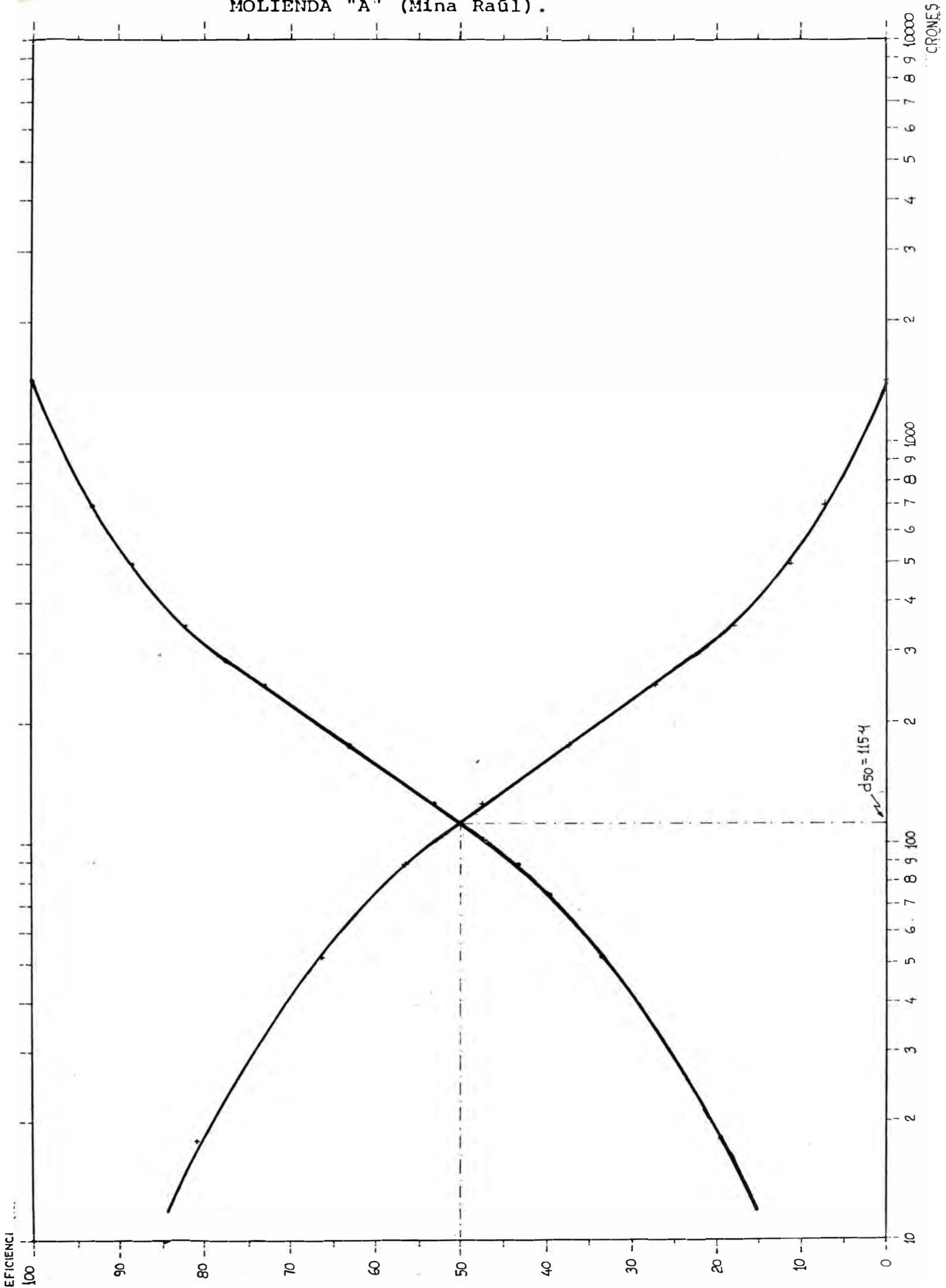
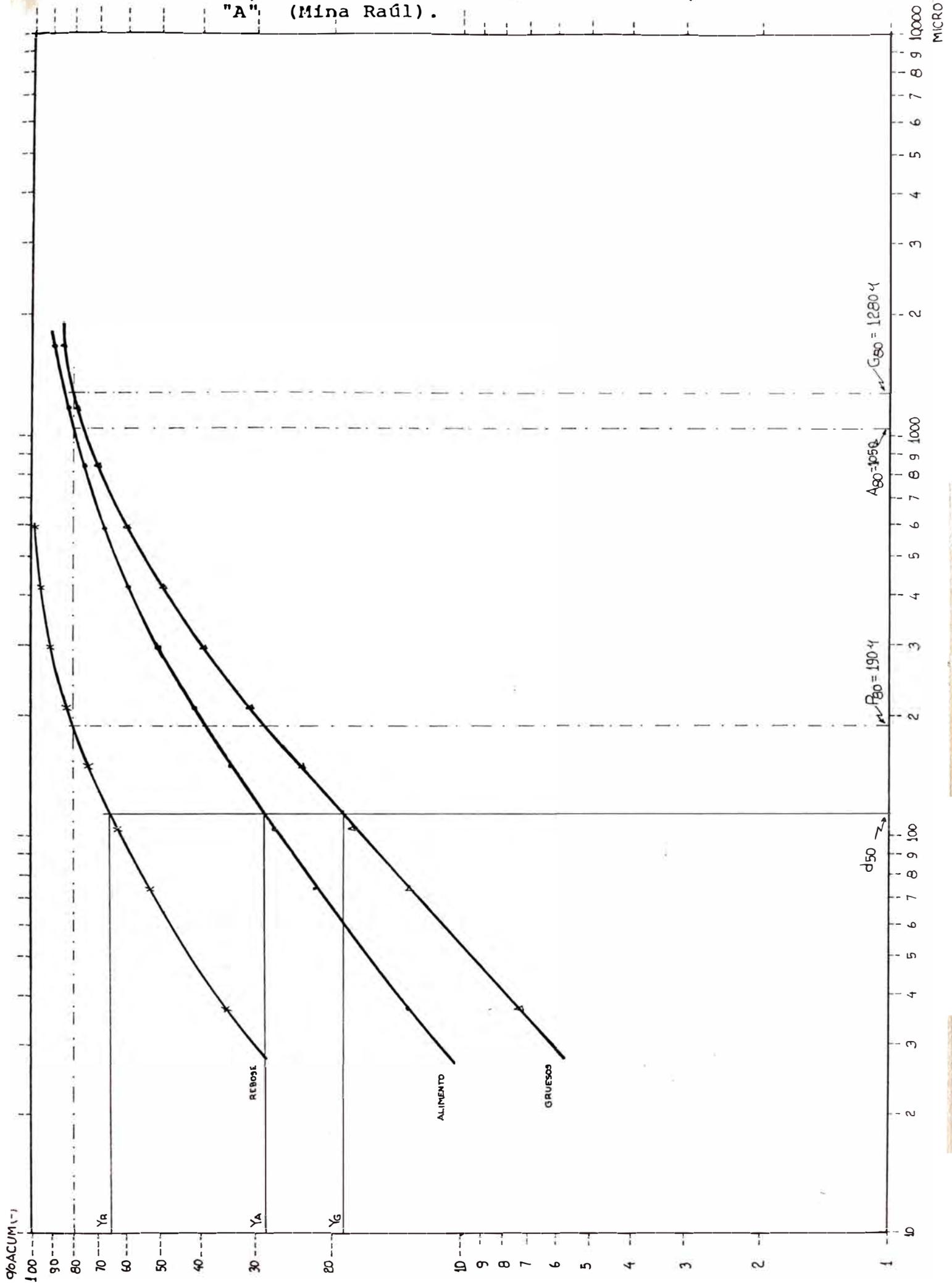


FIGURA N°4.20 - DISTRIBUCION GRANULOMETRICA-DETERMINACION DE YA YG, YR PARA LA CLASIFICACION GLOBAL (CIRCUITO - "A" (Mina Raúl).



COMENTARIO DE LOS RESULTADOS OBTENIDOS

Los principales datos obtenidos para el circuito estudiado pueden resumirse en la siguiente tabla

TABLA N°4.19

Tonelaje alimento fresco	TCSPH	27.09
Tonelaje alimento molino	TCSPH	126.58
Tonelaje descarga clasificador	TCSPH	99.49
Tonelaje rebose clasificador	TCSPH	27.09
Gravedad específica		2.77
Porcentaje c.c.	%	367
% Eficiencia clasific.helicod.	%	57.30
% Eficiencia ciclón	%	47.20
% Eficiencia global del clasif.		43.40
F80 = alimento fresco	μ 80	3750
P80 = producto	μ 80	200
Rr		20.4

Los valores de la eficiencia de clasificación pueden considerarse dentro de lo aceptable, ya que, para casos industriales similares se reportan eficiencias del orden del 30%-60%.

4.4.5 DETERMINACION DE LA ENERGIA ESPECIFICA CONSUMIDA

CONSUMO DE ENERGIA EN EL MOLINO

$$KW = \frac{V \times I \times \cos \phi \times \sqrt{3}}{1000}$$

$$KW = \frac{440 \times 450 \times 0.88 \times \sqrt{3}}{1000} = 301.8 \text{ KW} \langle \rangle 404.7 \text{HP}$$

Tonelaje horario = 27.09 TCSPH

Consumo específico de energía = $\frac{301.8}{27.07} = 11.15 \text{ KWh/Ton.}$

Cálculo del Índice de Trabajo en Planta (Wio)

Del Gráfico

F80 = 3750 micrones (alimento fresco)

P80 = 200 micrones (rebose del ciclón)

Aplicando la ecuación de la Tercera Teoría de Bond :

$$11.50 = W_{i_o} \left(\frac{10}{\sqrt{\quad}} - \frac{10}{\sqrt{F80}} \right)$$

$$11.50 = W_{i_o} \left(\frac{10}{\sqrt{200}} - \frac{10}{\sqrt{3750}} \right)$$

Despejando tenemos :

$$W_{i_o} = 20.50 \text{ KWh/TC}$$

4.4.6 ANALISIS COMPARATIVO DE LOS RESULTADOS OBTENIDOS EN LABORATORIO Y PLANTA.

Como se vió anteriormente la comparación W_{i_o}/W_i , debe dar, para un molino de bolas un valor cercano a 1.0. En nuestro caso :

$$W_{i_o} = 20.50 \text{ KWh/TC}$$

$$W_i = 20.03 \text{ KWh/TC}$$

Luego :

$$\frac{W_{i_o}}{W_{i_{corr}}} = \frac{20.50}{21.48} = 0.95$$

Puesto que el mineral molido en este circuito se encuentra exactamente liberado, se debe controlar periódicamente esta relación $W_{i_o}/W_i \approx 1.0$ puesto que cualquier variación fuera del rango establecido para este sistema nos indicará alguna ineficiencia, como una sobre molienda, algún defecto mecánico o un cambio en la mineralogía del mineral tratado.

De la relación anterior se comprueba, que el work index es un parámetro de escalamiento, puesto que de datos de laboratorio nos permite inferir el consumo energético que se gastará en planta.

Corrigiendo el W_i de laboratorio para las condiciones operativas recabo; para esto procede a aplicar los factores F_{c3} y F_{c4} .

$$- F_{c3} = \left(\frac{8}{9.5} \right)^{0.2} = 0.966$$

$$- F_{c4} \Rightarrow F_{80} = 3750; \quad P_{80} = 200 \Rightarrow R_r = 18.75$$

$$F_o = 4000 \sqrt{\frac{13}{20.03}} = 3222.487$$

$$FC4 = \frac{3222.487 \times 18.75 + (20.03 - 7)(3750 - 3222.487)}{18.75 \times 3222.487} = 1.11$$

Luego :

$$W_{i_{corr}} = W_i * FC3 * FC4$$

$$W_{i_{corr}} = 20.03 * 0.966 * 1.11 = 21.48$$

C A P I T U L O V

OPTIMIZACION DEL CONSUMO DE ENERGIA EN CIRCUITOS DE CONMINUCION

La conminución que representa el componente de mas elevado costo en la mayoría de los procesos mineros, puede reducirse considerablemente. Los sistemas de control de procesamiento diseñados y aplicados en forma adecuada en las nuevas plantas y posiblemente en muchas de las plantas existentes, pueden disminuir el consumo de energía hasta en un 50%, como tambien disminuir el consumo de elementos de molienda y corazas en la maquinaria de trituración. Este capítulo describe una forma de optimizar el consumo energético en un proceso de molienda-clasificación.

5.1 DESCRIPCION DEL CIRCUITO PILOTO UTILIZADO EN LA PRUEBA.

El estudio se realizó en la planta del INGEMMET Instituto Geológico Minero y Metalúrgico, ubicado en la Universidad Nacional de Ingeniería por las facilidades de manipular equipos pequeños y tonelajes bajos.

Esta planta se emplea en el tratamiento de menas pallasadas de pequeñas empresas mineras; puede ser empleada para diferentes minerales.

Consta de una sección de chancado, compuesta por una trituradora de quijadas tipo Blake de 7" x 15", lo cual es alimentada en forma manual, el producto se almacena en una tolva con capacidad de aprox. 15 TM. (Pb-Zn); una sección de molienda-clasificación que se realiza en un molino de bolas Magensa de 3' x 4' en circuito cerrado con un clasificador de rastrillos de 15" x 13" cuyo rebose pasa a un circuito de flotación compuesto por dos bancos de cinco (5) celdas cada una, las cuales pueden ser empleadas para obtener uno o dos productos; por último el relave es agotado en una mesa vibratoria de 1.5 m de área y 160 sacudidas - por minuto, cuyo concentrado vuelve a ser alimentado al circuito de flotación. Los concentrados se decantan en pozas de sedimentación.

La planta presenta muchas deficiencias, tales como, la distribución granulométrica del alimento al molino la cual, al no ser producto de un circuito cerrado de trituración presenta grandes variaciones.

Igualmente, el flujo de agua alimentado al molino es irregular por problemas de almacenamiento. Otros factores de ineficiencia se deben a las deficiencias mecánicas del equipo, el cual tiene un considerable tiempo de servicio.

Considerando estos factores se realizó el estudio piloto cuyos resultados fueron influenciados por las limitaciones señaladas.

La descripción detallada de los equipos es la siguiente:

TRITURADORA DE QUIJADAS

- Tipo Blake simplificada: Dragón
- Dimensiones: 7" x 15"
- Motor 15 HP
- Giro de la volante: 234 RPM
- Set ajustado para 0.5 pulg.

Tolva de Finos.

- Capacidad total de 13.27 m^3
- Capacidad práctica real de 7.81 m^3 ($\sim 15 \text{ TM}$).

Faja Alimentadora.

- Longitud real total : 3.94 m
- Ancho : 12 pulg.
- Potencia del motor : 1/3 HP
- Velocidad de la faja : 4 m/min.

Molino de Bolas.

- Fabricante : Magensa
- Dimensiones : 3' x 4'
- Vc : 44.27 RPM
- Vt : 34.5 RPM
- % Vc : 78%
- Sentido de giro: antihorario.

Motor .

- RPM : 1160
- Voltios : 220
- Amp. : 32/55
- HP : 20
- Diámetro de polea : 7'
- H_z : 60
- $\text{Cos } \emptyset$: 0.85

La carga de bolas es de 1320 kg. repartidas de la siguiente manera :

4"	524 kg.
3"	265 kg.
2"	398 kg.
1"	133 kg.

Se alimenta solo de bolas de 4".

Clasificador de Rastrillos.

Ancho de tina 15"
- Ancho de rastrillo 13"
- Longitud de la tina 3.1 m
- Longitud del rastrillo 2.9 m.
Pendiente de la tina : 14.5
Motor : 3 HP
Frecuencia de rastrilladas 30.5 por minuto
Recorrido horizontal 11"
Recorrido vertical 2"

LEYENDA

- ① Concha de mineral grueso
- ② Parrilla Fija
- ③ Chancadora Mogensa 8" x 10"
- ④ Chancadora Dragón 12" x 10"
- ⑤ Tolva de Finos
- ⑥ Faja Alimentadora
- ⑦ Molino Denver 3' x 5'
- ⑧ Clasificador Helicoidal
- ⑨ Molino Mogensa 4' x 5'
- ⑩ Clasificador de Rastrillos
- ⑪ Acondicionador 3' x 3'
- ⑫ Celdas de Flotación N° 18 DENVER SUB-A
- ⑬ Acondicionador 4' x 4'
- ⑭ Mesa Vibratoria
- ⑮ Cochas de Concentrado

Cap. 20 Ton/día.

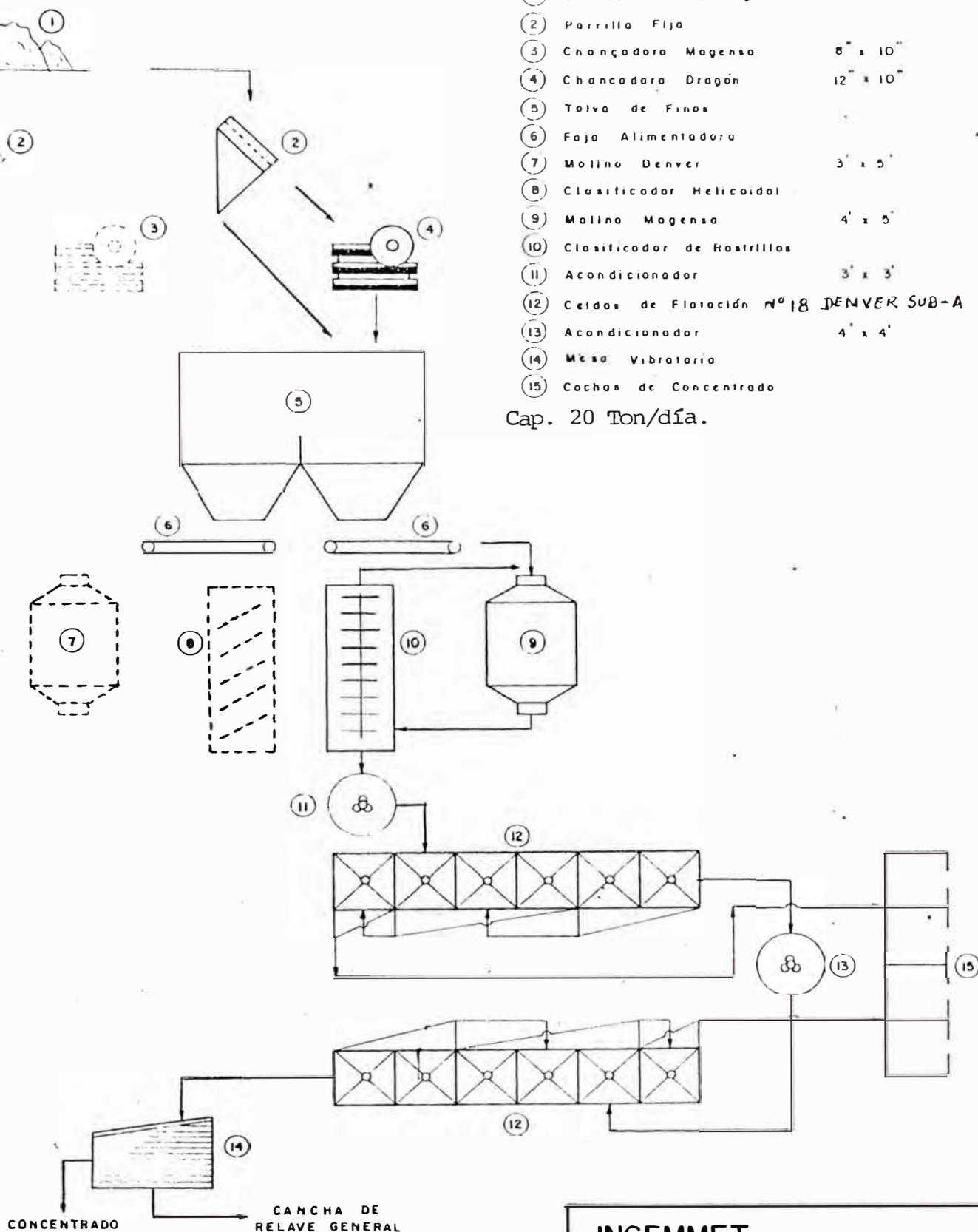


FIG. No. 5.1

INGEMMET

FLOW SHEET PLANTA CONCENTRADORA DE SERVICIOS

INGENIERIA Y SERVICIOS DE CONSULTORIA
 INGENIERIA DE MINAS Y METALURGIA

BIBLIOTECA

5.2 DESCRIPCION DEL MINERAL EMPLEADO EN LA PRUEBA.

El mineral utilizado en las pruebas fue un polimetálico con los siguientes valores (%).

<u>Pb</u>	<u>Zn</u>	<u>Ag Oz/TC</u>
21.0	23.0	11.54

El plomo se presentaba como galena y el zinc en forma de esfalerita.

Estudios mineragráficos y de distribución de especies en productos de flotación indicaron que la plata se asociaba principalmente a la galena, probablemente en forma de sulfosales.

La ganga del mineral estaba constituida principalmente por insolubles (sílice) y en menor proporción por pirita.

El grado de dureza del material, representado por su W_i , fué calculado por el método de Bond, dando un valor de $9.92 \frac{\text{kw-h}}{\text{tc}}$ (ver sección).

Las características del mineral en su tratamiento metalúrgico se indican en el cuadro adjunto donde se muestran los grados y recuperaciones de los productos de flotación.

PRODUCTO	PESO %	ENSAYES (% * Oz/TC)			DISTRIBUCION %		
		Pb	Zn	Ag *	Pb	Zn	Ag
Cabeza	100.00	21.02	23.06	10.84	100	100	100
Conc.Pb	26.80	72.63	7.86	34.30	92.66	9.13	84.80
Conc.Zn	31.18	2.31	60.60	4.02	3.42	81.94	11.56
Relave	42.02	1.96	4.90	0.93	3.92	8.93	3.64

Se aprecia que las recuperaciones no llegan a valores óptimos +90% (80-85%) a excepción del Pb, principalmente por el problema originado en la molienda (liberación de especies). Esto se confirma por el desplazamiento indebido de Pb al concentrado de Zn y viceversa. Igualmente los relaves son excesivamente altos por el grado de la cabeza alimentada (mineral pallaqueado).

5.3 DESCRIPCION DE LAS PRUEBAS REALIZADAS.

Con la finalidad de observar las tendencias del consumo energético, tamaño de producto a obtener y grado del concentrado obtenido, se procedió a efectuar variaciones en el tonelaje de mineral crudo alimentado al molino.

Se efectuaron muestreos en los flujos de pulpa para cada variación de tonelaje, así como a medición de la energía consumida.

El W_i de laboratorio se calculó por el método estandar de Bond.

Se empleó el algoritmo de ajuste del capítulo anterior para poder hallar la carga circulante y los tonelajes de cada variación.

El análisis se realiza para las dos variables más importantes en el sentido operativo en el proceso de molienda-clasificación, es decir para variaciones controladas del tonelaje y del agua o dilución de la pulpa, de aquí se infiere algo acerca de la tercera variable, el tamaño del alimento.

Para efectos de la presente tesis sólo se ha referido a mostrar un ejemplo del análisis para variaciones en el tonelaje, manteniendo constante el agua agregada (pero variable la densidad de pulpa), esto por el hecho de demandar un trabajo en equipo del cual no se contó. Una alternativa podría ser la evaluación para tonelajes sucesivos pero aumentando el agua de salmuera de mantener la dilución constante.

Toda optimización debe ante todo señalar, con precisión la variable dependiente a medir, para el presente caso, se definieron la energía consumida (Capítulo V) y el Retorno económico (Capítulo VI) por ser estas las mas representativas de un beneficio a obtener.

El método empleado es el de búsqueda en reticulado en donde el espacio de las variables independientes se ha reticulado a intervalos pre-especificados y luego se evalúa la función de consumo de energía y costo de cada uno de ellos.

Lo que se intenta mostrar son las tendencias de la ubicación entre variables dependientes e independientes.

TABLA 5.2
ANALISIS GRANULOMETRICO - ALIMENTO

Wi - Molino de Bond (-10 m)

<u>MALLA</u>	<u>PESO</u>	<u>%</u>	<u>AC(-)</u>
12	57.58	9.86	90.14
14	33.75	5.78	84.36
20	72.81	12.47	71.89
28	70.82	12.13	59.76
35	50.12	8.59	51.17
48	41.00	7.02	44.15
65	37.57	6.44	37.71
100	50.70	6.68	29.03
150	39.37	6.74	22.29
200	22.17	3.80	18.49
270	19.00	3.25	15.24
325	8.48	1.45	13.79
400	13.60	2.33	11.46
-400	<u>66.90</u>	11.46	-.-
	<u>583.87</u>		

$$F_{80} = 1060$$

$$P_{80} = 122$$

$$G_{bp} = 2.88$$

$$Wi = \frac{44.5}{(147)^{0.23} (G_{bp})^{0.82}} \cdot \frac{10}{P_{80}} - \frac{10}{F_{80}} = 9.92$$

$$Wi = \frac{16}{(G_{bp})^{0.82}} \cdot \frac{147}{100} = 8.15$$

TABLA 5.3

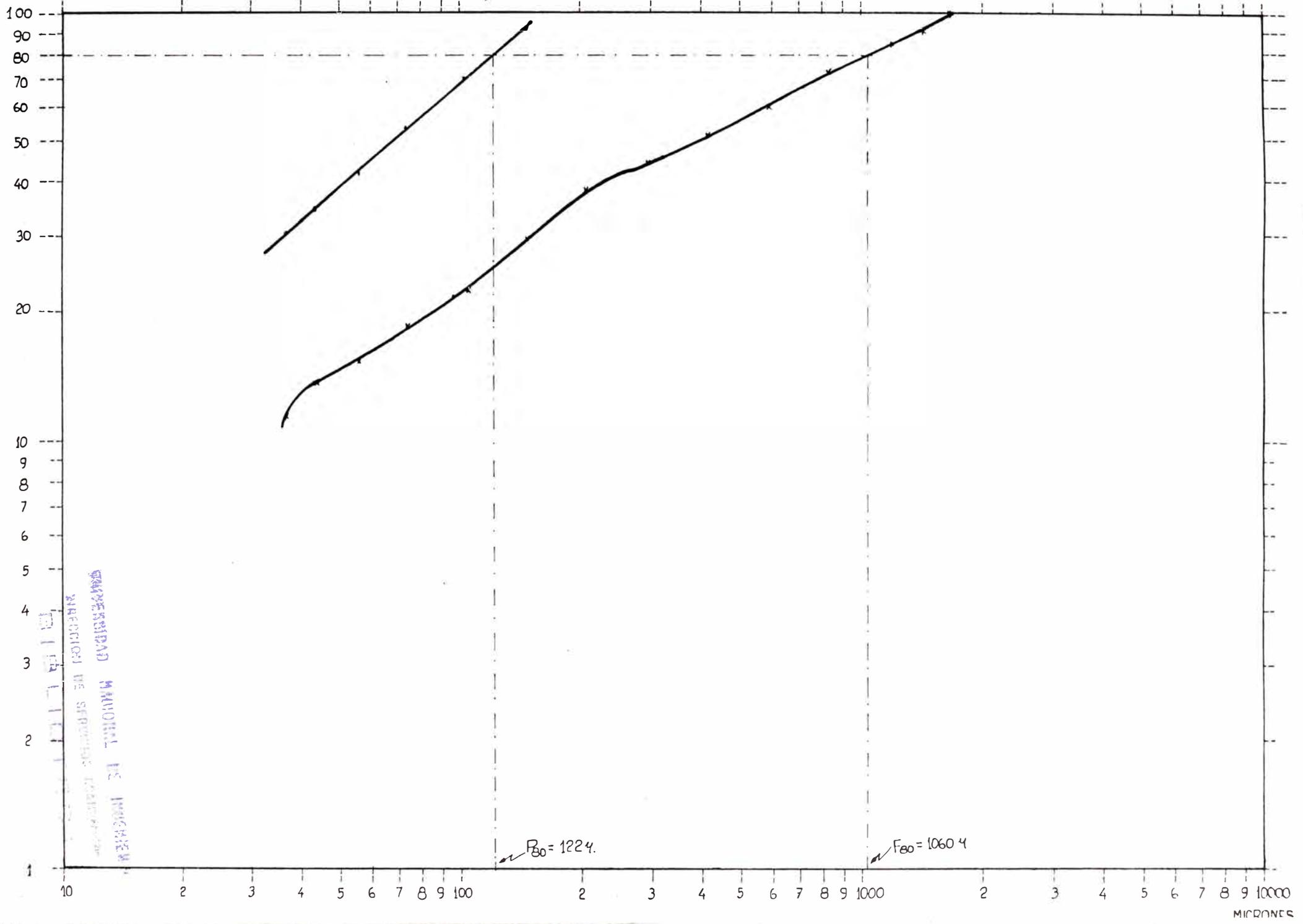
ANALISIS GRANULOMETRICO DE LOS PRODUCTOS

Wi - Molino de Bond.

MALLA	PRODUCTO 1			PRODUCTO 2			PRODUCTO 3			PRODUCTO 4		
	Peso	%	Ac(-)									
150	166.25	21.76	78.24	178.30	28.30	71.70	143.00	27.04	72.96	170.37	30.58	69.42
200	116.25	15.21	63.03	95.09	15.09	56.61	83.43	15.77	57.19	85.85	15.41	54.01
270	94.87	12.42	50.61	74.03	11.75	44.86	62.65	11.85	45.34	65.05	11.08	42.33
325	47.50	6.22	44.39	36.69	5.82	39.04	29.88	5.65	39.69	31.17	5.60	36.73
400	48.31	6.32	38.07	37.96	6.03	33.01	34.56	6.53	33.16	34.34	6.16	30.57
-400	290.87	38.07	--	207.94	33.01	--	175.38	33.16	--	170.29	30.57	--
P.T.	764.05			630.01			528.90			557.07		

MALLA	PRODUCTO 5			PRODUCTO 6			PRODUCTO 7		
	Peso	%	Ac(-)	Peso	%	Ac(-)	Peso	%	Ac(-)
150	155.40	29.45	70.55	159.20	29.72	70.28	168.58	31.47	68.53
200	82.97	15.72	54.83	84.10	15.70	54.58	87.33	16.30	52.23
270	61.35	11.63	43.20	63.50	11.85	42.73	64.37	12.01	40.22
325	28.73	5.45	37.75	29.08	5.43	37.30	30.31	5.66	34.56
400	33.87	6.42	31.33	35.43	6.61	30.69	35.51	6.63	27.93
-400	165.33	31.33	--	164.44	30.69	--	149.65	27.93	--
P.T.	527.65		P ₈₀ =121	535.75		F ₈₀ = 121	535.75		P ₈₀ = 124

%ALUMIN(-)



LABORATORIO.

DIRECCION GENERAL DE INVESTIGACIONES
 Y SERVICIOS TECNOLÓGICOS
 INSTITUTO VENEZOLANO DE INVESTIGACIONES CIENTÍFICAS

$F_{80} = 122.4$

$F_{20} = 1060$

MICRONS

TABLA 5.4

CONSUMO ENERGETICO PARA CADA VARIACION DEL ALIMENTO .

VARIACION	Tc/h CARGA	F ₈₀	P ₈₀	R _r	AMP.	ENERGIA ESPECIFICA	W _{ip}	W _{ip} /W _{il}	C.C.
1	1.1427	20,000	138	144.9	44.2	12.525	16.05	1.62	0.88
2	0.980	19,500	120	162.5	42.9	14.179	16.85	1.70	0.96
3	0.9020	18,000	115	156.5	42.0	15.082	17.58	1.77	1.06
4	0.860	19,800	112	176.8	41.6	15.667	17.93	1.81	1.18
5	0.8121	6,600	86	76.7	42.2	16.831	17.62	1.78	1.61
6	0.700	16,250	103	150.5	40.8	18.878	20.82	2.10	1.26

TABLA 5.5
ALIMENTO - CLASIFICADOR

MALLA	(1) 1.1427 TC/h.		(2) 0.980		(3) 0.9020		(4) 0.860		(5) 0.8121		(6) 0.700	
	Parcial	Ac(-)	Parcial	Ac(-)	Parcial	Ac(-)	Parcial	Ac(-)	Parcial	Ac(-)	Parcial	Ac(-)
48	10.6	89.4	9.8	90.2	8.27	91.73	7.9	92.10	7.92	92.08	6.8	93.2
65	11.8	77.6	10.4	79.8	9.81	81.92	8.5	83.6	9.11	82.97	7.1	86.1
100	20.0	57.6	19.4	60.4	19.09	62.83	18.8	64.8	19.35	63.62	17.5	68.6
150	14.0	43.6	14.4	46	14.78	48.05	14.8	50.0	17.25	46.37	15.7	52.9
200	8.9	34.7	9.7	36.3	10.90	37.15	11.6	38.4	9.52	36.85	12.9	40.
270	5.4	29.3	6.2	30.1	6.63	30.52	6.9	31.5	8.32	28.53	7.5	32.5
325	3.0	26.3	3.6	26.5	4.02	26.50	4.3	27.2	3.50	25.03	4.7	27.8
400	4.2	22.1	4.1	22.4	3.90	22.60	4.0	23.2	3.62	21.41	4.2	23.6
-400	22.1	--	22.4		22.60	--	23.2	--	21.41		23.6	--

TABLA 5.6

REBOSE

MALLA	(1) 1.1427 TC/h		(2) 0.980		(3) 0.9020		(4) 0.860		(5) 0.8121		(6) 0.700	
	Parcial	Ac(-)	Parcial	Ac(-)	Parcial	Ac(-)	Parcial	Ac(-)	Parcial	Ac(-)	Parcial	Ac(-)
48	1.8	98.2	1.4	98.6	1.0	99.	0.65	99.35	0.4	99.6	0.40	99.60
65	6.6	91.6	5.4	93.2	3.34	95.66	2.84	96.51	1.45	98.15	0.78	98.82
100	9.9	81.7	8.6	84.6	8.16	87.50	7.60	88.91	5.49	92.66	8.31	90.51
150	12.4	69.3	9.7	74.9	10.98	76.52	10.11	78.8	8.15	84.51	9.35	81.16
200	8.7	60.5	10.8	64.1	9.76	66.76	10.62	78.18	7.65	76.86	11.35	69.81
270	7.6	53.0	10.5	53.6	8.50	58.26	7.49	60.69	10.05	66.81	7.81	62.0
325	3.8	49.2	5.4	48.2	5.77	52.49	6.20	54.49	6.52	60.29	6.5	55.5
400	8.0	41.2	4.5	43.7	7.49	45.0	7.20	47.29	8.24	52.05	6.7	48.8
-400	41.2		43.7		45.0		47.29		52.05		48.8	

TABLA 5.7

RETORNO

MALLA	(1)		(2)		(3)		(4)		(5)		(6)	
	Parcial	Ac(-)										
48	21.7	78.3	20.2	79.8	18.2	81.80	16.2	83.8	14.25	85.75	14.1	85.3
65	17.1	61.2	15.5	64.3	14.4	67.40	13.6	70.2	14.62	71.13	12.5	73.4
100	30.4	30.8	29.0	35.3	27.9	39.50	25.9	44.3	28.15	42.98	23.7	49.7
150	16.2	14.6	17.2	18.1	17.8	21.7	18.8	25.5	22.22	20.76	19.4	30.3
200	9.2	5.4	10.6	7.5	11.9	9.8	12.1	13.4	8.63	12.13	13.8	16.5
270	2.8	2.6	4.3	3.2	5.2	4.6	6.5	6.9	6.42	5.71	7.3	9.2
325	1.9	0.7	1.9	1.3	2.2	2.40	2.9	4.0	1.62	4.09	3.4	5.8
400	0.2	0.5	0.6	0.7	1.05	1.35	1.3	2.7	1.20	2.89	2.1	3.7
-400	0.5		0.7		1.35		2.7		2.89		3.7	

TABLA 5.8
VARIACION 1.
 (Aliment. = 1.1427 TC/h)

MALLA	ALIMENTO CLASIFIC.		REBOSE		RETORNO		C. C.	
	Exp.	Corr.	Exp.	Corr.	Exp.	Corr.	Exp.	Corr.
48	10.6	10.94	1.8	1.62	21.7	21.54	0.79	0.88
65	11.8	11.61	6.6	6.70	17.1	17.19	0.98	0.88
100	20.0	19.66	9.9	10.08	30.4	30.56	0.97	0.88
150	14.00	14.12	12.4	12.34	16.2	16.14	0.73	0.88
200	8.9	8.92	8.7	8.69	9.2	9.19	0.67	0.88
270	5.4	5.37	7.6	7.62	2.8	2.81	0.85	0.88
325	3.0	2.94	3.8	3.83	1.9	1.93	0.73	0.88
400	4.2	4.30	8.0	7.95	0.2	0.15	0.95	0.88
-400	22.1	22.14	41.2	41.17	0.5	0.49	0.88	0.88
					FCC Prom.		0.84	0.88

TABLA 5.9
VARIACION 2.
 (Aliment.=0.980 TC/h)

MALLA	ALIMENT. CLASIF.		REBOSE		RETORNO		C.C.	
	Exp.	Corr.	Exp.	Corr.	Exp.	Corr.	Exp.	Corr.
48	9.8	10.34	1.4	1.13	20.2	19.94	0.81	0.96
65	10.4	10.43	5.6	5.58	15.5	15.48	0.94	0.96
100	19.4	18.96	8.9	9.12	29.0	29.21	1.09	0.96
150	14.4	14.36	11.6	11.62	17.2	17.22	1.00	0.96
200	9.7	9.72	8.9	8.89	10.6	10.59	0.89	0.96
270	6.2	6.19	8.0	8.00	4.3	4.30	0.95	0.96
325	3.6	3.39	4.6	4.71	1.9	2.01	0.59	0.96
400	4.1	4.18	7.7	7.66	0.6	0.56	1.03	0.96
-400	22.4	22.43	43.3	43.29	0.7	0.69	0.96	0.96

FCC Prom. 0.92 0.96

TABLA 5.10
VARIACION 3.
 (Aliment.=0.9020 TC/h.)

MALLA	ALIMENT.CLASIF.		REBOSE		RETORNO		C.C.	
	Exp.	Corr.	Exp.	Corr.	Exp.	Corr.	Exp.	Corr.
48	8.27	9.32	1.0	0.49	18.2	17.66	0.73	1.06
65	9.81	9.29	3.34	3.59	14.4	14.67	1.41	1.06
100	19.09	18.58	8.16	8.41	27.9	28.16	1.24	1.06
150	14.78	14.59	10.98	11.07	17.8	17.90	1.26	1.06
200	10.90	10.87	9.76	9.77	11.9	11.91	1.14	1.06
270	6.63	6.74	8.50	8.44	5.2	5.14	1.31	1.06
325	4.02	3.96	5.77	5.80	2.2	2.23	0.96	1.06
400	3.90	4.08	7.49	7.40	1.05	0.96	1.26	1.06
-400	22.60	22.57	45.00	45.03	1.35	1.37	1.05	1.06
						FCC Prcm.	1.15	1.06

TABLA 5.11
VARIACION 4.
 (Aliment.=0.860 TC/h)

MALLA	ALIMENTO CLASIFIC.		REBOSE		RETORNO		C.C.	
	Exp.	Corr.	Exp.	Corr.	Exp.	Corr.	Exp.	Corr.
48	7.9	8.68	0.65	0.29	16.2	15.78	0.87	1.18
65	8.5	8.61	2.84	2.79	13.6	13.54	1.11	1.18
100	18.8	17.94	7.60	7.99	25.9	26.37	1.58	1.18
150	14.8	14.81	10.11	10.11	18.8	18.8	1.17	1.18
200	11.6	11.48	10.62	10.67	12.1	12.16	1.96	1.18
270	6.9	6.94	7.49	7.47	6.5	6.48	1.48	1.18
325	4.3	4.38	6.20	6.17	2.9	2.86	1.36	1.18
400	4.0	4.00	7.20	7.20	1.3	1.30	1.19	1.18
-400	23.2	23.16	47.29	43.31	2.7	2.72	1.18	1.18

PCC Prom. = 1.32 1.18

TABLA 5.12

VARIACION 5.

(Aliment.=0.8121 TC/h.)

MALIA	ALIMENTO CLASIFIC.		REBOSE		RETORNO		C.C.	
	Exp.	Corr.	Exp.	Corr.	Exp.	Corr.	Exp.	Corr.
48	7.92	8.59	0.4	0.14	14.25	13.84	1.19	1.61
65	9.11	9.41	1.45	1.33	14.62	14.43	1.39	1.61
100	19.35	19.43	5.49	5.46	28.15	28.10	1.58	1.61
150	17.25	16.97	8.15	8.26	22.22	22.39	1.83	1.61
200	9.52	8.69	7.65	7.97	8.63	9.14	-2.1	1.61
270	8.32	7.99	10.05	10.18	6.42	6.63	0.91	1.61
325	3.50	3.5	6.52	6.52	1.62	1.62	1.61	1.61
400	3.62	3.8	8.24	8.17	1.20	1.09	1.91	1.61
-400	21.39	21.62	52.05	51.97	2.89	2.76	1.66	1.61

FCC Promo. 1.11 1.61

TABLA 5.13
VARIACION 6.
 (Aliment.= 0.700 TC/h.)

MALLA	ALIMENTO CLASIFIC.		REBOSE		RETORNO		C.C.	
	Exp.	Corr.	Exp.	Corr.	Exp.	Corr.	Exp.	Corr.
48	6.8	7.62	0.4	0.04	14.1	13.64	0.88	1.26
65	7.1	7.24	0.78	0.72	12.5	12.42	1.17	1.26
100	17.5	17.10	8.31	8.49	23.7	23.93	1.48	1.26
150	15.7	15.20	9.35	9.57	19.4	19.68	1.72	1.26
200	12.9	12.78	11.35	11.40	13.8	13.87	1.72	1.26
270	7.5	7.52	7.81	7.80	7.3	7.29	1.55	1.26
325	4.7	4.75	6.5	6.48	3.4	3.37	1.38	1.26
400	4.2	4.16	6.7	6.72	2.1	2.12	1.19	1.26
-400	23.6	23.64	48.8	48.78	3.7	3.68	1.27	1.26

FCC Prom. 1.37 1.26

5.4 INTERPRETACION DE LOS RESULTADOS

El elevado valor de la relación W_i / W_{iL} se debe a las ineficiencias del equipo, por antigüedad y por falta de un buen mantenimiento, motivo por el cual se desperdicia energía en el sistema de rodamiento del molino y otros sistemas mecánicos.

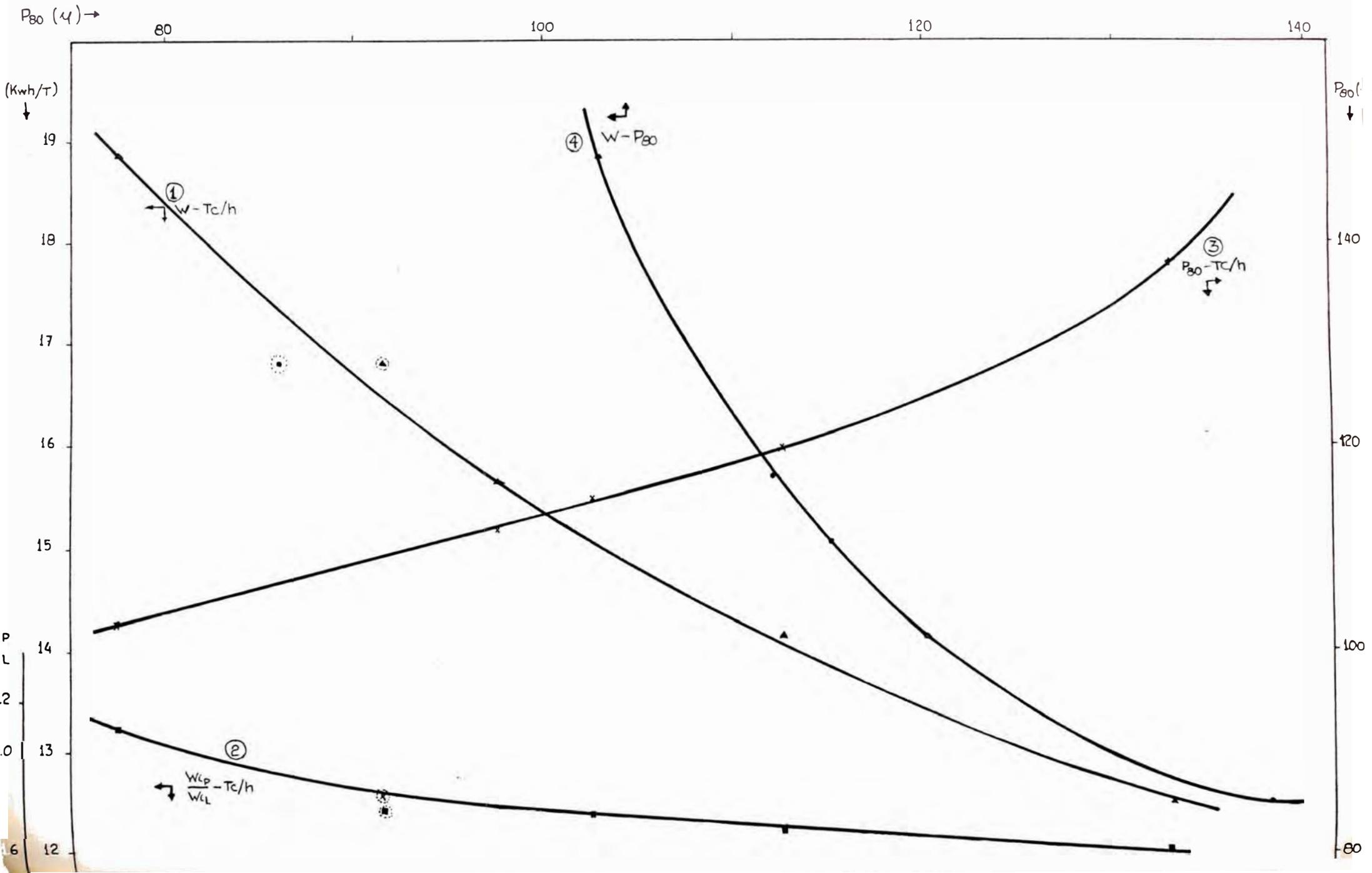
Luego, el primer paso en optimizar el consumo energético en el sistema molienda-clasificación sería ante todo contar con instrumentos en perfectas condiciones mecánicas.

Otra de las causas que se puede notar es que, ya que se trata de un circuito piloto, en donde la distancia que recorre el mineral entre el molino-clasificador y las celdas de flotación es muy corta y no contando con un acondicionador (este papel lo desempeña el molino), se necesita alimentar poco tonelaje al molino para obtener un mayor tiempo de retención y acondicionamiento, siendo la alimentación normal de 9 - 10 Kg/minuto, cuando debería ser de 11 - 13 Kg/minuto. Si observamos la Tabla N° 5.4 en la columna: W_i / W_{iL} se nota que esta relación disminuye conforme aumenta el tonelaje en cierta forma el elevado consumo energético, ya que, se trabajó en la zona de bajo tonelaje a fin de mejorar el tiempo de acondicionamiento.

Luego para poder optimizar este circuito partiremos de las consideraciones anteriores, como normales.

Con el fin de determinar la interrelación de las diferentes variables se presentan los resultados en forma gráfica en las Figuras N°s. 5.2 y 5.3 .-

FIGURA N° 5.3 - INTERRELACION GRAFICA DE VARIABLES CONSIDERADAS.



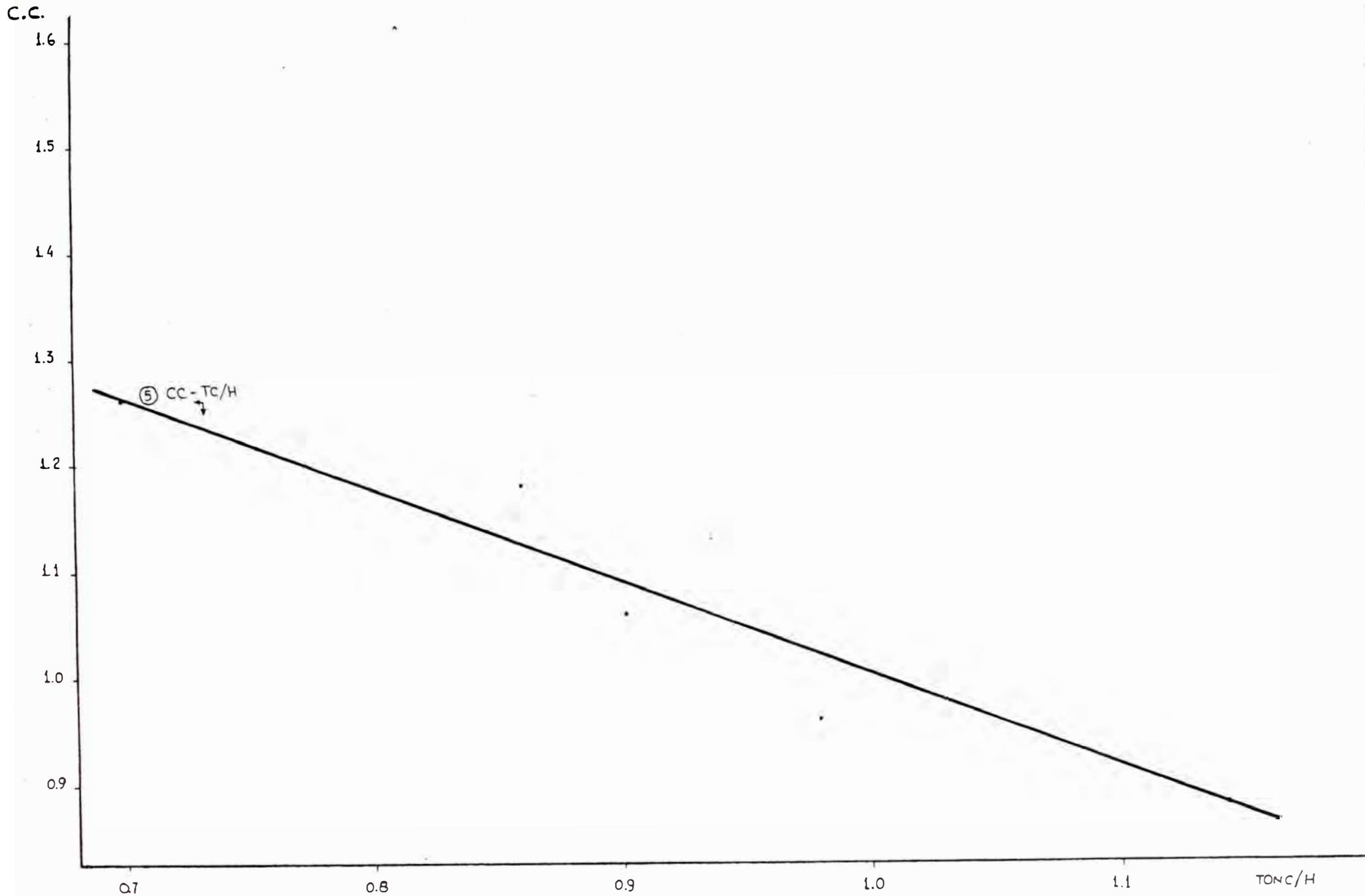


FIGURA N° 5.4 - INTERRELACION GRAFICA TON/H - C.C.

Analizando las tendencias de los gráficos se concluye:

a) A mayor tonelaje se consume menor energía por tonelada y la molienda se hace mas eficiente, tomando como parámetro de eficiencia el W_i y la relación W_{i_p}/W_{i_L} (gráfico-Nº5.3, curvas 1 y 2).

b) La variación del P80 con el tonelaje alimentado (gráfico Nº5.3, curva 3) implica un aumento del P80 a mayor tonelaje procesado.

Los puntos que no siguen la tendencia definida fueron tomados fuera de los rangos establecidos para algunas variables. Un caso típico lo representa el punto que corresponde a 0.8121 TC/h cuyo P80 = 36 micrones, valor muy bajo debido al F80 = 6,600 que constituye el tamaño mas fino del alimento para todas las pruebas realizadas.

c) Al tratar de obtener un producto mas fino la curva 4 nos indica que le corresponde un alto consumo energético, lo cual no es lo deseado. La pendiente de esta curva nos indica la sensibilidad de esta correlación. Luego la optimización se realiza fijando una liberación óptima, tanto en tamaño como en el factor económico (recuperación en el circuito de flotación).

d) A mayor tamaño del alimento al molino (F80) corresponde mayor tamaño del producto (P80) y viceversa esto puede observarse claramente en el Cuadro Nº5.3.

En la curva 4, donde al punto $W = 16.33$ kwh/tc., $P80 = 86$ le corresponde el menor tamaño del alimento $F80 = 6,600$ se observa que es el punto que sale de la tendencia y muestra que el tonelaje tratado (0.8121 TC/h) le correspondería un mayor consumo energético, luego es importante notar que se puede obtener un producto fino, consumiendo una razonable energía específica, tratando alimentos de menor tamaño;

por lo que resalta la observación hecha con respecto al circuito abierto de chancado, es necesario reducir aún más en chancado cerrando el circuito con un tamiz, por ser esta una operación de menor consumo que la molienda. Se obtendría así un menor F_{80} con una consiguiente disminución del P_{80} para un determinado consumo de energía.

Debe notarse que en la fórmula de Bond:

$$W = W_i \left(\frac{10}{\sqrt{P_{80}}} - \frac{10}{\sqrt{F_{80}}} \right)$$

para un alimento de F_{80} grande con un producto P_{80} pequeño el consumo energético es grande.

El chancado es una operación donde se puede aprovechar al máximo la fractura secundaria, no así en la molienda, en donde el agua juega un papel negativo al aprovechamiento de esta energía almacenada.

Estas apreciaciones han sido estudiadas como se citó previamente por Bergstrom - Favel que sugieren la necesidad de encontrar un adecuado balance-energía-tamaño en la trituración de modo tal que sea posible alimentar partículas mas finas al molino con la consiguiente producción de valores menores de P_{80} en el rebose del clasificador y menor consumo de energía.

Puede concluirse del trabajo experimental de este capítulo que será necesario considerar en la optimización del circuito de molienda los siguientes aspectos

1.- Se deberá optimizar las relaciones $W-P_{80}$ t/h disminuyendo al máximo las dos primeras y aumentando hasta donde sea posible la segunda.

Esta optimización se podría hacer por modificación de variables operativas del molino (agua, carga circulante, carga de bolas, distribución, etc.)

2.- Se deberá alimentar al circuito de molienda al material mas fino posible cerrando los circuitos de trituración mediante cedazos o inclusive aumentando el número de etapas de trituración. De esta forma se logrará mayor t/h y menores W y P80.

CAPITULO VI

JUSTIFICACION ECONOMICA.

6.1 METODO UTILIZADO EN LA EVALUACION ECONOMICA:

RECUPERACION ECONOMICA

Los resultados de un proceso de conminución se expresan tanto en el consumo energético, capacidad tratada y distribución granulométrica del producto obtenido (P80). La optimización de éste también se refleja en la etapa subsiguiente (la flotación) en donde es importante tanto el peso - como el análisis de cada producto.

El criterio de evaluación escogido para comparar resultados es el de Recuperación Económica, la cual es una relación porcentual del valor del producto al valor del alimento.

$$\text{Rec. Económ. (\%)} = 100 \times \frac{\text{Valor de los productos por ton.de mineral}}{\text{Valor del aliment.para una perfecta conc.}}$$

El valor de los productos obtenidos es calculado por la simple liquidación de concentrados, de acuerdo a los programas de fundición que se aplican, usando los precios corrientes del metal, deducciones, cargas de flete, etc. y reduciendo esta cifra a valores por tonelada de mineral crudo - por medio de los radios de concentración.

El valor del mineral por "Concentración Perfecta" es calculado fijando concentrados perfectos, liquidando estas de acuerdo con los mismos programas del fundidor y con los mismos precios del metal y reduciendo los resultados al valor por tonelada de mineral crudo.

El grado perfecto de concentrado es aquel que contiene el 100% de mineral deseado.

6.2 EVALUACION ECONOMICA

6.2.1 DESCRIPCION DE LOS RESULTADOS METALURGICOS DE OPERACION DE LA PLANTA PILOTO

RESULTADOS METALURGICOS

VARIACION :		1	2	3	4	5	6
% PESO	Concent. Pb	28.56	27.53	26.80	26.18	24.53	25.33
	Concent. Zn	31.29	31.33	31.18	31.51	32.09	31.93
	Relave	40.15	41.14	42.02	42.31	43.38	42.74
ENSAYES EN LA CABEZA	% Pb	21.02	21.02	21.02	21.02	21.02	21.02
	% Zn	23.06	23.06	23.06	23.06	23.06	23.06
	Onz. Ag/TC	10.84	10.84	10.84	10.84	10.84	10.84
ENSAYES EN EL CONC. Pb	%Pb	68.92	71.04	72.68	74.05	77.80	75.92
	%Zn	9.80	8.60	7.86	6.90	4.52	5.81
	Onz. Ag/TC	29.42	32.25	34.30	35.40	39.12	37.12
ENSAYES EN EL CONC. Zn	%Pb	1.89	2.15	2.31	2.52	3.10	2.79
	%Zn	57.82	59.29	60.60	61.20	63.20	62.09
	Onz. Ag/TC	4.75	4.30	4.02	3.84	3.17	3.48
ENSAYES EN EL RELAVE	%Pb	1.85	1.91	1.96	1.99	2.17	2.10
	%Zn	5.40	5.15	4.90	4.65	3.85	4.12
	Onz. Ag/TC	2.37	1.49	0.93	0.86	0.52	0.76
DISTRIBUCION CONC. Pb	%Pb	93.64	93.04	92.66	92.22	90.79	91.49
	%Zn	12.12	10.27	9.13	7.84	4.81	6.58
	%Ag	77.51	81.91	84.80	85.50	88.53	86.74
DISTRIBUCION CONC. Zn	%Pb	2.81	3.21	3.42	3.78	4.73	4.24
	%Zn	78.45	80.54	81.94	83.63	87.95	85.97
	%Ag	13.71	12.43	11.56	11.16	9.39	10.25
DISTRIBUCION EN EL RELAVE	%Pb	3.55	3.75	3.92	4.00	4.48	4.27
	%Zn	9.43	9.19	8.93	8.53	7.24	7.65
	%Ag	8.78	5.66	3.64	3.34	2.08	3.01
RADIO DE	Respecto al Pb	3.50	3.63	3.73	3.82	4.08	3.95
CONCENTRACION	Respecto al Zn	3.20	3.19	3.21	3.17	3.12	3.13

6.2.2 CONCENTRACION PERFECTA

Para obtener un cuadro de resultados metalúrgicos de la concentración perfecta consideramos el plomo como galena y el zinc como esfalerita; la galena contiene 86.6% de Pb, la esfalerita contiene 67.1% de Zn.

Emplearemos las siguientes nomenclaturas para el cálculo de estos resultados metalúrgicos

A = tonelaje de cabeza.

P = tonelaje de concentrado de plomo.

Z = tonelaje de concentrado de zinc.

p_1 = ley de Pb en la cabeza.

p_2 = ley de Pb en su concentrado.

Z_1 = ley de Zn en la cabeza.

Z_2 = ley de Zn en su concentrado.

Rpb = radio de concentración respecto al Pb.

Rzn = radio de concentración respecto al Zn.

Cálculo respecto al Plomo.

Por definición $R_{pb} = \frac{A}{P}$

Para una concentración perfecta :

$$P = \frac{P_1}{P_2} A \quad \text{ó} \quad A = \frac{P_2}{P_1} P$$

Luego :

$$R_{pb} = \frac{P_2}{P_1}$$

Para $p_2 = 86.6$ y $p_1 = 21.02$

$$R_{pb} = 86.6/21.02 = 4.12$$

El porcentaje en peso del concentrado de plomo es

$$\frac{p_1}{p_2} \times 100 = \frac{21.02}{86.6} \times 100 = 24.27 \%$$

Cálculo respecto al Zinc.

Por definición $R_{zn} = \frac{A}{Z}$

Para una concentración perfecta

$$z = \frac{z_1}{z_2} A \quad \text{ó} \quad A = \frac{z_2}{z_1} z$$

Luego $R_{zn} = \frac{A}{z} = \frac{z_2}{z_1}$

Para $z_2 = 67.1$ y $z_1 = 23.06$

$$R_{zn} = 67.1 / 23.06 = 2.91$$

El porcentaje en peso del concentrado de zinc es

$$\frac{z_1}{z_2} \times 100 = \frac{23.06}{67.1} \times 100 = 34.37\%$$

Porcentaje en peso de Relave :

$$100 - 24.27 - 34.37 = 41.36\%$$

Cálculo de la plata en el concentrado de plomo :

Plata de cabeza = Plata en concentrado de Pb.
(Base 100)

$$10.84 \times 100 = (x) 24.27$$

$$x = 44.66 \text{ oz. Ag/TC}$$

Luego el cuadro de resultados metalúrgicos de la concentración perfecta será :

PRODUCTOS	%	ENSAYOS			DISTRIBUCIÓN			Ratio de Conc.
		PESO	Pb%	Zn%	Ag Onz/TC	%Pb	%Zn	
Cabeza	100.00	21.02	23.06	10.84	100.00	100.00	100.00	-.-
Conc. Pb	24.27	86.60	-.-	44.66	100.00	-.-	100.00	4.12
Conc. Zn	34.37	-.-	67.10	-.-	-.-	100.00	-.-	2.91
Relave	41.36	-.-	-.-	-.-	-.-	-.-	-.-	-.-

6.2.3 VALORIZACION DE LOS CONCENTRADOS REALES Y PERFECTOS

Cálculo del valor neto recuperable (VNR) por tonelada de cabeza :

- Se procedió a efectuar la liquidación de los concentrados de plomo y zinc, tomando precios, deducciones, maquila y castigos (programas de liquidación del fundidor), dándonos los siguientes resultados :

Los precios metálicos empleados fueron

- * Plomo = 22 ctvs.dolar la libra
- * Zinc = 45.4 ctvs. dolar la libra
- * Plata = 6.3 dólares la onza.

El precio base del zinc = 40.2 dólares la libra

Maquila: * Plomo 183 dólares por TCS
 * Zinc = 131 dólares la TCS

En el Concentrado de Plomo.

A.- Contribuciones :

$$\begin{aligned} \text{Pb} &= (\text{Ley \%Pb}-1.0\%) \times 0.95 \times 20 \text{ *cotización LME 3M Buyin} \\ \text{Ag} &= \text{Ag-oz/TC} \text{ * } 0.95 \text{ * cotización London spot.} \end{aligned}$$

B.- Deducciones

Penalidades

Costo de tratamiento

$$\text{Zn} = 0.65 \times (\% \text{ Zn})$$

D. Pago Neto :

Contribuciones - Deducciones

En el Concentrado de Zinc.

A.- Contribuciones:

$$\text{Zn} = (\text{ley \%Zn}) \text{ * } 0.85 \text{ * } 20.$$

$$\text{Ag} = (\text{ley Ag oz/TC} - 2 \text{ onz/TC}) \text{ * } 0.35 \text{ * precio London Spot}$$

B.- Deducciones:

B.- Deducciones:

Penalidades :

$$Pb = 2.73 \times (\%Pb - 0.20) =$$

Costos de Tratamiento :

Maquila =

$$Escalador = (\text{precio base-Precio}) * 20 * 0.14 =$$

C.- Pago Neto :

Contribuciones - Deducciones

VARIACION	VENTA NETA/TON. DE CONC.DE Pb	VENTA NETA/TON. DE CONC.DE Zn.
Conc.Perfecta	442.098	386.878
1	270.614	339.927
2	297.194	348.153
3	316.799	356.328
4	329.733	359.421
5	369.219	362.640
6	348.552	363.625

Como el VNR por tonelada de cabeza es :

$$VNR = \frac{\text{Venta neta/tonelada de concentrado de metal}}{\text{Radio de Concentración respecto al metal}}$$

Como ejemplo se hacen los cálculos para la variación 1.

$$VNR(\text{conc.Pb/ton.de cabeza}) = \frac{\text{Venta neta por ton. de Pb}}{\text{Radio de conc. respecto al Pb}}$$

$$\text{VNR (conc.Pb/Ton. de cabeza)} = \frac{270.614}{5.50} = 77.3 \text{ US\$/ton.}$$

De la misma manera :

$$\text{VNR (Conc.Zinc/Ton.de cabeza)} = \frac{339.927}{3.20} = 106.227 \text{ US\$/ton.}$$

$$\begin{aligned} \text{VNR por ton.de cabeza} &= \text{VNR(conc.Pb/Ton. de cabeza)} + \\ &\quad \text{VNR(conc.Zn/ton.de cabeza)} \end{aligned}$$

$$\text{VNR/ton. de cabeza} = 183.545 \text{ US\$/ton.}$$

Del mismo modo, los otros valores netos recuperables(VNR):
(en US\$/ton.)

VARIACION	VNR (Conc.Pb/Ton.cabeza)	VNR (Conc.Zn/Ton.cab.)	VNR/ton.cab.
Conc.Perfecta	107.305	152.948	240.253
1	77.318	106.227	183.545
2	81.872	109.139	191.011
3	84.933	111.006	195.939
4	86.318	113.382	199.7
5	90.495	116.231	206.726
6	88.241	116.174	204.415

Cálculo de la Recuperación Económica

Recuperación económica para el concentrado de plomo :

$$= \frac{\text{VNR(conc.Pb/ton.de cabeza) conc. normal}}{\text{VNR(conc.Pb/Ton.de cabeza) conc.perfecta}} \times 100$$

Recuperación económica para el concentrado de zinc :

$$= \frac{\text{VNR(conc.Zn/Ton.de cabeza) conc. normal}}{\text{VNR(conc.Zn/Ton.de cabeza) conc.perfecta}} \times 100$$

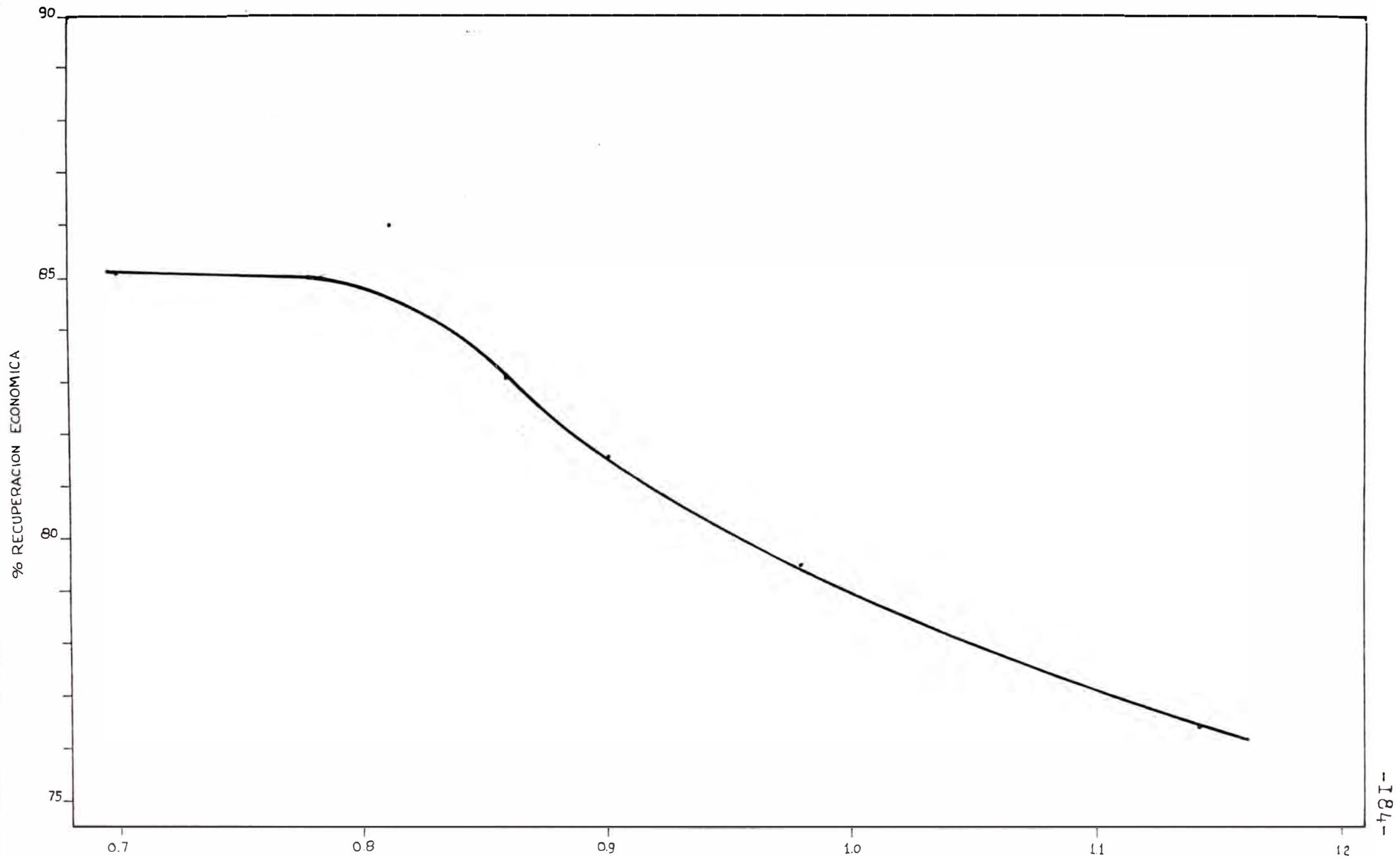


FIGURA N°6.1 - INFLUENCIA DE LA ENERGIA CONSUMIDA POR TON C. TRATADA EN LA RECUP.ECONOMICA.

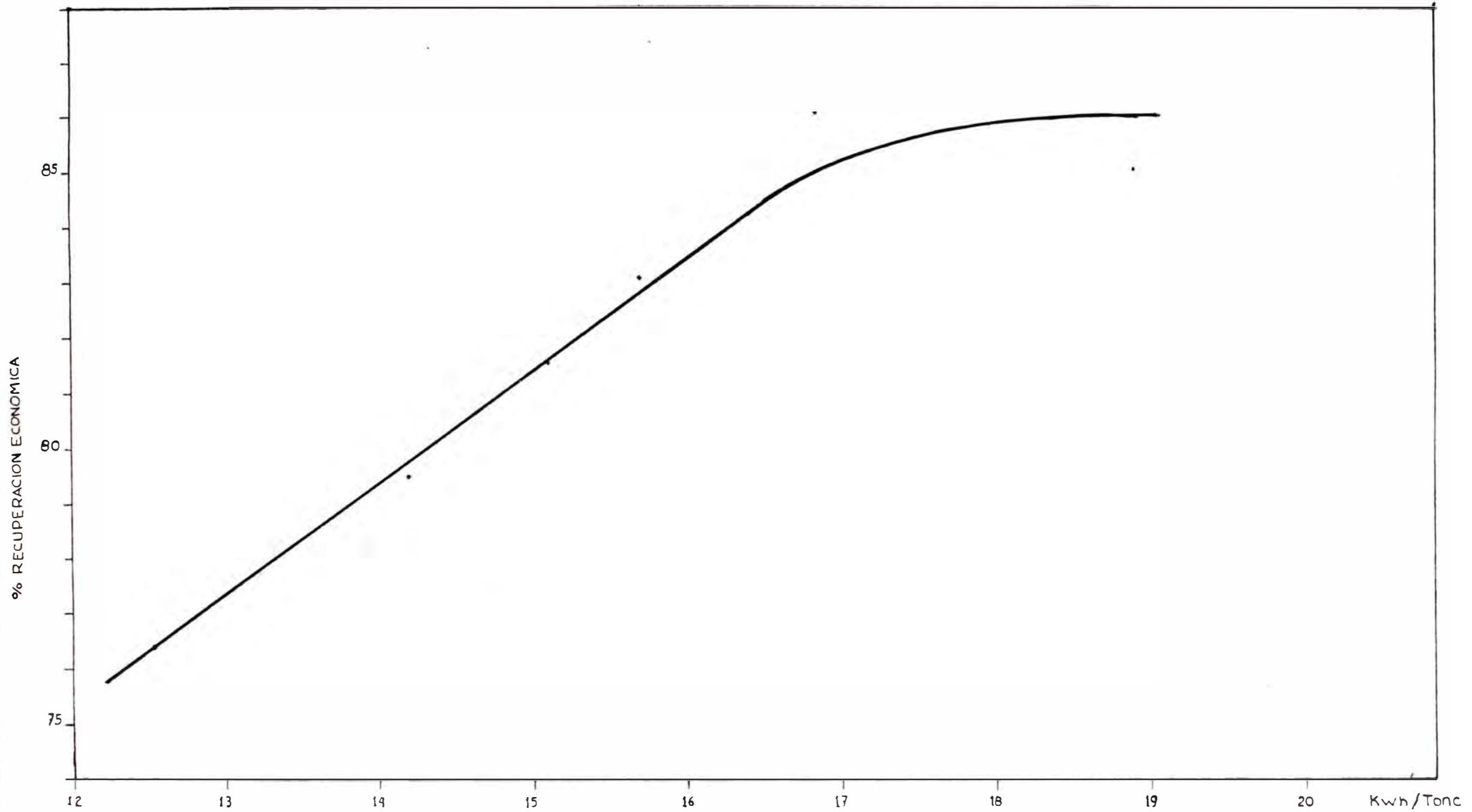


FIGURA N° 6.2 - INFLUENCIA DE LA ENERGIA CONSUMIDA POR TON.C.TRATADA EN LA RECUPERAC. ECONOMICA.

Recuperación económica total :

$$= \frac{\text{VNR / ton.de cabeza-conc.normal}}{\text{VNR / ton.de cabeza-conc.perfecta}} \times 100$$

<u>VARIACION</u>	<u>% RECUPERAC. ECONOM. DEL CONC.DE Pb</u>	<u>% RECUPERAC. ECONOM. DEL CONC.DE Zn</u>	<u>%RECUPERAC. ECONOM. DE LOS CONCENT.</u>
1	72.05	79.9	76.40
2	76.30	82.09	79.50
3	79.15	83.50	81.56
4	80.44	85.28	83.12
5	84.33	87.43	86.05
6	82.23	87.38	85.08

Los resultados anteriores se observan en el gráfico 6.1 donde se expresa % Recuperación Económica contra toneladas-cortas por hora de alimento. Para el punto de mayor liberación (0.8121, 86.05) le corresponde una mayor recuperación-económica; esta mayor liberación se consiguió como resultado de una alimentación de tamaño menor.

Como se observa, si siguiésemos la tendencia de la curva para el tonelaje de 0.8121 TonC/h le correspondería una recuperación económica de 84.6%, pero al mejorar la liberación para este tonelaje; ésta sube a 86.05% el valor mas alto obtenido; lo que corrobora nuestra conclusión en el capítulo anterior. En el gráfico 6.2 se puede apreciar la recuperación obtenida para este menor consumo energético.

CONCLUSIONES

- Gran parte del costo de operación en la obtención de los metales está en el procesamiento de minerales, como ejemplo se cita el caso del cobre, donde la concentración implica cerca del 38% del total de la energía consumida para la secuencia completa de obtención de cobre, y solamente la conminución el 27% de esta secuencia y el 71% de la concentración. Aún más, solamente la molienda emplea el 23% de la secuencia y el 61% de la concentración.

· Por lo que el estudio de los fenómenos de conminución son de gran importancia puesto que es así como se podrá optimizar el consumo energético de este proceso, tanto en la etapa de diseño como en operación.

- Se comprobó la gran utilidad de los parámetros empíricos de eficiencia del postulado de Bond, los cuales fueron ampliados y perfeccionados por C.L. Rowland. De igual modo se verificó la relación W_i planta : W_i laboratorio, así como la comprobación del W_i como un parámetro de escalamiento, puesto que de datos de laboratorio no nos permite inferir el consumo energético que se gasta en planta.

El conocimiento de la magnitud de la energía consumida en procesos de conminución, tiene fines de diseño y control, fines preventivos y aplicativos, puesto que es necesario saber dimensionar y escoger las maquinarias que se emplearán en conminución como también detectar ineficiencias y optimizar instalaciones en funcionamiento.

- La relación W_i planta: W_i laboratorio (W_{i_0}/W_i) debe ser controlada periódicamente, puesto que cualquier variación (fuera de los rangos establecidos por Rowland para cada circuito de molienda), nos indicará alguna ineficiencia como una sobremolienda, algún defecto mecánico o un cambio en la mineralogía del mineral tratado.

- En la prueba realizada en la planta piloto del INGEMMET se comprobó la enorme importancia de aprovechar la fractura secundaria estudiada por B.H. Bergstrom. Debe observarse la importancia de obtener una mayor reducción de tamaño en el chancado, donde se aprovecha en forma eficiente la fractura secundaria, pues en la molienda, el agua juega un papel amortiguador (encápsula en forma similar que la gelatina empleada en los experimentos de Bergstrom) lo cual frena la fractura secundaria, lo que incide en el mayor consumo energético.

Al alimentar la molienda una partícula de tamaño menor se obtendrá un producto de menor tamaño para una liberación deseada con un consiguiente ahorro de energía en la molienda, de igual manera bajo estas condiciones se podrá tratar un mayor tonelaje. Esto concuerda con la idea de optimizar las relaciones $W - P_{80}$ t/h, disminuyendo al máximo las dos primeras y aumentando hasta donde sea posible la segunda.

- Los resultados de un proceso de conminución se expresa tanto en el consumo energético, capacidad tratada y distribución granulométrica del producto obtenido (liberación) la optimización de éste también se refleja en la etapa subsiguiente, en donde es importante tanto el peso como el análisis de cada producto.

- La recuperación económica de los concentrados corrobora lo dicho anteriormente; debemos alimentar tamaños menores al molino, obtendremos mejores liberaciones para un mayor tonelaje tratado y un menor consumo energético.

- En el caso de plantas de gran tamaño se recomienda hacer toda evaluación con procedimientos estadísticos como el de operación evaluativa (Evolutionary Operation).

Una justificación económica del trabajo puede ser claramente demostrada por un alto rendimiento del molino de tamaños similares de las partículas en el overflow del clasificador.

Para moler a máxima capacidad, mientras se obtiene un tamaño de partícula deseada, el control sobre los tamaños debe ser de primera importancia. Las Figuras N°1 y N°2, ilustran pérdidas potenciales de ingresos debido a sobremolienda o molienda pobre, sino se aplicaría el control de tamaño. La variación en los tamaños de las partículas (P_{80}) puede ser limitada a una banda angosta, y así permitir una recuperación máxima.

Se recomienda realizar el control del tamaño de partículas mediante un método electro-mecánico de rápida respuesta, como es el Particular Size Monitor PSM-400. La combinación del controlador multiloop y el sistema genera anualmente el retorno de lo invertido o más de la compensación de sus gastos capitales por operación del molino con carga máxima, manteniendo un tamaño requerido de partícula en el overflow de los clasificadores. Puede proveer la capacidad de mantener los disturbios del circuito del molino y cambios en mena sin perturbar significativamente el tamaño de partículas - habiéndose evaluado previamente la granulometría de liberación económica. La señal rápida de respuesta permite al operador una inmediata enmienda ajustando la velocidad de alimentación o dilución de agua, el puede ver los resultados de su cambio inmediatamente.

En el caso de no poderse contar con este instrumento de medición el control de molinos consistiría de muestras to-

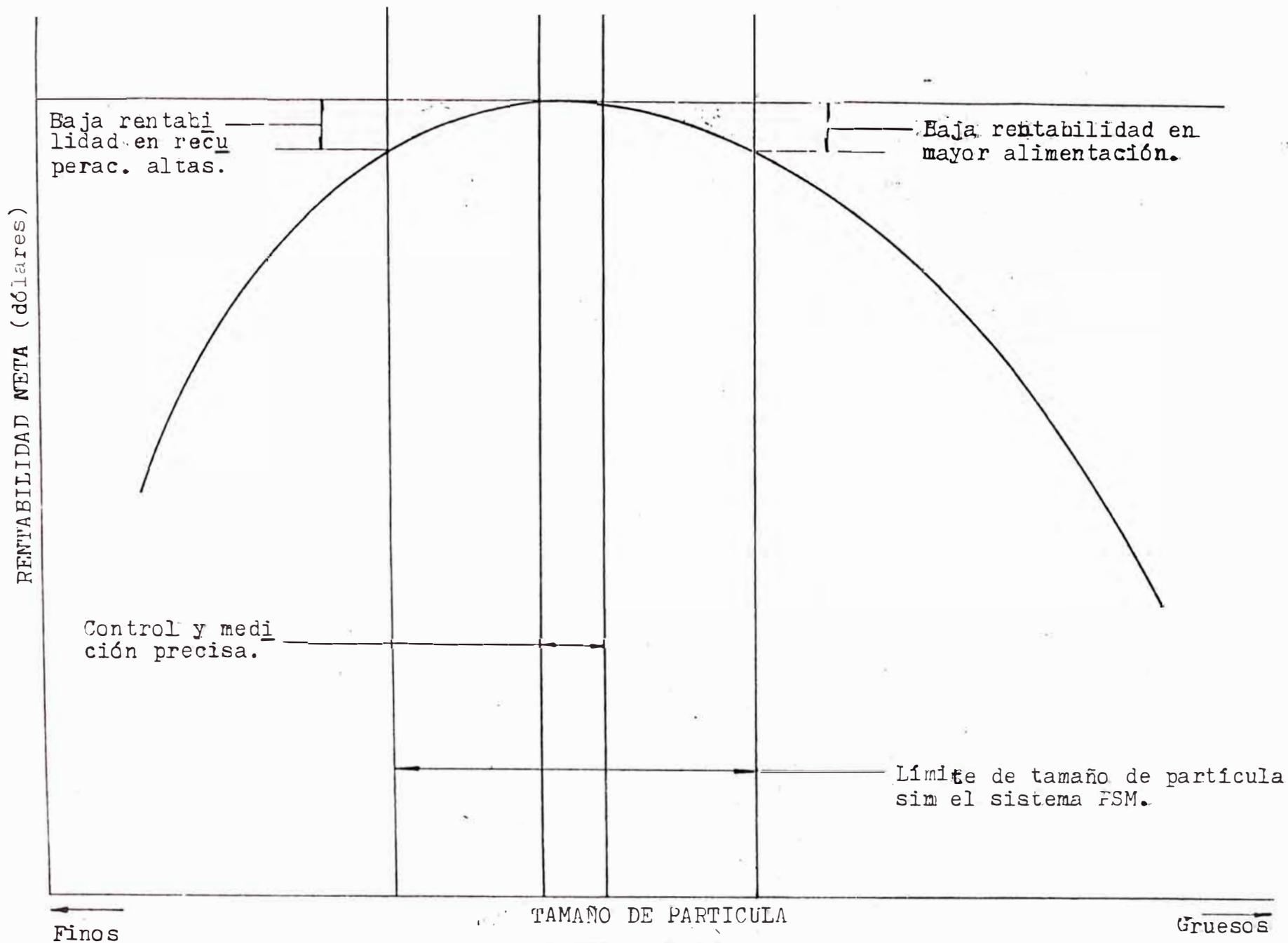


FIGURA No. 1 - RENTABILIDAD VS. TAMAÑO DE PARTICULA

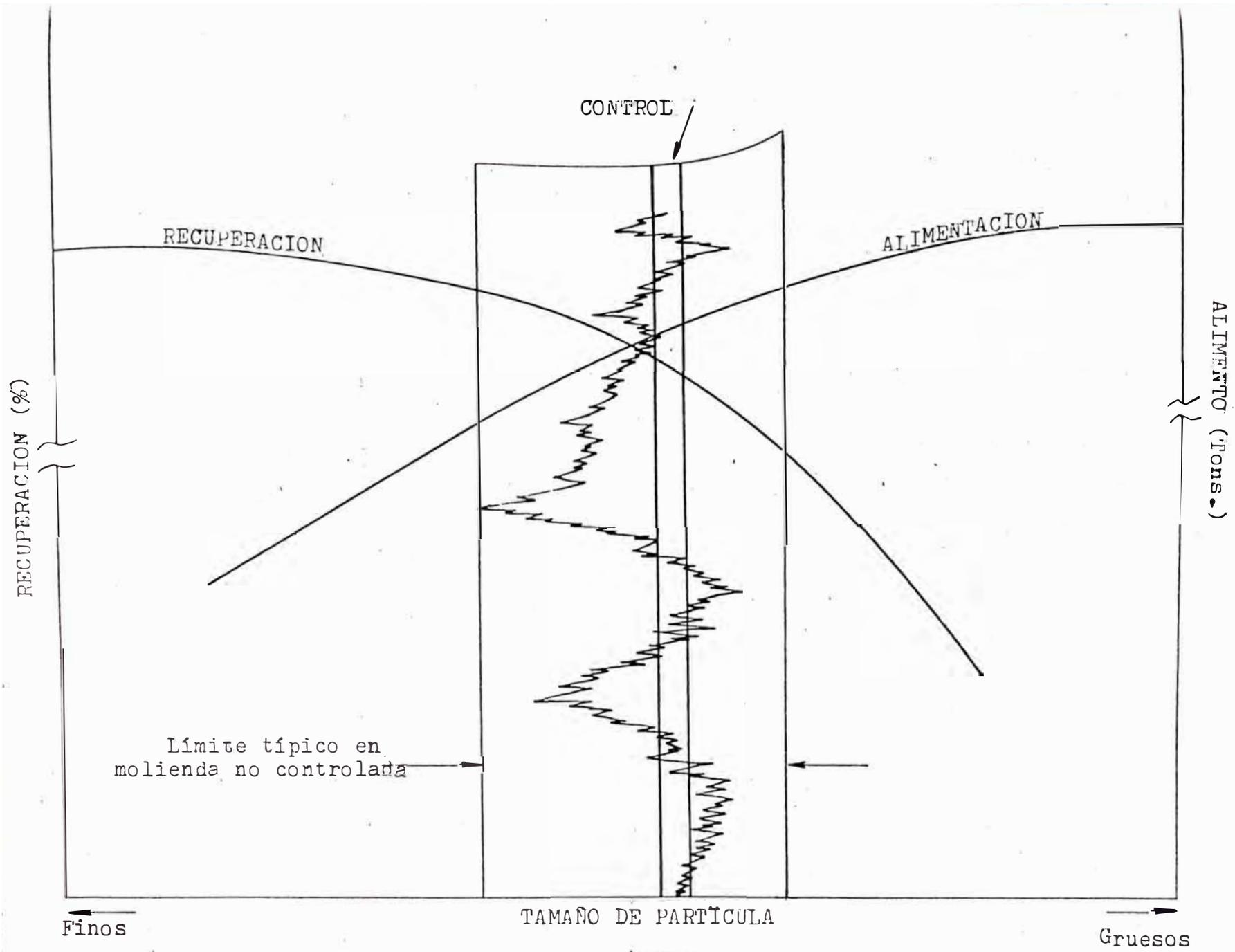


FIGURA No. 2 - RENDIMIENTO ECONOMICO

madras cada hora del overflow del clasificador (6 ciclones) y descarga del molino para chequear la densidad de pulpa,- A la vez se proveería un análisis de mallas de un compuesto por guardia del overflow para habilitar al jefe de molinos de la siguiente guardia el ajuste de la alimentación a los molinos de acuerdo al tamaño de partícula.

Para una operación eficiente del circuito de flotación-una distribución uniforme del tamaño de la partícula es requerida. Además, una reducción en la variación del tamaño de la partícula puede proveer un aumento en la producción-metálica por medio de un control metalúrgico minucioso y máxima alimentación a los molinos, una molienda mas gruesa que la usual resultaría en el aumento de producción, que compensaría a una baja, pero aceptable recuperación metálica.

Todo programa de control de molienda debe ser seguir los siguientes objetivos:

- . Rendimiento más estable en el circuito de molienda.
- . Incremento de tonelaje.
- . Mejorar la flexibilidad operacional, a la vez que la confiabilidad y disponibilidad del sistema de control
- . Incrementar la producción.

El primer objetivo conlleva a que usando el control basado en el tamaño, la alimentación al circuito de flotación es más uniforme, lo que mejoraría las operaciones de flotación (tamaño de partícula liberada apropiada para que las burbujas de aire las puedan llevar hasta la superficie de las celdas de flotación). A causa de la angosta distribución del tamaño de las partículas, un tonelaje ligeramente más alto incrementará la recuperación metálica.

Con el PSM-400 se obtiene una flexibilidad mejorada por que la respuesta de la señal del tamaño de partícula es rá

pidá y da una operación de molienda basada sobre consideraciones económicas y metalúrgicas antes que en las limitaciones del sistema de control.

El uso cotidiano del concepto de "Índice de Trabajo" de un mineral nos da indicación de la calidad del mineral en cuanto a su moliendabilidad.

Si se trata de un mineral de exploración, inmediatamente nos da una idea de los futuros gastos de molienda y a veces este factor es hasta determinante para proseguir con la explotación de dicho mineral.

Otras veces los gastos de energía de molienda suben sin razón aparente, entonces mediante determinaciones diarias del Índice de Trabajo, podemos ver si en realidad la dureza del mineral ha cambiado comparada con meses anteriores. Algunas veces se puede ver de que la dureza en realidad no ha cambiado si no que otros factores pueden estar afectando la molienda los cuales no son fácilmente apreciables tales como la carga de bolas o ejes, o las condiciones de los forros.

En los planes de expansión de una planta el "Índice de Trabajo" tiene un papel importantísimo pues nos permite calcular cuales serán las futuras necesidades en cuanto a capacidad de molienda y fuerza disponible.

BIBLIOGRAFIA

- 1 Fred C. Bond: Ther Third Theory of Conminution. Mining Engineering (May, 1952).
- 2 Donald Treilhard: "Copper-State of the Art". Chemical Engineer, 80 (April 16, 1973).
- 3 United Nations Industrial Development Organization. Copper Production in Developing Countries (New York: United Nations, October 1970).
- 4 Arthur O. Gates: The Crushing-Surface Diagram Engineering and Mining Journal. Vol. XCV, N°21 (may 24,1913).
- 5 Arthur O. Gates: "Kick vs. Rittinger: Au Experimental-Investigation on Rock Crushing, Performed at Purdue University". AIME Trans., Vol. 55 (1916).
- 6 Fred C. Bond and Jen-Tung Wang: A New Theory of Comminution. Trans. AIME (1950), Mining Engineering (August, 1951).
- 7 Fred C. Bond: The Thrid Theory of Comminution. Lecture Outline Min. Dr. 42a. Montana School of Mine.
- 8 R. Schuhmann, Jr. Principles of Comminution Size Distribution and Surface Calculations. AIME Mining Tech (July, 1940).
- 9 Fred C. Bond: Confirmation of the Third Theory. AIME Trans. Vol 217, 1960.
- 10 R.J. Charles: Energy-Size Reduction Relationships in Comminution. Mining Engineering, (January, 1957).
- 11 R.J. Charles: Collected Discussion of: Energy Size Reduction Relationships in Conminution. Mining Engineering (April, 1958).
- 12 Bergstrom B.H. "Energy and Size Distribution Aspects-of Single Particle Breakage". Actas del Quinto Simposium sobre Mecánica de Rocas.
- 13 J.A. Herbst, G.A. Grandy and T.S. Mika "On the Deve - lopment and use of Lumped Parameter Models for Open - and Close-Circuit Grinding". Tran. Inst.Min.Met. Sec - tion C, 77 (1968).

- 14 J.A. Herbst and D.W. Fuerstenan, "The Zero Order Production of Fine Size in Comminution and its Implications in Simulation". Trans. AIME 241, (1968).
- 15 A.L. Hinde and R.P. King. "Mineral Variance Control-Strategies for Wet Milling Circuit", articulo presentado en AIME Annual Meeting, Atlanta, March 1977.
- 16 L.G. Austin "A Review Introduction to the Mathematical Description of Grinding as a Rate Process". Powder Technol. Vol. 5, 1971.
- 17 G.A. Grandy, etal. "Computer Techniques in the Analysis of Laboratory Grinding Tests". A Decade of Computing in the Mineral Industries ed. A. Weiss, New York. Am. Inst. Min. Engers, 1969.
- 18 J.A. Herbst and T.S. Mika, "Matemactical Simulation - of Tumbling Mill Grinding; an Improved Method. Rudy 18 (3,4), 1970.
- 19 L.G. Austin, P.T. Luckie and R.R. Klimplet, "Solutions of the Batch Grinding Equations Leading to Rosin Rammler Distributions", Trans., AIME, 252 (1972).
- 20 J.A. Herbst, G.A. Granding and D.W. Fuerstenan, "Population Balance Models for the Desing of Continuous Grinding Mills", Proceeding of the 10th. International (Mineral Processing Congress, London 1973, M.J. Jones Editor, IMM (1974).
- 21 L.G. Austin, "Understanding Ball Mill Sizing", Ind.-Eng. Chem. Process Des. Dev. 12 (2); 1973.
- 22 F.C. Bond, "Crushing and Grinding Calculations", Melwankee, Wisconsin. Allis Chalmers Publications. (1962)
- 23 J.A. Herbst and D.W. Fuerstenau, "Scale-up Procedure for Continuous Grinding Mill Design Using Population Balance Models". International Journal of Mineral Processing, 7 (1980).
- 24 F.J. Mardulier and D.L., Wightman, "Eficient Determination of Mill Retention Time". Rock Products. Vol.74 (1971).
- 25 R.P. Gardner K. Verghese and R.S.C. Rogers, "On Stream Determination of Large Scale Ball Mill Residence Time Distribution with Short - Lived, Radiotracers", Mining Engineering. Vol. 239 (1980).

- 26 R.S.C. Rogers and R.P.Gardner, "Use of a Finite-Stage Transport Concept for Analyzing Residence Time Distributions of Continious Process", Journal of A.I.Ch.E. Vol. 24 (1979).
- 27 R.S.C. Rogers, D.G. Bell and A.M. Hukki, "A short Lived Radioactive Tracer Method for Measuring Residence Time Distributions of Closed Circuit Ball Mills", Powder Technology, Vol. 32 (1982).
- 28 L.G. Austin, R.R. Klimpel P.T. Luckie, and R.S.C. Roger "Simulation of Grinding Circuits for Design".
- 29 A.J. Lynch, Developments in Mineral Processing.
1. Mineral Crushing and Grinding Circuits.
2. Their Simulation, Optimizations, Design and Control.
Elsearier Scientific Publishing Company, New Jersey. 1977.
- 30 L.R. Plitt, "A Mathematical Model of the Hydrocyclone Classifier", CIM Bulletin, Dec. (1976).
- 31 Fred Bond: Chushing and Grinding Calculations. Allis Chalmers, January, 1961.
- 32 C.A. Rowland, Jr: Comparasion of Work Indices Calculated from Operating Data with from Laboratory test Data. Allis Chalmers. April 1973.
- 33 C.A. Rowland Jr., Grinding Calculations Related to the Applications of Large Rod and Ball Mills. Allis-Chalmers, January 25, 1972.
- 34 Donald C. Moore: Production of Crusher Power Requirements and Product Size Analysis. Design and Installation of Comminution Circuits. AIME 1982. Editorial Board.
- 35 M.D. Flavel: Selection and Sizing of Crushers.
- 36 R.F. Yap, J.L. Sepulveda, and R. Jauregni: Determination of the Bond Work index using an ordinary Laboratory Batch Ball Mill. Desing and Instalation of Comminution Circuits. AIME 1982. Editorial Board.
- 37 J.J. Reid: Reconciling Hydrocyclone Particle - Size - Data, Chemical Eng. June 27, 1983.
- 38 Selection and Sizing of Crusher. M.D. Flabel. Design and Installation of Conminution Circuits. Capítulo 21.
- 39 Control Automático para la Molienda en la Concentradora de Cobre de Botiflaca. Southern Peru Copper Corporation - Cuajone. Por: Ing. B.J. Huls. E.Socolich.

APENDICE I

1. Descripción del Programa MECMET 8401 y del Computador.

El programa cuenta con tres opciones. La primera opción permite calcular los porcentajes parciales cuando se tienen los pesos parciales por rango de malla en un análisis granulométrico. Asimismo, se puede calcular los porcentajes acumulado fino (F_i) o también conocido como porcentaje acumulado negativo y los porcentajes acumulado retenido (G_i) también denominado porcentaje acumulado positivo.

Los fundamentos teóricos de esta opción pueden ser encontrados en la Sección 2.2.2 de esta tesis.

La segunda opción es el método de eliminación de inconsistencia de los datos de un análisis granulométrico hecho sobre los tres flujos de un clasificador (alimentación, rebose y descarga). Este método fué desarrollado por K.J. Reid y publicado en su Artículo "Reconciling Hydrocyclone Particle Size Data" .

La tercera y última opción permite ajustar mediante el método de mínimos cuadrados los datos de un análisis granulométrico a la curva de Gaudin-Schuhmann.

El programa esta escrito en lenguaje BASIC y puede ser almacenado en un computador personal de 16 kb de memoria RAM. Los resultados son impresos sobre un plano de 32 x 22 caracteres.

Para la comprobación del programa se utilizó el computador TK 85, marca MICRODIGITAL, de fabricación brasileña.

2. Ejemplos de Aplicación.

Ejemplo 1 : Se desea calcular los porcentajes parciales y acumulados de una muestra tomada del flujo de alimentación a un hidrociclón. Después de realizado el análisis granulométrico, se obtuvo los siguientes pesos por rango de malla :

<u>n</u>	<u>RANGO DE MALLA</u>	<u>PESO (gr)</u>
1	+ 35	16.0
2	- 35 ... + 48	13.0
3	- 48 ... + 65	23.0
4	- 65 ... +100	41.5
5	-100 ... +150	75.0
6	-150 ... +200	91.0
7	-200 ... +270	52.5
8	-270 ... +400	40.0
9	-400 ...	148.0
	TOTAL =	<u>500.0</u>

Para correr el programa MECMET 8401, apretar la tecla RUN del computador.

- Teclear : 1 (número de la opción).
- Teclear : SI (verificación de que la opción escogida es la correcta).
- Teclear : 1 (para introducir los números de malla)
- Teclear : 9 (introduciendo el número de rangos de malla del análisis granulométrico).

Los rangos de malla serán introducidos en el computador en el orden $n = 1, 2, 3, \dots, 9$.

El número que definirá el rango de malla, es el que se encuentra a la derecha de la columna de RANGO DE MALLA, menos para el último rango donde se introducirá el número negativo.

Teclear para rango 1 : 35

Teclear para rango 2 : 48

Teclear para rango 3 : 65

.
. .
.

Teclear para rango 9 : -400

Teclear : NO (si no desea corregir ningun dato).

Teclear : 1 (con este número se indica que los datos corresponde al flujo de alimentación).

Teclear : 1 (con este número se indica que se quiere obtener los porcentajes parciales).

Teclear : 500 (peso total de la muestra analizada).

Seguidamente habrá que llenar una tabla que aparecerá en la pantalla, para lo cual se deberá teclear los pesos retenidos en cada rango de malla.

Teclear para rango 1 : 16

Teclear para rango 2 : 13

.
. .
. . .

Teclear para rango 9 : 148

Teclear : NO (si no se desea corregir ningun dato ingresado).

El computador efectuará el cálculo de los porcentajes parciales. Por lo tanto, aparecerá en pantalla la siguiente tabla :

<u>DATO</u>	<u>MALLA</u>	<u>MUESTRA</u>	<u>ALIMENTACION</u> <u>P.P</u>
1	35	16	3.2
2	48	13	2.6
3	65	23	4.6
4	100	41.5	8.3
5	150	75	15
6	200	91	18.2
7	270	52.5	10.5
8	400	40	8
9	-400	148	29.6

TOTAL = 500

Apretar la tecla CONT y el computador procederá a calcular los porcentajes acumulados. En la pantalla aparecerá la siguiente tabla :

<u>DATO</u>	<u>MALLA</u>	<u>P.P.</u>	<u>ALIMENTACION</u>	
			<u>AC(-)</u>	<u>AC(+)</u>
1	35	3.2	96.8	3.2
2	48	2.6	94.2	5.8
3	65	4.6	89.6	10.4
4	100	8.3	81.3	18.7
5	150	8.	66.3	33.7
6	200	18.2	48.1	51.9
7	270	10.5	37.6	62.4
8	400	15.	29.6	70.4
9	-400	29.6	0	100

Apretando la tecla CONT y luego tecleando el número 2 puede uno pasar a otra opción del programa.

Ejemplo 2 : Supongamos que los mismos datos del ejemplo 1 se desean ajustar a la curva de Gaudin-Schumman. Por lo tanto, la opción a escoger será la número 3:

Teclear : 3

Teclear : SI (verificación de que la opción escogida es la correcta).

Teclear : 2 (con este número se indica que se seguirá utilizando los mismos números de malla introducidos anteriormente).

Aparecerá en pantalla las mallas que estan empleando.

Teclear : NO (indicando que esos valores de mallas son correctos y de que no se desea cambiar los valores).

Teclear : 1 (indicando que los valores que estan en la memoria corresponden al flujo de alimentación).

Teclear : 3 (indicando que los porcentajes parciales ya están almacenados en la memoria del computador).

Aparecerá en pantalla la tabla con los porcentajes parcial y acumulados del flujo de alimentación en este caso.

Teclear : NO (indicando de que no se ha introducido la equivalencia en micrones para la abertura de las mallas que se encuentran guardadas en la memoria).

Se deberá completar la tabla con los tamaños equivalentes en micrones de las mallas.

Teclear : 417 (equivalencia en micrones para la malla 35).

Teclear : 295 (equivalencia en micrones para la malla 48).

Teclear : 38 (equivalencia en micrones para la malla-400).

Teclear : -38 (o cualquier otro valor, ya que el último rango no entra en el ajuste a la curva de Gaudin-Schumman).

Teclear : NO (indicando de que no se desea corregir ningún dato).

El computador imprimirá en pantalla :

LAS CONSTANTES DE G-S SON:

A = 0.70760805

B = 0.51930024

COEF. DE CORREL. = 0.95738333

DO = 308.11879

ECUACION DE G-S :

$$F_{(D)} = 100 * (D/DO) ** B$$

Teclear CONT y aparecerá una tabla con los porcentajes acumulados negativos experimentales y los porcentajes acumulados negativos de la ecuación de G-S.

TABLA DE AJUSTE A G-S

<u>DATO</u>	<u>T. PROM</u>	<u>AC(-)E</u>	<u>AC(-)G</u>
1	417	96.8	117.02
2	295	94.2	97.77
3	208	89.6	81.54
4	147	81.3	68.09
5	105	66.3	57.18
6	75	48.1	48.01
7	53	37.6	40.09
8	38	29.6	33.73

Ejemplo 3 : En este caso haremos uso de la opción 2 del programa MECMET 8401, con el fin de eliminar la inconsistencia entre los datos del muestreo efectuado sobre los tres flujos de un hidrociclón (alimentación, rebose, y descarga).

Los datos se muestran en la siguiente tabla :

PORCENTAJE PARCIAL DE SOLIDOS

<u>DATO</u>	<u>ALIMENTACION</u>	<u>REBOSE</u>	<u>DESCARGA</u>	<u>C.C.</u>
1	48.6	4.4	62.9	3.09
2	10.3	7.1	12.5	1.45
3	9.6	11.5	8.9	2.71
4	6.5	11.5	5.0	3.33
5	4.3	10.2	2.4	3.11
6	1.9	6.0	0.7	3.42
7	18.8	49.3	7.6	2.72

Teclear : 2 (indicando el número de la opción escogida)

Teclear : SI (indicando que es correcta la opción 2).

Teclear : 1 (indicando que nuevos números de malla serán serán introducidos).

Teclear : 7 (es el número de rangos de malla).

Para hacer mas rápida la entrada de datos se puede teclear números referenciales y no los números de malla.

Teclear : 10

Teclear : 20

.
. .
. . .

Teclear : 70

Teclear : NO (indicando que no se desea corregir datos).

Teclear : 1 (indicando que los datos a ingresar corresponderán al flujo de alimentación).

Teclear : 2 (indicando que se introducirán en la memoria los porcentajes parciales).

Se procede a introducir los porcentajes parciales de la tabla de datos correspondientes al flujo de alimentación.

Teclear : 48.6

.
. .
. . .

Teclear : 18.8

Teclar NO (indicando que no se desea corregir datos).

A continuación el computador procede a imprimir en la pantalla una tabla con los porcentajes parciales y acumulados para el flujo de alimentación.

De igual forma que se introdujeron los porcentajes parciales del flujo de alimentación, se procederá a introducir los porcentajes parciales del flujo de rebose y descarga respectivamente.

Una vez terminado de introducir en la memoria del computador los porcentajes parciales correspondientes a los tres flujos, el computador procederá a imprimir una tabla con dichos porcentajes y la carga circulante calculada para cada rango de malla. Por lo tanto en la pantalla aparecerá :

<u>MALLA</u>	<u>DISTRIBUCION EXPERIMENTAL</u>			<u>C.C.</u>
	<u>ALIMENTACION</u>	<u>REBOSE</u>	<u>DESCARGA</u>	
10	48.6	4.4	62.9	3.09
20	10.3	7.1	12.5	1.45
30	9.6	11.5	8.9	2.71
40	6.5	11.5	5	3.33
50	4.3	10.2	2.4	3.11
60	1.9	6	0.7	3.42
70	18.8	49.3	7.6	2.27

C.C. MED = 2.83

Al apretar la tecla CONT se procede a iterar hasta encontrar el valor de la carga circulante que haga mínimo-
J(R)

Los valores tanteados en este caso serán

C.C.	<u>J(R)</u>
2.83	1.0932
2.93	0.8813
3.03	0.9504
2.84	1.0573
2.85	1.0261
2.86	0.9964
2.87	0.9726
2.88	0.95
2.89	0.9284
2.90	0.9147
2.91	0.9002
2.92	0.8887
2.93	0.8813
2.94	0.8758
2.95	0.8734 (J(R) mínimo)
2.96	0.875

Se imprimirá en la pantalla :

EL J(R) MINIMO ES = 0.8734

EL FACTOR DE C.C. ES = 2.95

A continuación aparece en pantalla la distribución co-

rregida con el nuevo valor de carga circulante

DISTRIBUCION CORREGIDA				
<u>MALLA</u>	ALIMENTACION	REBOSE	DESCARGA	C.C.
10	48.29	4.43	63.13	2.95
20	10.81	6.97	12.12	2.93
30	9.57	11.51	8.92	2.98
40	6.59	11.48	4.93	2.95
50	4.35	10.19	2.37	2.95
60	1.99	5.98	0.63	2.93
70	18.4	49.39	7.9	2.95

Aprete la tecla CONT.

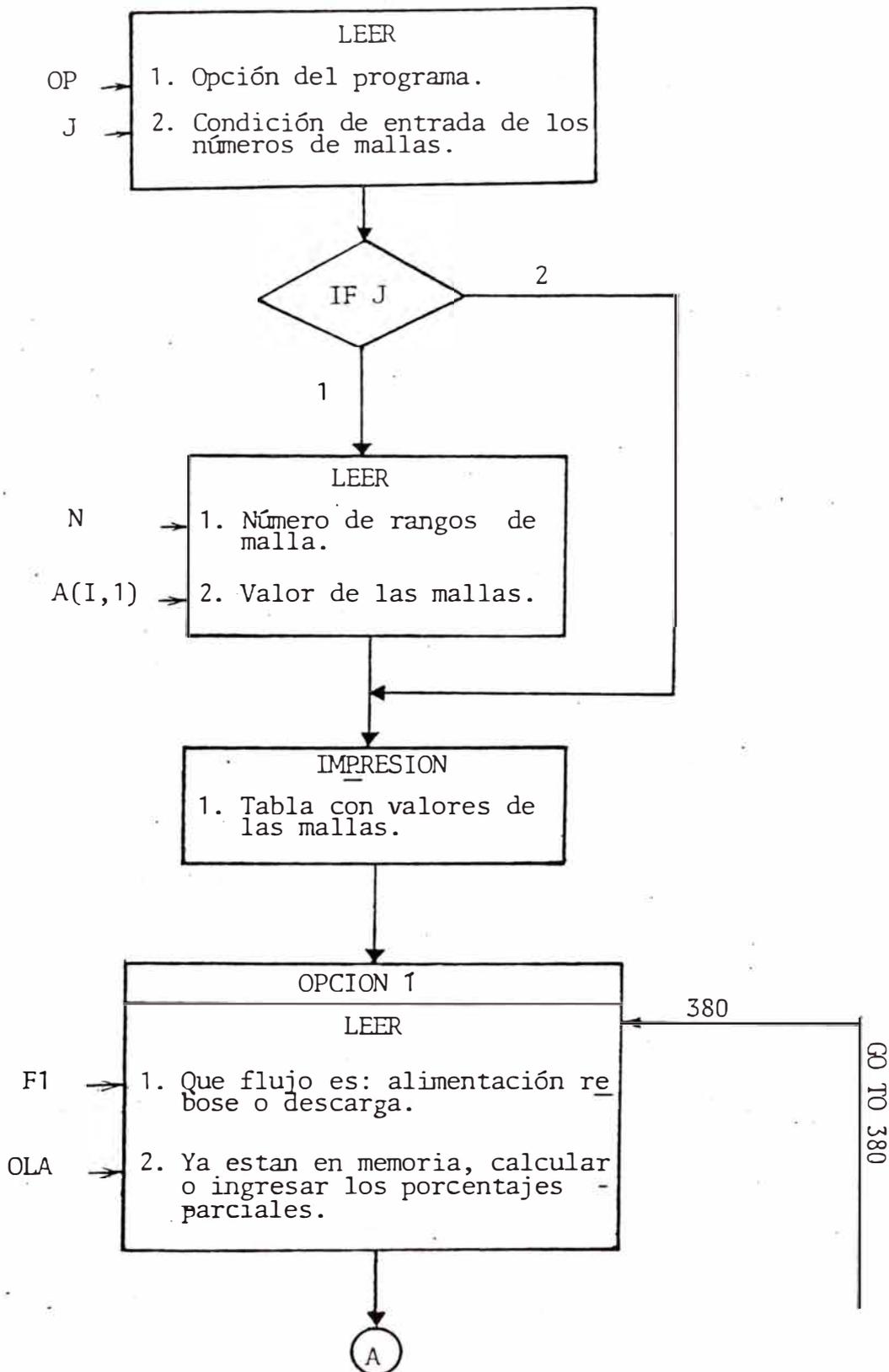
Nota importante : Si desea que los nuevos valores de la distribución corregida pasen a ocupar el lugar en la memoria, anulando los valores iniciales experimentales, entonces en ese caso teclee SI. Solo anulando los valores experimentales se podrá pasar a ajustar la distribución corregida a la ecuación de Gaudin-Schumman.

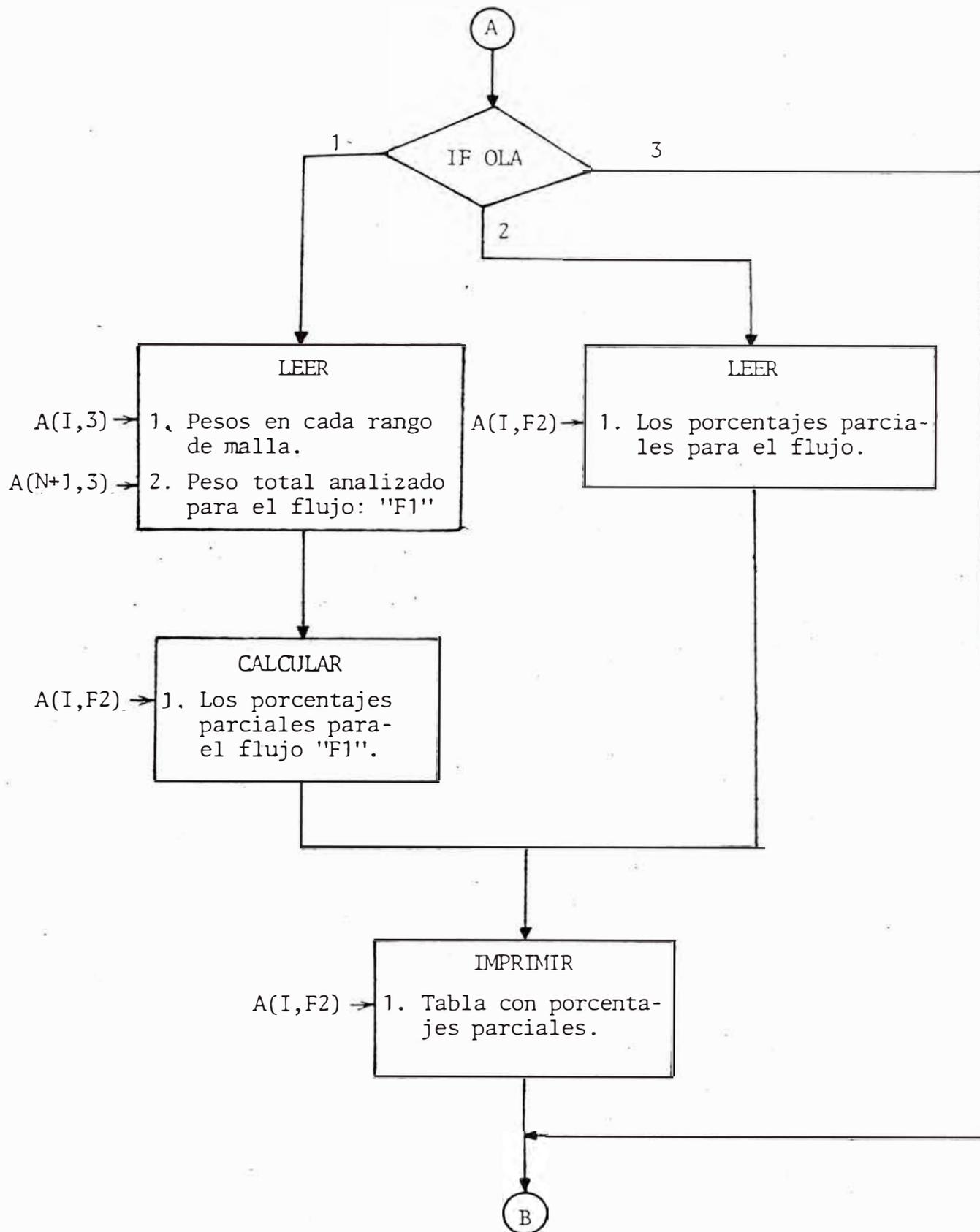
3. Especificación de Variables del Programa.

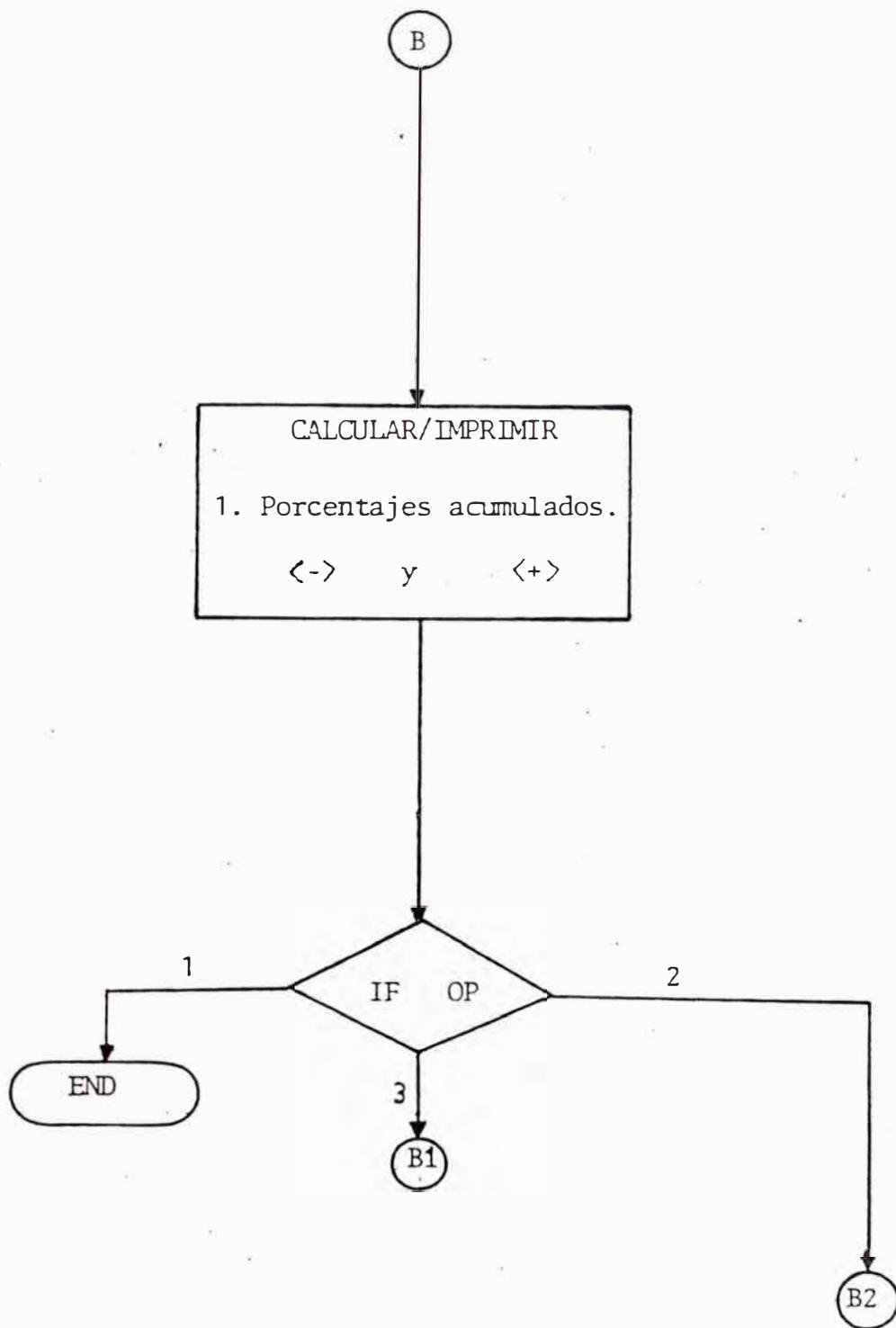
N	números de rangos de malla.
A(I,1)	i-ésimo número de malla.
A(I,2)	i-ésimo tamaño equivalente en micrones del número de malla.
A(I,3)	i-ésimo peso parcial de la muestra.
A(I,4)	i-ésimo porcentaje parcial para el flujo de alimentación.

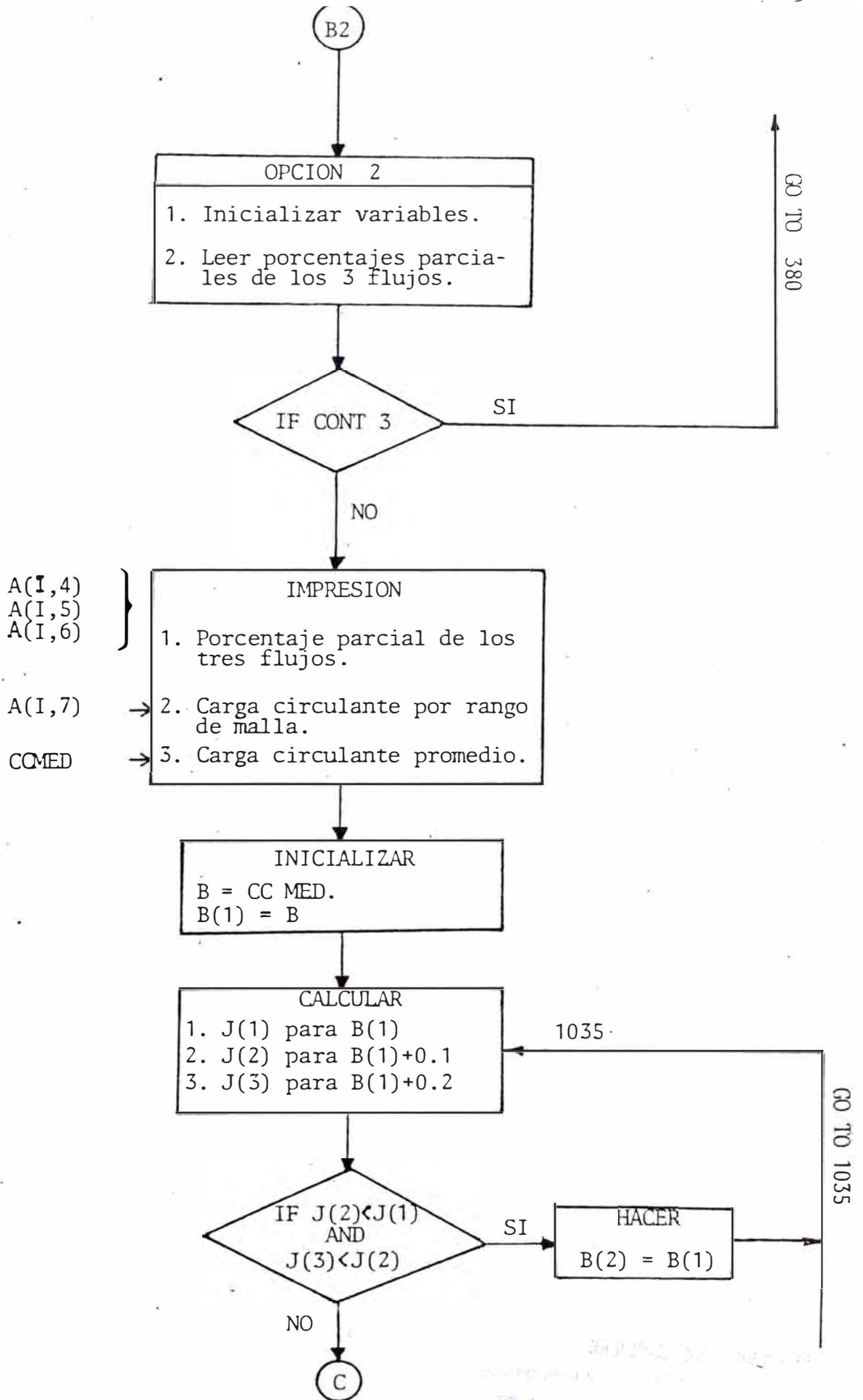
A(I,6)	i-ésimo porcentaje parcial para el flujo de descarga.
A(I,7)	i-ésimo carga circulante.
A(I,8)	i-ésimo porcentaje acumulado negativo.
A(I,9)	i-ésimo porcentaje acumulado positivo.
MED	media de las cargas circulantes.
B(1), B(2), B(3)	cargas circulantes.
J(1), J(2), J(3)	suma de los cuadrados de los ajustes.
C(I,4)	i-ésimo porcentaje parcial corregido para el flujo de alimentación.
C(I,5)	i-ésimo porcentaje parcial corregido para el flujo de rebose.
C(I,6)	i-ésimo porcentaje parcial corregido para el flujo de descarga.
C(I,7)	i-ésima carga circulante corregida.
D, P	variables para corregir los porcentajes - parciales.
Y(I)	logaritmo en base diez del porcentaje acumulado negativo correspondiente al i-ésimo rango de malla,
X(I)	logaritmo en base diez del tamaño equivalente en micrones del i-ésimo número de malla.
CA	constante "A" del ajuste de mínimos cuadrados.
CB	constante "B" del ajuste de mínimos cuadrados.
R	coeficiente de correlación.
F(I)	porcentaje acumulado negativo obtenido con la ecuación de Gaudin-Schumman.

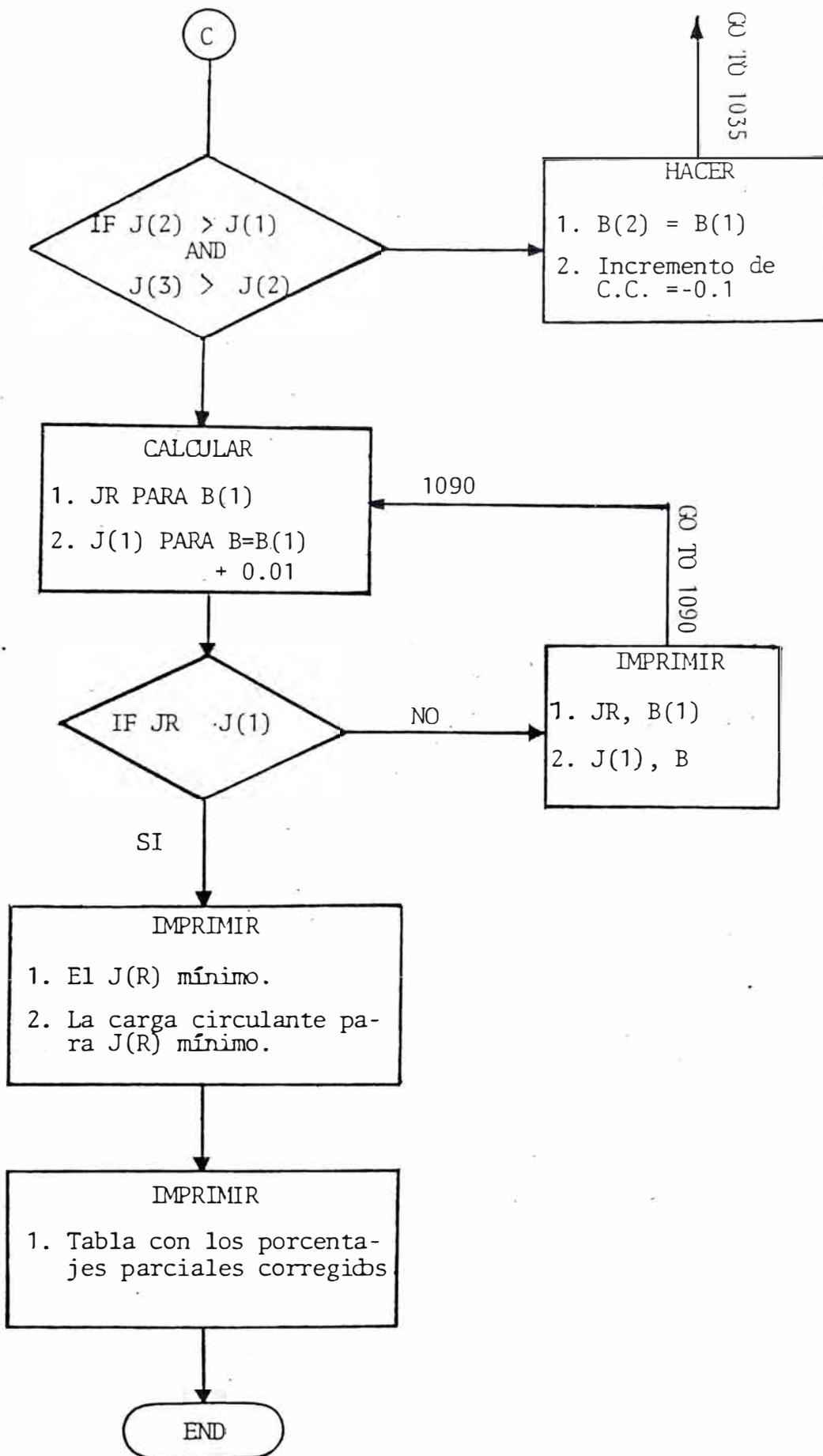
4. DIAGRAMA DE FLUJO DEL PROGRAMA MECMET 8401.

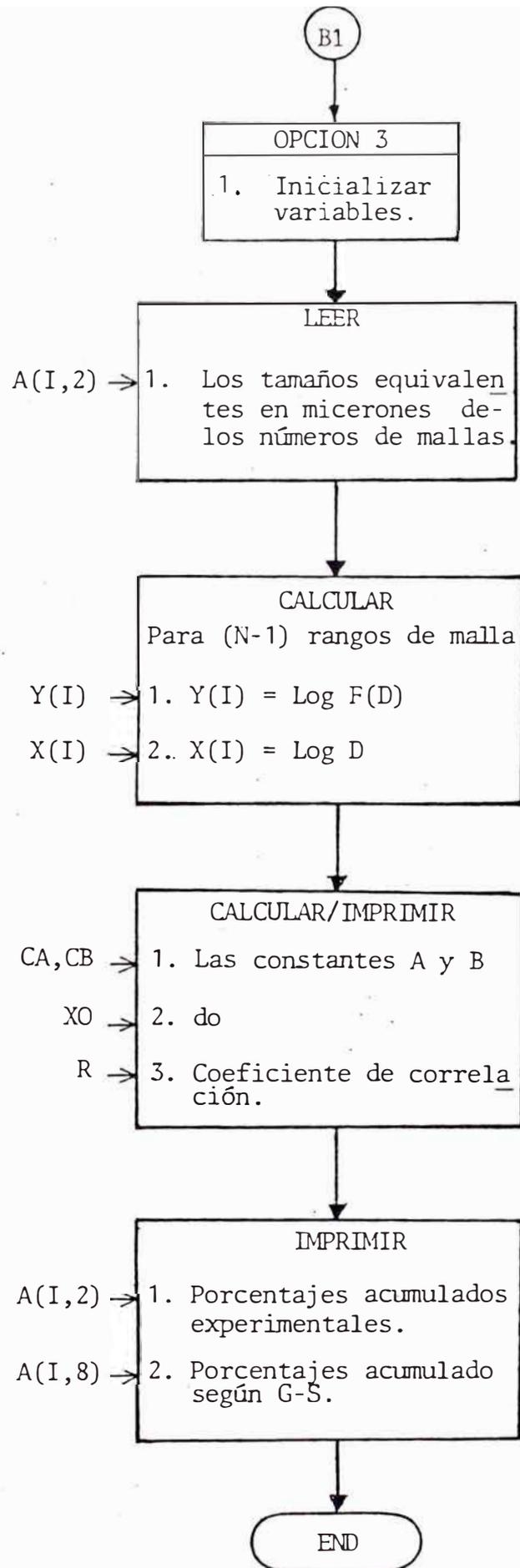












5. Listado del Programa MECMET 8401

```
88  REM PROGRAMA MECMET 8401
100 CLS
105  PRINT AT 0,5; "OPCIONES DEL PROGRAMA"
110  PRINT AT 2,0; "OPCION 1: CALCULO DE LOS PORCENTAJES PARCIALES Y PORCENTAJES ACUMULADOS DE UN ANALISIS GRANULOMETRICO"
115  PRINT AT 7,0; "OPCION 2: ELIMINACION DE LA INCONSISTENCIA DE LOS DATOS POR ERRORES DE MUESTREO (METODO DE LA CARGA CIRCULANTE)."
120  PRINT AT 13,0; "OPCION 3: AJUSTE DE LOS DATOS A LA CURVA DE GAUDIN-SCHUMMAN".
135  PRINT AT 20,0; "ESCOJA EL NUMERO DE LA OPCION (1/2/3)".
136  INPUT OP
137  IF OP > 3 AND OP < 1 THEN GOTO 136
138  CLS
140  PRINT AT 11,0; "OPCION ESCOGIDA: ";OP
142  PRINT AT 20,0; "ES CORRECTO? (SI/NO)"
143  INPUT C$
144  IF C$="NO" THEN GOTO 100
145  IF C$ < > "SI" THEN GOTO 143
155  REM SECUENCIA PARA INTRODUCIR LOS NUMEROS DE MALLAS
156  CLS
160  PRINT AT 11,0; "TECLEE:"
162  PRINT AT 14,0; "(1) SI DESEA INTRODUCIR LOS NUME-
```

```
ROS DE MALLA"

164 PRINT AT 18,0;"(2) SI VA A UTILIZAR LOS NUMEROS -
    DE MALLA INTRODUCIDOS ANTERIORMENTE"

168 INPUT J

169 IF J=1 THEN GOTO 219

175 IF J < > 2 THEN GOTO 168

185 REM IMPRESION DE LOS NUMEROS DE MALLAS

186 CLS

187 FAST

189 PRINT AT 0,5;"RANGOS DE MALLA"

190 PRINT AT 2,8;"DATO MALLA"

195 FOR I=1 TO N

200 PRINT AT I+3, 9;I;TAB 15;A(I,1)

205 NEXT I

206 SLOW

210 GOTO 275

219 REM SECUENCIA PARA INTRODUCIR NUEVO NUMEROS DE
    MALLA

220 CLS

221 PRINT AT 20,0;"NUMERO DE RANGOS DE MALLAS DEL ANA
    LISIS GRANULOMETRICO?"

225 INPUT N

230 DIM A(N+2,9)

231 CLS

235 PRINT AT 0,6;"RANGOS DE MALLA"

240 PRINT AT 2,8;"DATO MALLA"

245 FOR I=1 TO N

250 PRINT AT 20,0;"( ";I;")";"-----MALLA?"
```

```
255 INPUT A(I,1)
260 PRINT AT I+3,9;I;TAB 15;A(I,1)
265 NEXT I
275 LET R=15
276 LET P=1
280 GOSUB 3010
288 IF OP=2 THEN GOTO 901
295 IF OP=1 THEN LET OPO=380
380 REM OPCION 1: CALC. DE PORC. PARC.
381 CLS
385 PRINT AT 5,0;"LOS DATOS CORRESPONDEN A CUAL DE -
    LOS TRES FLUJOS DEL CALSIFICA- DOR?:"
386 PRINT AT 10,0;"(1) ALIMENTACION"
387 PRINT AT 12,0;"(2) REBOSE"
388 PRINT AT 14,0;"(3) DESCARGA"
390 PRINT AT 20,0;"TECLEE EL NUMERO QUE CORRESPONDA
    (1/2/3)"
391 INPUT F1
392 LET F2=F1 + 3
395 IF F1<0 AND F1>3 THEN GOTO 391
400 CLS
401 PRINT AT 4,3;"TECLEE"
402 PRINT AT 7,0;"(1) SI DESEA QUE SE EFECTUE EL CAL
    CULO DE LOS PORCENTAJES PARCIALES"
404 PRINT AT 11,0;"(2) SI DESEA GUARDAR EN MEMORIA -
    LOS PORCENTAJES PARCIALES"
406 PRINT AT 15,0;"(3) SI LOS PORCENTAJES PARCIALES
    YA ESTAN ALMACENADOS EN LA MEMORIA"
```

```
408 INPUT OLA
409 CLS
410 IF OLA > 3 AND OLA < 1 THEN GOTO 408
412 IF OLA=3 THEN GOTO 702
414 IF OLA=2 THEN GOTO 420
416 LET D$="LAS UNIDADES"
418 GOTO 445
420 LET D$="LOS PORCENTAJES"
422 GOTO 485
445 PRINT AT 20,0;"TECLEAR EL TOTAL DE UNIDADES DE LA
MUESTRA ANALIZADA"
480 INPUT A(N+1,3)
485 CLS
490 PRINT AT 19,0;"A CONTINUACION TECLEE ";D$;"PARCIA-
LES RETENIDAS EN CADA MALLA"
495 PAUSE 180
500 CLS
505 IF F1=1 THEN LET A$="ALIMENTACION"
510 IF F1=2 THEN LET A$="REBOSE"
520 IF F1=3 THEN LET A$="DESCARGA"
521 IF OLA=2 THEN GOTO 665
525 PRINT AT 0,7;A$
530 PRINT AT 2,1;"DATO MALLA MUESTRA P.P."
540 PRINT AT 20,0;"CANT. RETEN. MALLA ";A(I,1)
545 INPUT A(I,3)
550 PRINT AT I+3,2;I;TAB 7;A(I,1);TAB 15;A(I,3)
555 NEXT I
560 PRINT AT N+4,2;I;TAB 8;"TOTAL= ";A(N+1,3)
```

```
570 LET P=3
580 LET R=15
585 GOSUB 3010
594 PRI T AT 20,0;"
595 LET SUM=0
596 FAST
600 FOR I=1 TO N
605 LET A(I,F2)=(A(I,3)/A(N+1,3))*100
610 LET ROMA=A(I,F2)
615 GOSUB 4011
620 LET A(I,F2)=ROMA
625 PRINT AT I+3,25;A(I,F2)
630 LET SUM:=SUM+A(I,F2)
635 NEXT I
640 IF SUM=100 THEN GOTO 651
645 LET DELT=100-SUM
650 LET A(N,F2)=DELT+A(N,F2)
651 PRINT AT N+3,25;A(M,F2)
652 SLOW
653 PRINT AT 20,0;"TECLEE -CONT-
654 STOP
656 GOTO 690
665 REM SEC. PARA INGRESAR LOS PORC. PARC.
666 PRINT AT 0,7;A$
670 PRINT AT 2,1;"DATO MALLA P.P."
673 FOR I=1 TO N
675 PRINT AT 20,0;"PORCENTAJE PARCIAL RETENIDO EN LA
MALLA ";A(I,1)
```

```
676 INPUT A(I,F2)
680 PRINT AT I+3,2;I;TAB 7;A(I,1);TAB 15;A(I,F2)
685 NEXT I
690 LET R=15
691 LET P=F2
692 GOSUB 3010
702 REM CALC. DE LOS PORC. ACUMULADOS
703 CLS
704 PRINT AT 11,0;"A CONTINUACION LOS PORCENTAJES
ACUMULADOS"
705 PAUSE 300
706 CLS
710 FAST
725 PRINT AT 0,7;A$
730 PRINT AT 2,0;"DATO MALLA P.P. AC(-) AC(+)"
735 LET A(1,8)=100-A(1,F2)
740 FOR I=1 TO N-1
745 LET A(I+1,8)=A(I,8)-A(I+1,F2)
750 LET A(I,9)=100-A(I,8)
755 NEXT I
760 LET A(N,8)=INT (A(N-1,8)-A(N,F2))
765 LET A(N,9)=100 (N,8)
770 FOR I=1 TO N
775 PRINT AT I+4,0;I;TAB 5;A(I,1); TAB 12;A(I,F2);
TAB 18;A(I,8);TAB 24;A(I,9)
780 NEXT I
785 SLOW
790 PRINT AT 20,9;"TECLEE -CONT-
```

```
791  STOP
792  IF OP=2 THEN GOTO ONO
793  IF OP=3 THEN GOTO 1750
795  PRINT AT 11,0;"TECLEE;"
800  PRINT AT 14,0;"(1) PARA CALCULAR NUEVOS PORCENTAJES "
805  PRINT AT 18,0;"(2) PARA PASAR A OTRA OPCION DEL
PROGRAMA"
810  INPUT J
812  IF J=1 THEN GOTO 155
813  IF J < > 2 THEN GOTO 810
814  GOTO 100
901  REM OPCION 2: MET. DE LA CARGA CIRCULANTE
902  DIM J(3)
903  DIM B(3)
904  CLS
905  PRINT AT 11,0;"DEBERA VERIFICAR SI LOS PORCENTAJES
PARCIALES DE LOS TRES FLUJOS ESTAN EN LA MEMORIA"
906  PAUSE 350
907  CLS
910  LET ONO=913
912  LET CONT=0
913  LET CONT=1+CONT
914  IF CONT 3 THEN GOTO 380
930  CLS
931  PRINT AT 11,0;"A CONTINUACION LA TABLA CON LOS
PORCENTAJES PARCIALES DE LOS TRES FLUJOS Y LA -
```

```
      C.C "
932  PAUSE 350
933  CLS
934  FAST
940  LET SS=1
944  FOR I=1 TO N
948  LET A(I,7)=(A(I,4)-A(I,5))/(A(I,6)-A(I,4))
950  IF A(I,7) = 0 THEN LET SS=-1
956  LET ROMA=ABS A(I,7)
960  GOSUB 4011
962  LET A(I,7)=SS*ROMA
963  LET SS=1
970  NEXT I
971  PRINT AT 0,2;"DISTRIBUCION EXPERIMENTAL"
978  PRINT AT 2,0;"MALLA ALIM REBOSE DESC. C.C."
980  FOR I=1 TO N
984  PRINT AT I+3,0;A(I,1); TAB 7;A(I,4);TAB 14;A(I,5)
      ;TAB 21;A(I,6);TAB 27;A(I,7)
986  NEXT I
990  REM MEDIA DE LAS C.C.
992  LET MED=0
998  FOR I=1 TO N
1000 LET MED=MED+A(I,7)
1010 NEXT I
1012 LET MED=MED/N
1014 LET ROMA=MED
1016 GOSUB 4011
1018 LET MED=ROMA
```

```
.1020 PRINT AT N+5,3;"C:C. MED= "; MED
1024 SLOW
1025 PRINT AT 20,0;"TECLEE -CONT-"
1026 STOP
1027 FAST
1028 CLS
1029 LET TO=0
1030 LET A=.1
1032 LET B=MED
1035 FOR H=1 TO 3
1040 LET B(H)=B
1042 GOSUB 1510
1048 LET J(H)=JR
1050 LET B=B+A
1052 NEXT H
1060 CLS
1064 PRINT AT 9,3;"H C.C. J(R)"
1068 FOR H=1 TO 3
1070 PRINT AT H+9,3;TAB 7;B(H);TAB 13;J(H)
1072 NEXT H
1074 PAUSE 180
1078 CLS
1082 REM PRUEBA DEL PUNTO MINIMO
1083 IF J(2)<J(1) AND J(3)<J(2) THEN GOTO 1250
1084 IF J(2)>J(1) AND J(3)>J(2) THEN GOTO 1260
1088 LET A=A/10
1090 LET B=B(1)+A
1092 GOSUB 1510
```

```
1096 IF JR<J(1) THEN GOTO 1223
1097 LET TO=1
1102 GOTO 1223
1120 CLS
1122 PRINT AT 3,3;"EL J(R) MINIMO ES= ";J(1)
1124 PRINT AT 10,3;"LA C.C. ES="B(1)
1125 PAUSE 350
1126 CLS
1127 DIM C(N,7)
1132 FOR J=4 TO 6
1133 IF J=4 THEN LET P=- (1+B(1))
1134 IF J=5 THEN LET P=1
1135 IF J=6 THEN LET P=B(1)
1140 LET SUM=0
1144 FOR I=1 TO N-1
1146 LET C=2*(1+D(1)+B(1)*B(1))
1148 LET D=(A(I,4)*(B(1)+1)-A(I,5)-A(I,5)*B(1))/C
1150 LET C(I,J)=A(I,J)+D*P
1152 LET ROMA=C(I,J)
1154 GOSUB 4011
1156 LET C(I,J)=ROMA
1158 LET SUM=SUM+C(I,J)
1160 NEXT I
1162 LET C(N,J)=100-SUM
1164 NEXT J
1168 FOR I=1 TO N
1170 LET C(I,7)=(C(I,4)-C(I,5))/(C(I,6)-C(I,4))
1172 LET ROMA=C(I,7)
```

```
1174 GOSUB 4011
1176 LET C(I,7)=ROMA
1178 NEXT I
1179 REM IMPRESION DE LA DISTRIB. AJUSTADA
1183 CLS
1190 FAST
1194 PRINT AT 0,3;"DISTRIBUCION CORREGIDA"
1196 PRINT AT 2,1;"MALL ALIM REBOS DESC C.C."
1200 FOR I=1 TO N
1210 PRINT AT I+3,1;A(I,1);TAB 7;C(I,4);TAB 14;C(I,5);
      TAB 21;C(I,6);TAB 27;C(I,7)
1211 NEXT I
1212 PRINT AT 20,0;"FIN OPCION 2. TECLEE -CONT-"
1213 SLOW
1214 STOP
1215 CLS
1216 PRINT AT 11,1;"DESEA BORRAR LOS VALORES EXPERI
      MENTALES Y QUE EN SU LUGAR QUEDEN LOS VALORES CO
      RREGIDOS?(SI/NO)"
1217 INPUT C$
1218 IF C$="NO" THEN GOTO 88
1219 IF C$<>"SI" THEN GOTO 1217
1220 GOSUB 3500
1221 GOTO 88
1223 CLS
1224 PRINT AT 3,3;"B(1)= ";B(1);TAB 15;"J(1)= ";J(1)
1226 PRINT AT 5,3;"B= ";TAB 15;"JR= ";JR
1227 PAUSE 220
```

```
1228 IF TO=1 THEN GOTO 1120
1230 LET B(1)=B
1232 LET J(1)=JR
1236 GOTO 1090
1250 LET B=B(2)
1255 GOTO 1035
1260 LET B=B(2)
1264 LET A=-.1
1265 GOTO 1035
1510 LET JR=0
1515 FOR I=1 TO N
1520 LET C=2*(1+B+B*B)
1525 LET D=A(I,4)*(B+1)-A(I,5)-A(I,6)*B
1528 LET D=D*D/C
1530 LET D=D*10
1535 LET ROMA=D
1540 GOSUB 4011
1545 LET D=ROMA/10
1550 LET JR=JR+D
1560 NEXT I
1565 RETURN
1750 REM OPCION 3: G-S
1758 LET TOR=0.43429448
1765 CLS
1770 PRINT AT 20,0;"YA INTRODUCIO LA EQUIVALENCIA EN
MICRONES DE LAS MALLAS?(SI/NO)"
1775 INPUT C$
1777 IF C$="SI" THEN GOTO 1788
```

```
1778 IF. C$ < , "NO" THEN GOTO 1775
1780 GOSUB 3100
1788 DIM Y(N)
1789 DIM X(N)
1790 CLS
1800 FAST
1802 FOR I=1 TO N-1
1804 LET Y(I)=(LN A(I,8))*TOR
1806 LET X(I)=LN(A(I,2))*TOR
1810 NEXT I
1812 GOSUB .2122
1818 GOSUB 2186
1834 LET XO=(100/10**CA)**(1/CB)
1836 CLS
1837 PRINT AT 3,0;"LAS CONSTANTES DE G-S SON;"
1838 PRINT AT 5,4;"A = ";CA
1839 PRINT AT 7,4;"B = ";CB
1840 PRINT AT 9,0;"COEF. DE CORREL.= ";R
1844 PRINT AT 12,4;"DO= ";XO
1846 PRINT AT 16,0;"ECUACION DE G-S:"
1848 PRINT AT 19,6;F(D) = 100*(D/DO)**B)"
1849 SLOW
1850 STOP
1854 DIM F(N)
1861 FAST
1862 CLS
1863 PRINT AT 0,3;"TABLA DE AJUSTE      G-S"
1864 PRINT AT 2,1;"DATO  T.PROM  AC(-)E  AC(-)G"
```

```
1880  FOR I=1 TO N-1
1884  LET F(I)=100*(A(I,2)/XO)**CB
1886  LET ROMA=F(I)
1888  GOSUB 4011
1890  LET F(I)=ROMA
1892  PRINT AT I+3,2;I;TAB 7;A(I,2);TAB 16;A(I,8);
      TAB 24;F(I)
1900  NEXT I
1910  SLOW
1920  PRINT AT 20,0;"TECLEE -CONT-"
1922  STOP
1924  CLS
1926  PRINT AT 5,3;"TECLEE:"
1928  PRINT AT 8,0;"(1) SI DESEA UTILIZAR DE NUEVO -
      EL AJUSTE A G-S"
1930  PRINT AT 14,0;"(2) SI DESEA PASAR A OTRA OP
      CION"
1934  INPUT J
1938  IF J-1 THEN GOTO 155
1940  IF J<>2 THEN GOTO 1934
1948  GOTO 100
1999  STOP
2122  REM SUBR. SUMATORIA
2123  FAST
2124  LET SUM1=0
2126  LET SUM2=0
2128  LET SUM3=0
2130  LET SUM4=0
```

```
2140 LET SUM5=0
2150 FOR I=1 TO N-1
2154 LET SUM1=SUM1+X(I)
2156 LET SUM2=SUM2+X(I)*X(I)
2158 LET SUM3=SUM3+Y(I)
2160 LET SUM4=SUM4+Y(I)*Y(I)
2164 LET SUM5=SUM5+X(I)*Y(I)
2168 NEXT I
2170 RETURN
2186 REM SUBR.
2187 FAST
2188 LET CA=(SUM2*SUM3-SUM1*SUM5)/(N-1)*SUM2-SUM1*
SUM1)
2189 LET CB=((N-1)*SUM5-SUM1*SUM3)/((N-1)*SUM2-SUM1*
SUM1)
2190 LET R=(CA*SUM3+CB*SUM5-SUM3*SUM3/(N-1))/(SUM4-
SUM3*SUM3/(N-1))
2191 LET R=SQR R
2200 RETURN
2999 STOP
3010 REM SUBR. DE CORRECCION
3011 PRINT AT 20,0;"DESEA CORREGIR ALGUN DATO?(SI/NO)"
3015 INPUT C$
3016 IF C$="NO" THEN RETURN
3020 IF C$ <> "SI" THEN GOTO 3010
3022 PRINT AT 20,0;"TECLEAR NUMERO DEL DATO A CORRE-
GIR"
3026 INPUT I
```

```
3028 PRINT AT 20,0;"ENTRAR EL NUEVO VALOR
3030 INPUT A(I,P)
3032 PRINT AT I+3,R;A(I,P);"      "
3034 PRINT AT 20,0;"DESEA CORREGIR OTRO DATO?(SI/NO)
3038 INPUT C$
3040 GOTO 3016
3100 REM SUBR. DE TAM. EQ.
3102 LET T$="TAM.EQ. PARA LA MALLA: "
3110 CLS
3120 PRINT AT 0,7;"TAM.EQ. EN MICR."
3125 PRINT AT 2,3;"DATO  MALLA  TAM.MIC."
3130 FOR I=1 TO N
3135 PRINT AT 20,0;T$;A(I,1);"
3140 INPUT A(I,2)
3145 PRINT AT I+3,4;TAB 11;A(I,1);TAB 20:A(I,2)
3146 NEXT I
3148 LET P=2
3150 LET R=20
3152 GOSUB 3010
3154 RETURN
3500 REM SUBR. DE CHANCADO DE DATOS
3501 CLS
3502 FAST
3510 FOR J=4 TO 7
3520 FOR I=1 TO N
3525 LET A(I,J)=C(I,J)
3528 NEXT I
```

```
3530 NEXT J
3534 SLOW
3535 RETURN
4011 REM SUBR. DE REDONDEO
4012 IF ROMA < 10 THEN LET D=5
4014 IF ROMA >=10 THEN LET D=6
4015 IF ROMA >=100 THEN LET D=7
4016 LET P$=STR$ ROMA
4020 LET PERO=LEN P$
4030 IF PERO < D THEN RETURN
4120 LET L$=(STR$ ROMA)(D)
4125 LET ROMA1=VAL L$
4126 IF ROMA1 >=5 THEN GOTO 4140
4132 LET M$=(STR$ ROMA)(TO (D-1))
4133 LET ROMA=VAL M$
4135 RETURN
4140 LET M$=STR$ ROMA)( TO (D-1))
4141 LET ROMA=VAL M$+0.01
4143 RETURN
```

APENDICE II

1. Descripción del Programa MECMET 8402.

El programa permite el cálculo de las eficiencias por rango de malla, utilizando para ello, los datos de un análisis granulométrico realizado sobre muestras en los tres flujos de un hidrociclón (alimentación, rebose y descarga).

Las eficiencias calculadas son: eficiencias de finos, eficiencias de gruesos, eficiencia de Tromp, y eficiencia corregida.

Finalmente, el programa permite ajustar los datos de eficiencia corregida a la ecuación de eficiencia de Plitt.

El programa está escrito en lenguaje BASIC y fué probado en el computador TH 85 MICRODIGITAL de fabricación brasileña.

2. Ejemplo de Aplicación.

El ciclo de marca Krebs D20B operó con sílice cuya densidad es 2.6 gr/cc. Los flujos de sólidos eran :

Alimentación : 60.9 TCS/h
Rebose : 35.41 "
Descarga : 25.49 "

El porcentaje de agua de la alimentación que reporta a la descarga es 20.8%.

Los resultados del análisis granulométrico efectuado sobre muestras en los tres flujos da como resultado la siguiente tabla :

ANALISIS GRANULOMETRICO

<u>MALLA</u>	<u>ABERTURA PROM.</u>	<u>ALIMENTO % PARC.</u>	<u>REBOSE % PARC.</u>	<u>DESCARGA % PARC.</u>
+ 35	495	3.6	0	8,6
- 35 + 48	351	2.9	0	6,8
- 48 + 65	248	5.1	0.6	11.4
- 65 +100	175	9.9	5.5	15.9
-100 +150	124	16.9	14.9	19.7
-150 +200	88	20.3	24.4	14.7
-200 +270	63	14.3	18.0	9.2
+270	43	27.0	36.6	13.7

Para comenzar el programa teclee RUN y aparecerá en la pantalla :

TECLEE EL NUMERO MAXIMO DE RANGOS DE MALLA.

Teclee : 8

A continuación el computador indicará que debe introducir los porcentajes parciales para el flujo de alimentación.

PORC. PARC. PARA EL RANGO 1?

Teclee : 3.6 *

PORC. PARC. PARA EL RANGO 2?

Teclee : 2.9

⋮

PORC. PARC. PARA EL RANGO 8?

Teclee : 27.0

*Nota: En todos los tres flujos (Alimentación, rebose y descarga) se empieza por el porcentaje parcial de tamaño de partícula más gruesa.

Seguidamente se procederá a introducir los porcentajes parciales para el flujo de rebose.

PORC. PARC. PARA EL RANGO 1?

Teclee : 0

PORC. PARC. PARA EL RANGO 2?

Teclee : 0

⋮

PORC. PARC. PARA EL RANGO 8?

Teclee : 36.6

INDUSTRIA DE LA ALIMENTACIÓN
C.A. 1975

Finalmente se introduce los porcentajes parciales para el flujo de descarga.

PORC. PARC. PARA EL RANGO 1?

Teclee : 8.6

PORC. PARC. PARA EL RANGO 8?

Teclee : 13.7

Ahora deberá introducir el tamaño promedio de partícula** para cada rango de malla (comenzando por el tamaño promedio mayor).

TAM. PROM. PARA EL RANGO 1:

Teclee : 495

TAM. PROM. PARA EL RANGO 2:

Teclee : 351

.
. .
.

TAM. PROM. PARA EL RANGO 8:

Teclee : 43

** Nota: Se puede utilizar el promedio aritmético o geométrico. En este caso utilizaremos el promedio geométrico por su relación con la malla Tyler.

A continuación ingresará los tres flujos de sólidos en el hidrociclón :

FLUJO DE SOLIDOS EN LA ALIMENTACION?

Teclee : 60.9

FLUJO DE SOLIDOS EN LA DESCARGA?

Teclee : 25.49

En la pantalla aparecerá el balance de sólidos :

BALANCE

REBOSE = 35.41 +
DESCARGA = 25.49
ALIMENTACION = 60.9

Seguidamente el programa calculará las eficiencias de fi nos y de gruesos. En la pantalla aparecerá :

EFICIENCIAS

<u>TAM. PROM.</u>	<u>EF. GR.</u>	<u>EF. FIN.</u>
495	99.99	0
351	98.14	0
248	93.56	6.84
175	67.22	32.3
124	48.79	51.26
88	30.31	69.89
63	26.93	73.19
43	21.24	78.82

El programa procederá luego a calcular la eficiencia de Tromp y eficiencia corregida. Para el cálculo de la eficiencia corregida necesitará introducir el porcenta-

je de agua que ingresa por la alimentación y que va hacia la descarga.

En la pantalla verá :

PORCENTAJE DE AGUA QUE VA HACIA LA DESCARGA?

Teclee : 20.8

Luego de efectuar los cálculos en la pantalla se verá la tabla siguiente :

EFICIENCIAS

<u>TAM. PROM.</u>	<u>EF. TROMP.</u>	<u>EF. CORR.</u>
495	100	100
431	100	100
248	93.19	91.4
175	67.54	59.02
124	48.76	35.3
88	30.25	11.93
63	26.9	7.7
43	21.23	0.54

Aparecerá luego en pantalla una tabla con los datos de eficiencia corregida de tal forma que se pueda escoger los datos que ingresaran al ajuste de la curva de Plitt.

DATOS PARA EL AJUSTE DE PLITT

<u>RANGO</u>	<u>TAM.PROM.</u>	<u>EF.CORR.</u>
1	495	100
2	351	100
3	248	91.4
4	175	59.02
5	124	35.3
6	88	11.93
7	63	7.7
8	43	0.54

En este caso escogeremos que ingresen al ajuste los datos de los rangos 3, 4 y 5.

El computador indicará en pantalla :

CUANTOS DATOS ENTRARAN EN EL AJUSTE?

Teclee : 3

TECLEE SOLO EL RANGO DEL DATO QUE ENTRARA EN EL AJUSTE.

(1) --- RANGO?

Teclee : 3 (esto indica que el par (351mic., 91.4%) entrará en el ajuste).

(2) --- RANGO?

Teclee : 4

(3) --- RANGO?

Teclee : 5

Despues de efectuar cálculos en la pantalla se verá :

CONSTANTES DE PLITT

EXPONENTE M = 2.4951598

D50CORR. = 152.27877

ECUACION DE PLITT

$EC(D) = 1 - \text{EXP}(-\text{LN } 2*(D/D50C)**H$

EL COEF. DE CORR. DEL AJUSTE :

0.99553392

Seguidamente en la pantalla aparecerá :

TABLA COMPARATIVA DE EFICIENCIAS

<u>RANGO</u>	<u>EF.CORR.</u>	<u>EF.PLITT</u>
1	100	100
2	100	99.62
3	91.4	90.37
4	59.02	62.49
5	35.3	33.98
6	11.93	16.17
7	7.7	7.38
8	0.54	2.81

Aparecerá también en la pantalla la siguiente indicación:

DESEA AJUSTAR OTROS VALORES DE EF. CORR.?(SI/NO).

Tecleará "SI" si desea que otros datos de eficiencia co

rregida ingresen al ajuste de la curva de Plitt..
Si tecllea "NO" terminará la rutina.

3. Especificación de Variables del Programa.

N : Número de rangos de malla.

A(I,1) i-ésimo tamaño promedio de partícula.

A(I,2) i-ésimo porcentaje parcial para el flujo de alimentación.

A(I,3) i-ésimo porcentaje parcial para el flujo de rebose.

A(I,4) i-ésimo porcentaje parcial para el flujo de descarga.

FL1 flujo de sólidos en la alimentación.

FL2 flujo de sólidos en el rebose.

FL3 flujo de sólidos en la descarga.

E(I,1) i-ésima eficiencia de finos.

E(I,2) i-ésima eficiencia de gruesos.

E(I,3) i-ésima eficiencia de Tromp.

E(I,4) i-ésima eficiencia corregida.

E(J,1) i-ésima eficiencia corregida que entra en el ajuste de Plitt.

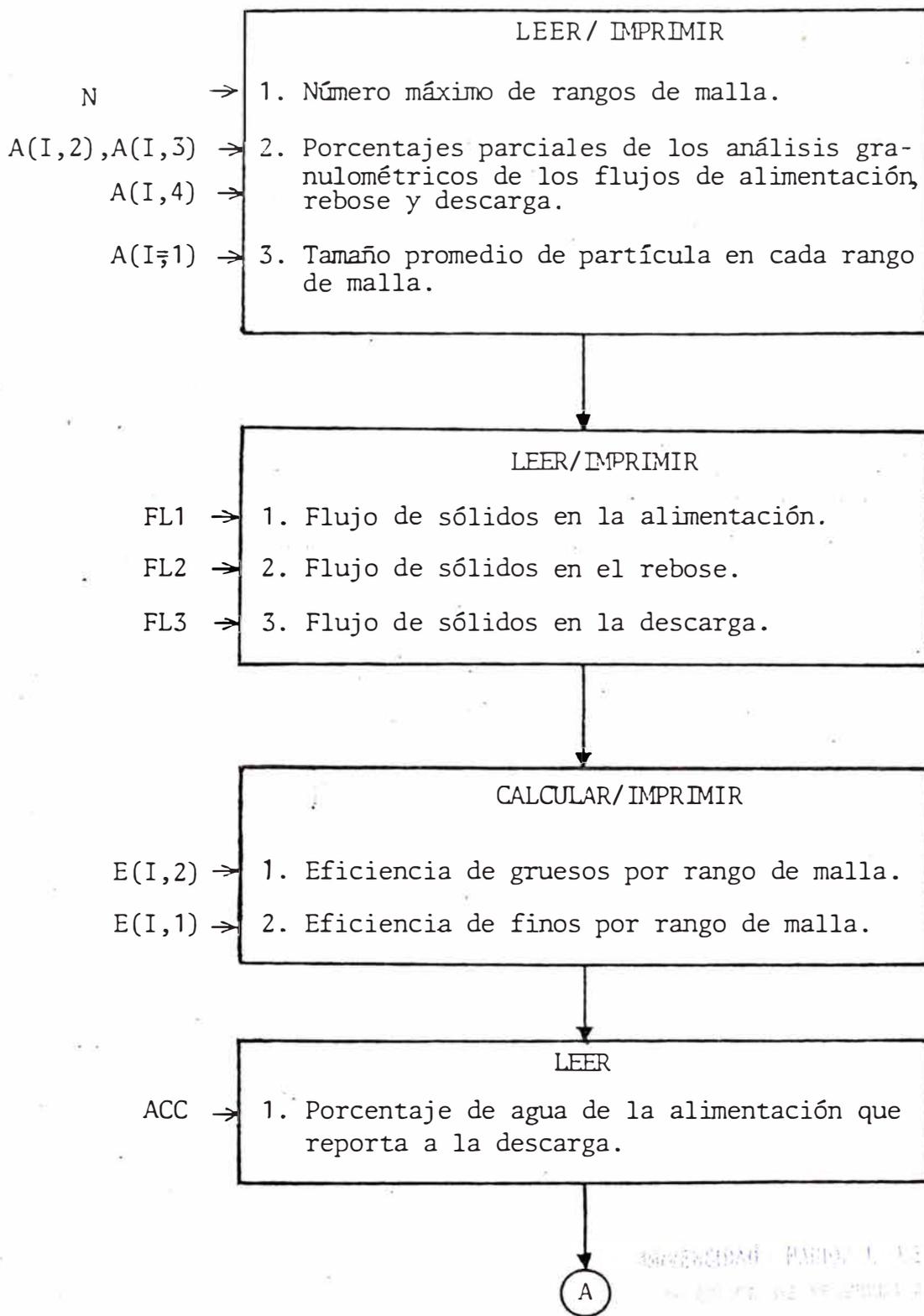
ACC porcentaje de agua de la alimentación que reporta a la descarga.

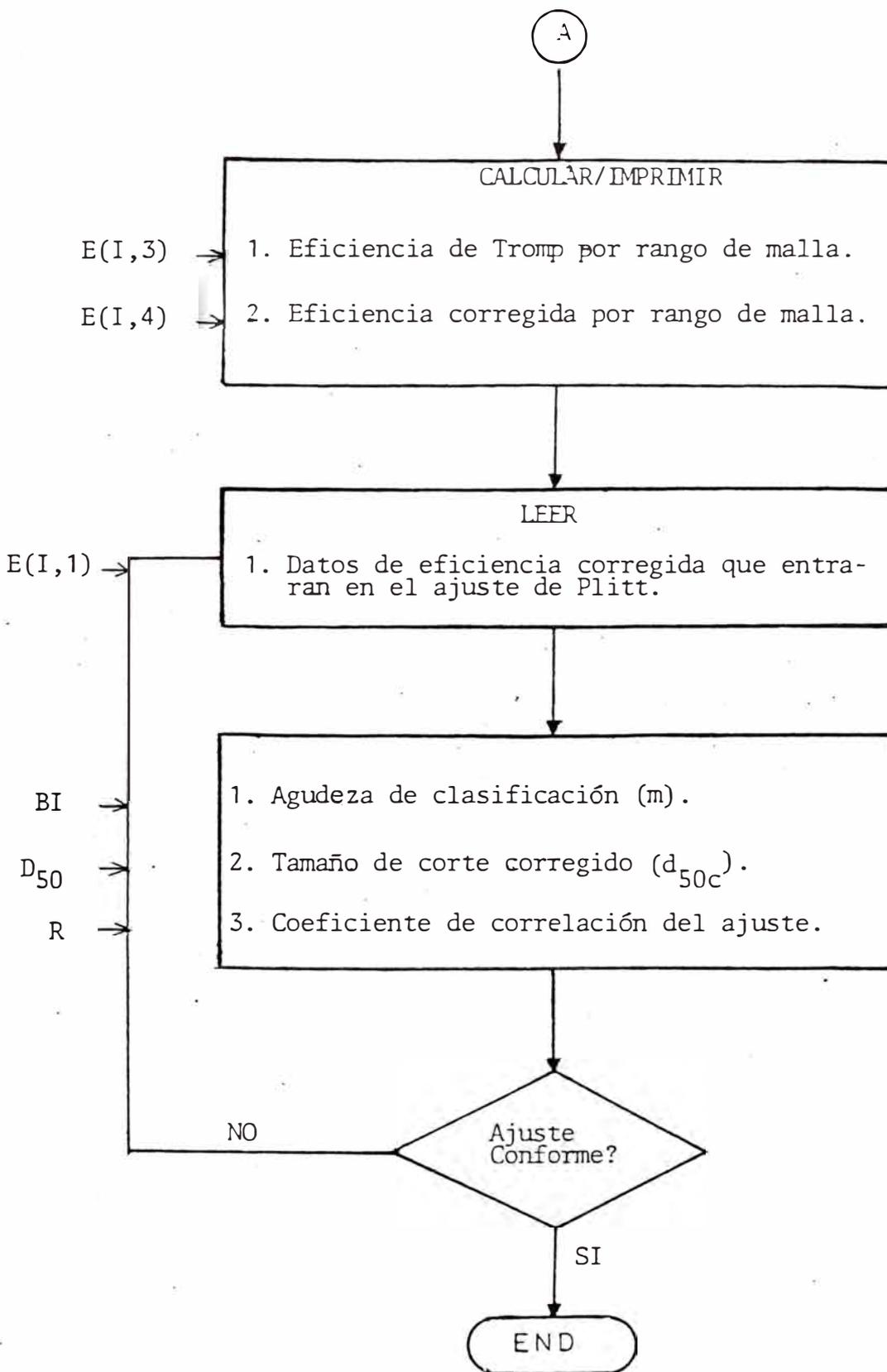
B1 agudeza de clasificación.

D50 tamaño de corte corregido.

R coeficiente de correlación.

4. DIAGRAMA DE FLUJO DEL PROGRAMA MECMET 8402.





4. Listado del Programa MECMET 8402.

```
500 REM PROGRAMA MECMET 8402
600 CLS
610 PRINT AT 11,0;"PROGRAMA PARA CALCULAR LAS EFICIEN-
    CIAS DE UN HIDROCICLON"
615 PAUSE 200
620 CLS
625 PRINT AT 11,0;"ENTRAR NUMERO DE RANGOS DE MALLA
    QUE TIENEN COMO MAXIMO LAS DIS-TRIBUCIONES GRANULO
    METRICAS"
630 INPUT N
635 DIM A(N,5)
640 CLS
645 PRINT AT 11,0;"A CONTINUACION INTRODUCIRA LOS POR-
    CENTAJES PARCIALES"
650 PAUSE 250
655 CLS
690 REM SECUENCIA PARA INTRODUCIR LOS PORCENTAJES PAR-
    CIALES
750 FOR J=1 TO 3
760 IF J=1 THEN LET A$="ALIMENTACION"
764 IF J=2 THEN LET A$="REBOSE"
768 IF J=3 THEN LET A$="DESCARGA"
770 PRINT AT 0,8;A$;"
774 PRINT AT 2,5;"RANGO          PORC.PARC."
790 FOR I=1 TO N
794 PRINT AT 20,0;"PORC. PARC. PARA EL RANGO ";I;" ?
```

```
795 LET F1=J+1
796 INPUT A(I,F1)
798 PRINT AT I+2,6;I:TAB 16;A(I,F1)
800 NEXT I
804 LET K=16
808 GOSUB 1000
810 CLS
820 NEXT J
824 REM SECUENCIA PARA INTRODUCIR LOS TAMAÑOS PROMEDIOS
      DE PARTICULA PARA LOS RANGOS DE MALLA
826 CLS
830 PRINT AT 11,0;"A CONTINUACION ENTRARA LOS TAMAÑOS-
      PROMEDIO DE PARTICULA PARA CADA RANGO DE MALLA"
832 PAUSE 250
834 CLS
836 PRINT AT 1,5;"RANGO          TAM.PROM."
838 FOR I=1TO N
840 PRINT AT 20,0;"TAM. PROM. PARA RANGO ";I;"?
      "
842 INPUT A(I,1)
844 PRINT AT I+2,6;I:TAB 15;A(I,1)
846 NEXT I
850 LET K=15
854 LET F1=1
856 GOSUB 1000
860 CLS
864 LET T$="CUANTO ES EL FLUJO DE MASA EN "
866 PRINT AT 11,0;T$;"ALIMENTACION"
```

```
868 INPUT FL1
870 PRINT AT 11,0;T$;"REBOSE"
872 INPUT FL2
874 PRINT AT 11,0;T$:"DESCARGA"
876 INPUT FL3
877 CLS
878 PRINT AT 2,6;"BALANCE"
880 PRINT AT 6,2;"REBOSE = ";FL2;" +"
885 PRINT AT 8,2;"DESCARGA = ";FL3
886 PRINT AT 9,17;"-----"
888 PRINT AT 11,2;"ALIMENTACION = ";FL1
889 STOP
890 GOTO 1100
1011 PRINT AT 20,0;"DESEA CORREGIR ALGUN DATO?(SI/NO)"
1015 INPUT C$
1016 IF C$="NO" THEN RETURN
1020 IF C$ < > "SI" THEN GOTO 1015
1022 PRINT AT 20,0;"TECLEAR A QUE RANGO CORRESPONDE EL
      DATO"
1026 INPUT I
1028 PRINT AT 20,0;"ENTRAR EL NUEVO VALOR"
1030 INPUT A(I,F1)
1034 PRINT AT I+2,K;A(I,F1);"
1036 PRINT AT 20,0;"DESEA CORREGIR OTRO DATO?(SI/N)"
1038 INPUT C$
1040 GOTO 1016
1100 REM CALCULO DE LAS EFICIENCIAS
1104 CLS
```

```
1106 PRINT AT 11,0;"A CONTINUACION SE CALCULARA LA EFI-
      CIENCIA DE GRUESOS Y DE FINOS"
1108 PAUSE 250
1110 CLS
1114 FAST
1116 LET TETAG=FL3/FL1
1118 LET TETAF=FL2/FL1
1120 DIM E(N,4)
1130 PRINT AT 2,1;"TAM.PROM.      EF.GR.      EF.FIN"
1134 FOR I=1 TO N
1150 LET E(I,2)=TETAG*A(I,4)/A(I,2)
1154 LET ROMA=E(I,2)*100
1156 GOSUB 4000
1158 LET E(I,2)=ROMA
1160 LET E(I,1)=TETAF*A(I,3)/A(I,2)
1164 LET ROMA=E(I,1)*100
1166 GOSUB 4000
1168 LET E(I,1)=ROMA
1170 PRINT AT I+3,2;A(I,1);TAB 13;E(I,2);TAB 24;E(I,1)
1174 NEXT I
1175 SLOW
1176 STOP
1180 CLS
1184 PRINT AT 11,0;"A CONTINUACION EL CALCULO DE LA
      EFICIENCIA DE TROMP Y EF. CORREGIDA"
1186 PAUSE 250
1188 CLS
```

```
1190 PRINT AT 11,0;"ENTRAR EL PORCENTAJE DE AGUA CORTO-  
      CIRCUITADA EN EL HIDROCICLON"  
1194 INPUT ACC  
1195 CLS  
1196 FAST  
1197 PRINT AT 0,6;"EFICIENCIAS "  
1198 PRINT AT 2,1;"TAM.PRO.      EF.TROMP      EF.CORR."  
1200 FOR I=1 TO N  
1204 LET E(I,3)=(TETAG*A(I,4))/(TETAG*A(I,4)+(1-TETAG)  
      *A(I,3))  
1206 LET ROMA=E(I,3)*100  
1208 GOSUB 4000  
1210 LET E(I,3)=ROMA  
1212 LET E(I,4)=(E(I,3)-ACC)/(100-ACC)  
1214 LET ROMA=E(I,3)*100  
1216 GOSUB 4000  
1218 LET E(I,4)=ROMA  
1220 PRINT AT I+3,2;A(I,1);TAB 13;E(I,3);TAB 25;E(I,4)  
1224 NEXT I  
1225 SLOW  
1226 STOP  
1260 REM AJUSTE DE LOS DATOS DE EFICIENCIA CORREGIDA A  
      LA CURVA DE PLITT  
1266 CLS  
1270 PRINT AT 11,0;"A CONTINUACION SE AJUSTARAN LOS DA  
      TOS DE EF. CORR. A LA CURVA DE PLITT"  
1275 PAUSE 250
```

```
1280 CLS
1282 FAST
1283 PRINT AT 0,1;"TABLA DE EFICIENCIA CORREGIDA"
1284 PRINT AT 2,1;"RANGO      TAM.PRO.      EF.CORR."
1288 FOR I=1 TO N
1290 PRINT AT I+3,2;I;TAB 10;A(I,1);TAB 22;E(I,4)
1294 NEXT I
1296 SLOW
1298 PRINT AT 20,0;"CUANTOS DATOS ENTRARAN EN EL AJUS-
      TE?"
1300 INPUT H
1304 PRINT AT 20,0;"TECLEE SOLO EL RANGO DEL DATO  QUE
      ENTRARA EN EL AJUSTE"
1305 PAUSE 350
1306 FOR J=1 TO N
1308 PRINT AT 20,0;"(;J:)" ---RANGO?
      "
1310 INPUT I
1312 LET E(J,1)=E(I,4)
1313 LET A(J,5)=A(I,1)
1314 NEXT J
1316 CLS
1318 FAST
1320 FOR J=1 TO H
1322 LET E(J,2) LNLN (100/100-E(J,1))
1324 LET A(J,5)=LN A(J,5)
1326 NEXT J
```

```
1328 LET S1=0
1335 LET S2=0
1340 LET S3=0
1345 LET S4=0
1350 LET S5=0
1360 FOR J=1 TO H
1362 LET S1=S1+A(J,5)
1364 LET S2=S2+A(J,5)*A(J,5)
1368 LET S3=S3+E(J,2)
1370 LET S4=S4+E(J,2)*E(J,2)
1375 LET S5=S5+A(J,5)*E(J,2)
1380 NEXT J
1382 LET DO=H*S2-S1*S1
1384 LET BO=(S3*S2-S5*S1)/DO
1386 LET B1=(H*S5-S3*S1)/DO
1388 LET D50=EXP(((LN LN 2)-BO)/B1)
1390 LET R=(B0*S3+B1*S5-(S3-S3/H))/(S4-(S3*S3/H))
1392 LET R-SQR R
1394 CLS
1398 PRINT AT 0,5;"CONSTANTES DE PLITT"
1400 PRINT AT 2,0;"EXPONENTE M= ";B1
1404 PRINT AT 4,0;"D50CORR= ";D50
1408 PRINT AT 8,4;"ECUACION DE PLITT"
1410 PRINT AT 10,3;"EC(D)= 1-EXP(-LN2*(D/D50c) **H)"
1412 PRINT AT 15,0;"EL COEF. DE CORR. DEL AJUSTE:"
1414 PRINT AT 18,6;R
1416 SLOW
1418 STOP
```

UNIVERSITY OF CALIFORNIA
LIBRARY

```
1420 CLS
1422 FAST
1424 FOR I=1 TO N
1426 LET E(I,1)=1-EXP(-LN 2*(A(I,1)/(D50)**B1)
1428 LET ROMA=E(I,1)*100
1430 GOSUB 4000
1434 LET E(I,1)=ROMA
1436 NEXT I
1440 PRINT AT 0,0;"TABLA COMPARATIVA DE EFICIENCIAS"
1500 PRINT AT 2,1;"RANGO      EF.CORR.      EF.PLITT"
1505 FOR I=1 TO N
1508 PRINT AT I+3,2;I;TAB 11;E(I,4);TAB 22;E(I,1)
1501 NEXT I
1511 SLOW
1520 PRINT AT 20,0;"DESEA AJUSTAR OTROS VALORES DE EF.
CORR.?(SI/NO)"
1524 INPUT C$
1526 IF C$="SI" THEN GOTO 1260
1528 IF C$ < > "NO" THEN GOTO 1524
1530 CLS
1535 PRINT AT 11,8;"FIN DE PROGRAMA"
1540 STOP
4000 REM SUBR. DE REDONDEO
4012 IF ROMA < 10 THEN LET D=5
4014 IF ROMA >= 10 THEN LET D=6
4015 IF ROMA >= 100 THEN LET D=7
4016 LET P$=STR$ ROMA
4020 LET PERO=LEN P$
```

```
4030  IF PERO < D THEN RETURN
4120  LET L$=(STR$ ROMA)(D)
4125  LET ROMA1=VAL L$
4126  IF ROMA1 >= 5 THEN GOTO 4140
4132  LET M$=(STR% ROMA) (TO (D-1))
4133  LET ROMA=VAL M$
4135  RETURN
4140  LET M$=(STR$ ROMA) (TO (D-1))
4141  LET ROMA=VAL M$+0.01
4143  RETURN
```

APENDICE III

PROGRAMA

A. ESTRUCTURA DEL PROGRAMA

Un diagrama de flujo muy general del programa, se presenta en la Figura I. El programa consiste de cuatro - módulos :

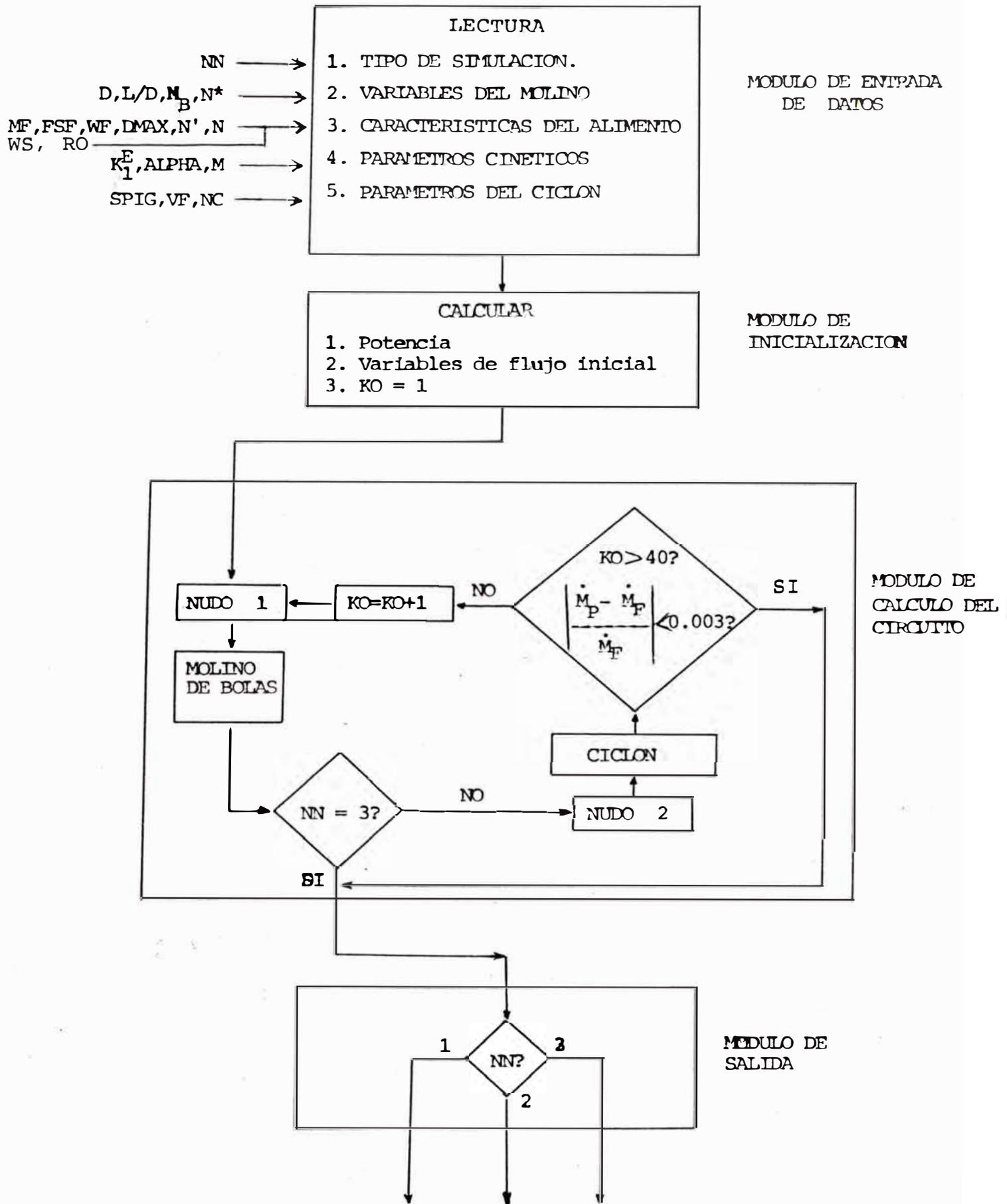
- 1) Entrada de datos.
- 2) Iniciación.
- 3) Cálculos del circuito.
- 4) Salida.

Todas las corridas comienzan con la entrada de datos - incluyendo una especificación del tipo de circuito (cir - cuito cerrado NN = 1 ó 2, y circuito abierto NN = 3). Pa - ra circuitos abiertos el programa se ramifica alrededor - de la "lectura" para los parámetros del ciclón. Todas op - ciones van a través del módulo de inicialización para cal - cular las condiciones de alimento fresco y potencia del - molino.

Para circuitos abiertos el alimento fresco es igual - al alimento del molino y una sola pasada a través del mó - dulo de cálculo del circuito, calcula la eficiencia del - molino de bolas, de la ecuación (52) se obtiene la distri - bución de tamaños del producto del circuito.

Para molienda en circuito cerrado, el alimento al mo - lino es la suma del alimento fresco más el recirculante - del ciclón. Puesto que los valores en estado estaciona - rio para el producto recirculado no son conocidos al prin - cipio, una solución iterativa (involucrando varias pasa - das a través del módulo de cálculo del circuito) es em - pleada.

DIAGRAMA DE FLUJO.



El procedimiento usado en el programa sigue un método de iteración de punto fijado, en el cual se hace una suposición inicial para las variables de flujos reciclados :

$$\dot{M}_R = 0; \dot{W}_R = 0 \quad \text{y} \quad F_3^R(x_i) = 0$$

Estos valores son combinados con los valores del alimento fresco para obtener "valores" de prueba para el alimento del molino, con esto, un producto del molino y subsecuentemente los productos del ciclón son calculados durante una pasada a través del módulo de calculo del circuito, luego los nuevos valores reciclados son combinados con el alimento fresco para producir valores de prueba del alimento al molino adaptados, para otra pasada a través del módulo de cálculo. Este procedimiento se repite hasta que los valores de prueba dejen de cambiar.

Diferentes tipos de criterios de convergencia pueden ser implementados para parar el esquema de iteración. En el programa, una vez el flujo de sólidos en el rebose del ciclón y el alimento fresco, están dentro del 0.3% uno del otro, el procedimiento iterativo es considerado que ha convergido a los valores en estado estacionario. El número de iteraciones es limitado a un máximo de 80 y si después de 80 iteraciones, el estado estacionario no es alcanzado, el control del programa es transferido al módulo de salida el cual escribe los resultados obtenidos en la última iteración en la pantalla.

B. DEFINICION DE TERMINOS Y ESPECIFICACIONES DEL REQUERIMIENTO DE DATOS :

La información requerida para la ejecución del programa depende de la "opción" escogida. Las opciones son :

- * Opción 1 (NN=1) : Ejecución en circuito cerrado para un flujo de alimento. Presentación del balance de masa completo en la pantalla.
- * Opción 2 (NN=2) : Ejecución en circuito cerrado. Presentación de la distribución de tamaños del producto (solamente) en forma tabulada en la pantalla.
- * Opción 3 (NN=3) : Ejecución en circuito abierto, Presentación del producto en forma tabulada en la pantalla.

Las opciones 1, y 2, emplean los mismos datos de entrada, diferenciándose éstas en la salida de datos. Para la opción 1, se presenta en la pantalla el balance de masa completo (sólidos y agua) así como la distribución de tamaños para cada flujo. Mientras que para la opción 2, se presenta únicamente la distribución de tamaños del producto.

La distribución de tamaños es especificada como un conjunto de N fracciones de tamaños. El intervalo de tamaño máximo es numerado como 1, en forma descendente, el intervalo inferior es numerado como N.

Se emplean intervalos de tamaños equivalentes para describir las distribuciones del alimento y productos, así como para la evaluación de clasificación. El máximo número de intervalos de tamaños permitidos en el programa es 8 (lógicamente, si se emplea un microcomputador más grande, este número puede ser incrementado). La distribución de tamaños se especifica en su forma acumulativa de finos.

DISTRIBUCION DE TAMAÑOS DEL ALIMENTO.

Corresponde a la distribución de tamaños del material alimentado al circuito (en todas las opciones), la cual se toma ajustable al modelo de Gates-Gaudin-Shuhmann.

$$F_3^F (X_i) = (X_i / X_{\text{máx.}})^m \quad (68)$$

el cual queda determinado por los parámetros $X_{m\acute{a}x.}$ y $m.$

CONSTANTE DE PRODUCCION ESPECIFICA

La constante de producción específica K_i^E , como se observa en (36), queda expresada con los parámetros K_1^E y α , las cuales son datos de entrada.

Los valores de K_1^E y α pueden ser estimados a partir de datos continuos o discontinuos. Un método consiste en determinar los valores K_i^E para diferentes tamaños X_i :

Datos continuos :

$$K_i^E = \left[\left(\frac{[1 - F_3^{MF}(X_i)]^{1/N}}{[1 - F_3^{MD}(X_i)]} - 1 \right) \cdot \frac{N \cdot M_{MF}}{P} \right] \quad (69)$$

Se usan valores medidos de F_3^{MF} y F_3^{MD} para diferentes valores de X_i en un flujo de alimento dado. La potencia puede ser calculada de (34). N puede ser medido de experimentos trazadores o aproximadamente por :

$$\begin{aligned} N &= 1 \quad (L/D \leq 1) \\ N &= 2 \quad (1 < L/D \leq 2) \\ N &= 10 \quad (L/D > 2) \end{aligned} \quad (70)$$

Datos Discontinuos :

$$K_i^E = \text{Ln} \frac{[1 - F_3^{MF}(X_i)]}{[1 - F_3^{MD}(X_i)]} \cdot \frac{H}{P.t.} \quad (71)$$

Ahora, como se puede observar de (36).

$$K_i^E = K_i^E (X_i^*)$$

Se deriva a :

$$\log K_i^E = \log K_1^E + \log X_i^* \quad (72)$$

entonces, graficando en un papel log-log los valores K_i^E - determinados de 69 ó 71, contra el tamaño normalizado X_i^* , se obtiene como la pendiente de la gráfica cuyo intercepto en $X_i^* = 1$, es K_1^E .

DIMENSIONES DEL MOLINO

El molino es caracterizado por su diámetro D (entre forros) en pies y la relación de la longitud del diámetro, L/D.

CONDICIONES OPERATIVAS DEL MOLINO

La fracción de carga de bolas M_B^* y la fracción de velocidad crítica N^* deben ser especificadas en los datos de entrada (con lo cual se podrá operar 34) para calcular la potencia del molino.

La densidad de bolas ha sido asumida como 0.145 tons/pie³ (acero. Se pueden usar otros valores.

FLUJO MASICO Y FRACCION DE SOLIDOS

Todos los flujos máxicos son relación de sólidos en toneladas por hora (TPH). La concentración de sólidos en cada flujo es especificado como la fracción del peso de sólidos en el flujo.

TRANSPORTE A TRAVES DEL MOLINO

La naturaleza de la distribución del tiempo de residencia en el molino es especificada por un modelo de mezclado en serie, con un parámetro de mezcla, N. Cuando $N=1$, prevalece la mezcla perfecta, conforme $N \rightarrow \infty$, el

transporte se aproxima al de flujo pistón.

Los valores de N pueden ser determinados experimentalmente con experimentos trazadores (de lo contrario por (70)).

ESPECIFICACION DEL CICLON

Los parámetros K1 y K2, son resultados de evaluaciones experimentales.

Los factores mas importantes que determinan estas constantes son el diámetro del rebose, diámetro del retorno, distribución de tamaños del alimento y número de ciclones; si se variase cualquiera de estos factores, deben hacerse nuevas determinaciones de K1 y K2.

C. .ENTRADA/SALIDA

No se requieren formatos de entrada debido al interactivo formato libre usado con el microcomputador.

La salida es la pantalla.

D. EJEMPLO DE UN PROBLEMA.

Se desea determinar para un circuito molienda-clasificación, operando en estado estacionario la distribución de tamaños y flujos de masa.

El circuito consiste de

- Un alimento de 80 TPH
- Un molino de bolas de 10' x 15', operando a 80% de su velocidad crítica con un 40% del volumen ocupado por las bolas de acero.

Cinco (5) hidrociclones de 20" (Vortex = 7.5 pulgadas, SPIGOT = 3.5 pulgadas).

El porcentaje de sólidos en peso del alimento es 55% (gravedad específica del mineral = 2.7) y se agrega 150 TPH de agua al sumidero.

La distribución de tamaños del alimento fresco, se ajusta a la forma G-G-S, cuyos parámetros son

$$X_{\text{máx.}} = 840 \text{ micrones} \quad \text{y} \quad m = 0.5$$

El número de intervalos de tamaños considerado es 5:
840 x 420 um, 420 x 210 um, 210 x 105 um, x 105 x 52.5 um,
-52.5 um.

La distribución del tiempo de residencia puede ser representado por dos mezcladores en serie (N = 2).

La cinética de molienda puede ser caracterizada por
 $K_1^E = 0.5 \text{ (Kwh/T)}^{-1}$ y $\alpha = 1.0$

Para empezar a ejecutar el programa, escribir RUN en la pantalla y presionar (NEW LINE). A continuación se muestra la corrida del ejemplo:

(* denota operador de entrada).

SIMULACION DE UNA UNIDAD MOLIENDA-CLASIFICACION EN ESTADO ESTABLE.

ENTRADA DE DATOS

NN = 1 BALANCE COMPLETO

NN = 2 RESPUESTA DEL CIRCUITO CERRADO SUJETO A DIFERENTES VALORES DE ENERGIA ESPECIFICA ENTREGADA

NN = 3 LO MISMO QUE NN = 2 PERO CIRCUITO ABIERTO

ENTRAR NN

* 1 (NEW LINE)

DIMENSIONES DEL MOLINO (D? L/D)?

ENTRAR-D-(PIES)

* 10 (NEW LINE)

ENTRAR-L/D-

* 1.5 (NEW LINE)

CONDICIONES OPERATIVAS DEL MOLINO

ENTRAR F.CARGA DE BOLAS

* 0.4 (NEW LINE)

ENTRAR F.VELOCIDAD CRITICA

* 0.8 (NEW LINE)

ENTRAR FLUJO DE ALIMENTO FRESCO (T/N)

* 80 (NEW LINE)

ENTRAR F.DE SOLIDOS EN PESO EN EL ALIMENTO

* 0.55 (NEW LINE)

ENTRAR FLUJO DE AGUA EXTRA AL MOLINO (T/H)

* 0 (NEW LINE)

DEFINIENDO LA DISTRIBUCION DE TAMAÑOS USANDO GAUDIN-SCHUHMANN

ENTRAR D MAX (MICRONES)

* 840 (NEW LINE)

ENTRAR PENDIENTE DE LA FUNC. G-G-S

* 0.65 (NEW LINE)

NUMERO DE INTERVALOS DE TAMAÑOS EN LA ALIMENTACION FRESCA

* 5 (NEW LINE)

TAMAÑO EN MICRONES Y FRACCION ACUM.NEGATIVA

TAMAÑO (MIC)	AC. (-)
840	1
420	Ø.63728031
210	Ø.4061262
105	Ø.25881623
52.5	Ø.16493849
26.25	Ø

* CONT (NEW LINE)
FLUJO DE AGUA AL SUMIDERO (T/H)

* 150 (NEW LINE)
PARAMETROS DE MOLIENDA
ENTRAR CONSTANTE CINETICA -K-

* 0.5 (NEW LINE)
ENTRAR CONSTANTE CINETICA ALPHA

* 1.0 (NEW LINE)
NUMERO DE TANQUES EN SERIE (MEZCLA PERFECTA)

* 2 (NEW LINE)
ENTRAR DENSIDAD DEL SOLIDO (GR/CC)

* 2.7 (NEW LINE)
PARAMETROS DEL CICLON
ENTRAR -K1- (CONST. DE PARTICION DE PARTICION DE FLUJO DE AGUA

* 7.5 (NEW LINE)
ENTRAR -K2- (CONST. DEL D50)

* 1.3 (NEW LINE)
ENTRAR -M- (EXPONENTE PLITT)

* 2 (NEW LINE)
ENTRAR DIAMETRO DE REBOSE (PULG)

* 7.5 (NEW LINE)
ENTRAR DIAMETRO DE DESCARGA (PULG)

* 3.5 (NEW LINE)
NUMERO DE CICLONES

* 5 (NEW LINE)

Luego de haber entrado todos los datos el siguiente -
mensaje aparece en la pantalla.

EMPEZARE A MOLER. ESPERE UN MOMENTO.

LISTADO DEL PROGRAMA MET8401

```
10 DIM A(9)
11 DIM B(9)
12 DIM C(9)
13 DIM D(9)
14 DIM E(9)
15 DIM F(9)
16 DIM G(9)
17 DIM H(9)
18 DIM I(9)
19 DIM J(9)
20 DIM K(9)
21 DIM L(9)
22 DIM M(9)
23 DIM N(9)
24 DIM O(9)
30 PRINT AT 10, 0 SIMULACION DE UNA UNIDAD DE MOLIENDA-CLASIFI
    CACION EN ESTADO ESTABLE
31 PAUSE 300
32 CLS
50 REM VAYA A LA SUBROUTINA DE ENTRADA DE DATOS
60 GOSUB 1000
70 REM CALCULO DE LA POTENCIA
80 LET EX = 9 - 10 * NS
85 LET RS = 0.145
90 LET PW = 2.2*RS*LD*(D**3.4)*MB*(3.2-3*MB)
100 LET PW=PW*NS*(1-0.1/(2**EX))
105 LET PP = G(4)*1000
106 LET PP = INT(PP)
107 LET PP = PP/1000
110 REM CALCULO DE LAS CONSTANTES DE MOLIENDA
115 LET D9 = E(1)
116 LET D8 = E(2)
117 LET D1 = SQR(D9*D8)
120 FOR I=1 TON
130 LET F(I)=K*(((SQR (E(I)*E(I+1))))/D1)**AL)
140 NEXT I
```

```
141 IF NN = 3 THEN GOTO 150
143 REM CALCULO DE PARAMETROS
144 LET G1 = (RO/(RO-1))
145 LET Z1 = 0.013+VF=0.0695*SPIG
150 REM PROCEDIMIENTO DE ITERACION
160 LET W8 = S8/P8
170 LET S5 = 0
171 LET WS = 0
172 DIM P(N)
180 FOR I = 1 TO N
181 LET P(I) = 0
182 NEXT I
190 LET K0 = 1
195 REM
200 LET W1 = W8 + W5 + H7
210 LET S1 = S8 + S5
215 LET E1 = PW/S1
220 LET P1 = S1/W1
230 FOR I = 1 TON
240 LET H(I) = S8*(G(I)-G(I+1))
250 LET I (I) = S5*(B(I) - B(I+1))
260 LET M(I) = H(I) + I(I)
265 NEXT I
267 LET R1 = 0
270 FOR I = 1 TON
271 LET A(I) = 1-R1/S1
275 LET R1 = R1 + M(I)
280 NEXT I
289 DIM Q(N+1)
290 GOSUB 2000
300 FOR I = 1 TON
310 LET L(I) = S1*(Q(I)-Q(I+1))
311 NEXT I
316 IF NN=3 THEN GOTO 570
320 LET S4 = S1
321 LET W4 = W1
330 LET W4 = W1 + H3
340 FOR I = 1 TON
```

```
35Ø LET J(I) = L(I)/NC
351 NEXT I
355 LET S4 = S4/NC
356 LET W4 = W4/NC
357 LET P4 = S4/W4
361 LET R4 = Ø
365 FOR I = 1 TON
366 LET P(I) = 1-R4/S4
367 LET R4 = R4 + J(I)
368 NEXT I
37Ø LET GX = (G1/(G1-P4))*Ø.Ø312
38Ø LET Q4 = W4 * 7.48/(GX*6Ø)
4ØØ REM IR A SUBRUTINA DEL CICLON
41Ø GO SUB 3ØØØ
42Ø LET W5 = W5 * NC
421 LET W6 = W6 * NC
422 LET S5 = S5 * NC
43Ø LET H6 = H6 * NC
431 LET Q4 = Q4 * NC
432 LET W4 = W4 * NC
44Ø LET S4 = S4 * NC
441 LET H5 = H5 * NC
442 LET S6 = S6 * NC
445 LET CL = S5/S8
45Ø FOR I = 1 TO N
46Ø LET K(I) = K(I) * NC
47Ø LET I(I) = I(I) * NC
48Ø LET J(I) = J(I) * NC
49Ø NEXT I
5ØØ IF K Ø   xx THEN GO TO 55Ø
51Ø IF ABS (S6/S8-1)  Ø.ØØ3 THEN GO TO 56Ø
52Ø LET KØ = KØ + 1
53Ø GO TO 195
535 CLS
55Ø PRINT AT 3,Ø; "SOBRE"; xx; "ITERACCIONES"
555 GO TO 57Ø
56Ø PRINT AT 6,0; "SE LOGRO LA CONVERGENCIA CON"; "KØ"ITERACIONES"
```

```
570 PRINT AT 9,0; "LOS RESULTADOS SON:"
574 PAUSE 300
578 CLS
598 GO SUB 2300
600 SLOW
601 IF NN=1 THEN GOTO 604
602 GO TO 610
604 CLS
605 PRINTAT 20,0; "DESEA LA DISTRIBUCION DE TAMAÑOS DEL PROD.?
      (NO=1/Si=2)"
606 INPUT NN
607 IFNN = 1 THEN GOTO 619
615 GOSUB 2300
616 LET NN = 1
617 PRINT
618 PRINT
619 PRINT AT200, 0; "ENTRAR EL NUEVO TONELAJE EN LA ALIMENTA
      CION (TPH)  "
620 INPUT S8
621 CLS
622 PRINT AT 10,1; "EMPEZARE A MOLER.ESPERE UN MOMENTO"
623 PAUSE 200
625 CLS
626 FAST
630 /F NN =3 THEN GO TO 150
640 GO TO 190
1000 REM SUBROUTINA DE ENTRADA DE DATOS
1009 PRINT "ENTRADA DE DATOS"
1010 PRINT AT 2,0; "NN=1 BALANCE COMPLETO"
1011 PRINT
1012 PRINT AT 6, 0; "NN=2 RESPUESTA DEL CIRCUITO CERRADO SU
      JETO A DIFERENTES VALORES DE ENERGIA ESPECIFICA ENTRE-
      GADA".
1017 PRINT AT B,0; "NN=3 LO MISMO QUE NN=2 PERO CIRCUITO
      ABIERTO"
1018 PRINT AT 20, 0 ; "ENTRAR NN"
1019 INPUT NN
1020 CLS
1021 PRINT AT 10, 1; "DIMENSIONES DEL MOLINO (D,L/D)?"
```

```
1025 PRINT AT 20,0; "ENTRAR -D- (PIES) "  
1026 INPUT D  
1028 PRINT AT 20, 0; "ENTRAR -L/D-  
1030 INPUT LD  
1033 LET XX = 80  
1034 IF NN =3 THEN LET XX = 1  
1035 CLS  
1040 PRINT AT 10, 1; "CONDICIONES OPERATIVAS DEL MOLINO"  
1045 PRINT AT 20, 0; "ENTRAR F.CARGA DE BOLAS"  
1046 INPUT MB  
1047 PRINT AT 20, 0; "ENTRAR F VELOCIDAD CRITICA"  
1050 INPUT NS  
1060 PRINT AT 20, 0; "ENTRAR FLUJO DE ALIMENTO FRESCO(T/H) "  
1070 INPUT S8  
1080 PRINT AT 20, 0; "ENTRAR F.DE SOLIDOS EN PESO EN EL ALI-  
    MENTO"  
1090 INPUT P8  
1100 PRINT AT 20, 0; "ENTRAR FLUJO DE AGUA EXTRA AL MOLINO(T/H) "  
1110 INPUT H7  
1112 CLS  
1120 PRINT AT 10,1; "DEFINIENDO LA DISTRIBUCION DE TAMAÑOS  
    USANDO GAUDIN-SCHUMMANN"  
1125 PRINT AT 20, 0; "ENTRAR D MAX (MICRONES)  
1126 INPUT D1  
1127 PRINT AT 20, 0; "ENTRAR PENDIENTE DE LA FUNC. G-G-S"  
1128 INPUT AF  
1129 CLS  
1130 PRINT AT 19, 0; "NUMERO DE INTERVALOS DE TAMAÑOS EN LA  
    ALIMENTACION FRESCA"  
1140 INPUT N  
1141 CLS  
1142 FAST  
1150 PRINT "TAMAÑO EN MICRONES Y FPACCION ACUM.NEGATIVA"  
1153 PRINT AT 4,3; "TAMAÑO (MIC)"; TAB 18;" AC(-) "  
1155 LET N1 = N + 1  
1160 FOR I = 1 TO N1  
1161 LET E(I) = D1/(2**(I-1))  
1162 LET XT = -AF*(I-1)
```

```
1163 LET G(I) = 2**XT
1164 LET G(N1) = Ø
1181 PRINT AT I+4,5; E(I); TAB 18; G(I)
1183 NEXT I
1184 SLOW
1185 STOP
1186 IF NN=3 THEN GOTO 122Ø
1187 CLS
119Ø PRINT AT 2Ø, Ø; "FLUJO DE AGUA AL SUMIDERO (T/H)"
12ØØ INPUT H3
12Ø8 CLS
122Ø PRINT AT 1Ø,1; "PARAMETROS DE MOLIENDA"
123Ø PRINT AT 2Ø,Ø; "ENTRAR CONSTANTE CINETICA -K-"
1231 INPUT K
1232 PRINT AT 2Ø, Ø; "ENTRAR CONSTANTE CINETICA ALPHA"
124Ø INPUT AL
125Ø PRINT AT 2Ø, Ø; "NUMERO DE TANQUES EN SERIE (MEZCLA PER
FECTA) "
126Ø INPUT P
127Ø PRINT AT 2Ø, Ø; "ENTRAR DENSIDAD DEL SOLIDO (GR/CC) "
128Ø INPUT RO
1284 IF NN=3 THEN LET NC = 1
1285 IF NN=3 THEN GOTO 149Ø
129Ø CLS
1291 PRINT AT 1Ø, 1; "PARAMETROS DEL CICLON"
13ØØ PRINT AT 2Ø, Ø; "ENTRAR -K1-(CONST.DE PARTICION DE FLUJO
DE AGUA) "
13Ø1 INPUT K1
131Ø PRINT AT 2Ø, Ø; "ENTRAR -K2-(CONST.DEL D50) "
1311 INPUT K2
1312 PRINT AT 2Ø, Ø; "ENTRAR -M- (EXPONENTE PLITT) "
1313 INPUT MM
132Ø PRINT AT 2Ø, Ø; "ENTRAR DIAMETRO DE REBOSE (PULG) "
1324 INPUT VF
1326 PRINT AT 2Ø, Ø; "ENTRAR DIAMETRO DE DESCARGA (PULG) "
133Ø INPUT SPIG
136Ø PRINT AT 2Ø, Ø; "NUMERO DE CICLONES "
```

```
137Ø INPUT NC
142Ø LET A7 = Ø.693
1492 CLS
1495 PRINT AT 1Ø, 1; "EMPEZARE A MOLER.ESPERE UN MOMENTO"
1496 PAUSE 2ØØ
1497 CLS
1498 FAST
15ØØ RETURN
2ØØØ REM SUBROUTINA DE MOLIENDA
2Ø1Ø FOR I = 1 TON
2Ø15 LET R1 = 1 - A(I)
2Ø2Ø LET Q(I) = 1-R1/(1+F(I)*PW/S1/P)**P
2Ø5Ø NEXT I
215Ø RETURN
23ØØ REM IMPRESION DE DATOS
23Ø1 CLS
231Ø IF NN=3 THEN GOTO 239Ø
2312 IF NN=2 THEN GOTO 234Ø
2319 FAST
PRINT "BALANCE COMPLETO PARA UN FLUJO DE"; S8; "T/H"
233Ø GOTO 251Ø
234Ø FAST
2341 PRINT "RESPUESTA DEL CIRCUITO CERRADO PARA DIFERENTES
VALORES DE ENERGIA ESPECIFICA ENTREGADA "
236Ø GOTO 241Ø
237Ø PRINT "ESTADO ESTABLE DEL SISTEMA"
238Ø GO TO 251Ø
2385 STOP
239Ø FAST
2391 PRINT "RESPUESTA DEL CIRCUITO ABIERTO PARA DIFERENTES
VALORES DE ENERGIA ESPECIFICA ENTREGADA "
241Ø PRINT AT 6, Ø; "DISTRIBUCION DE TAMAÑOS"
242Ø PRINT AT 8, 2; "TAMAÑO (MIC)"; TAB 18; "AC(-)"
243Ø FOR I = 1 TON
2435 IF NN =2 THEN LET Q(I) = C(I)
244Ø PRINT AT I+8,3; E(I); TAB 18; Q(I)
245Ø NEXT I
```

```
2451 SLOW
2455 STOP
2458 CLS
2460 IF NN=3 THEN GO TO 2463
2461 PRINT "RESPUESTA DEL CIRCUITO CERRADO PARA DIFERENTES
VALORES DE ENERGIA ESPECIFICA ENTREGADA (CONTINUACION) "
2463 PRINT "RESPUESTA DEL CIRCUITO ABIERTO PARA DIFERENTES
VALORES DE ENERGIA ESPECIFICA ENTREGADA (CONTINUACION) "
2464 PRINT AT 6, 0; "ENERGIA ESPEFICA = " CL
2467 PRINT AT 12, 0; "INTERACIONES= "; K0
2468 PRINT
2469 PRINT
2470 PRINT
1475 PRINT "POTENCIA = "; PW
2500 RETURN
2510 PRINT AT 2, 10; "*****"
2514 PRINT AT 4, 10; "*****"
2530 PRINT AT 6, 9; "TPH = "; S5
2540 PRINT AT 7, 9; "FSPR = "; P5
2542 PRINT AT 10, 5; "ANALISIS GRANULOMETRICO"
2544 PRINT AT 12, 6; "D(MICR)"; TAB 15; "AC(-)"
2545 FOR I = 1 TO N+1
2546 PRINT AT I+12, 6; E(I); TAB 15; B(I)
2547 NEXT I
2548 STOP
2551 PRINT AT 2, 10; "*****"
2552 PRINT AT 3, 10; "* AL.FRESCO*"
2554 PRINT AT 4, 10; "*****"
2556 PRINT AT 6,9; "TPH = " ; S8; "
2558 PRINT AT 7, 9; "FSPA = ". P8; " "
2560 PRINT AT 10, 5; "ANALISIS GRANULOMETRICO"
2562 PRINT AT 12, 6; "D(MICR)"; TAB 15; "AC(-)"
2564 FOR I = 1 TO N+1
2566 PRINT AT I+12,6; E(I); TAB 15; G(I)
2568 NEXT I
2570 STOP
2572 PRINT AT 2, 10; "*****"
```

```
2574 PRINT AT 3, 1Ø; " * PRODUCTO*"
2576 PRINT AT 4, 1Ø; " *****"
2578 PRINT AT 6,9; "TPH = "; S6;"          "
258Ø PRINT AT 7, 9; "FSPP = "; P6; "          "
2582 PRINT AT 12, 6; "D(MICR)"; TAB 15; "AC (-)"
2586 FOR I=1 TO N+1
2588 PRINT AT I+12, 6; E(I); TAB 15; C(I)
259Ø NEXT I
2592 STOP
2594 PRINT AT 2, 1Ø; "*****"
2595 PRINT AT 3, 1Ø; "*AL.CICLON*"
2596 PRINT AT 4, 1Ø; "*****"
2598 PRINT AT 6,9; "TPH = "; S4
2599 PRINT AT 7,9; "FSPD = "; P4
26ØØ PRINT AT 1Ø, 5; "ANALISIS GRANULOMETRICO"
26Ø2 PRINT AT 12, 6; "D(MICR)"; TAB 15; "AC(-)"
26Ø4 FOR I=1 TO N+1
26Ø6 PRINT AT I+12, 6; E(I); TAB 15; D(I)
26Ø7 NEXT I
26Ø8 STOP
261Ø CLS
2612 PRINT AT 1, 5; "DATOS DEL MOLINO"
2614 PRINT AT 3,4; "EN.ESP. = "; EL; "KWH/TON"
2616 PRINT AT 4,4; "          C.C. = "; CL
2618 PRINT AT 5, 4; " POTENC. = "; PW; "KW"
262Ø PRINT AT 6, 4; " AG MOL. = "; H7; " T/H"
2622 PRINT AT 7,4; " AG.SUM. = "; H3; " T/H"
263Ø PRINT AT 11, 5; " DATOS DEL CICLON"
2632 PRINT AT 13, 4; "          D5Ø = ";D5; " MICR."
2634 PRINT AT 14,4; "FR. Ag. DE. = "; MK
2636 SLOW
2638 STOP
264Ø RETURN
3ØØØ REM SUBRUT UNA DEL CICLON
3Ø1Ø LET H4 = (1-P4)* W4
3Ø2Ø LET MX = 281.1 * SPIG/H4-(137.2/H4)+K1
3Ø25 LET MX = MX/1ØØ
```

```
3030 LET H6 = H4 * (1-MX)
3036 IF P4 .35 THEN LET P4 = .35
3040 LET D6 = Z1 + 1.73 * P4 + 1.82 E -4*Q4 + K2
3050 LET D5 = 10 ** (D6)
3060 LET H5 = H4 - H6
3080 FOR I=1 TO N
3090 LET N(I) = SQR (E(I)*E(I+1))/D5
3093 LET AF = 3 * (1-EXP(-.693*E(I)**2))
3100 LET (E=1-EXP(-A7*(N(I)**MN))
3110 LET O(I) = (E*(I-MX)+MX
3120 NEXT I
3130 LET S5 = 0
3131 LET S6 = 0
3140 FOR I=1 TO N
3150 LET I(I) = O(I)*J(I)
3160 LET S5 = S5 + I(I)
3180 LET S6 = S6 + K (I)
3190 NEXT I
3195 LET R9 = 0
3196 LET R8 = 0
3200 FOR I=1 TON
3205 LET B(I) = 1 R9/S5
3120 LET R9 = R9 + I(I)
3215 LET C(I) = 1 - R8/S6
3220 LET R8 = R8 + K(I)
3230 NEXT I
3240 LET W5 = S5 + H5
3250 LET W6 = S6 + H6
3260 LET P5 = S5/W5
3270 LET P6 = S6/W6
3280 RETURN
```

El balance completo se presenta de la siguiente manera:

SE LOGRO LA CONVERGENCIA CON 22 ITERACIONES
LOS RESULTADOS SON:

BALANCE COMPLETO PARA UN FLUJO DE 80 T/H

RETORNO

THP = 216.46404
FSPR = 0.77392006

ANALISIS GRANULOMETRICO

D (MICR)	AC (-)
840	1
420	0.81210369
210	0.37380076
105	0.12249195
52.5	0.056736388
26.25	0.

AL. FRESCO

TPH = 80
FSPA = 0.55

ANALISIS GRANULOMETRICO

D (MICR)	AC (-)
840	1
420	0.63728031
210	0.4061262
105	0.25881623
52.5	0.16493849
26.25	0.

TPH = 79.777897
FSPF = 0.27022063

D(MICR)	AC(-)
840	1
420	0.99999991
210	0.97946131
105	0.69054535
52.5	0.41270183
26.25	0

AL. CICLON

THP = 296.24194
FSPD = 0.51526553

ANALISIS GRANULOMETRICO

D(MICR)	AC(-)
840	1
420	0.8627044
210	0.53690502
105	0.27546862
52.5	0.15259781
26.25	0.

DATOS DEL MOLINO

EN. ESP. = 2.4668286 KWH/Ton.

C.C. = 2.7058005

PTENCIA = 730.7781 KW

AG. MOLINO= 0 T/H

AG.SUMIDERO = 150 T/H

DATOS DEL CICLON

D50 = 126.51766 MICR
FR.AG.DE. = 0.22689888

APENDICE IV

MOLIENDA AUTOGENA / SEMI AUTOGENA. *

En el método convencional de conminución o fragmentación de minerales se utiliza, en forma sucesiva, la trituración (en 2 ó 3 etapas, según el tamaño de la operación), y la molienda (en 2 etapas utilizando molinos de barras y molinos de bolas, ó en una etapa utilizando molinos de bolas.)

Mediante la molienda autógena o la semi-autógena puede realizarse un trabajo similar con mineral tal como sale de la mina, o después de una trituración primaria. En los últimos años, estas técnicas de molienda están siendo aplicadas en nuevas plantas, ó han sido consideradas en plantas en actual operación para la ampliación de su capacidad. Esto se concreta una vez que, en base a amplios trabajos de investigación a escala de planta piloto, se ha demostrado, para cada caso particular, que hay ahorro en la inversión y en los costos de operación con respecto a una planta convencional.

En un molino autógeno la molienda se realiza mediante la acción de unas partículas de mineral sobre otras, prescindiendo de barras o de bolas de acero.

En un molino semi-autógeno esta acción la efectúa una combinación del mineral grueso y de bolas de acero complementarias.

CARACTERISTICAS DE LA MOLIENDA AUTOGENA/SEMI AUTOGENA.

FORMA DE LOS MOLINOS.

Los molinos autógenos y semi-autógenos tienen forma de tambor rotatorio con carga en cascada.

Una característica común de los molinos autógenos/se_{mi}-autógenos, es su gran diámetro, el que en las instalaciones actuales varía entre 28 y 36 pies. La relación diámetro/largo, en los molinos construídos y/o utilizados en Norteamérica, varía entre 2.2 y 3.9, mientras que en los molinos construídos y/o utilizados en Europa y Sudáfrica es de alrededor de 1. A estos últimos a veces se les llama "Molinos Cuadrados".

Los molinos autógenos y semi-autógenos están dotados de barras levantadoras (lifters), con lo que se evita la segregación por tamaño y el deslislamiento - de la carga que incrementa el desgaste de los forros y hace ineficiente la molienda.

A fin de evitar que las partículas de mineral grueso, que son utilizadas como elementos de molienda, puedan salir muy rápido del molino, éstos están provistos de una parrilla de descarga. Figura N°1.

GRANULOMETRIA.

Los molinos autógenos pueden efectuar reducciones de tamaño de partículas desde unos 25 cm. hasta 0.1mm. en un solo equipo, partiendo de una carga de material sin clasificación granulométrica, dependiendo la distribución granulométrica del producto de las características del mineral.

MECANISMO DE MOLIENDA.

El mecanismo de molienda predominante en la molienda autógena, es la atrición. Por impacto es poca la molienda que se efectúa. La gravedad específica -

del mineral debe ser mayor que 2.5 ya que, se utiliza el peso del mineral para moler el material.

La introducción de bolas en la molienda semi-autógena incrementa la probabilidad de impacto. Por otra parte, la presencia de esta carga de bolas contribuye a una mayor capacidad y estabilidad de la operación, al controlar algunas de las variables del mineral que tienen influencia en la operación del molino en condiciones autógenas.

Las partículas se rompen a través de los límites de grano o de cristal, debido a que la acción es menos fuerte en comparación a la existente en un molino de barras o de bolas. Por otro lado, esto es deseable si se requiere evitar la sobre molienda.

CARGA DE LOS MOLINOS.

La carga de los molinos varía, de acuerdo a la dureza del mineral, entre el 25 y el 40% del volumen del molino. Figura N°1.

Se utiliza la molienda semi-autógena en vez de la molienda autógena, cuando el mineral, por sus características petro-mineralógicas, no produce suficiente, medio competente o adecuado para la fragmentación del mineral. En reemplazo del mineral grueso faltante se utilizan bolas de acero forjado en una proporción que varía del 4 al 10% del volumen del molino.

HUMEDAD.

La molienda autógena/semi-autógena puede realizarse tanto en seco como en húmedo.

7 1970/10 1970/10
BIBLIOTECA

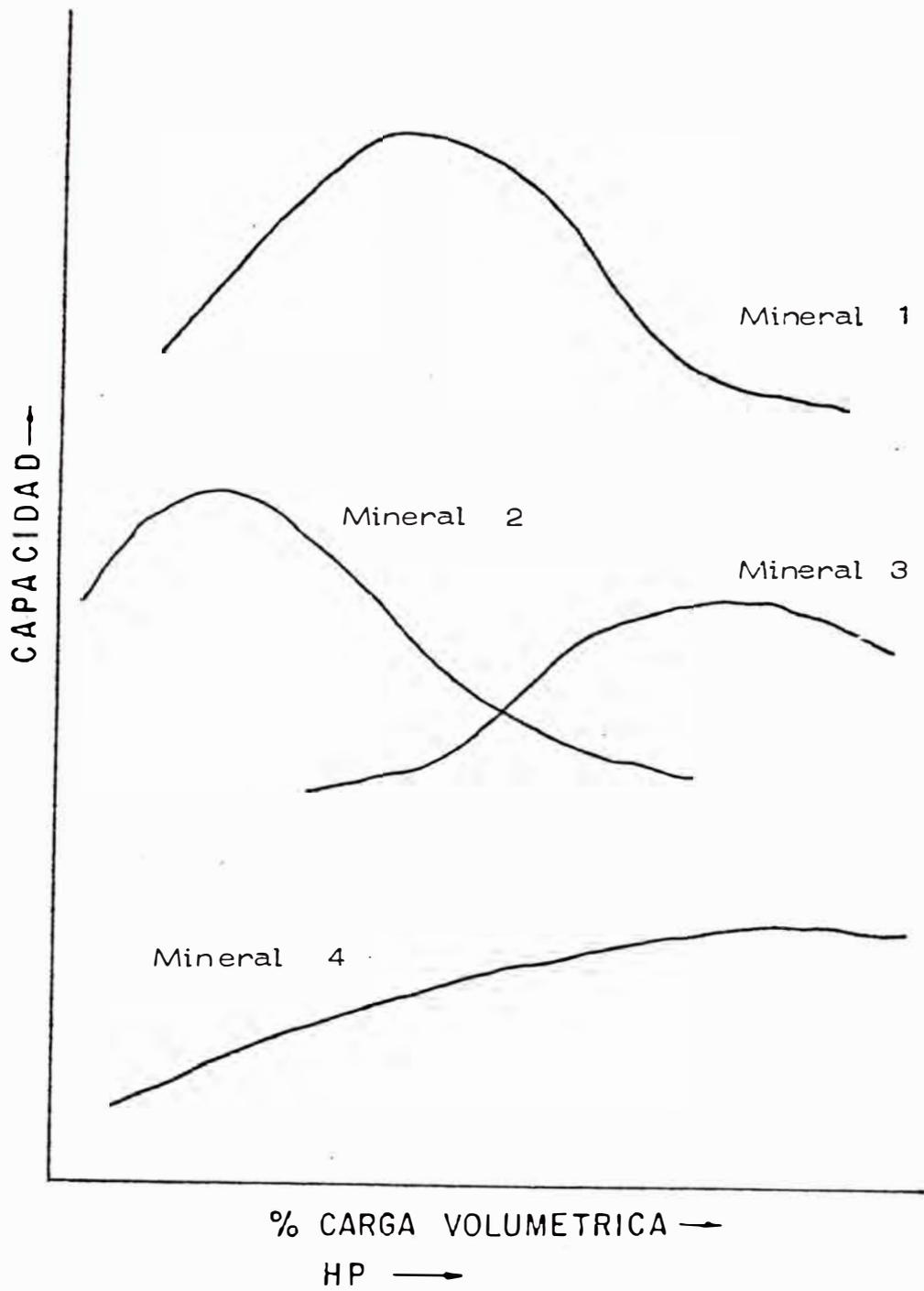


Fig.1 Capacidad de molienda en función de la potencia y la carga volumétrica para diferentes minerales

Los molinos autógenos/semi-autógenos en seco trabajan en circuito abierto o cerrado con clasificadores neumáticos. En ciertos casos es necesario introducir en el molino gases calientes para eliminar la humedad que puede contener el material.

El consumo de energía es mayor que en la molienda en húmedo.

Los molinos en seco presentan mayores problemas ambientales, su operación no es muy satisfactoria con minerales arcillosos, y su control de operaciones es más difícil que en los molinos en húmedo. Sin embargo, hay algunos usos en los que la molienda semi-autógena en seco se usa exclusivamente, estos son los casos del talco, asbesto y mica. Por otra parte, debido a su baja capacidad, son pocos los molinos autógenos en seco, instalados y/o en operación.

En la molienda en húmedo la densidad de pulpa varía entre 60 y 70% de sólidos, aún cuando en ciertos casos podría haber variación hasta de 15% por las variaciones del tipo de mineral procedente de la mina.

Para cada mineral hay un punto óptimo de acuerdo a la viscosidad resultante y las características de la molienda. Figura N°2.

CONDICIONES DEL MINERAL.

Un mineral, para ser apto para la molienda autógena, debe tener, después de la trituración primaria de 35 a 40% en malla +4", estando la abertura de la chancadora primaria regulada a 8" ó 10", además, debe tener formas con dimensiones parejas, no siendo -

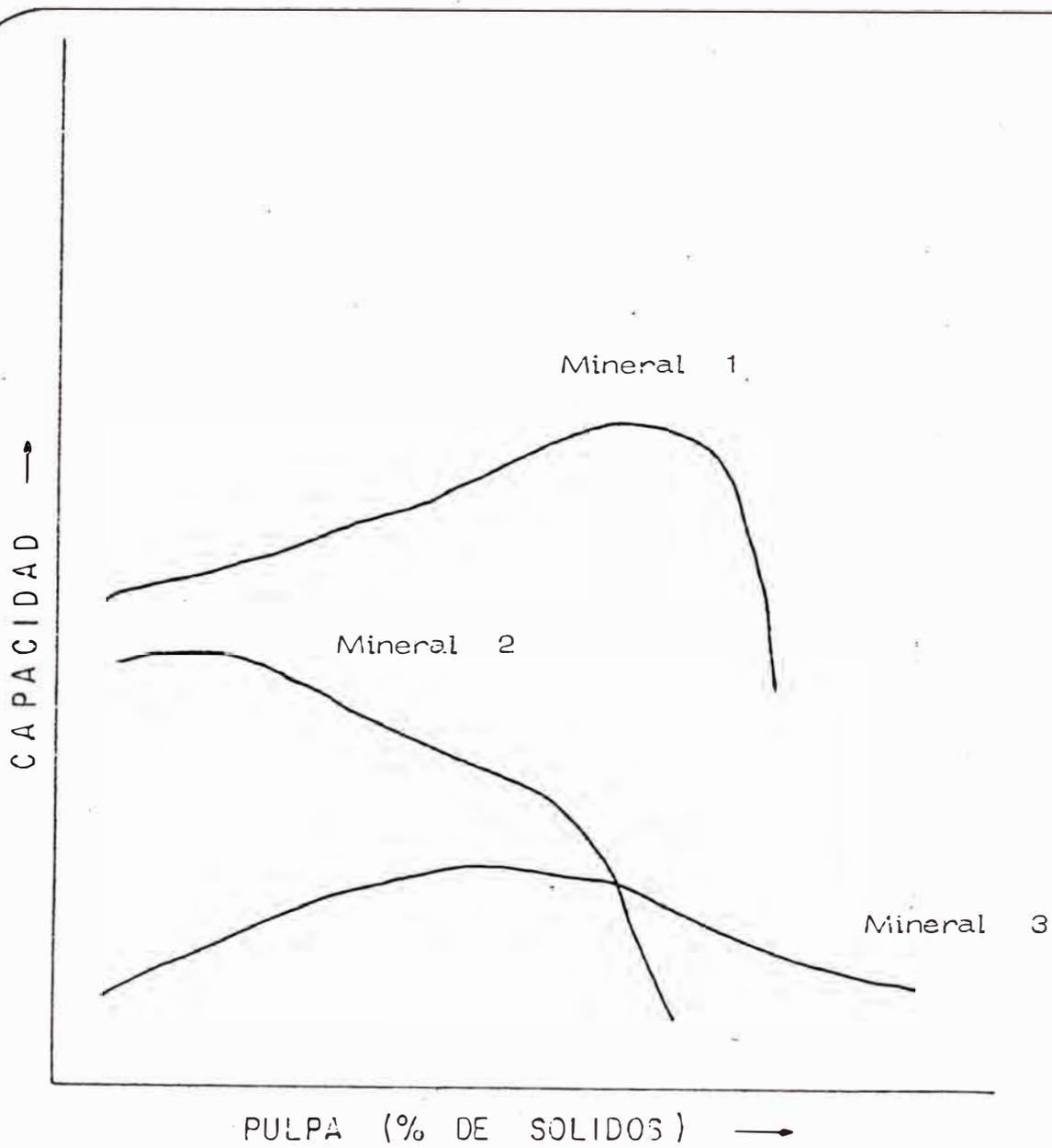


Fig.2 Capacidad de los molinos autógenos/semi-autógenos en función del porcentaje de sólidos de la pulpa

deseables las formas tabulares o laminares. Los minerales de fierro, entre ellos la taconita, se adaptan bien a la molienda autógena.

La molienda semi-autógena puede aplicarse a minerales con menor proporción de medio competente y/o menor porcentaje de gruesos, cuando el mineral presenta problemas en la trituración secundaria y/o terciaria y se presenta variación en la dureza.

Los minerales de cobre porfirítico son adecuados para la molienda semi-autógena.

ESTUDIOS NECESARIOS PARA LA TOMA DE DECISION DE UTILIZAR MOLINOS AUTOGENOS/SEMI-AUTOGENOS.

Las pruebas necesarias son a dos (2) niveles:

- Pruebas Batch.

Pruebas Piloto en Molinos 6' x 2', con 50 TM de mineral.

En estas pruebas se debe determinar

- Potencia necesaria.

- % de volumen ocupado por la carga.

- Carga de bolas.

Granulometría de alimentación y de descarga.

- Densidad de pulpa.

- Densidad aparente del mineral.

- Necesidad de molienda secundaria.

Con la información obtenida en las pruebas se puede:

- Determinar si el mineral es adecuado o no para la molienda autógena o semi-autógena.

- Diseñar el diagrama de flujo y determinar las dimensiones y especificaciones de los equipos,
- Evaluar la factibilidad de la adopción de la molienda autógena o semi-autógena en el Proyecto.

Para un adecuado diseño de una planta de molienda autógena o semi-autógena es indispensable la realización de pruebas continuas a escala piloto, debido a que el mineral es en parte un medio de molienda y, por consiguiente, una variable más del proceso.

ESCALAMIENTO.

Para pasar de los datos de pruebas a escala piloto a molinos de escala industrial, se aplica la fórmula siguiente :

$$\frac{P_2}{P_1} = \frac{L_2}{L_1} \times \frac{D_2^n}{D_1^n} \times \frac{C_2}{C_1}$$

Donde :

P_2 y P_1 = Potencia de los molinos industrial y piloto.

L_2 y L_1 = Largo de los molinos industrial y piloto, medido al interior de los forros.

D_2 y D_1 = Diámetro de los molinos industrial y piloto, al interior de los forros.

C_2 y C_1 = Velocidad de los molinos industrial y piloto en % de la velocidad crítica.

Koppers Co., utiliza $n=2.84$ cuando la relación de diámetro/largo es de aproximadamente 3 a 1. Otros autores utilizan $n=2.5$

COMPARACION CON EL SISTEMA CONVENCIONAL.

VENTAJAS Y DESVENTAJAS.

La molienda autógena/semi-autógena tiene, en principio, las siguientes ventajas con respecto a la convencional :

- Requiere menor inversión. La diferencia porcentual se incrementa para mayores tonelajes.
- Tiene ventaja en minerales barrosos o arcillosos.
- Es fácilmente automatizable.
- Tiene gran flexibilidad.
- Es menor el consumo unitario de acero (forros y bolas).
- Tiene alta capacidad.
- Se requiere de menor número de circuitos y equipos, así mismo, de menor área de edificios de planta.
- Requiere menor número de personal de operación.
- Permite obtener productos bien liberados con un mínimo de sobremolienda.
- Los productos salen con una baja contaminación por el bajo desgaste metálico.

Entre las desventajas de la molienda autógena, semi-autógena en general, pueden citarse :

- Mayor consumo de energía con respecto a la convencional. En circuito debe estar siempre a plena carga para evitar que se quiebren forros y bolas.
- Requiere de forros y bolas de alta calidad (en EE.UU. hay sólo dos proveedores calificados). Los forros que pueden ser de acero Ni-Hard o cromo-molibdeno.
- Mayor dificultad para dimensionar con precisión de planta.

Estos molinos giran a un 69 a 85% de la velocidad crítica. En molinos semi-autógenos que operan con minerales de cobre se opera entre 69 y 75% de la velocidad crítica.

La fórmula de Bond no es aplicable a los molinos autógenos/semi-autógenos. Para estimaciones preliminares, el requerimiento de energía calculado para una planta convencional (trituración secundaria y terciaria y molienda) puede multiplicarse por 1.25 para tener el requerimiento de energía para la molienda autógena.

Sin embargo, en plantas en actual operación por el sistema de molienda semi-autógena y que anteriormente tenían el sistema convencional, se ha ido optimizando la operación hasta tener un consumo de potencia mayor al convencional sólo en un 10%. En la Figura N°3, se presenta la relación potencia consumida vs. carga, llega a un pico cuando hay sobre-carga

DIAGRAMA DE FLUJO

El diagrama de flujo, de la sección trituración molienda de una planta concentradora convencional, como puede verse en la Figura N°4, consta sucesivamente de una trituración primaria, trituraciones secundarias, trituraciones terciarias, 4 molinos de bolas, además de otros equipos tales como alimentadores, cedazos vibratorios y fajas transportadas.

Plantas que utilizan el sistema de molienda autógena o semi-autógena, en ciertos casos pueden recibir mineral procedente de la mina ó más comunmente, el producto de la trituración primaria. En la Figura N°5, se presenta un diagrama de flujo para una planta de igual capacidad a la primera, pero se prescinde de las trituradoras secundarias y terciarias, constando la planta, básicamente, de un molino semi-autógeno y 2 molinos de bolas.

Otros diagramas de flujo factibles son el de molienda autógena o semi-autógena en una etapa, y el de molienda autógena o semi-autógena combinada con chancado de material intermedio y molienda secundaria en molino de bolas o de -

guijarros (pebble mill), (mina CYPRUS Bagdad, EE.UU.).

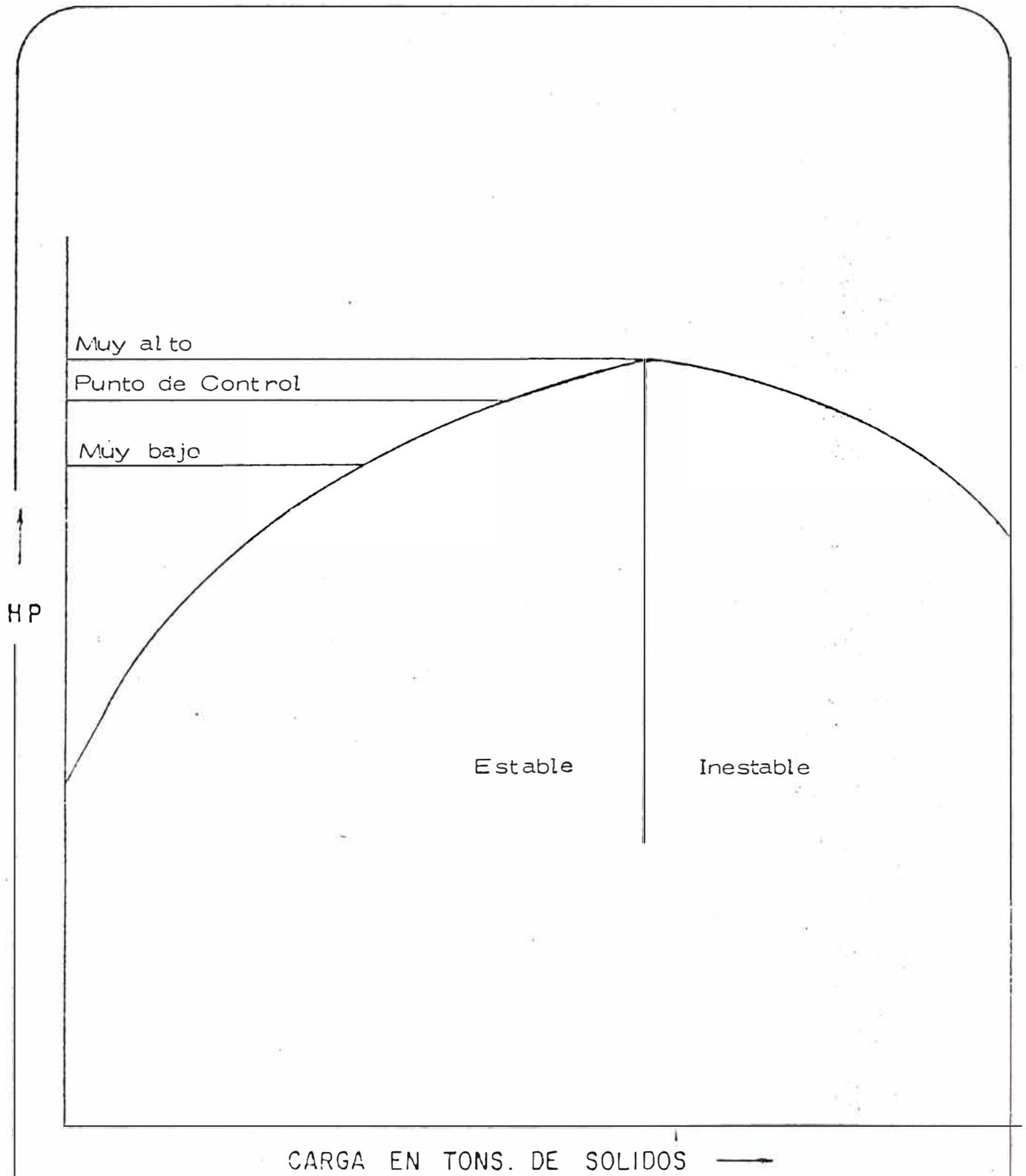
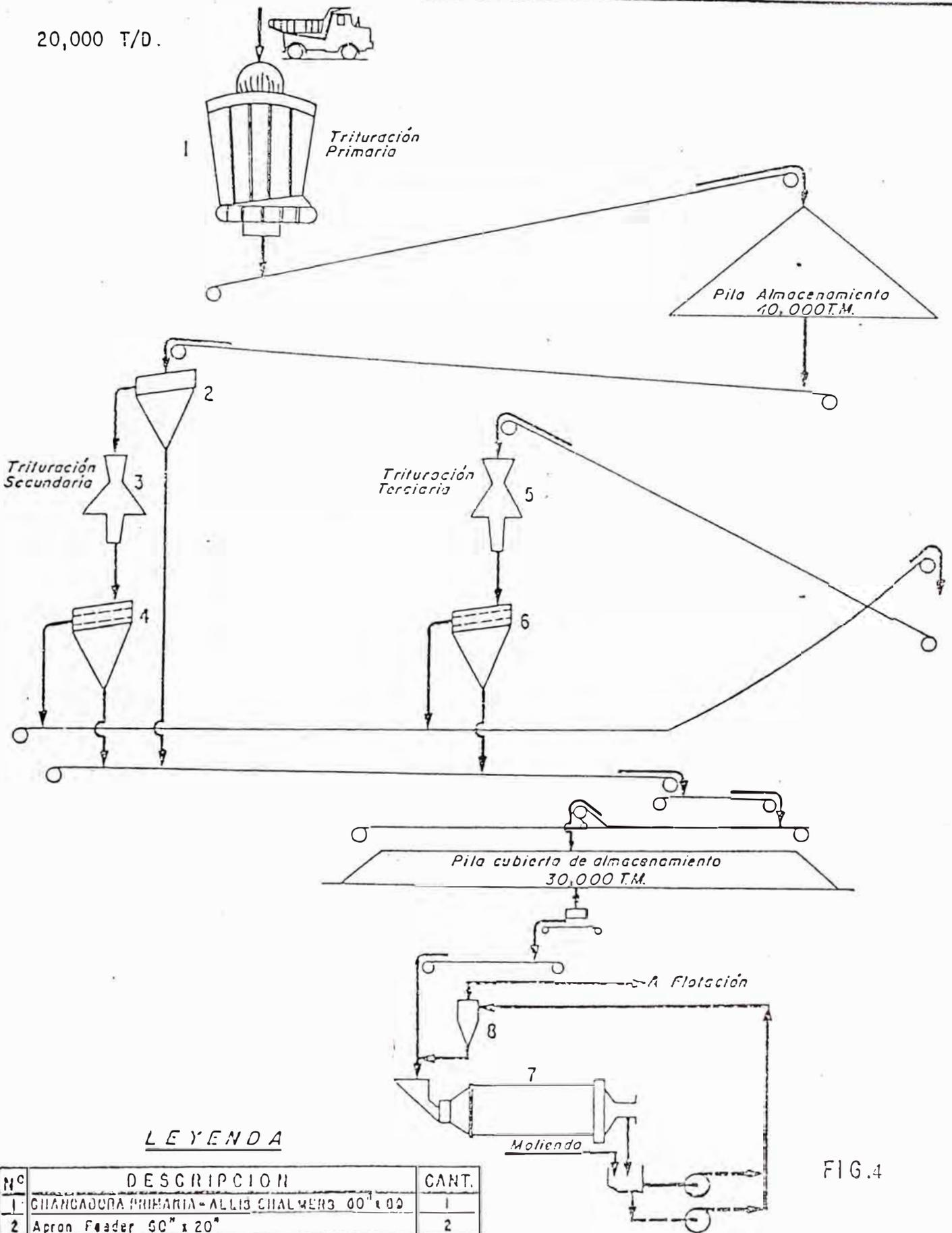


Fig.3 Potencia en función de la carga en un molino semi-autogeno

20,000 T/D.



PROYECTO CERRO VERDE II
 DIAGRAMA DE FLUJO
 SECCION TRITURACION Y MOLIENDA

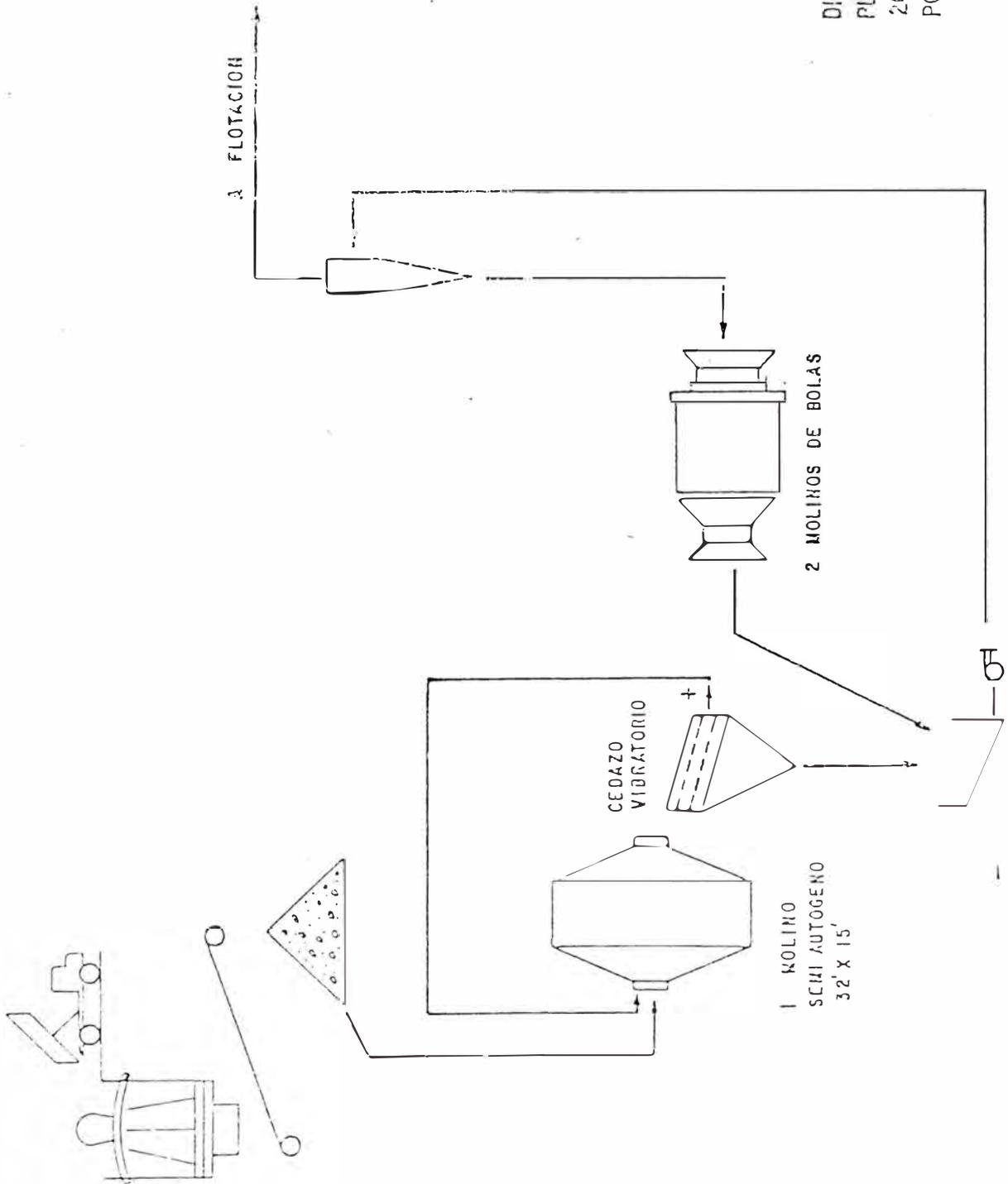


FIG. 5

DIAGRAMA DE FLUJO PARA UNA
PLANTA CONCENTRADORA DE
20,000 T/D-SULFURO DE COBRE
PORFIRITICO SECCION MOLIERIA

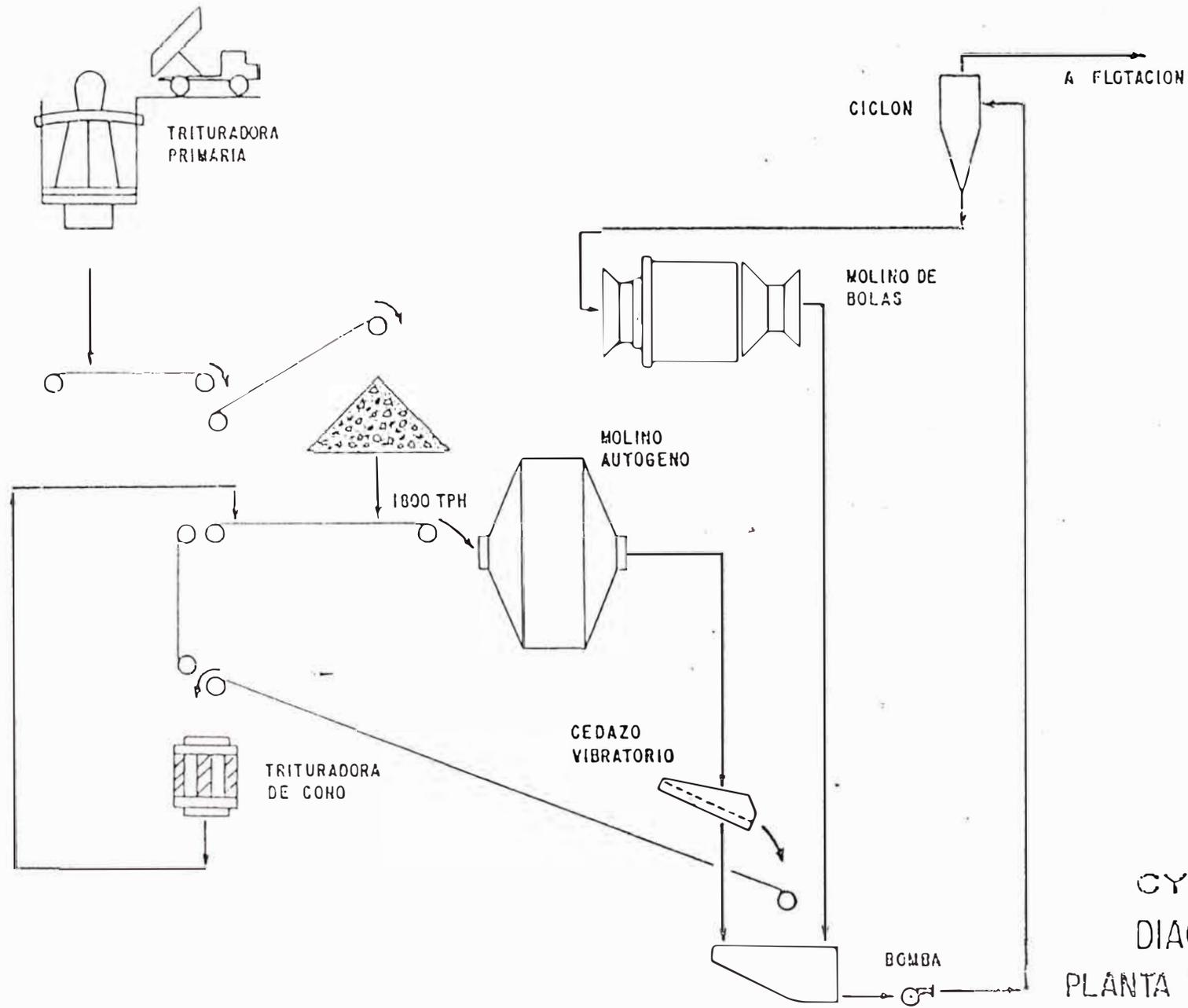


FIG. 6

CYPRUS BAGDAD
 DIAGRAMA DE FLUJO
 PLANTA TRITURACION-MOLIENDA