

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA

**FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA
MINERA Y METALURGICA**



**SIMULACIÓN DEL CIRCUITO DE MOLIENDA CLASIFICACION
DE LA PLANTA CONCENTRADORA RAURA**

INFORME DE INGENIERIA

**PARA OPTAR EL TITULO PROFESIONAL DE
INGENIERO METALURGISTA**

ALIAGA QUILIANO ALDO ENRIQUE

**LIMA - PERU
2001**

Dedicado a:

***Dios,
Mis padres,
Mi Universidad...***

INDICE

SIMULACION DEL CIRCUITO DE MOLIENDA CLASIFICACION DE LA PLANTA CONCENTRADORA RAURA

Capitulo 1	1
GENERALIDADES	1
1.1 Objetivos.	1
1.2 Planta Concentradora Raura.	1
1.2.1 Descripción de las operaciones (1995).	1
1.2.1.1 Sección Chancado.	1
1.2.1.2 Sección Molienda.	2
1.2.1.3 Sección Flotación.	2
1.2.1.4 Sección Filtrado.	4
1.2.1.5 Sección disposición de relaves.	5
Capitulo 2	16
MODELO SIMPLIFICADO DE MOLIENDA	16
2.1 Introducción.	16
2.2 Derivación del modelo simplificado de molienda.	16
2.3 Función velocidad específica de fractura.	18
2.4 La ley de Bond un caso particular del modelo simplificado.	20
2.5 Modelo cinético general para un proceso continuo.	21
2.6 Modelo simplificado de molienda continua.	23
Capitulo 3	25
MODELOS EMPÍRICOS PARA HIDROCICLONES	25
3.1 Introducción.	25
3.2 Modelación empírica.	25
3.3 Requerimientos de modelación.	25
3.4 Modelo de Lynch & Rao.	26
3.5 Modelo de Plitt.	28
Capitulo 4	31
COLECCION DE DATOS Y CALCULO DE PARAMETROS DE LOS MODELOS	31
4.1 Generalidades.	31
4.2 Colección de Datos de Planta.	31
4.3 Cálculo de Flujos.	32
4.3.1 Programa para Corrección de Datos por Multiplicadores de Lagrange.	35
4.3.1.1 Características Generales del Programa.	35
4.3.1.2 Estructura del Programa.	36
4.4 Cálculo de la Función Selección Específica de Fractura y/o Estimación de Parámetros de los Modelos.	38
4.4.1 Molinos.	38

4.4.2 Hidrociclón.	39
4.5 Programa para Simular el Circuito Molienda Clasificación.	41
4.5.1 Características Generales del Programa.	41
4.5.2 Estructura del Programa.	41
Capítulo 5	47
SIMULACION DEL CIRCUITO MOLIENDA CLASIFICACION	47
5.1 Simulación del Circuito en Condiciones Actuales de Operación (1995).	47
5.2 Simulación del Circuito aumentando la dilución de la Pulpa de Alimentación al Hidrociclón.	49
5.3 Simulación del Circuito variando el Apex y Vortex del Hidrociclón.	51
5.4 Simulación del Circuito variando la Densidad de Descarga del Molino Secundario con densidad en el overflow constante.	53
5.5 Hojas de simulación.	55
5.6 Simulación del circuito afinando la granulometría de alimentación al circuito.	65
Capítulo 6	67
CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES	67
Capítulo 7	69
ANEXOS	69
7.1 Algunos criterios sobre optimización de Circuitos de Molienda Clasificación.	69
7.2 Balance ajustado de materiales Método de Lagrange (Solución General).	79
7.3 Código del programa de simulación.	86
BIBLIOGRAFÍA	101

CAPITULO 1

GENERALIDADES

1.1 Objetivos

El objetivo del presente trabajo es el de determinar el comportamiento del circuito molienda / clasificación frente a cambios a nivel operativo y cambios a nivel de componentes del circuito.

A la vez pretende justificar la necesidad de tener cuantificada algunas variables operacionales, ya que estas permitirán optimizar el rendimiento del circuito.

1.2 Planta Concentradora Raura

1.2.1 Descripción de Operaciones (1995)

1.2.1.1 Sección Chancado

La sección de chancado opera en circuito abierto, consta de chancado primario, secundario y terciario.

El mineral procedente de interior mina y tajo abierto (humedad de 3% a 5%), llega a la Planta en volquetes (capacidad 25 ton) y se deposita en una cancha (capacidad 2000 ton), con la ayuda de un cargador frontal (Cat 966), se alimenta a la tolva de gruesos, de acuerdo al blending establecido; la tolva de gruesos tiene una capacidad de 150 ton. El mineral almacenado se alimenta con dos alimentadores de placas (COMESA, 40 placas x 42"), hacia la faja No. 2, se clasifica en un grizzly. El sobre tamaño es triturado en una chancadora de quijadas Pioneer, 35"x 46" (set 3 1/2"), los finos que atraviesan el grizzly caen a la faja No. 3 conjuntamente con el producto de la chancadora, este material es conducido por la faja No. 4 hacia una nueva clasificación, en un cedazo de doble piso Ty Rock No. 1, 5'x 12' (abertura 2 1/2" x 2 1/2" y 1/2" x 1"), el under es triturado en una chancadora Symons Standard 5 1/2' (set 3/4"), el over con el producto de la chancadora es llevado sucesivamente por la faja No. 5, No. 6, No. 7 y No. 8, a una clasificación, el material se comparte a dos cedazos, la mayor parte va a un cedazo Ty Rock No. 2, 5'x 12' (abertura 1"x 1/2") y el remanente, a un cedazo de 4' x 5 1/2' (abertura 1"x 1/2"), el under de los cedazos es triturado en chancadoras Symons Short Head 5100 (set 3/8"), A (Madrigal) y B (Minsur), respectivamente; el over de los cedazos con el producto de las chancadoras es llevado por la faja No. 9, luego por la faja No. 11, de esta faja el mineral puede ser depositado en la tolva de finos de 1000 ton. ó pasar a la faja No. 11- A y después a la faja No. 11-B para ser almacenado en la tolva de finos de 1500 ton.

En esta sección se tiene instalado un colector de polvos Rotoclone, con puntos de captación en los shuttes de descarga de las chancadoras secundarias y terciarias y shuttes de finos de los cedazos.

En la faja No. 3 y No. 7, se tienen colocados magnetos, para retener posibles objetos metálicos. Además se cuenta con un detector de metales Metcorr 117 instalado sobre la faja No. 4, el cual al detectar la presencia de material metálico, detiene la faja.

La sección cuenta con dos operadores, uno en chancado primario y otro en chancado secundario y terciario. También se cuenta con un micro scoop para tareas de limpieza en la sección.

1.2.1.2 Sección Molienda

La sección de molienda cuenta con dos circuitos de molienda primaria independientes, los cuales son abastecidos por las tolvas de finos de 1000 ton y 1500 ton. Se cuenta con molienda secundaria. El producto de la sección es de aproximadamente 55% menos malla 200.

Los finos de la tolva de 1 500 ton se alimentan mediante fajas, No. 12 ó No. 13 hacia la faja No. 14, en donde se tiene instalada una balanza electrónica, para el control del tonelaje, el mineral ingresa a un molino de bolas COMESA 8'x 10' A. Los finos de la tolva de 1 000 ton. también se alimentan por fajas, No. 17 ó No. 18, hacia la faja No. 19 y luego a la faja No. 20, en donde se tiene una balanza electrónica para el control del tonelaje, el mineral ingresa a un molino de bolas COMESA 8'x 10' B. La descarga de los dos molinos se juntan y son bombeados (bomba Denver SRL-C, 10" x 8", No. 1 ó No. 2) a un hidrociclón (Krebs de 20", 1-B ó 2-B, posición inclinada, apex 2 ½"), los finos son conducidos hacia la flotación y los gruesos retornan a un molino de bolas COMESA 8' x 8' B, cuya descarga se junta con la de los molinos primarios.

La densidad en el over del hidrociclón se controla en 1350 gr/lt, la descarga de los molinos primarios, se establece en 2000 gr/lt y la del molino secundario en 2250 gr/lt.

En esta sección se tiene instalado un manómetro para el control del agua de alta presión, para los sellos de las bombas, la presión debe oscilar entre 50 PSI y 60 PSI. El agua para la Planta es suministrada por un tanque de 60 000 galones, el cual capta agua de los reboses de las lagunas de Niñococha y Santa Ana. En caso de faltar agua, se bombea agua desde las lagunas de Santa Ana y Cabalococha.

Como alternativa, se cuenta con una celda de flotación rápida Skim Air SK-80, Outokumpu, la cual flota el under del hidrociclón, sus espumas constituyen un concentrado final de plomo y el relave ingresa al molino secundario. Esta celda opera únicamente cuando la cabeza de plomo es muy alta.

La sección cuenta con un molino Allis Chalmers, 8' x 8' A, el cual se encuentra parado. Se vienen realizando trabajos para poder remoler el relave del rougher I bulk en este molino, se contará además con dos hidrociclones de 15" (apex 1 7/8"), instalados en posición vertical y una bomba Denver SRL-C, 12" x 10" No. 2. Todos estos operando en circuito cerrado inverso. El producto de este circuito ingresará como cabeza al rougher II bulk. Lo que se busca, es incrementar la recuperación del cobre, sin bajar el grado del concentrado. El producto que se estima para este circuito es aproximadamente de 60% a 65% menos malla 200.

La sección cuenta con un operador, el cual se encarga de mantener los parámetros de operación, chequear los equipos, limpieza de la sección y de alimentar bolas, con la ayuda del reactivista.

A los molinos primarios se añaden los siguientes reactivos, NaCN, ZnSO₄ y NaHSO₃; al molino secundario se alimenta únicamente ZnSO₄. Al overflow del hidrociclón se añade Z-11 y espumante (MIBC ó ER-300).

1.2.1.3 Sección Flotación

La sección de flotación cuenta con tres circuitos:

Circuito Bulk

Circuito de Separación (método Bicromato)

Circuito de Zinc

Es de destacar en esta sección, para los bancos Outokumpu de rougher y scavenger, tanto para el bulk y zinc que la pulpa se traslada por gravedad únicamente, aprovechando los desniveles existentes entre los bancos anteriormente citados.

El aire de baja presión es suministrado por sopladores y blowers, la presión oscila entre 1.5 PSI y 2.5 PSI.

Los bancos Outokumpu, poseen controladores automáticos de nivel. Se cuenta también con un potenciómetro instalado en el acondicionador de Zinc 8'x 8' y un potenciómetro portátil.

Las bombas que se utilizan en la sección son Vacseal de sello seco, Denver con sello de agua y verticales Galigher.

La sección cuenta con dos operadores, uno para la flotación bulk y de separación y otro para la flotación de zinc. Se cuenta con un reactivista encargado de preparar los reactivos y controlar la concentración de estos.

Circuito Bulk

La pulpa acondicionada con depresores, colector y espumante ingresa al banco rougher I bulk (03 celdas Outokumpu, 300 pies³), luego pasa al banco rougher II bulk (02 celdas Outokumpu, 300 pies³) y finalmente al banco scavenger (02 celdas Outokumpu, 300 pies³), el relave de este banco se mezcla con lechada de cal y es llevado al circuito de zinc. Las espumas del rougher I y II se juntan y van a un circuito de 04 bancos de limpieza, compuestas por celdas Agitair No. 36, con 06, 06, 04 y 04 celdas para cada uno de los bancos. Las espumas del scavenger retornan a la cabeza del rougher I.

Es en las espumas del rougher primario en donde se capta mayormente al plomo y en las espumas del rougher II se capta al cobre, ya que la cinética de flotación del plomo es mayor que la del cobre. En esta flotación bulk (rougher y scavenger) se añaden reactivos como el Z-11, ER-300 ó MIBC y ZnSO₄.

El relave de la primera limpiadora bulk retorna a la cabeza de flotación, el relave de las otras limpiadoras retorna como cabeza a la limpiadora anterior. El concentrado de la cuarta limpiadora constituye el concentrado final, el cual es llevado al circuito de separación. En las limpiadoras se añade ZnSO₄ y NaHSO₃.

Circuito de Separación

El concentrado proveniente de la cuarta limpiadora bulk, se acondiciona (acondicionador 8'x 8') con Bicromato, luego ingresa a un rougher de separación (03 celdas Agitair No. 36) y después a un scavenger de separación (04 celdas Agitair No. 36), el relave de este banco constituye el concentrado de plomo final. Las espumas del scavenger de separación retornan al acondicionador. Las espumas del rougher de separación ingresan a un circuito de 04 limpiadoras de cobre, la 1ra. limpiadora está compuesta por 04 celdas Agitair No. 36, la 2da. por 02 celdas Denver 18 SP, la 3ra. por 01 celda Denver 18 SP y la cuarta por 01 celda Denver 18 SP. Las espumas de esta cuarta limpiadora forman el concentrado final de cobre. Al relave de la 2da. limpiadora se le añade Bicromato. El circuito de limpiadoras de cobre, generalmente se opera con tres limpiadoras únicamente, ya que se obtiene un concentrado aceptable de la tercera limpiadora, de esta forma se evita recargar el circuito con una excesiva carga circulante.

Circuito de Zinc

El relave del scavenger bulk, mezclado con lechada de cal, se acondiciona con CuSO₄ y Z-11 en dos acondicionadores (8' x 8' y 11' x 11') conectados en serie mediante bombeo,

esta pulpa acondicionada ingresa al banco rougher I de zinc (03 celdas Outokumpu, 300 pies³), para pasar luego al rougher II de zinc (03 celdas Outokumpu, 300 pies³) e inmediatamente al scavenger de zinc (03 celdas Outokumpu, 300 pies³), el relave final de este banco, constituye el relave final. Las espumas del scavenger retornan a la etapa de acondicionamiento. Las espumas del rougher I y II, ingresan a un circuito de 03 limpiadoras, compuestas por celdas Agitair No. 48, 10 celdas para la 1ra. limpiadora, 06 celdas para la 2da. limpiadora y 04 celdas para la 3ra. limpiadora. Las espumas de la tercera limpiadora, forman el concentrado final de zinc. El relave de la 1ra. limpiadora retorna a los acondicionadores. El relave de las otras limpiadoras retorna como cabeza a la etapa de limpieza anterior. En la etapa de acondicionamiento y flotación (rougher y scavenger) se añade Z-11, CuSO₄, lechada de cal y espumante mix (mezcla de D-250, MIBC y aceite quemado), en la etapa de limpieza, se añade lechada de cal únicamente.

1.2.1.4 Sección Filtrado

Se cuenta con:

05 espesadores:

- Espesador de cobre 24' x 10'
- Espesador de plomo 24' x 10'
- Espesador Dorco de zinc No. 1, 24' x 10'
- Espesador Dorco de zinc No. 2, 24' x 10'
- Espesador Denver de zinc No. 3, 30' x 8'

03 filtros de disco:

- Filtro Denver No. 1, 6" Ø (4 discos Pb y 2 discos Cu)
- Filtro Denver No. 2, 6" Ø (3 discos Zn)
- Filtro Denver No. 3, 6" Ø (5 discos Zn)

02 filtros de tambor:

- Filtro EIMCO No. 1, 8' x 10' (Zn)
- Filtro EIMCO No. 2, 8' x 10' (Zn)

En la sección se utilizan bombas Denver y una Vacseal, para bombear los concentrados espesados a los respectivos filtros.

Se cuenta con 04 bombas de vacío, 02 Nash y 02 COMESA; el aire para el soplado de los filtros es abastecido desde la sección de flotación.

La humedad de los concentrados oscila entre 8% y 11%. Se tienen instaladas bombas horizontales Denver para recuperar parte de los reboses de los espesadores de plomo y cobre. El rebose del espesador de zinc No. 1 se recupera en parte con una bomba vertical Galigher.

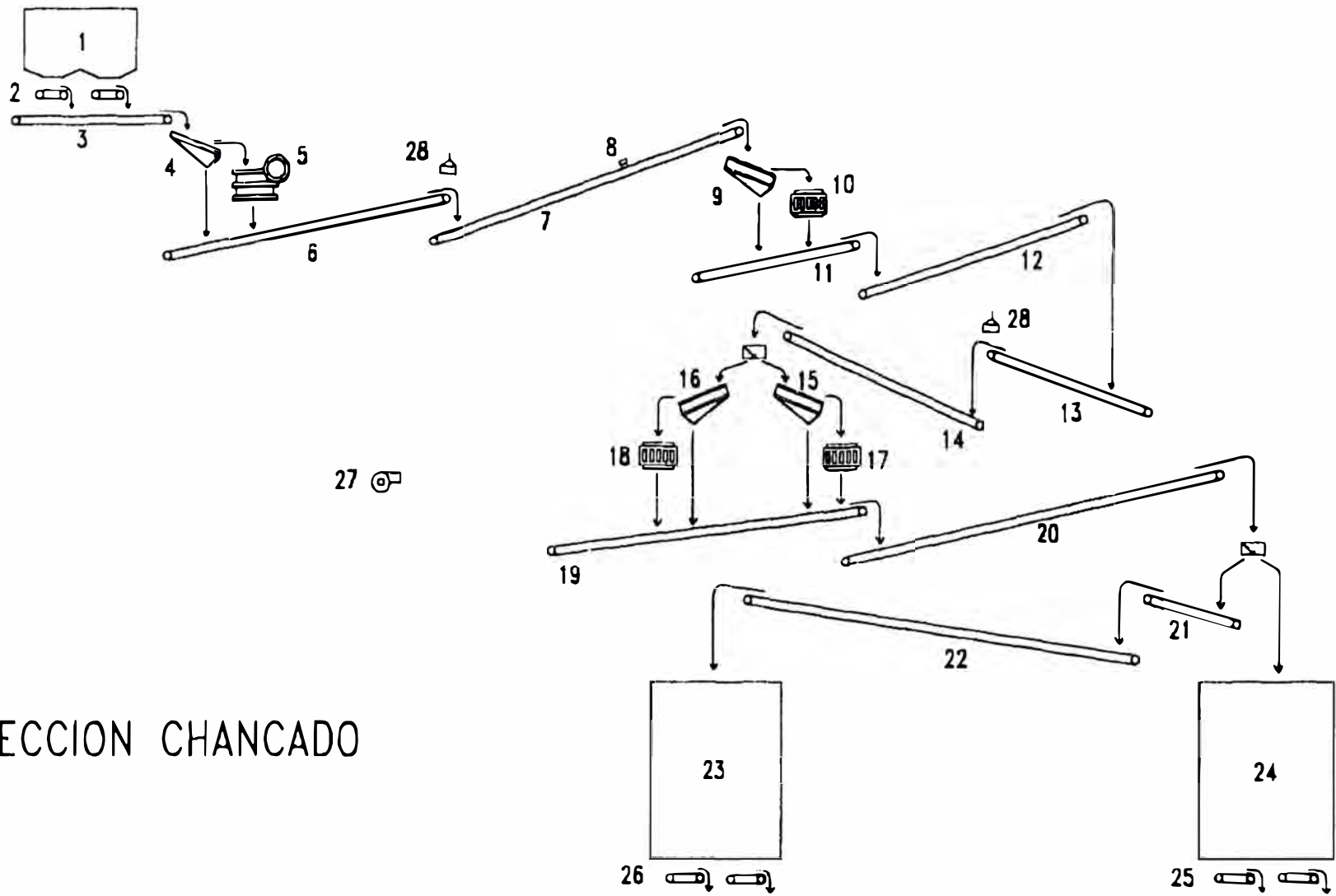
El concentrado de zinc proveniente de la flotación se deposita en el espesador No. 3, cuyo rebose está conectado al espesador No. 2, el rebose de este, está conectado al espesador No. 1.

Se cuenta con 01 cocha para el cobre, 02 cochas para el plomo y 06 cochas para el zinc; estas captan los reboses de los respectivos espesadores. En caso de sobrecarga del espesador de zinc No. 3, se descarga hacia las cochas, esto ocurre cuando se tienen cabezas altas de zinc o cuando se tienen dificultades operativas / mecánicas con los filtros de zinc.

La sección cuenta con un operador, el cual se encarga también de preparar los sectores para los filtros de discos.

1.2.1.5 Sección Disposición de relaves

El relave del scavenger de zinc, constituye el relave final, este es llevado por gravedad, hacia la Planta de relleno hidráulico, que opera bajo supervisión de la Oficina de Mina. El relave se deposita en un pequeño tanque y con la ayuda de tres bombas (02 Denver 5" x 5", 5" x 4" y otra Vacseal 3"x 4") y sendos hidrociclones (02 de 15" y otro de 20"), es clasificado. Los finos por gravedad son conducidos a la laguna de Caballococha, los gruesos son almacenados en un depósito de concreto, pasando paulatinamente a un acondicionador 9' x 9', es aquí donde se añade cemento en caso de ser necesario. Con una densidad mínima de 1600 gr/lt, es bombeada hacia la mina, para ello se cuenta con una bomba pistones Mars L-180.

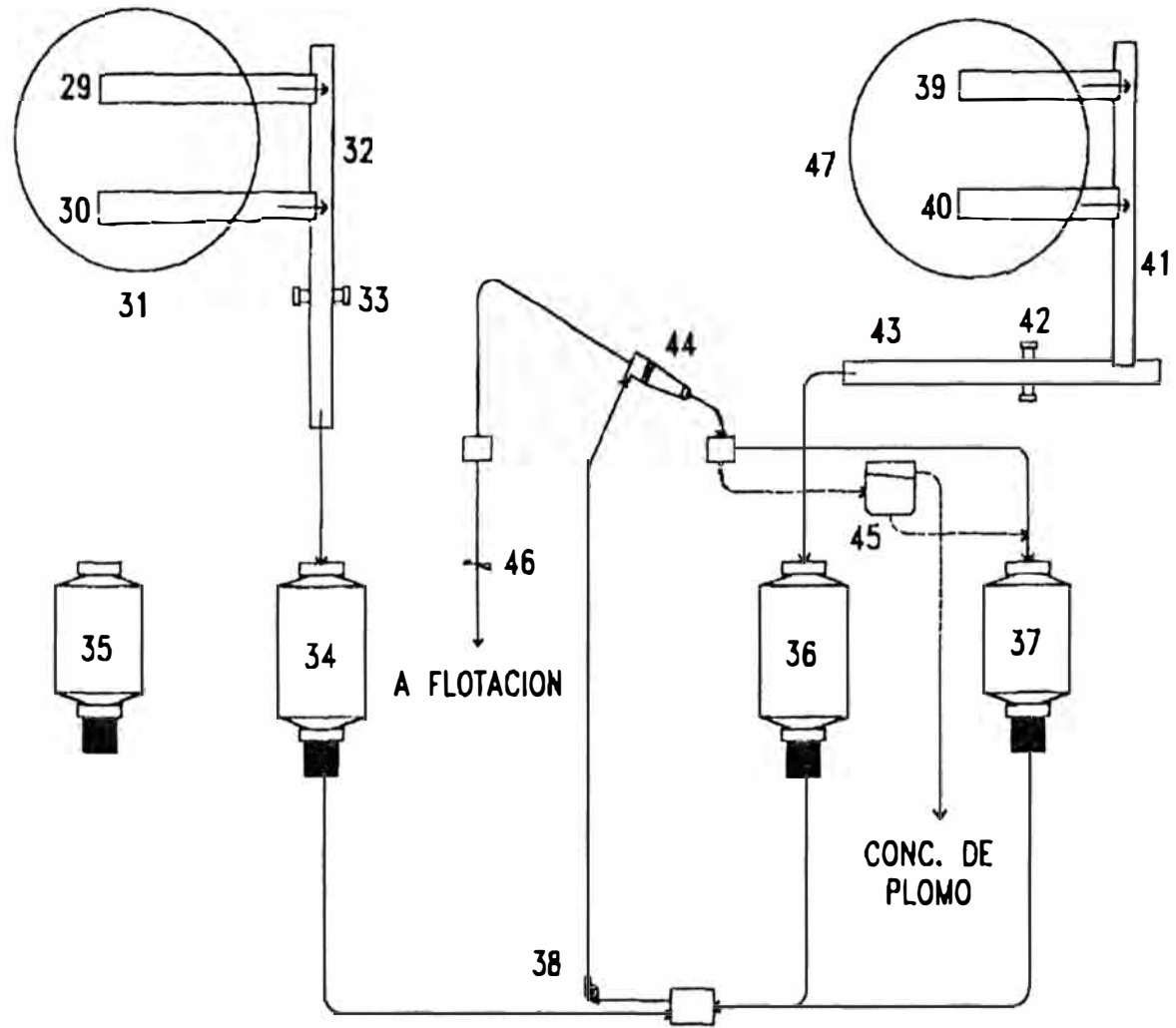


SECCION CHANCADO

Figura 1.1: Circuito de Chancado, año 1995

SECCION CHANCADO

No.	Cant.	Descripción
1	01	Tolva de gruesos, concreto, 150 ton de capacidad
2	02	Alimentadores de placas COMESA, 40 placas x 42" de ancho
3	01	Faja transportadora No. 2, 48" x 16.40 m
4	01	Grizzly de 1.05 m x 2.36 m
5	01	Chancadora de quijadas Pioneer, 35" x 46"
6	01	Faja transportadora No. 3, 36" x 47.70 m
7	01	Faja transportadora No. 4, 36" x 52.70 m
8	01	Detector de metales Corrigan Metcorr 117C
9	01	Zaranda vibratoria Ty Rock Duplex No. 1, 5' x 12'
10	01	Chancadora Symons Standard, 5 ½'
11	01	Faja transportadora No. 5, 24" x 21.70 m
12	01	Faja transportadora No. 6, 24" x 38.00 m
13	01	Faja transportadora No. 7, 24" x 16.00 m
14	01	Faja transportadora No. 8, 24" x 28.75 m
15	01	Zaranda vibratoria, 4' x 5 ½'
16	01	Zaranda vibratoria Ty Rock No. 2, 5' x 12'
17	01	Chancadora Symons 5 100, Short Head, B ó Madrigal
18	01	Chancadora Symons 5 100, Short Head, A ó Minsur
19	01	Faja transportadora No. 9, 30" x 37.70 m
20	01	Faja transportadora No. 11, 36" x 41.35 m
21	01	Faja transportadora No. 11-A, 30" x 6.46 m
22	01	Faja transportadora No. 11-B, 36" x 57.60 m
23	01	Tolva de finos, metálica, 1 500 ton. de capacidad
24	01	Tolva de finos, metálica, 1 000 ton. de capacidad
25	02	Fajas transportadoras No. 17, 36" x 16.60 m y No. 18, 36" x 16.80 m
26	02	Fajas transportadoras No. 12, 36" x 19.40 m y No. 13, 36" x 19.80 m
27	01	Extractor de polvo Rotoclone
28	02	Magnetos



CIRCUITO DE MOLIENDA - CLASIFICACION

Figura 1.2: Circuito de Molienda Clasificación, año 1995

SECCION MOLIENDA - CLASIFICACION

No.	Cant.	Descripción
29	01	Faja transportadora No. 12, 36" x 19.40 m
30	01	Faja transportadora No. 13, 36" x 19.80 m
31	01	Tolva de finos, metálica, 1 500 ton. de capacidad
32	01	Faja transportadora No. 14, 30" x 21.12 m
33	01	Balanza electrónica OHMART
34	01	Molino de bolas COMESA, 8' x 10', A
35	01	Molino de bolas Allis Chalmers, 8' x 8', A
36	01	Molino de bolas COMESA, 8' x 10', B
37	01	Molino de bolas COMESA, 8' x 8', B
38	02	Bombas Denver SRL-C, 10" x 8", No. 1 y No. 2
39	01	Faja transportadora No. 17, 36" x 16.60 m
40	01	Faja transportadora No. 18, 36" x 16.80 m
41	01	Faja transportadora No. 19, 24" x 20.40 m
42	01	Balanza electrónica OHMART
43	01	Faja transportadora No. 20, 24" x 39.00 m
44	02	Hidrociclones Krebs, 20", 1-B y 2-B
45	01	Celda de flotación rápida Skim Air, Outokumpu SK-80
46	01	Muestreador de cabeza
47	01	Tolva de finos, metálica, 1 000 ton. de capacidad

SECCION FLOTACION BULK Y SEPARACION Pb - Cu

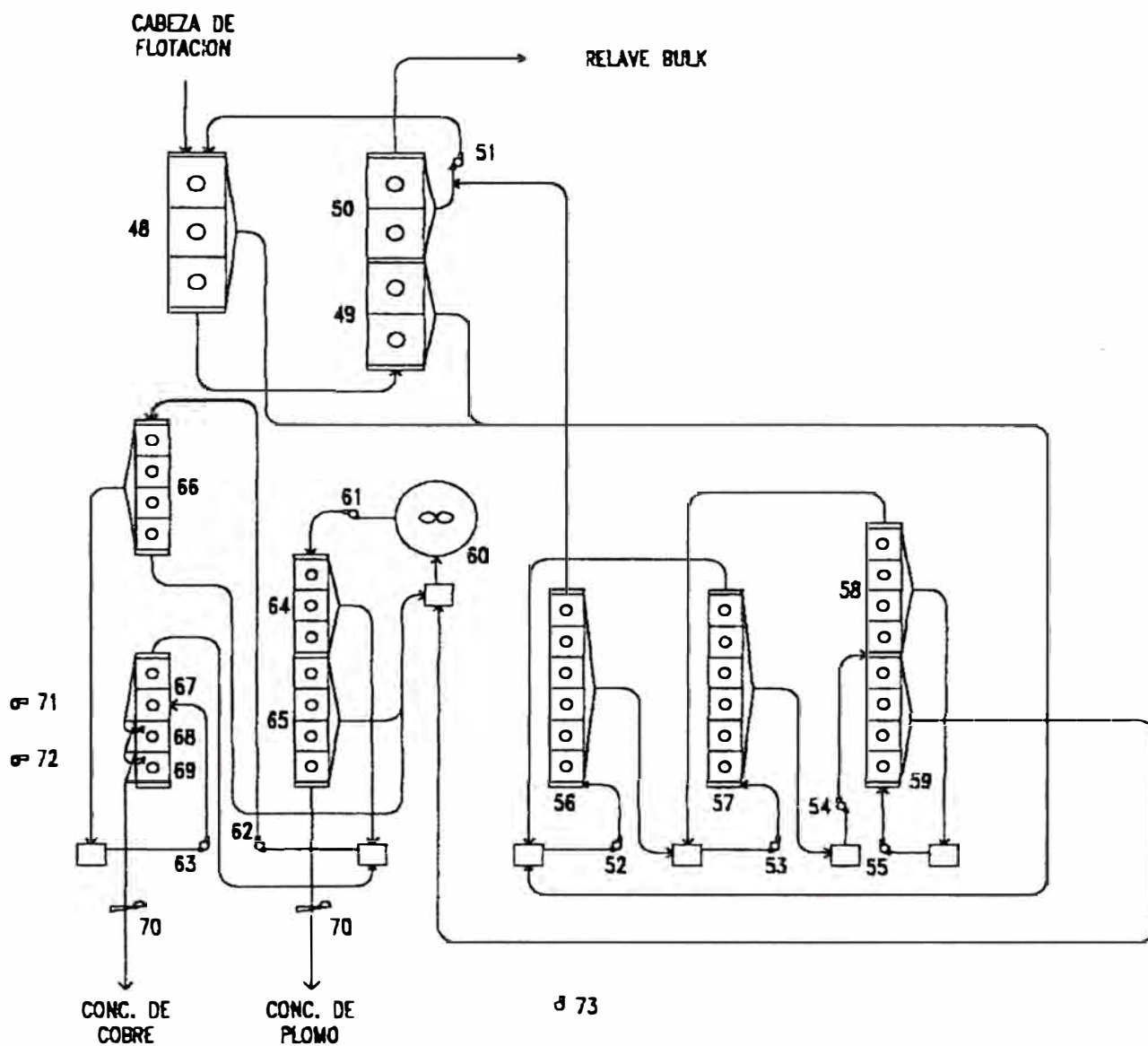


Figura 1.3: Circuito de Flotación Bulk, año 1995

SECCION FLOTACION BULK Y SEPARACION Pb/Cu

No.	Cant.	Descripción
48	03	Celdas Outokumpu, 300 pies ³ , rougher bulk No. 1
49	02	Celdas Outokumpu, 300 pies ³ , rougher bulk No. 2
50	02	Celdas Outokumpu, 300 pies ³ , scavenger bulk
51	02	Bombas Vacseal, 4" x 3", No. 1 y No. 2
52	02	Bombas verticales Galigher, 2 ½"
53	01	Bomba vertical Galigher, 2 ½"
54	01	Bomba vertical Galigher, 2 ½"
55	01	Bomba vertical Galigher, 2 ½"
56	06	Celdas Agitair No. 36, 1ra. limpieza bulk
57	06	Celdas Agitair No. 36, 2da. limpieza bulk
58	04	Celdas Agitair No. 36, 3ra. limpieza bulk
59	04	Celdas Agitair No. 36, 4ta. limpieza bulk
60	01	Acondicionador de separación Pb/Cu, 8' x 8'
61	02	Bombas Vacseal, 4" x 3", No. 1 y No. 2
62	01	Bomba Vacseal, 4" x 3"
63	01	Bomba vertical Galigher, 2 ½"
64	03	Celdas Agitair No. 36, rougher de separación Bicromato
65	04	Celdas Agitair No. 36, scavenger de separación Bicromato
66	04	Celdas Agitair No. 36, 1ra. limpieza de cobre
67	02	Celdas Denver 18 SP, 2da. limpieza de cobre
68	01	Celdas Denver 18 SP, 3ra. limpieza de cobre
69	01	Celdas Denver 18 SP, 4ta. limpieza de cobre
70	02	Muestreadores automáticos
71	02	Sopladores centrífugos, No. 1 y No. 2
72	02	Blowers Sutorbilt, No. 3 y No. 4
73	01	Bomba vertical Galigher, 2 ½", de recuperación de Pb/Cu

SECCION DE FLOTACION DE ZINC

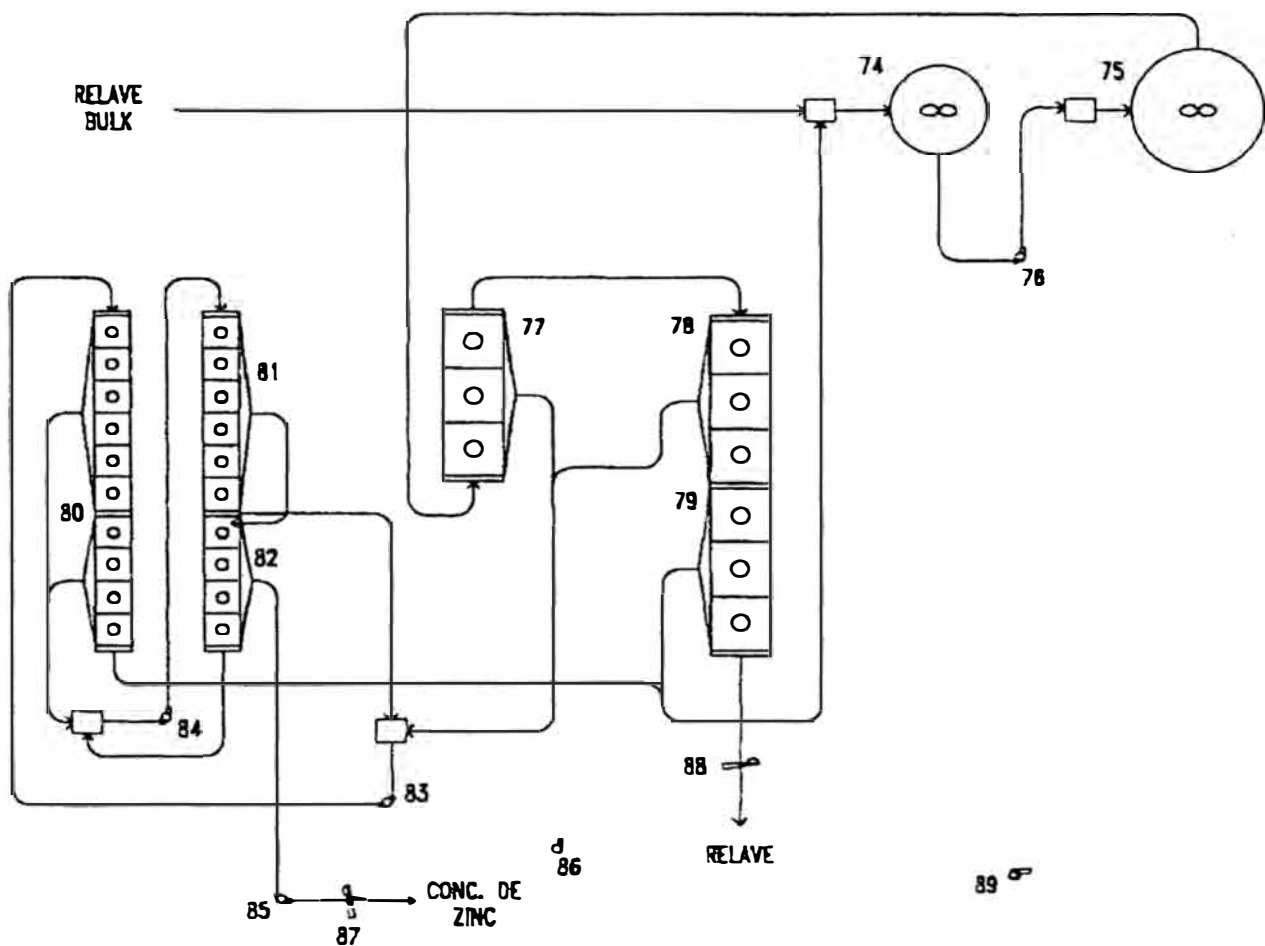


Figura 1.4: Circuito de Flotación de Zinc, año 1995

SECCION DE FLOTACION ZINC

No.	Cant.	Descripción
74	01	Acondicionador de zinc, 8' x 8'
75	01	Acondicionador de zinc, 11' x 11'
76	02	Bombas Denver 10" x 8" No. 3 y 12" x 10" No. 1
77	03	Celdas Outokumpu, 300 pies ³ , rougher de zinc No. 1
78	03	Celdas Outokumpu, 300 pies ³ , rougher de zinc No. 2
79	03	Celdas Outokumpu, 300 pies ³ , scavenger de zinc
80	10	Celdas Agitair No. 48, 1ra. limpieza de zinc
81	06	Celdas Agitair No. 48, 2da. limpieza de zinc
82	04	Celdas Agitair No. 48, 3ra. limpieza de zinc
83	02	Bombas Denver 5" x 4" No. 1 y 5" x 5" No. 2
84	01	Bomba Denver 5" x 5"
85	01	Bomba Denver 3" x 3"
86	01	Bomba Denver 5" x 5", de recuperación de zinc
87	01	Muestreador automático
88	01	Muestreador automático
89	02	Soplador Spencer y blower Sutorbiit

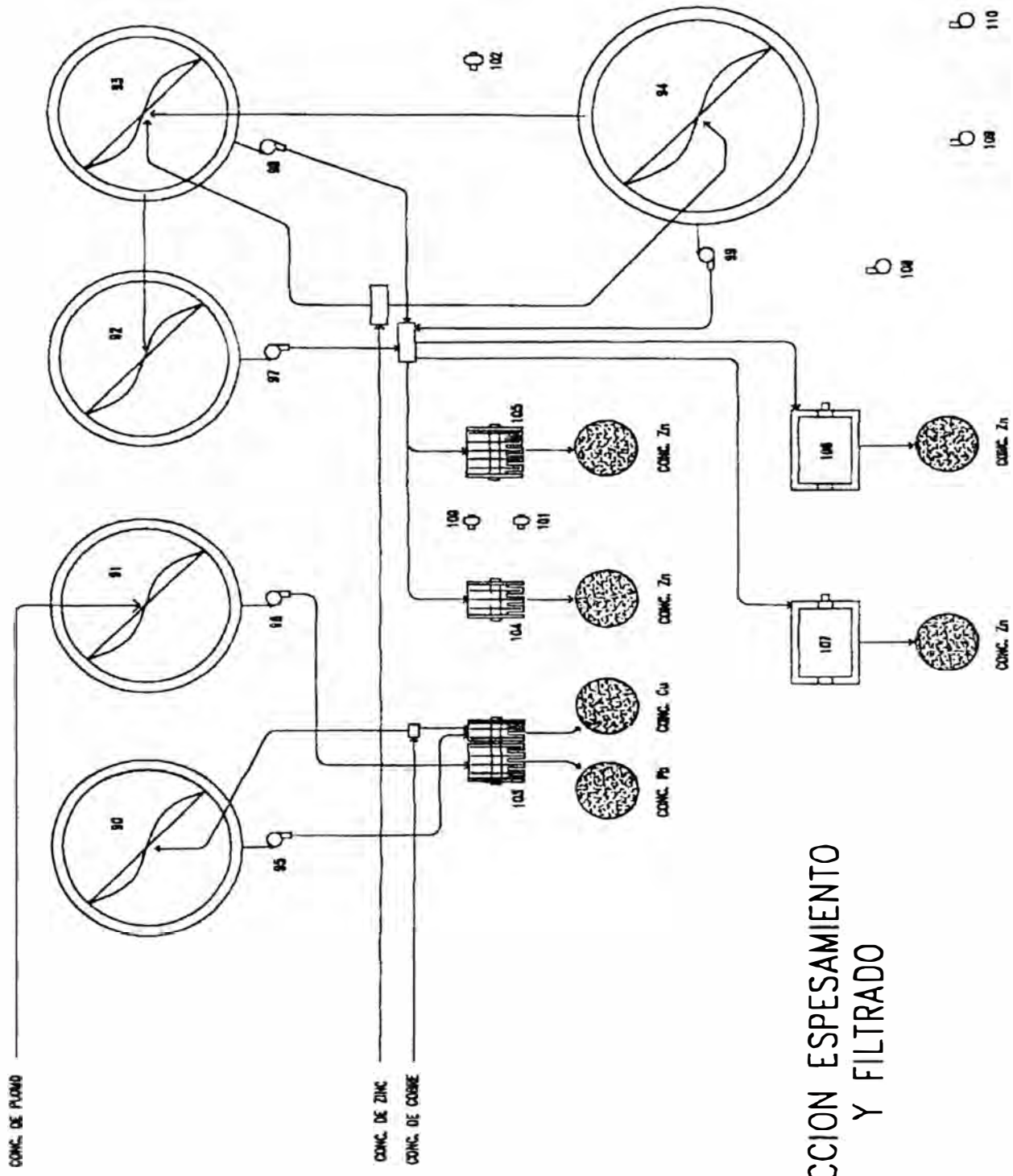


Figura 1.5: Circuito de Espesamiento y Filtrado, año 1995

SECCION ESPESAMIENTO Y FILTRADO

No.	Cant.	Descripción
90	01	Espesador Denver de cobre, 24' x 10'
91	01	Espesador Denver de plomo, 24' x 10'
92	01	Espesador Dorco de zinc, No. 1, 24' x 10'
93	01	Espesador Dorco de zinc, No. 2, 24' x 10'
94	01	Espesador Denver de zinc, No. 3, 24' x 10'
95	01	Bomba Denver, 1 ½" x 1 ¼"
96	01	Bomba Denver, 1 ½" x 1 ¼"
97	01	Bomba Denver, 1 ½" x 1 ¼"
98	01	Bomba Denver, 1 ½" x 1 ¼"
99	02	Bomba Denver 3" x 3" y bomba Vacseal 4" x 3"
100	01	Bomba de vacío COMESA
101	02	Bomba de vacío Nash, CL-1003
102	01	Bomba de vacío COMESA - Hytor
103	01	Filtro de discos Denver de 6' Ø, No. 1, 04 discos de Pb y 02 discos de Cu
104	01	Filtro de discos Denver de 6' Ø, No. 2, 03 discos de Zn
105	01	Filtro de discos Denver de 6' Ø, No. 3, 05 discos de Zn
106	01	Filtro de tambor EIMCO, No. 2, 8' x 10'
107	01	Filtro de tambor EIMCO, No. 1, 8' x 10'
108	01	Bomba vertical Galigher, 2 ½", de recuperación de zinc
109	01	Bomba Denver 2 ½" x 2", de recuperación de plomo
110	01	Bomba Denver 2 ½" x 1 ¼", de recuperación de cobre

CAPITULO 2

MODELO SIMPLIFICADO DE MOLIENDA

2.1 Introducción

En la práctica, dada la variabilidad que se observa a escala industrial, tanto en las propiedades intrínsecas de los minerales como en las condiciones experimentales y resultados metalúrgicos de la operación, resulta difícil evaluar la información experimental disponible, a objeto de controlar y lograr un mejor aprovechamiento de las instalaciones existentes. La situación se torna aún más crítica si se considera que generalmente no se dispone de toda la información requerida, para una estimación confiable de cada uno de los parámetros involucrados en los distintos modelos descriptivos del proceso en cuestión.

Tales razones han conducido al desarrollo de ecuaciones más simples, que requieren de menor cantidad de información experimental para su aplicación y que, para el caso específico de la molienda efectuada en molinos de bolas, han demostrado ser lo suficientemente precisas, proporcionando un grado aceptable de detalle para la mayoría de las aplicaciones industriales. Ello ha facilitado enormemente la estimación de parámetros claves del modelo, prescindiendo de otros, que en la práctica resultan difíciles de evaluar.

2.2 Derivación del Modelo Simplificado de Molienda

Como sabemos, la ecuación diferencial, del modelo cinético lineal de molienda discontinua se expresa según:

$$\frac{dw_k(t)}{dt} = -S_k w_k(t) + \sum_{j=1}^{k-1} b_{kj} S_j w_j(t) \quad k = 1, n \quad (3.1)$$

Sumando las primeras ecuaciones "i" ecuaciones diferenciales lineales, se obtiene:

$$\frac{d}{dt} \left(\sum_{k=1}^{i-1} w_k(t) \right) = - \sum_{k=1}^{i-1} S_k w_k(t) + \sum_{k=1}^{i-1} \sum_{j=1}^{k-1} b_{kj} S_j w_j(t) \quad (3.2)$$

Por definición:

$$R_i(t) = \sum_{k=1}^{i-1} w_k(t) \quad (3.3)$$

Donde $R_i(t)$ es la fracción en peso de mineral acumulado sobre el i-ésimo intervalo de tamaño. Aplicando la definición anterior a la ec., 3.2, se obtiene:

$$\frac{d}{dt} R_i(t) = - \sum_{k=1}^{i-1} S_k w_k(t) + \sum_{k=1}^{i-1} \sum_{j=1}^{k-1} b_{kj} S_j w_j(t) \quad (3.4)$$

Permutando el orden de las sumatorias en la doble sumatoria y considerando que $b_{kj} = 0$, para $k = 1, \dots, j-1$, se obtiene:

$$\sum_{k=1}^{i-1} \sum_{j=1}^{i-1} b_{kj} S_j w_j(t) = \sum_{j=1}^{i-1} \sum_{k=1}^{i-1} b_{kj} S_j w_j(t) \quad (3.5)$$

Reemplazando 3.5 en 3.4

$$\frac{d}{dt} R_i(t) = - \sum_{k=1}^{i-1} S_k w_k(t) + \sum_{j=1}^{i-1} \left(\sum_{k=j}^{i-1} b_{kj} \right) S_j w_j(t) \quad (3.6)$$

Donde, en la doble sumatoria de la ecuación anterior, sólo b_{kj} depende de k . De acuerdo a la definición de B_{ij} :

$$\sum_{k=j}^{i-1} b_{kj} = 1 - \sum_{k=i}^n b_{kj} = 1 - B_j \quad (3.7)$$

Reemplazando 3.7 en 3.6

$$\begin{aligned} \frac{d}{dt} R_i(t) &= - \sum_{k=1}^{i-1} S_k w_k(t) + \sum_{j=1}^{i-1} (1 - B_j) S_j w_j(t) \\ \frac{d}{dt} R_i(t) &= - \sum_{k=1}^{i-1} S_k w_k(t) + \sum_{j=1}^{i-1} S_j w_j(t) - \sum_{j=1}^{i-1} B_j S_j w_j(t) \end{aligned}$$

En consecuencia:

$$\frac{dR_i(t)}{dt} = - \sum_{j=1}^{i-1} B_j S_j w_j(t) \quad ; \quad i = \overline{1, n} \quad (3.8)$$

La ec. 3.8 constituye el Modelo Cinético Lineal de Molienda Discontinua escrita en forma acumulada.

Experimental se ha demostrado que para un gran número de aplicaciones se cumple la relación:

$$\frac{dR_i(t)}{dt} = - G_i R_i(t) \quad ; \quad i = \overline{1, n}, \quad t \rightarrow 0 \quad (3.9)$$

En que los valores de G_i corresponden a las pendientes de las rectas que resultan al graficar los valores de $\ln R_i(t)$ versus t , para cada fracción de tamaño ($i=1, \dots, n$) empleando tiempos cortos de molienda discontinua.

Reemplazando la ec. 3.6 en 3.9 y comparándola con la ec. 3.8, se obtiene la siguiente relación de equivalencia:

$$G_i \sum_{j=1}^{i-1} w_j(t) = \sum_{j=i}^{i-1} B_j S_j w_j(t) \quad (3.10)$$

Introduciendo G_i en la primera sumatoria y separando términos en la segunda:

$$\sum_{j=i}^{i-1} G_j w_j(t) = \sum_{j=i}^{i-1} (B_j S_j) w_j(t) \quad (3.11)$$

Cuya solución trivial (condición suficiente, aunque no siempre necesaria), es la siguiente:

$$G_i = B_{ij} S_j \quad (3.12)$$

Para todo $i \geq j$

Evaluando la ec. 3.12 para el caso particular $i=j$, se obtiene:

$$G_i = B_{ii} S_i \quad (3.13)$$

Pero como por definición $B_{ii} = 1$, se obtiene:

$$G_j = S_i \quad (3.14)$$

Mientras para que $i > j$ se obtiene:

$$B_{ij} = \frac{G_i}{S_j} = \frac{S_i}{S_j} \quad (3.15)$$

Finalmente se deduce que:

$$B_{ij} S_j = S_i \quad ; \quad j = \overline{1, i} \quad ; \quad i = \overline{j+1, n} \quad (3.16)$$

Ecuación conocida como Condición de Compensación. Al reemplazar 3.16 en la ec. 3.8, se obtiene:

$$\frac{dR_i(t)}{dt} = - \sum_{j=1}^{i-1} S_j w_j(t) = - S_i \sum_{j=1}^{i-1} w_j(t) = -S_i R_i(t) \quad (3.17)$$

Cuya solución, después de integrar la ecuación entre $t=0$ y $t=t$, es:

$$R_i(t) = R_i(0) \exp(-S_i t) \quad (3.18)$$

Esta expresión corresponde al modelo discontinuo simplificado.

2.3 Función Velocidad Específica de Fractura

Para poder aplicar las ecuaciones derivadas anteriormente al dimensionamiento y optimización de circuitos industriales de conminución, primero se debe conocer el efecto de las distintas variables de operación y diseño del equipo sobre los parámetros cinéticos del modelo, las funciones S_j y b_{ij} . Una de las formas más usuales de lograr salvar este problema es relacionando la función velocidad de fractura, S_j con unidades de tiempo⁻¹, con la potencia suministrada al molino, según la siguiente ecuación:

$$S_i = S_i^E \left(\frac{P}{H} \right) \quad (3.19)$$

Donde el conjunto de constantes de proporcionalidad S_{ij}^E , que tiene unidades de ton/KWh, para $i=1, \dots, n$ es denominada comúnmente Función Velocidad Específica de Fractura y tiene como característica principal que es independiente de las dimensiones del molino y demás variables dentro de rangos normales de operación, exceptuando el tamaño de partículas, diámetro máximo de bola y distribución de la carga de bolas.

La ec. 3.19 es de particular importancia, ya que por un lado agrupa en una simple correlación a la mayoría de las variables de interés práctico, y por otro, reafirma el concepto generalizado de que el consumo de energía específica es el parámetro controlante de la molienda, por lo que se debería utilizar para el escalamiento de resultados. En la ec. 3.19, la expresión "P / H" representa el consumo de potencia específica en el molino, siendo "P" la potencia esesa en KW y "H" el hold-up de sólidos, expresado en toneladas.

Otra conclusión interesante derivada de trabajos relacionados a este tema, es que la Función Distribución de Fractura b_{ij} , es invariante frente a cambios en las dimensiones y variables operacionales del molino.

Considerando ahora que el consumo específico de energía en la molienda discontinua está dado por:

$$E = \frac{P}{H} t \quad (3.20)$$

Reemplazando 3.20 en 3.19, se obtiene:

$$S_i = S_i^E \left(\frac{P}{H} \right) = S_i^E \left(\frac{E}{t} \right) \quad (3.21)$$

De donde:

$$S_i t = S_i^E E \quad (3.22)$$

Que constituye la relación clave, para expresar el modelo cinético de molienda discontinua en su forma normalizada.

$$\frac{d}{dE} w_i(E) = S_i^E w_i(E) + \sum_{j=1}^{i-1} b_j S_j^E w_j(E) \quad ; \quad i=1, n \quad (3.23)$$

Esta última ecuación se obtiene reemplazando la ec. 3.22 en la ecuación diferencial del modelo cinético lineal de molienda discontinua y constituye una detallada relación de energía vs. tamaño. A través de esta expresión, se puede fácilmente visualizar que para un material dado, con distribución granulométrica inicial $f_i(0)$, una condición necesaria para alcanzar idénticas distribuciones granulométricas del producto de molienda en diferentes molinos discontinuos es el idéntico suministro de energía específica a cada molino, E , independiente de las dimensiones del molino y demás condiciones de operación, dentro de los rangos normales de operación.

2.4 La Ley de Bond, Un Caso Particular del Modelo Simplificado

A partir del Modelo Matemático Simplificado de Molienda Discontinua se puede demostrar que la ecuación de Charles Walker constituye un caso particular de éste, y por tanto, también lo es la Ley de Bond.

Escribiendo la ecuación 3.18 en función de la energía y la función velocidad específica de fractura, se obtiene:

$$R_i(E) = R_i(0) \exp(-S_i^E E) \quad (3.24)$$

Donde la función velocidad específica de fractura, S_i^E , $i = 1, \dots, n$, depende solamente del tamaño de partícula, x_i en μm , y de la resistencia del material a la fractura de independiente del tamaño del molino y de las condiciones de operación utilizadas en la molienda. Consideramos además que esta función puede representarse a través de una distribución tipo Schumman, con módulo de distribución α , como sigue:

$$S_i^E = k d_i^\alpha \quad ; \quad i=1, \dots, n \quad (3.25)$$

Donde k es una simple constante de proporcionalidad, que depende de la dureza del mineral, mientras que el parámetro α depende de la forma como se fracturan las partículas.

Reemplazando 3.25 en 3.24, se obtiene:

$$R_i(E) = R_i(0) \exp(-k d_i^\alpha E); \quad i=1, \dots, n \quad (3.26)$$

Para determinar el registro energético asociado a cada partícula, Primer Principio de la Tercera Teoría de la Conminución de Bond, se debe calcular en primer lugar el consumo de energía específica requerida para moler un material desde un tamaño teóricamente infinito hasta el tamaño 80% pasante de la alimentación a un test estándar de moliendabilidad; esto es, determinar \bar{E}_F para $R_i(0) = 1.00$ y $R_i(\bar{E}_F) = 0.20$ (20% retenido = 80% pasante). En la ec. 3.26 se obtiene:

$$0.20 = 1.00 \exp(-k F_{80}^\alpha \bar{E}_F) \quad (3.27)$$

De donde:

$$\bar{E}_F = - \frac{\ln 0.2}{k F_{80}^\alpha} \quad (3.28)$$

De igual forma, al calcular el consumo de energía específica requerida para moler el mismo material desde un tamaño infinito hasta el tamaño 80% pasante del producto final de un test estándar de molienda, P_{80} en μm , y designemos por E_p dicho valor, en la ec. 3.26, se obtiene:

$$0.20 = \exp(-k P_{80}^\alpha E_p) \quad (3.29)$$

De donde:

$$E_p = - \frac{\ln 0.2}{k P_{80}^\alpha} \quad (3.30)$$

Designando por $W = \Delta E = E_p - E_f$ el consumo de energía específica requerida para llevar el material desde el tamaño F_{80} hasta el tamaño P_{80} . Obtenemos:

$$W = \frac{\ln 5}{k 100^\alpha} \left[\left(\frac{100}{P_{80}} \right)^\alpha - \left(\frac{100}{F_{80}} \right)^\alpha \right] \quad (3.31)$$

Denominando:

$$W_i = \frac{\ln 5}{k 100^\alpha} \quad (3.32)$$

Reemplazando en la ec. 3.31:

$$W = W_i \left[\left(\frac{100}{P_{80}} \right)^\alpha - \left(\frac{100}{F_{80}} \right)^\alpha \right] \quad (3.33)$$

El cual constituye el postulado de Charles Walker. La ecuación de Bond se obtiene suponiendo que α es igual a 0.5, esto es:

$$W = W_i \left[\left(\frac{10}{P_{80}} \right) - \left(\frac{10}{F_{80}} \right) \right] \quad (3.34)$$

El W_i quedaría dado por:

$$W_i = \frac{0.16094}{k} \quad (3.35)$$

2.5 Modelo Cinético General para un Proceso Continuo

La ecuación 3.1, además de su utilidad para representar un proceso discontinuo de conminución, juega un rol preponderante en la descripción del proceso de conminución continua.

En este caso, el proceso continuo de molienda puede ser descrito mediante el modelo de molienda discontinua utilizando la función distribución de tiempos de residencia para representar en forma estadística el tiempo de molienda de cada partícula de material. El modelo se basa en las siguientes suposiciones:

- El régimen es permanente
- La cinética de molienda puede ser descrita mediante ecuaciones lineales
- La función de distribución de tiempo de residencia, $E(t)$, es única para todos los tamaños de partículas.

Designando por f_i y p_i las fracciones de partículas de tamaño i alimentadas y producidas por el molino respectivamente, y $w_i(t)$ la fracción de partículas de tamaño i producidas en el mismo molino para el tiempo t en molienda discontinua. Cuando la cinética de

molienda puede ser descrita por ecuaciones lineales, la molienda continua se comporta en forma similar a la molienda discontinua tal que cada fracción de partículas con tiempo de residencia $t-\theta$ en el molino continuo, adquiere la misma granulometría que tendría si hubiese sido molida por un tiempo $t-\theta$ en forma discontinua.

Siguiendo este razonamiento, Gardner y Verghese en 1975, usaron el modelo de Reid para desarrollar un modelo de molienda continua. Substituyendo la solución de Reid en la ecuación:

$$p_i = \int_0^{\infty} w_i(t) E(t) dt \quad (5.1)$$

Donde $E(t) dt$ representa la fracción de partículas que, habiendo entrado al sistema de conminución en el instante $t=0$, abandonará el mismo en el intervalo de tiempo t y $t+dt$. Así, se obtiene:

$$p_i = \int_0^{\infty} \left[\sum_{j=1}^i a_{ij} e^{-S_j t} \right] E(t) dt \quad (5.2)$$

De donde,

$$p_i = \sum_{j=1}^i a_{ij} e_j \quad ; \quad n \geq i \geq j \geq 1 \quad (5.3)$$

con:

$$a_{ij} = \begin{cases} 0 & i < j \\ f_i - \sum_{k=1}^{i-1} a_{ik} & i = j \\ S_i - S_j - \sum_{k=j}^{i-1} a_{ik} & i > j \end{cases}$$

y

$$e_j = \int_0^{\infty} e^{-S_j t} E(t) dt \quad (5.4)$$

En la solución de Luckie y Austin se obtiene:

$$p_i = \sum_{j=1}^i d_{ij} f_j \quad n \geq i \geq j \geq 1 \quad (5.5)$$

$$d_{ij} = \begin{cases} 0 & i < j \\ e_j & i = j \\ \sum_{k=j}^{i-1} c_{i,k} c_{j,k} (e_k - e_i) & i > j \end{cases}$$

$$c_{ij} = \begin{cases} - \sum_{k=1}^{j-1} c_{i,k} c_{j,k} & i < j \\ 1 & i = j \\ \frac{1}{S_i - S_j} \sum_{k=j}^{i-1} S_k b_{i,k} c_{kj} & i > j \end{cases}$$

Con e_j dado por la ec. 5.4. Así se desprende que esta expresión es la transformada de Laplace de la función DTR con respecto a la variable S_j . De esta forma, para diversos tipos de funciones DTR se puede calcular su respectivo e_j .

2.6 Modelo Simplificado de Molienda Continua

En forma análoga, a partir del modelo simplificado de molienda discontinua desarrollado anteriormente, se puede derivar el Modelo Continuo Simplificado a partir de:

$$R_i^P = \int_0^{\infty} R_i^B(t) E(t) dt \quad (5.6)$$

Donde R_i^P representan la fracción acumulada retenida en el Producto de molienda obtenido después de una molienda continua y R_i^B representan la fracción acumulada retenida de la alimentación al molino después de una molienda continua. Reemplazando esta expresión en la ec. 3.18, y considerando la distribución de tiempos de resistencia, $E(t)$, para N mezcladores iguales perfectamente mezclados, se obtiene:

$$R_i^P = \int_0^{\infty} R_i^B e^{-S_i t} \left(\frac{N^N (t/\tau)^{N-1}}{\tau (N-1)!} \right) e^{-N t/\tau} dt \quad (5.7)$$

O bien:

$$R_i^P = \left[\frac{R_i^B N^N}{\tau^N (N-1)!} \right] \int_0^{\infty} t^{N-1} \exp \left[- \left(S_i + \frac{N}{\tau} t \right) \right] dt \quad (5.8)$$

Cuya solución es:

$$R_i^P = R_i^B \left[1 + \left(\frac{\tau}{N} \right) S_i \right]^{-N} \quad (5.9)$$

Esta ecuación corresponde al modelo continuo simplificado. Una forma equivalente de esta ecuación se obtiene reemplazando S_i , τ por S_i^E , E .

$$R_i^P = R_i^B \left[1 + \left(\frac{E}{N} \right) S_i^E \right]^{-N} \quad (5.10)$$

El valor de N , número de reactores perfectamente mezclados en serie, se puede aproximar por la razón Largo / Diámetro del molino, cuando esta varía entre 1 y 2.

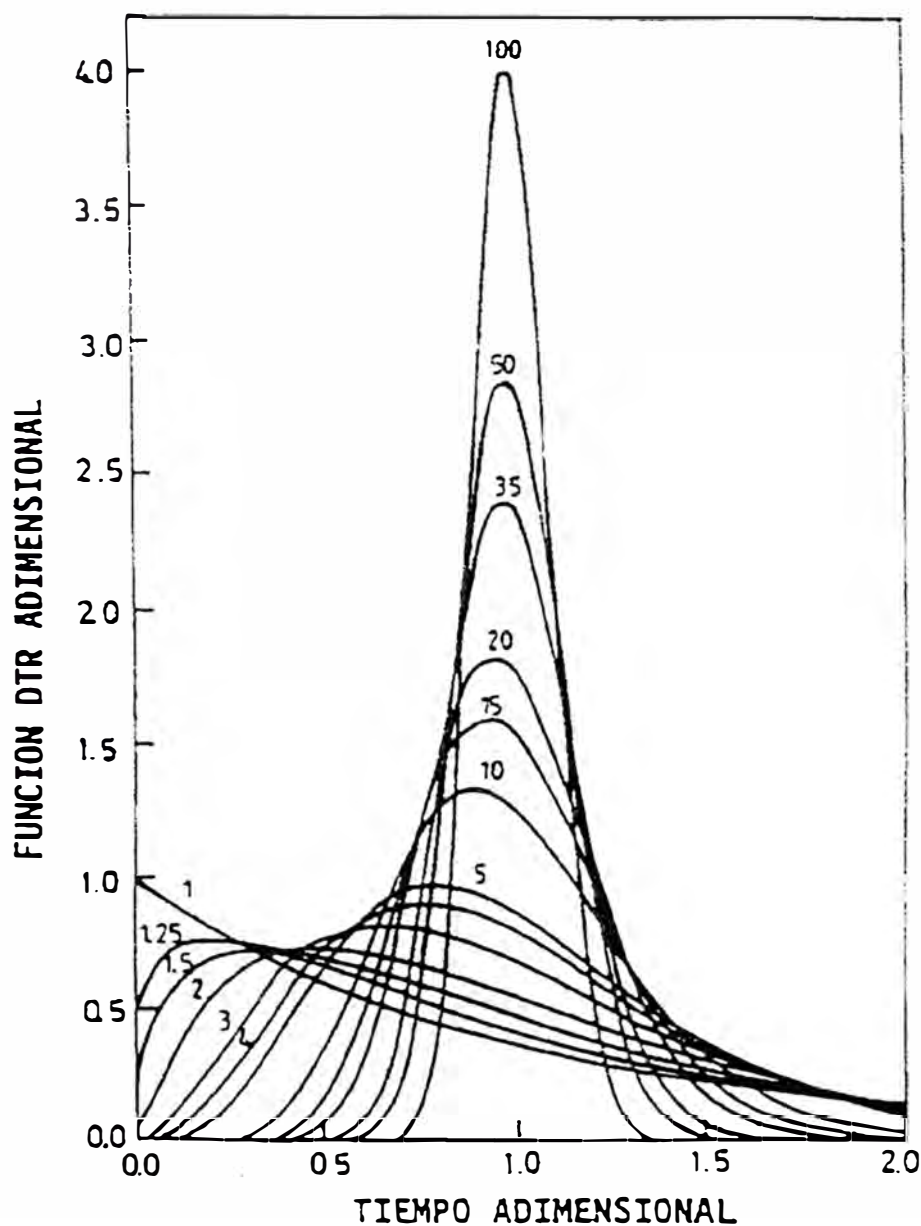


Figura 2.1: Distribuciones teóricas de tiempos de residencia adimensionales para el modelo de N reactores en serie perfectamente mezclados.

CAPITULO 3

MODELOS EMPÍRICOS PARA HIDROCICLONES

3.1 Introducción

La simulación es reconocida hoy día como la mejor herramienta para la operación, control y optimización de los circuitos de molienda. La simulación de un circuito de molienda requiere de modelos para los molinos y para los hidrociclones. Los modelos de molinos que se utilizan están basados en la teoría fenomenológica de molienda como un proceso cinético de primer orden y en la teoría de distribución de tiempos de residencia.

Estas teorías han sido capaces de producir un modelo robusto que representan los molinos industriales con precisión necesaria. Con los hidrociclones ha sucedido algo distinto. Hasta el momento se utiliza modelos empíricos, tales como el de Lynch & Rao o el de Plitt, los que son de aplicación aceptable. La principal desventaja de estos modelos es el rango de aplicabilidad y la escasa información que los acompaña.

3.2 Modelación Empírica

Una manera de poder conocer como se comporta una operación unitaria bajo distintas condiciones ya sea de diseño, de operación o para distintos tipos de materiales procesados, sin alterar su funcionamiento en un circuito de producción, es necesario desarrollar modelos empíricos o fenomenológicos que permitan el estudio de su comportamiento, a través de la simulación.

Para la modelación empírica de un hidrociclón, en este caso, se requiere que los datos obtenidos experimentalmente sean previamente balanceados para que no existan inconsistencias en los valores medidos. La modelación consiste en una serie de ecuaciones que representan como se comportaría el hidrociclón bajo ciertas condiciones de operación, transformando datos de alimentación conocidos u obtenidos, en datos de producto que pueden ser finales o que pueden ser usados como datos de entrada para otra unidad operacional.

Cuando los modelos utilizados fueron obtenidos a partir de una base de datos experimental, recolectada de la misma disposición de las operaciones unitarias que se desea simular tiene un alto grado de confianza en su estimación, siempre que se los utilice dentro del rango de variables que forman la base de datos que les dio origen.

3.3 Requerimientos de Modelación

Los modelos deben ser capaces de predecir el comportamiento del clasificador frente a cambios en la granulometría, flujo y densidad de la pulpa alimentada, esto es, deben proporcionar información relativa a la granulometría, flujo y densidad en la descarga y el rebalse.

Los hidrociclones son equipos que operan con un alto flujo de material y que poseen un pequeño volumen interno. Por esta razón, sus características dinámicas son fundamentalmente diferentes de las otras unidades del proceso de molienda. A modo de comparación se puede decir que el tiempo de residencia del material en un hidrociclón es del orden de unos pocos segundos en tanto que en un molino éste es del orden de varios minutos. Por esta razón es que el hidrociclón es una unidad que puede ser moldeada

simplemente por una característica estática como lo confirman varios estudios que involucra la simulación estática de circuitos cerrados de molienda clasificación.

Un modelo estático para la clasificación en un hidrociclón debe permitir el cálculo de la granulometría, densidad y flujo total en la descarga y en el rebalse, a partir de la misma información en la alimentación. Por consiguiente, el número de variables dependientes del modelo está dado por:

$N + 1$	(variables en descarga)
$N + 1$	(variables en rebalse)
$2N + 2$	(variables dependientes)

Los balances de materia para los distintos rangos de tamaño de sólido y de masa total aporta $N + 1$ ecuaciones al modelo del clasificador. En consecuencia para completar el modelo se requieren $N + 1$ ecuaciones adicionales. Estas ecuaciones son las que dan cuenta de la repartición de sólidos y del agua entre descarga y rebalse, y que en el estado actual del conocimiento en este campo no pueden obtenerse a partir de consideraciones fundamentales o fenomenológicas, debido al alto grado de complejidad que implica el escurrimiento de un sistema con alta concentración de sólidos. En vez de abordar este problema desde un punto de vista teórico, se ha optado por un enfoque empírico, basado en la correlación de gran cantidad de información experimental. Los modelos empíricos difundidos mas ampliamente corresponden a los trabajos de Lynch & Rao (1975) y de Plitt (1976).

3.4 Modelo de Lynch & Rao

El modelo de Lynch & Rao corresponde a un trabajo de regresión de datos obtenidos en diferentes plantas, considerando un amplio rango de tamaños de equipos, con diversas granulometrías y también para diferentes tipos de mineral. El resultado de esta investigación son cuatro ecuaciones con 10 parámetros ajustables.

Las ecuaciones son: una ecuación para la repartición de agua, una ecuación para la eficiencia de separación (curva de clasificación de sólidos), una ecuación para el tamaño de separación y una ecuación para la capacidad. Estas ecuaciones tienen validez en un rango no muy amplio de condiciones de operación y su utilización en rangos más grandes requiere de algunas modificaciones, como señalara mas adelante. Las ecuaciones del modelo Lynch y Rao se presentan a continuación:

Ecuación de capacidad volumétrica:

$$Q = A_0 \times P^{A_1} \times VF^{A_2} \times (100 - PSF)^{A_3}$$

Donde:

Q	:	flujo de pulpa, alimento al hidrociclón (m ³ /h)
P	:	presión de alimentación al hidrociclón (PSI)
VF	:	diámetro del vortex (pulgadas)
PSF	:	porcentaje de sólidos en peso de la pulpa de alimentación al hidrociclón
A_0	=	Constante típica del sistema mineral / hidrociclón
A_1	=	0.500
A_2	=	1.000
A_3	=	0.125

Ecuación de distribución de agua:

$$\text{WOF} = B_0 + B_1 \times \text{WF} + B_2 \times \text{SPIG}$$

Donde:

WOF	:	flujo de agua en el overflow del hidrociclón (ton/h)
WF	:	flujo de agua en la alimentación del hidrociclón (ton/h)
SPIG	:	diámetro del apex (pulgadas)
B ₀	=	Constantes típicas del sistema mineral / hidrociclón
B ₁	=	0.500
B ₂	=	1.000

Ecuación del d₅₀ corregido:

$$d_{50}(\text{corr}) = \exp (C_0 + C_1 \times \text{VF} + C_2 \times \text{SPIG} + C_3 \times P + C_4 \times \text{WOF})$$

Donde:

VF	:	diámetro del vortex (pulgadas)
SPIG	:	diámetro del apex (pulgadas)
P	:	presión de alimentación al hidrociclón (PSI)
WOF	:	flujo de agua en el overflow del hidrociclón (ton/h)
C ₀	=	Constantes típicas del sistema mineral / hidrociclón
C ₁	=	1 / 2.6
C ₂	=	-1 / 3.5
C ₃	=	1 / 10.7
C ₄	=	-1 / 52

Ecuación de eficiencia de clasificación:

$$Y_i(\text{corr}) = \frac{\exp(\alpha x_i) - 1}{\exp(\alpha x_i) + \exp(\alpha) - 2}$$

Donde:

x _i	:	d _i / d ₅₀ (corr)
α	:	constante empírica del mineral

El by-pass de agua:

$$\begin{aligned} B_p &= 1 - \text{WOF} / \text{WF} \\ B_p &= 1 - B_1 - B_0 / \text{WF} - B_2 \times (\text{SPIG} / \text{WF}) \end{aligned}$$

La ecuación de eficiencia real:

$$Y_i(\text{real}) = Y_i(\text{corr}) \times (1 - B_p) + B_p$$

Donde:

Y _i (real)	:	eficiencia de clasificación real
Y _i (corr)	:	eficiencia de clasificación corregida
B _p	:	by-pass de agua, fracción de agua del alimento que se reporta en el underflow

3.5 Modelo de Plitt

El modelo de Plitt reduce considerablemente la cantidad de parámetros ajustables, y en principio puede ser utilizado como un modelo predictivo. En cambio, requiere mayor cantidad de información acerca de las características geométricas del equipo, las cuales no siempre corresponden a las del diseño original del fabricante, debido a que los hidrociclones poseen revestimientos internos que sufren la acción abrasiva de la pulpa y en consecuencia sus dimensiones varían con el tiempo de operación.

Es importante señalar también el hecho de que en la construcción de este modelo el autor utilizó además de los datos experimentales empleados por Lynch & Rao otros obtenidos en distintos equipos. Este modelo puede ser aplicado en un rango bastante amplio de condiciones de operación lo que constituye una ventaja importante respecto del modelo presentado anteriormente. Las ecuaciones son las vigentes:

Curva de eficiencia corregida

$$Y_c = 1 - \exp(-0.69315 (d / d_{50C})^m)$$

Donde:

- m : parámetro que caracteriza la acción del clasificador
- d : tamaño de partícula (micrones)
- d_{50C} : valor de d_{50c} en micrones
- Y_c : eficiencia corregida para partículas de tamaño d.

Ecuación del d_{50c}

$$d_{50C} = \frac{A_0 D_c^{-4} D_i^{-4} D_o^{-4} \exp(A_4 S_v)}{D_u^{-4} h^{-4} Q^{-4} (\rho_s - \rho_l)^{-4}}$$

Donde:

- d_{50C} : valor de d_{50} corregido (micrones)
- D_c : diámetro interno del hidrociclón (pulgadas)
- D_i : diámetro interno de la abertura de alimentación del hidrociclón, (pulgadas)
- D_o : diámetro interno de la abertura de rebalse, o vortex del hidrociclón (pulgadas)
- S_v : % volumétrico de sólidos en la pulpa de alimentación al hidrociclón
- D_u : diámetro interno de la abertura de descarga o apex del hidrociclón (pulgadas)
- h : distancia entre la parte inferior del vortex y la parte superior del apex (pulgadas)
- Q : flujo volumétrico de pulpa alimentada al hidrociclón; (pie^3/min)
- ρ_s : densidad del sólido (gr/cm^3)
- ρ_l : densidad del líquido (gr/cm^3)

Si no se dispone de esta información para las constantes se recomienda utilizar los valores: $A_1=0.46$; $A_2=0.60$; $A_3=1.21$; $A_4=0.063$; $A_5=0.71$; $A_6=0.38$; $A_7=0.45$; $A_8=0.50$; $A_0=35$, este último valor se debe determinar para cada sistema mineral / hidrociclón.

Ecuación del parámetro m

$$m = \exp (K_0 + K_1 (1 - R_v) + K_2 \ln (D_c^2 h / Q))$$

Donde:

R_v	:	$Q_u / Q = (Q_u / Q_o) / (1 + Q_u / Q_o) = s / (1 + s)$
s	:	distribución de caudales volumétricos del rebalse y descarga del hidrociclón Q_u / Q_o
Q, Q_o, Q_u	:	flujos volumétricos de pulpa de alimentación, rebalse y descarga del hidrociclón (pie ³ /min)

Los valores propuestos para las constantes son $K_0 = -1$, $K_1 = 1.58$, $K_2 = 0.15$

Ecuación de distribución de caudales volumétricos rebalse y descarga

$$S = \frac{B_0 (D_u / D_o)^{B_1} h^{B_2} (D_u^2 + D_o^2)^{B_3} \exp(B_4 S_v)}{H^{B_5} D_c^{B_6}}$$

Donde:

H	:	presión estática de pulpa alimentada en pies $H = 2.312 P / \text{Densidad}$
P	:	presión de alimentación (PSI)
Densidad	:	densidad de la pulpa de alimentación (gr/cm ³)

Los valores propuestos para las constantes son: $B_1 = 3.31$, $B_2 = 0.54$, $B_3 = 0.36$, $B_4 = 0.0054$, $B_5 = 0.24$, $B_6 = 1.11$, $B_0 = 2.9$ (valor que depende del sistema mineral / hidrociclón)

$$B_p = \frac{S/(1-S) - (\sum_{i=1}^n f_i Y_{c_i})(S_v/100)}{1 - (\sum_{i=1}^n f_i Y_{c_i})(S_v/100)}$$

f_i	:	fracción granulométrica de la alimentación correspondiente al tamaño i
Y_{c_i}	:	valor de eficiencia corregida correspondiente al tamaño i

Ecuación de Presión vs Capacidad

$$P = \frac{C_0 Q^{C_1} \exp(C_2 S_v)}{D_c^{C_3} D_i^{C_4} h^{C_5} (D_u^2 + D_o^2)^{C_6}}$$

$$Q = E_0 P^{E_1} D_c^{E_2} D_i^{E_3} h^{E_4} (D_u^2 + D_o^2)^{E_5} \exp(-E_6 S_v)$$

Unidades:

P	:	PSI
Q	:	pie ³ /min
D_c, D_o, D_u, D_i, h	:	pulgadas

S_v por ciento, %

Los valores propuestos para las constantes son:

($C_0=4.7$), $C_1=1.78$, $C_2=0.0055$, $C_3=0.37$, $C_4=0.94$, $C_5=0.28$; $C_6=0.87$
($E_0=0.21$), $E_1=0.56$, $E_2=0.21$, $E_3=0.53$, $E_4=0.16$, $E_5=0.49$, $E_6=0.0031$

En general, todas las constantes deben determinarse para cada sistema mineral / hidrociclón, pero si no se dispone de tal información, se pueden utilizar las propuestas por Plitt, y ajustar solamente el valor de una constante en cada ecuación, indicada con el subíndice (0) con una información mínima del circuito.

CAPITULO 4

COLECCIÓN DE DATOS Y CALCULO DE PARÁMETROS DE LOS MODELOS

4.1 Generalidades

Un modelo matemático de un equipo en el procesamiento de minerales cumple la función de transformar la alimentación en producto, en términos de una representación analítica o estadística del proceso y la confiabilidad de los parámetros del modelo.

Los modelos de molinos de bolas e hidrociclones expuestos anteriormente son típicos ejemplos. Antes que estos modelos puedan ser usados para simular, los parámetros de los modelos necesariamente deben ser definidos.

En la mayoría de los casos los parámetros se obtienen desde serie de datos experimentales tomados del equipo a simular. Frecuentemente un conjunto de datos colectados del equipo sirven para definir todos los parámetros del modelo, pero en algunos casos, algunos parámetros pueden quedar no definidos, así existe un determinado número de grados de libertad para definir estos parámetros. La situación opuesta usualmente surge cuando más de un conjunto de datos está disponible para definir los parámetros del modelo. La redundancia de datos normalmente contiene inconsistencias y estas usualmente se resuelven con el uso del criterio del mínimo error al cuadrado para la estimación de los parámetros.

La necesidad de derivar los parámetros de los modelos desde datos experimentales se origina parcialmente a causa de que los modelos usados para la simulación son incompletos. No todas las variables disponibles están incluidas en la descripción analítica de la mayor parte de los modelos, esto puede ocurrir por que la variable es difícil de medir o tiene un efecto para el cual una representación analítica no tiene provecho. Un típico ejemplo de esto es la omisión de la velocidad de rotación del molino en el modelo básico de un molino de bolas. Para propósitos prácticos el modelo incompleto puede ser utilizado efectivamente para derivar un nuevo juego de parámetros cuando cambios son hechos a una variable la cual no está representada en el modelo.

La colección de datos precisos del proceso es una importante parte del procedimiento, esto nos conduce a varios problemas en el análisis de los datos, cuantificación estadística de los errores, uso de procedimientos de mínimos cuadrados, ajustes estadísticos y apreciación de los resultados.

En la aplicación práctica, de las técnicas disponibles para el problema de la simulación de un proceso, por ejemplo, la de un circuito cerrado de molienda, los siguientes pasos básicos son requeridos:

- Colección de datos de Planta.
- Cálculo de flujos o cálculo completo del balance de materiales.
- Cálculo de los parámetros de los modelos.
- Simulación, usando los parámetros derivados.

4.2 Colección de Datos de Planta

En el caso específico del circuito de molienda / clasificación de la Planta Concentradora Raura, los datos para el cálculo de los parámetros de los modelos se obtuvieron por :

- Muestreo manual usando cortadores, flujos de pulpa (análisis granulométrico, densidad de pulpa, gravedad específica, balance de masa).
- Instrumentación, control de los tonelajes de alimentación al circuito.
 - Controles puntuales de voltaje y amperaje de los equipos.

El muestreo del circuito y controles se efectuó durante un período de tiempo de 08 horas, tiempo que garantizó una muestra representativa a condiciones de operación lo más estables posibles.

4.3 Cálculo de Flujos

Para el cálculo de los flujos de sólidos en el circuito se utilizó el criterio de errores aparentes del balance de materiales con corrección de datos por el método de multiplicadores de Lagrange.

Los resultados de los cálculos se muestran a continuación .

PUNTO	PUNTOS DE MUESTREO	TMS/hr	Dp (gr/lt)	Gravedad Específica	%S	H ₂ O (lt/min)	Pulpa (lt/min)
1	DESCARGA 8'x8' B	79,22	2120	3,70	72,40	503,43	860,30
2	DESCARGA 8'x10' B	44,63	1950	3,30	69,90	320,28	545,65
3	DESCARGA 8'x10' A	40,75	1950	3,40	69,02	304,89	504,64
4	UNDERFLOW (GRUESOS)	79,22	2660	3,70	85,52	223,58	580,44
5	OVERFLOW (FINOS)	85,38	1320	3,35	34,56	2694,52	3119,27
6	FAJA 20	44,63	---	3,30	---	---	---
7	FAJA 14	40,75	---	3,40	---	---	---
8	CAJON DEL UNDERFLOW (*)	79,22	2340	3,70	78,47	362,19	719,05
9	CAJON DE BOMBEO	164,60	---	3,52	---	---	---

(*) : Punto especialmente muestreado para determinar la cantidad de agua agregada al cajón de descarga del Underflow.

Análisis granulométrico inicial

MALLA	ABERTURA PROMEDIO (μ m)	DESCARGA 8'x8' B (n_i)	OVER FLOW CICLON D-20" (o_i)	UNDER FLOW CICLON D-20" (u_i)	DESCARGA 8'x10'A (r_i)	DESCARGA 8'x10'B (m_i)	ALIMENTO CICLON D-20" (t_i)
m4	5492	0.28	0.00	1.56	0.14	1.30	0.35
m10	2182	0.35	0.00	2.84	0.94	1.80	1.28
m30	651	3.32	0.78	17.04	8.71	9.15	6.40
m70	251	31.68	13.56	46.51	25.79	25.06	27.68
m100	178	20.39	12.85	16.31	11.14	12.47	15.88
m140	126	10.20	9.36	5.89	7.29	8.10	9.40
m200	89	6.45	7.09	2.92	5.83	6.71	6.73
m270	63	6.37	10.13	2.36	6.66	8.01	7.82
m325	49	3.97	6.02	1.20	4.41	4.26	4.31
-m325		16.99	40.21	3.37	29.09	23.14	20.16
		100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00

Tonelaje Molino 8'x10' A : 326 TMS
Tonelaje Molino 8'x10' B : 357 TMS

K : 357/326 : 1.095
K₁ : 1/(1+K) : 0.477
K₂ : K/(1+K) : 0.523

β : 0.481 Proporción del alimento al hidrociclón que va al underflow (gruesos), considerando como alimento a la unidad.

Análisis granulométrico corregido

MALLA	ABERTURA (um)	DESCARGA 8'x8' B (n _i)	OVER FLOW CICLON D-20" (o _i)	UNDER FLOW CICLON D-20" (u _i)	DESCARGA 8'x10'A (r _i)	DESCARGA 8'x10'B (m _i)	ALIMENTO CICLON D-20" (t _i)
m4	5492	0,411	0,000	1,297	0,217	1,375	0,624
m10	2182	0,746	0,000	2,486	1,165	2,026	1,197
m30	651	4,712	0,000	15,212	9,515	9,952	7,322
m70	251	31,506	11,494	46,394	25,692	24,959	28,292
m100	178	19,726	13,815	17,180	10,757	12,087	15,435
m140	126	9,760	10,282	6,721	7,037	7,850	8,568
m200	89	5,954	8,034	3,770	5,545	6,428	5,981
m270	63	6,358	10,646	2,817	6,656	8,003	6,878
m325	49	3,801	6,361	1,504	4,308	4,156	4,023
-m325		17,025	39,369	2,618	29,108	23,164	21,681
Sumatoria		100,000	100,000	100,000	100,000	100,000	100,000

Los análisis de malla de la alimentación a los molinos primarios (fajas No. 14 y No. 20) se presentan a continuación :

MALLA	ABERTURA (um)	Molino 8' x 10' A Faja No. 14 % peso	Molino 8' x 10' B Faja No. 20 % peso
1"	25739	7,32	0,00
3/4"	20630	6,00	6,92
3/8"	10315	31,80	31,12
m4	5492	14,55	14,60
m10	2182	10,03	10,23
m30	651	10,67	12,10
m70	251	6,84	8,51
m100	178	2,29	2,65
m140	126	1,44	1,67
m200	89	1,07	1,36
m270	63	0,70	1,76
m325	49	0,28	1,97
-m325		7,02	7,10
Sumatoria		100,00	100,00

Los análisis granulométricos que se presentan no han sufrido corrección alguna y corresponden a sus valores originales.

La corrección de estos datos no es posible, ya que estos no forman parte de ningún nudo en el circuito, lo que hace imposible una redistribución de errores en cada fracción de tamaño.

De estos datos se desprende que la alimentación al molino 8' x 10' A es más gruesa, ya que se

tiene 7.32% en el tamaño de más 1". Esto debido a la segregación en la distribución del producto de chancado hacia las tolvas de finos.

Algunos aspectos del cálculo del balance de masa se muestran enseguida :

Como se conoce la relación entre F y G definimos las siguientes constantes :

$$K = G / F \quad ; \quad K_1 = 1/(1+K) \quad ; \quad K_2 = K/(1+K)$$

Entonces :

$$F = (1 - \beta) / (1 + K) = (1 - \beta) * K_1$$

$$G = (1 - \beta) * K / (1 + K) = (1 - \beta) * K_2$$

Planteando un balance de materiales en cada nudo :

$$\Delta_{1i} = (t_i - o_i) + \beta * (o_i - u_i)$$

$$\Delta_{2i} = \beta * (n_i - K_1 * r_i - K_2 * m_i) - (t_i - K_1 * r_i - K_2 * m_i)$$

Hidrociclón

Cajón de bombeo

DIAGRAMA DEL BALANCE DE MASA

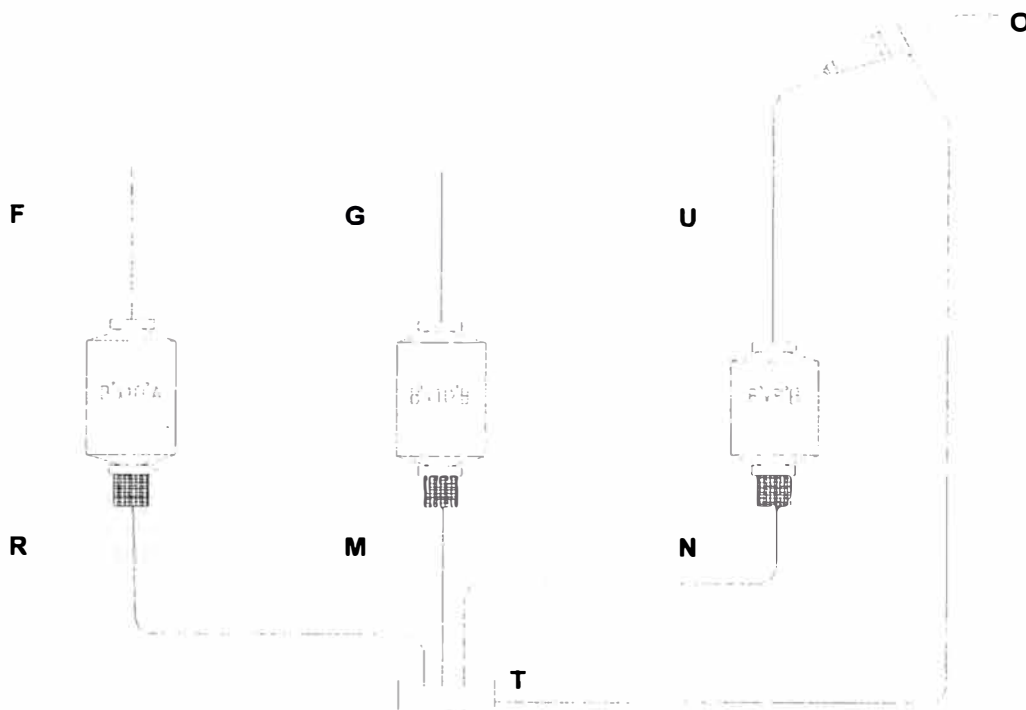


Figura 4.1: Esquema del balance de masa planteado

FLUJO	DESCRIPCION	FRACCION
F	Alimento molino 8' x 10' A	$(1 - \beta) * K_1$
G	Alimento molino 8' x 10' B	$(1 - \beta) * K_2$
R	Descarga molino 8' x 10' A	$(1 - \beta) * K_1$
M	Descarga molino 8' x 10' B	$(1 - \beta) * K_2$
U	Under del hidrociclón D - 20	β
O	Over del hidrociclón D - 20	$(1 - \beta)$
N	Descarga molino 8' x 8' B	β
T	Alimento al hidrociclón D - 20	1

Minimizando los errores y hallando β :

$$S = \Delta_{1i}^2 + \Delta_{2i}^2$$

$$dS / d\beta = 0$$

$$\beta = \left((t_i - K_1 * r_i - K_2 * m_i) * (n_i - K_1 * r_i - K_2 * m_i) - (t_i - o_i) * (o_i - u_i) \right) / \left((o_i - u_i)^2 + (n_i - K_1 * r_i - K_2 * m_i)^2 \right)$$

Los datos (fracciones en peso de partículas de tamaño i) corregidos son :

$$\begin{aligned} \underline{r}_i &= r_i + \Delta r_i \\ \underline{m}_i &= m_i + \Delta m_i \\ \underline{n}_i &= n_i + \Delta n_i \end{aligned}$$

$$\begin{aligned}\underline{t}_i &= t_i + \Delta t_i \\ \underline{u}_i &= u_i + \Delta u_i \\ \underline{o}_i &= o_i + \Delta o_i\end{aligned}$$

Usando los multiplicadores de Lagrange, hallamos :

$$\begin{aligned}\Delta r_i &= -\lambda_{2i} * (K_1 * (1 - \beta)) \\ \Delta m_i &= -\lambda_{2i} * (K_2 * (1 - \beta)) \\ \Delta n_i &= -\lambda_{2i} * \beta \\ \Delta t_i &= -\lambda_{2i} - \lambda_{1i} \\ \Delta u_i &= \beta * \lambda_{1i} \\ \Delta o_i &= -\lambda_{1i} * (\beta - 1)\end{aligned}$$

$$\begin{aligned}\lambda_{2i} &= ((\beta * (u_i - o_i) + (o_i - t_i)) - (\beta * (K_1 * r_i + K_2 * m_i - n_i) + (t_i - K_1 * r_i - K_2 * m_i))) \\ &\quad * (-2\beta^2 + 2\beta - 2) / (1 - (K_1^2 * (-\beta^2 + 2\beta - 1) + K_2^2 * (-\beta^2 + 2\beta - 1) - (\beta^2 + 1))) \\ &\quad * (-2\beta^2 + 2\beta - 2)\end{aligned}$$

$$\lambda_{1i} = (\beta * (u_i - o_i) + (o_i - t_i) - \lambda_{2i}) / (-2\beta^2 + 2\beta - 2)$$

4.3.1 Programa para la Corrección de Datos por Multiplicadores de Lagrange

El proceso antes descrito de cálculo del balance de materiales y corrección de datos se implementó en una hoja de cálculo (MS Excel), la cual cubrió nuestras necesidades de contar con un balance de materiales y datos coherentes de los análisis granulométricos. La necesidad de generalizar el proceso de corrección de datos por los multiplicadores de Lagrange para una configuración de circuito cualesquiera, debido a que esta es la etapa más engorrosa de los cálculos, nos motivó a elaborar un programa que nos simplifique este procedimiento.

4.3.1.1 Características Generales del Programa

El programa se desarrolló en lenguaje de programación MS Visual Basic 5.0, ocupa 64 KB y es ejecutable en ambiente Windows, siempre que se tenga instalado el controlador Msvbvm50.dll en la carpeta System del directorio Windows. El programa se basa en una solución general de tipo matricial.

La solución para el vector de valores corregidos se da ha continuación

$$\hat{Y} = Y - W^{-1} * A^T * (A * W^{-1} * A^T)^{-1} * A * Y$$

\hat{Y}	:	Matriz de datos ajustados. <i>Dimensión : No. de flujos x No. de datos por flujo</i>
Y	:	Matriz de datos originales. <i>Dimensión : No. de flujos x No. de datos por flujo</i>
W	:	Matriz de los factores de ponderación. <i>Dimensión : No. de flujos x No. de flujos</i>
A	:	Matriz que define la configuración del circuito. <i>Dimensión : No. de nodos x No. de flujos</i>

4.3.1.2 Estructura del Programa

El programa consta de una primera ventana en la que se tiene un "Acerca del..." programa, luego en la ventana de fondo se configura el circuito por número de flujos y nudos, en otra ventana se ingresa el balance del circuito, luego se pide ingresar los factores de ponderación para la corrección de cada flujo, paso seguido se ingresa el número de datos por flujo y posteriormente los datos de cada flujo, finalmente se presenta una pantalla con los datos corregidos. Se tiene la posibilidad de grabar un archivo llamado "Imprimir.xls" en un disco extraíble con los datos corregidos para luego ser recuperados en MS Excel y ser impresos.

La imagen muestra el inicio del programa, con la ventana "Acerca del..."

SISTEMA DE CORRECCIÓN DE ERRORES - MÉTODO DE LOS MULTIPLICADORES DE LAGRANGE

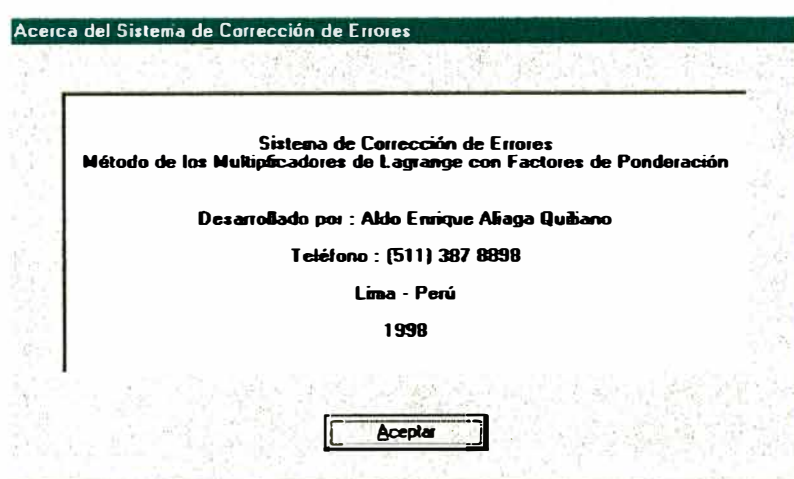


Figura 4.2: La primera ventana muestra algunos datos acerca del programa

La siguiente ventana muestra la configuración del circuito, por número de flujos y nodos, además se tiene la ventana de ingreso del balance de masa.

Abajo, bajo la misma ventana anterior, ahora se pide ingresar el factor de ponderación para cada flujo.

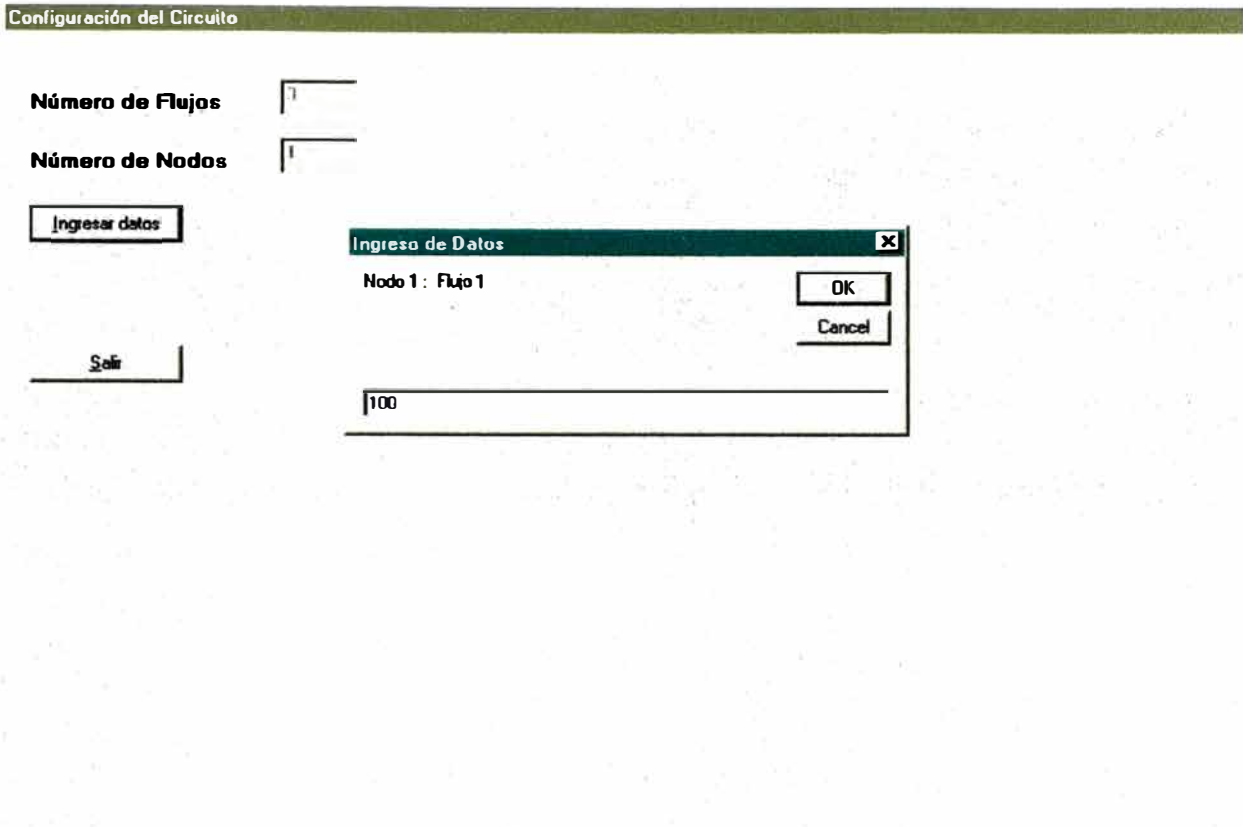


Figura 4.3: Se muestra el ingreso de la configuración del circuito

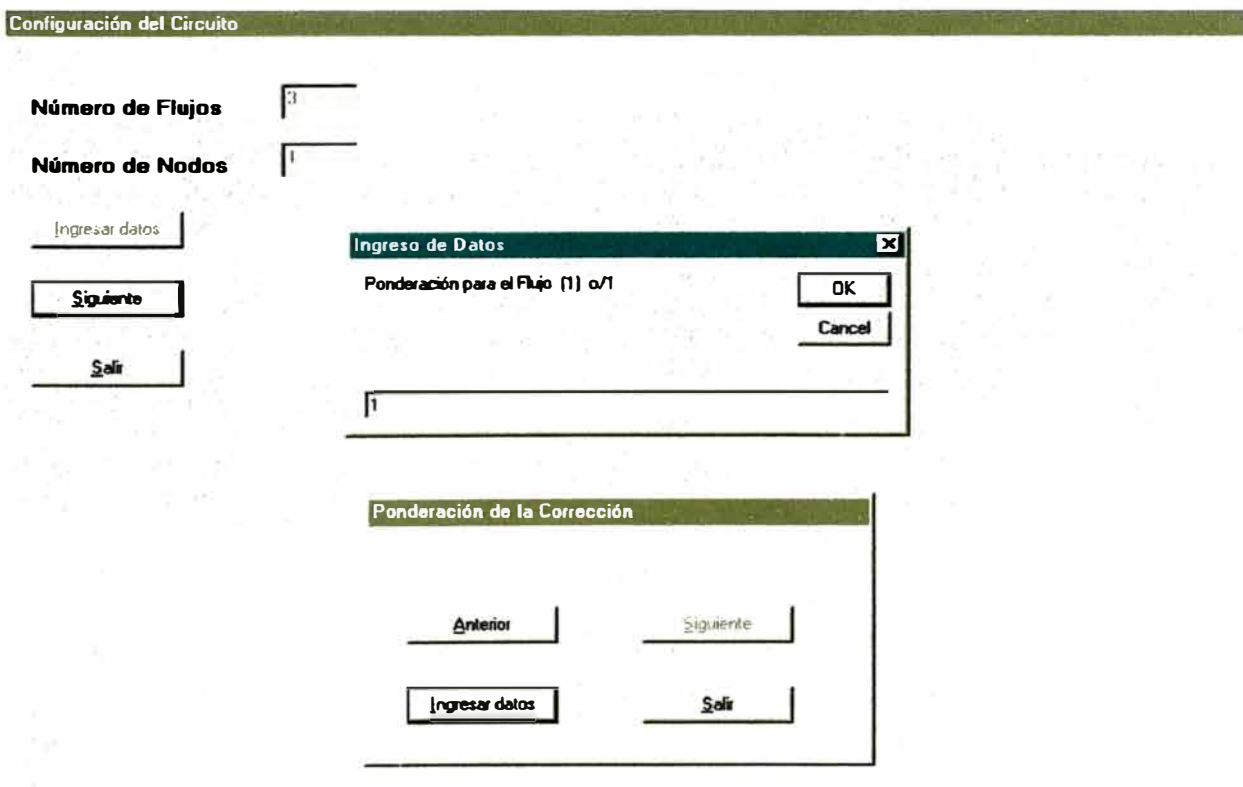


Figura 4.4: Ingreso del factor de ponderación para un determinado flujo

Finaliza Programa		Grabar Archivo	
Flujo (1)	11.83333		
Flujo (1)	11.5		
Flujo (1)	15		
Flujo (1)	8.5		
Flujo (1)	23.16667		
Flujo (2)	12.83333		
Flujo (2)	13		
Flujo (2)	25		
Flujo (2)	6		
Flujo (2)	33.16667		
Flujo (3)	10.83333		
Flujo (3)	10		
Flujo (3)	5		
Flujo (3)	11		
Flujo (3)	13.16667		

Figura 4.5: Esta ventana muestra los valores corregidos para cada flujo

Esta ventana presenta los resultados finales de la corrección y los botones correspondientes que permiten finalizar el programa y el de la posibilidad de grabar un archivo en un disco extraíble.

4.4 Cálculo de la Función Selección Específica de Fractura y/o estimación de Parámetros de los Modelos

4.4.1 Molinos

En esta etapa calculamos los valores de S_i^E para cada tamaño de nuestra distribución granulométrica en cada uno de los molinos.

Usamos la siguiente fórmula:

$$S_i^E = \frac{N}{E} \times \left[\left(\frac{R_i^{IN}}{R_i^{OUT}} \right)^{1/N} - 1 \right]$$

Donde:

N	:	relación largo / diámetro del molino
E	:	energía específica KWh/TM
R_i^{IN}	:	acumulado retenido %/1, alimentación al molino
R_i^{OUT}	:	acumulado retenido %/1, descarga del molino
S_i^E	:	valor de la función selección específica para el tamaño "i"

Los valores que se obtuvieron para cada molino fueron:

Malla	Abertura Promedio	Función Selección Específica (S_i^E) MOLINO		
		8' x 10' A	8' x 10' B	8' x 8' B
m4	5492	15.540	3.272	0.794
m10	2182	3.871	1.745	0.837
m30	651	0.694	0.557	0.824
m70	251	0.176	0.162	0.276
m100	178	0.117	0.100	0.164
m140	126	0.089	0.073	0.124
m200	89	0.072	0.055	0.102
m270	63	0.053	0.037	0.078
m325	49	0.043	0.031	0.064
-m325		0.000	0.000	0.000

Diámetro	D	8	8	8
Largo	L	10	10	8
Relación N	L / D	1.25	1.25	1.00

Consumo Específico de Energía (TMS/KWh)		7.11	6.67	2.71
---	--	------	------	------

FUNCIÓN SELECCIÓN ESPECÍFICA

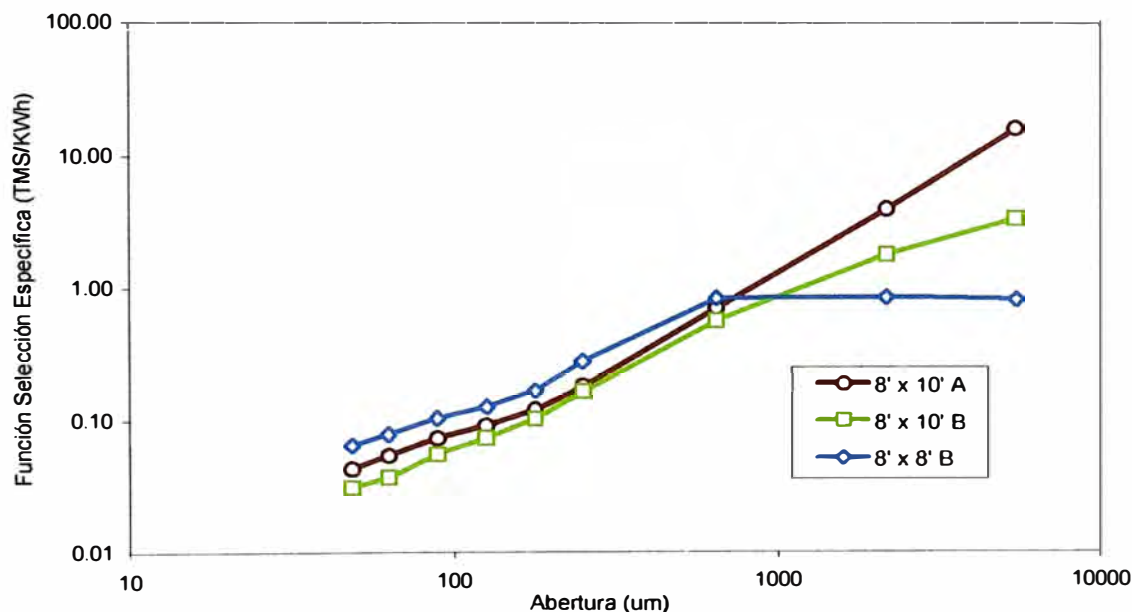


Figura 4.6: Gráfica con los valores de la Función Selección Específica, para cada molino

4.4.2 Hidrociclón

El modelo de Lynch & Rao se utilizó para la modelación del hidrociclón. Las constantes que se determinaron para cada una de las ecuaciones fueron:

Ecuación de capacidad volumétrica:

$$Q = A_0 \times P^{\lambda_1} \times VF^{\lambda_2} \times (100 - PSF)^{\lambda_3}$$

Donde:

Q	:	flujo de pulpa, alimento al hidrociclón (m ³ /h)
P	:	presión de alimentación al hidrociclón (PSI)
VF	:	diámetro del vortex (pulgadas)
PSF	:	porcentaje de sólidos en peso de la pulpa de alimentación al hidrociclón
A ₀	=	6.734 (para una presión de 11.25 PSI)
A ₁	=	0.500
A ₂	=	1.000
A ₃	=	0.125

Ecuación de distribución de agua:

$$\text{WOF} = B_0 + B_1 \times \text{WF} + B_2 \times \text{SPIG}$$

Donde:

WOF	:	flujo de agua en el overflow del hidrociclón (ton/h)
WF	:	flujo de agua en la alimentación del hidrociclón (ton/h)
SPIG	:	diámetro del apex (pulgadas)
B ₀	=	-5.323 (para un WOF de 161.67 ton/h)
B ₁	=	0.500
B ₂	=	1.000

Ecuación del d₅₀ corregido:

$$d_{50}(\text{corr}) = \exp (C_0 + C_1 \times \text{VF} + C_2 \times \text{SPIG} + C_3 \times \text{P} + C_4 \times \text{WOF})$$

Donde:

VF	:	diámetro del vortex (pulgadas)
SPIG	:	diámetro del apex (pulgadas)
P	:	presión de alimentación al hidrociclón (PSI)
WOF	:	flujo de agua en el overflow del hidrociclón (ton/h)
C ₀	=	5.649 (para un d ₅₀ corregido de 175.42 micrones)
C ₁	=	1 / 2.6
C ₂	=	-1 / 3.5
C ₃	=	1 / 10.7
C ₄	=	-1 / 52

Ecuación de eficiencia de clasificación:

$$Y_i(\text{corr}) = \frac{\exp(\alpha x_i) - 1}{\exp(\alpha x_i) + \exp(\alpha) - 2}$$

Donde:

x _i	:	d _i / d ₅₀ (corr)
α	:	constante empírica del mineral
α	=	1.9847, para nuestra aplicación

El by-pass de agua:

B _p	=	1 - WOF / WF
B _p	=	1 - B ₁ - B ₀ / WF - B ₂ x (SPIG / WF)
B _p	=	0.0766 ^o /1, para nuestro caso

La ecuación de eficiencia real:

$$Y_i(\text{real}) = Y_i(\text{corr}) \times (1 - Bp) + Bp$$

Donde:

$Y_i(\text{real})$:	eficiencia de clasificación real
$Y_i(\text{corr})$:	eficiencia de clasificación corregida
Bp	:	by-pass de agua, fracción de agua del alimento que se reporta en el underflow

4.5 Programa para Simular el circuito de Molienda Clasificación

La necesidad de simular el circuito de molienda clasificación bajo distintas condiciones, flujos de agua de dilución, granulometrías de alimentación y diámetros de vortex y apex nos llevó a elaborar un programa que integre los modelos de los molinos y del hidrociclón.

4.5.1 Características Generales del Programa

El programa se desarrolló en lenguaje de programación MS Visual Basic 5.0, ocupa 147 KB y es ejecutable en ambiente Windows, siempre que se tenga instalado el controlador Msvbvm50.dll en la carpeta System del directorio Windows.

El programa utiliza los modelos de los molinos (Función Selección Específica) e hidrociclón (Lynch & Rao) planteados líneas arriba. Este simulador presenta los resultados de la simulación bajo la condición de estado estacionario y usa el criterio de convergencia de tonelajes (1×10^{-9} toneladas) por iteraciones sucesivas, tonelaje de mineral fresco en la alimentación igual al tonelaje de mineral en el overflow.

4.5.2 Estructura del Programa

El programa simula los dos molinos primarios 8' x 10', el molino secundario 8' x 8' y el hidrociclón D-20.

Como variables de entrada al programa en ejecución son necesarios:

- Tonelaje de alimentación fresca (ton/h) para cada molino primario.
- Densidad de pulpa (gr/lit) de descarga de cada molino primario, el cual fija el flujo de agua en la alimentación de cada uno de los molinos.
- Las gravedades específicas del mineral (por cada molino).
- El flujo de agua (lit/min) de dilución al cajón de la bomba (lit/min).
- El flujo de agua (lit/min) en la alimentación del molino secundario (underflow del hidrociclón).
- El diámetro en pulgadas del apex y vortex del hidrociclón.

Internamente dentro del programa se consignan los valores de la Función Selección Específica por cada molino y las constantes del modelo (Lynch & Rao) del hidrociclón.

El programa presenta finalmente el número de iteraciones realizadas para lograr la convergencia de tonelajes y un formulario resumen con los principales valores, del balance másico y de las variables operativas del circuito. Existe la posibilidad de grabar un archivo con las distribuciones granulométricas de cada uno de los flujos del circuito.

A continuación cada una de las pantallas que se presentan durante la ejecución del programa.



Figura 4.7: Primera ventana muestra algunas referencias acerca del programa

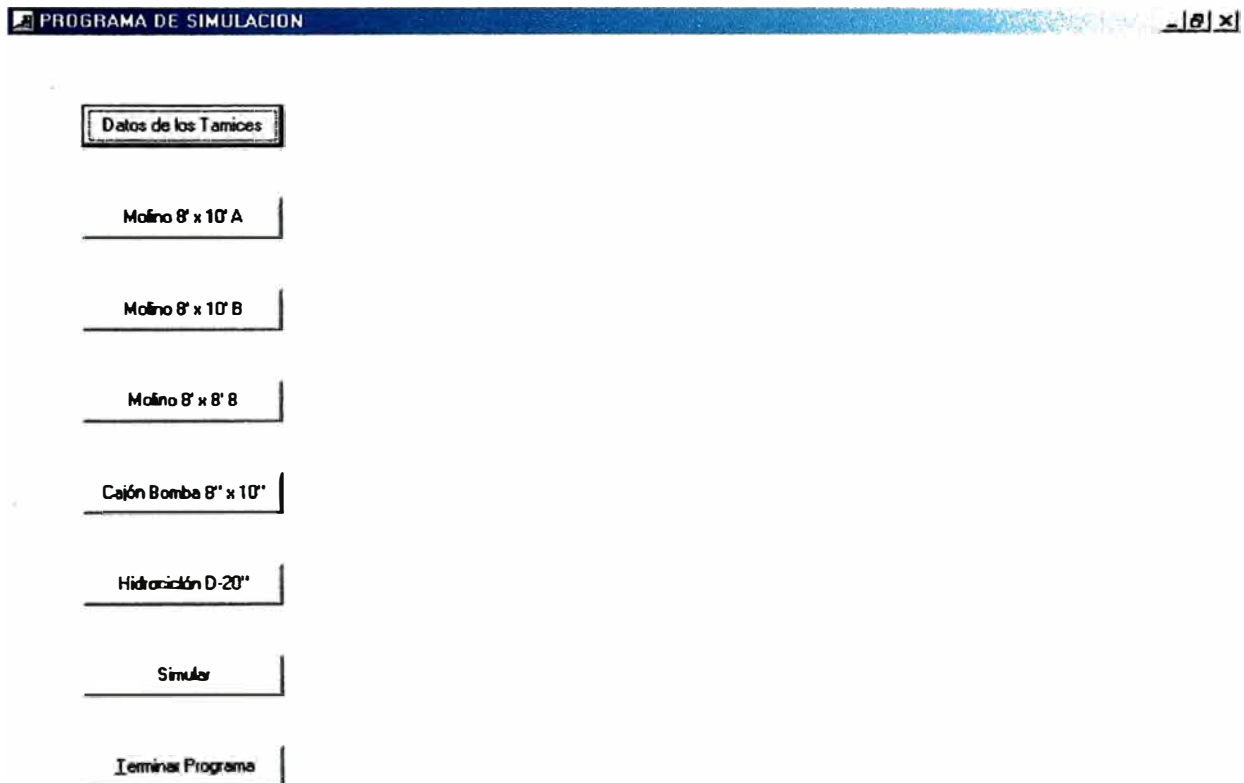


Figura 4.8: Muestra cada uno de los botones, para los cuales es necesario ingresar información

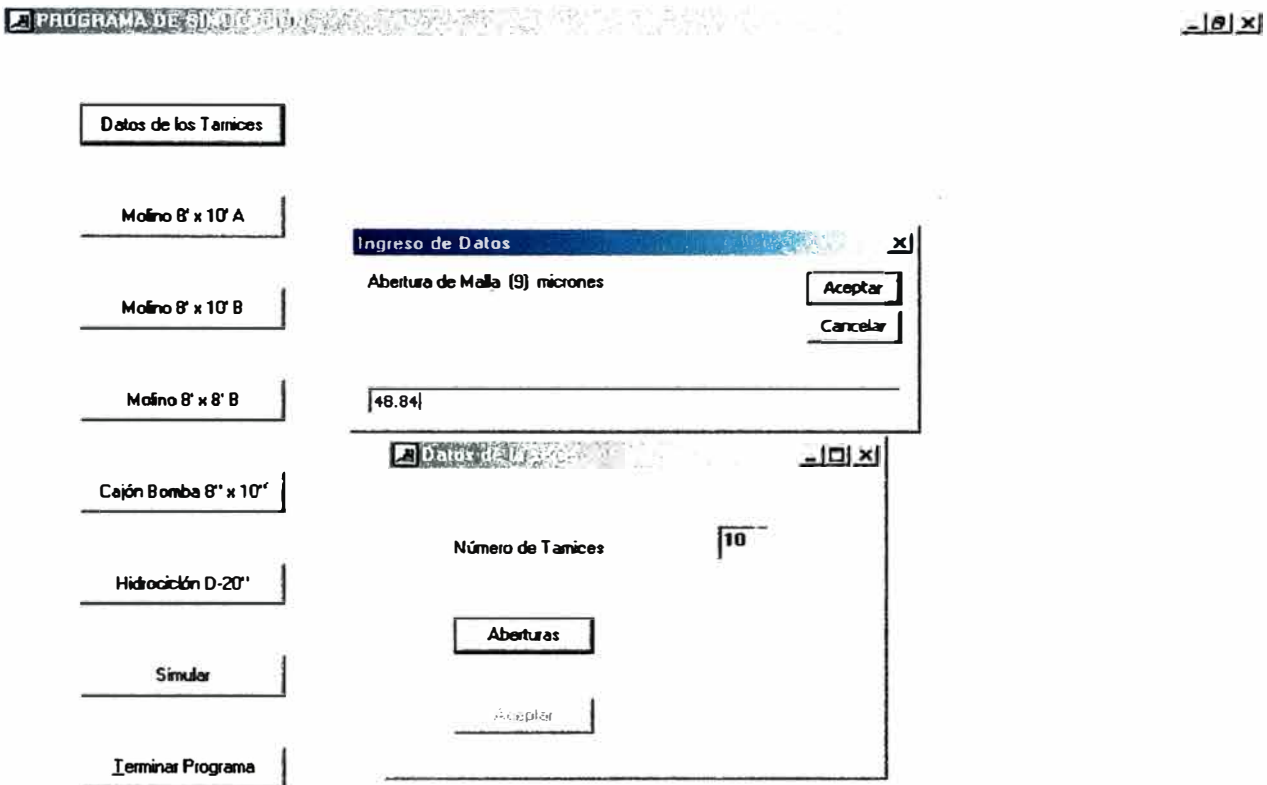


Figura 4.9: Se muestra el ingreso del número de tamices y las aberturas de estos

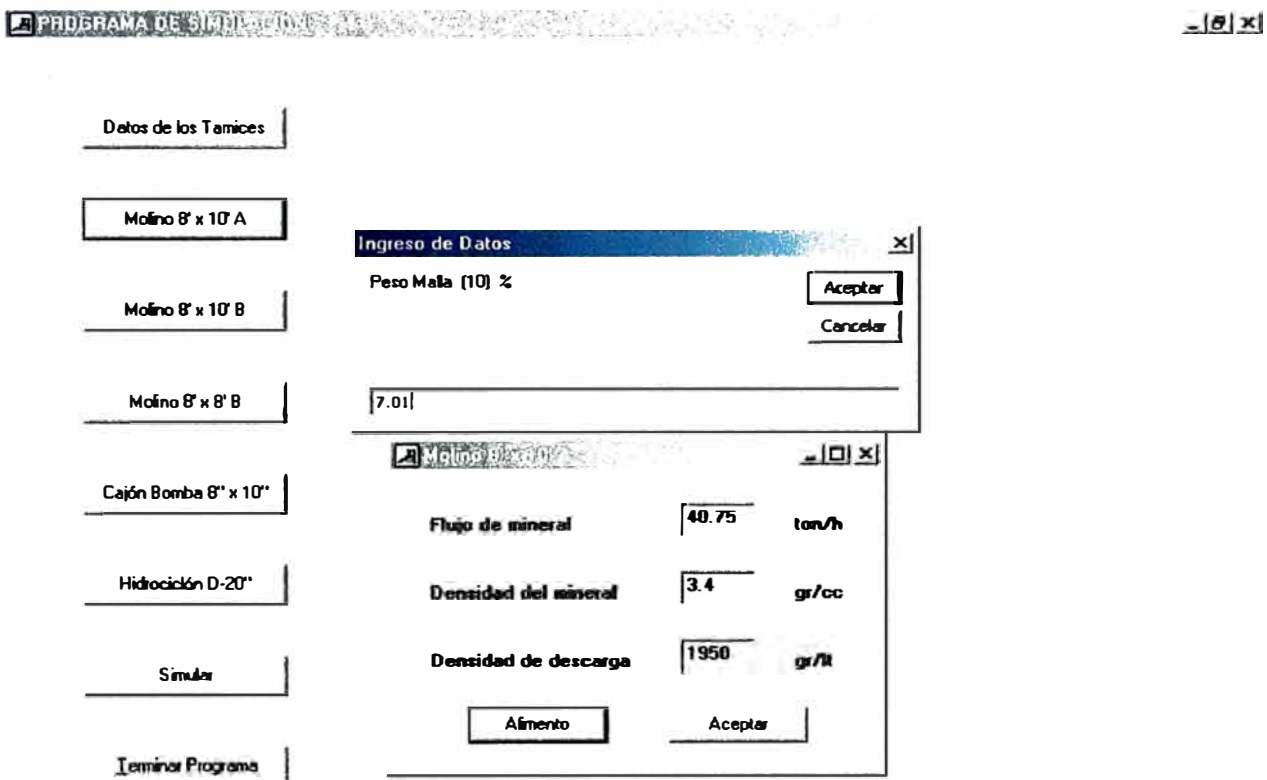


Figura 4.10: Ingreso de datos acerca de la operación del molino 8' x 10' A

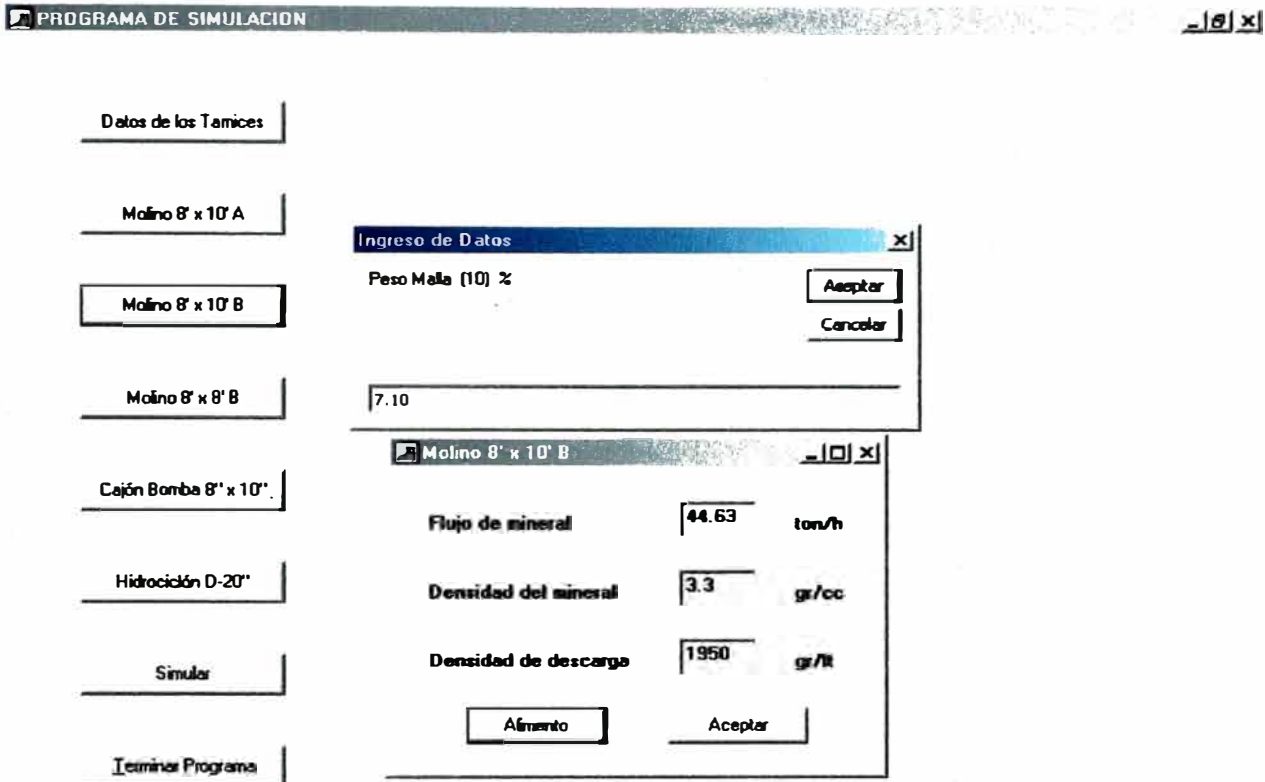


Figura 4.11: Ingreso de datos acerca de la operación del molino 8' x 10' B

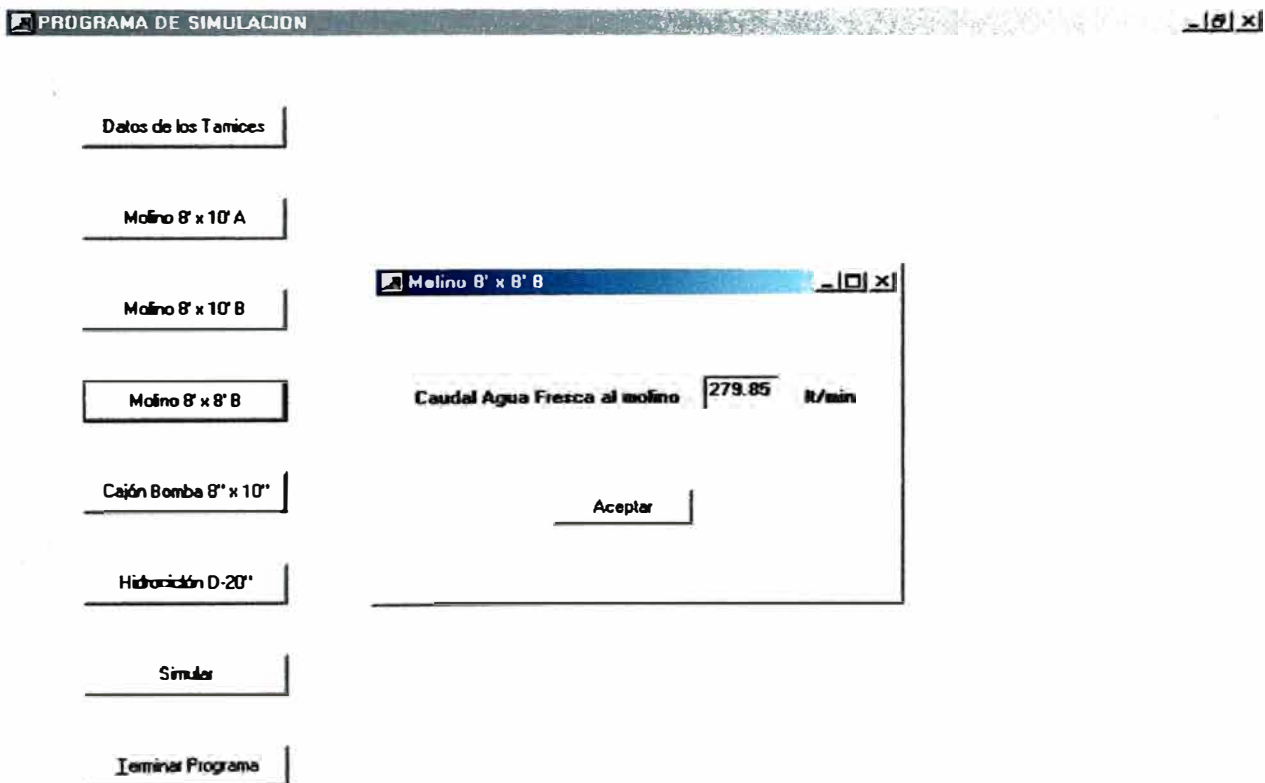


Figura 4.12: Ingreso del caudal de agua fresca en la alimentación del molino secundario

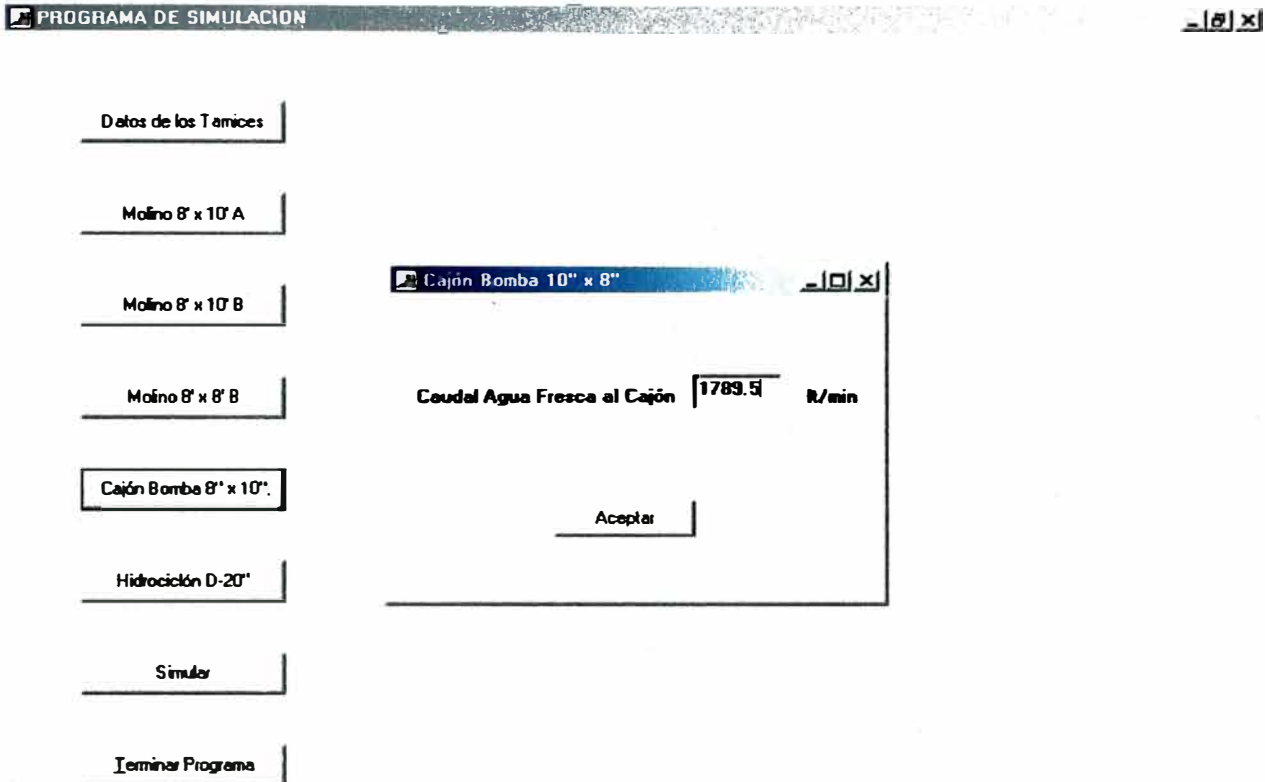


Figura 4.13: Ingreso del caudal de agua de dilución al cajón de la bomba

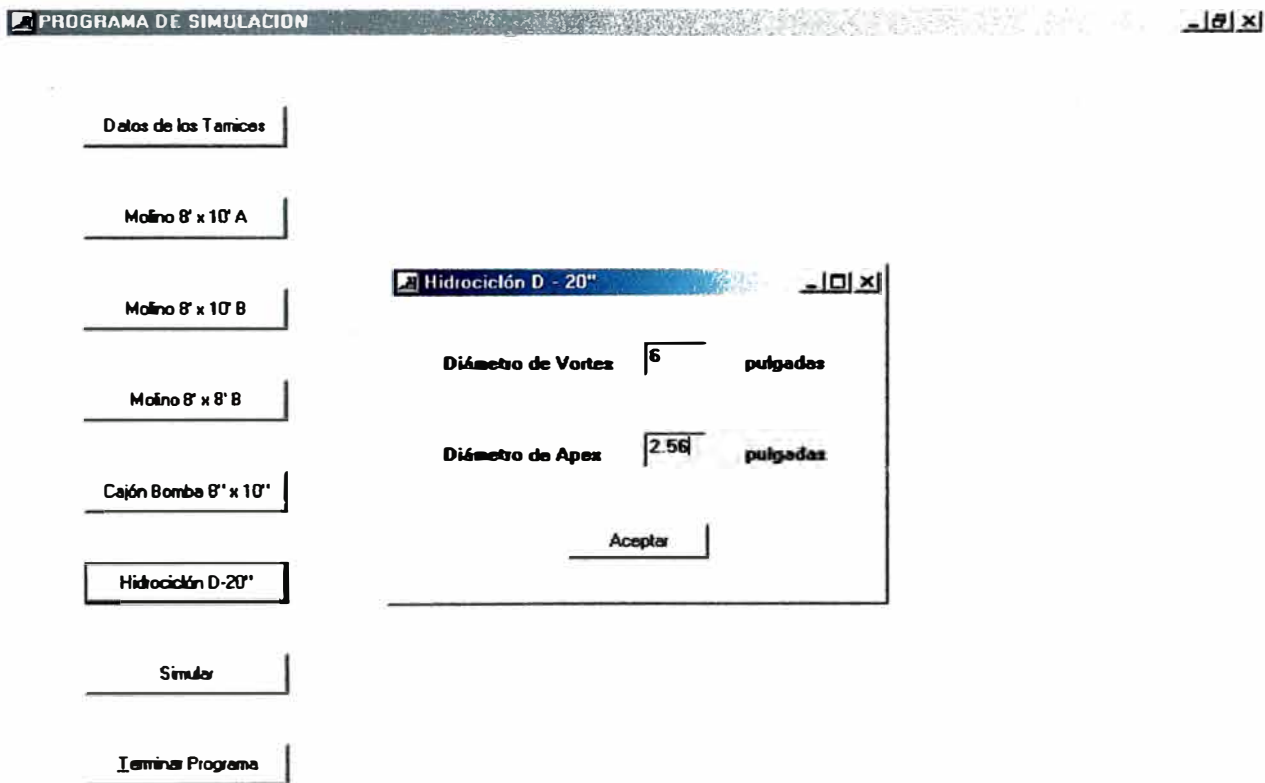


Figura 4.14: Ingreso de los diámetros de vortex y apex del hidrociclón

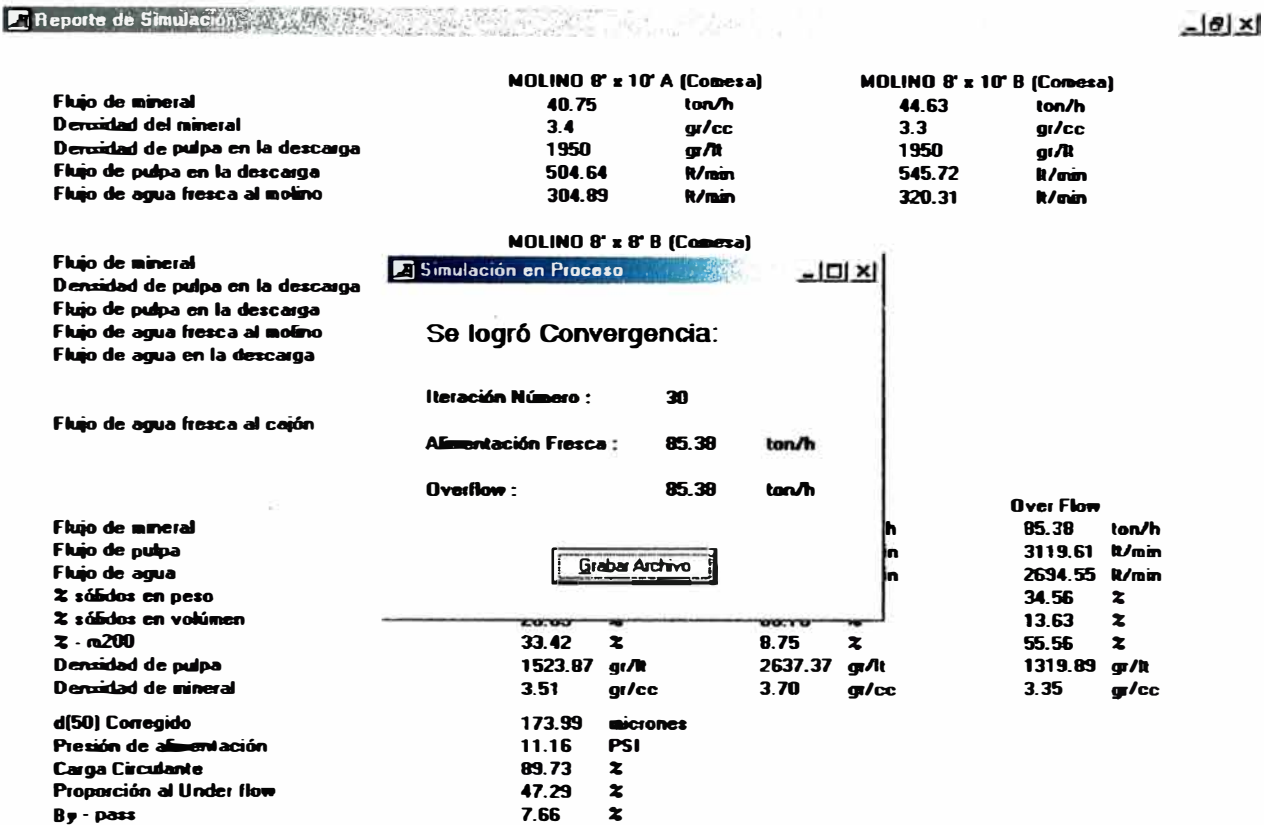


Figura 4.15: Número de iteraciones realizadas para conseguir la condición de equilibrio

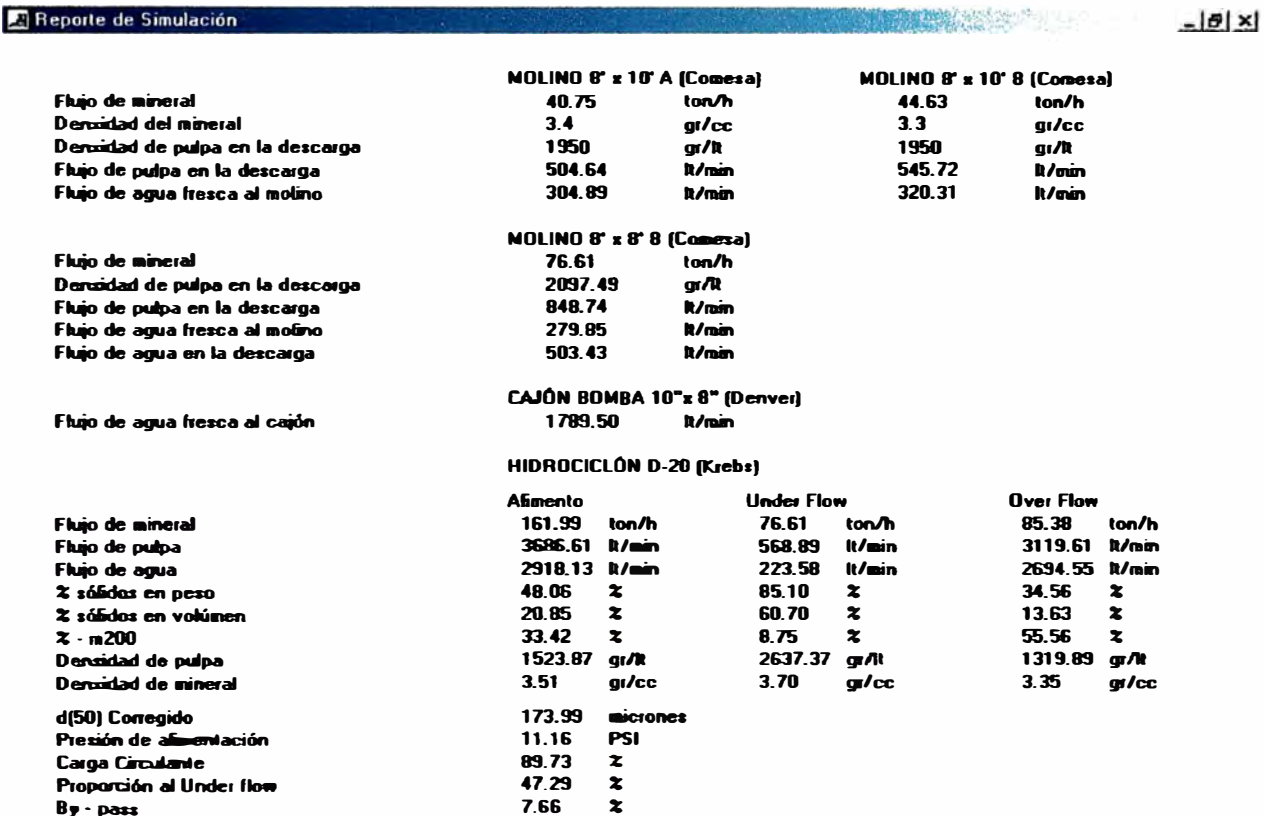


Figura 4.16: Ventana que muestra un resumen de los resultados de la simulación

CAPITULO 5

SIMULACIONES DEL CIRCUITO MOLIENDA CLASIFICACIÓN

5.1 Simulación del Circuito en condiciones Actuales de Operación

Esta simulación está referida a las condiciones operacionales bajo las que se determinaron los parámetros de los modelos, idealmente los valores de Planta deberían ser iguales a los valores obtenidos por simulación (Simulación 0).

Item	Unidades	Valor de Planta	Valor Simulado	Dif. Absoluta
Molino Primario 8' x 10' A				
Flujo de mineral	ton/h	40.75	40.75	0.00
Densidad de pulpa en la descarga	gr/lt	1950	1950	0.00
Flujo de pulpa en la descarga	lt/min	504.64	504.64	0.00
Flujo de agua fresca al molino	lt/min	304.89	304.89	0.00
Molino Primario 8' x 10' B				
Flujo de mineral	ton/h	44.63	44.63	0.00
Densidad de pulpa en la descarga	gr/lt	1950	1950	0.00
Flujo de pulpa en la descarga	lt/min	545.65	545.72	0.07
Flujo de agua fresca al molino	lt/min	320.28	320.31	0.03
Cajón de Bomba				
Flujo de agua fresca	lt/min	1789.50	1789.50	0.00
Molino Secundario 8' x 8' B				
Flujo de mineral	ton/h	79.22	76.61	-2.61
Densidad de pulpa en la descarga	gr/lt	2120	2097	-22.51
Flujo de pulpa en la descarga	lt/min	860.30	848.74	-11.56
Flujo de agua fresca al molino	lt/min	279.85	279.85	0.00
Hidrociclón Krebs				
Alimento				
Flujo de mineral	ton/h	164.60	161.99	-2.61
Flujo de pulpa	lt/min	3699.71	3686.61	-13.10
Flujo de agua	lt/min	2918.09	2918.13	0.04
% sólidos en peso	%	48.45	48.06	-0.39
% sólidos en volumen	%	21.07	20.85	-0.22
% -m200	%	32.58	33.42	0.84
Densidad de pulpa	gr/lt	1531	1524	-7.13
Under Flow				
Flujo de mineral	ton/h	79.22	76.61	-2.61
Flujo de pulpa	lt/min	580.44	568.89	-11.55
Flujo de agua	lt/min	223.58	223.58	0.00
% sólidos en peso	%	85.52	85.10	-0.42
% sólidos en volumen	%	61.48	60.70	-0.78
% -m200	%	6.94	8.75	1.81
Densidad de pulpa	gr/lt	2660	2637	-22.63
Over Flow				
Flujo de mineral	ton/h	85.38	85.38	0.00
Flujo de pulpa	lt/min	3119.27	3119.61	0.34
Flujo de agua	lt/min	2694.52	2694.55	0.03
% sólidos en peso	%	34.56	34.56	0.00
% sólidos en volumen	%	13.62	13.63	0.01
% -m200	%	56.38	55.56	-0.82
Densidad de pulpa	gr/lt	1320	1320	-0.11
Otros Valores				
d(50) corregido	um	175.42	173.99	-1.43
Presión en el hidrociclón	PSI	11.25	11.16	-0.09
Carga Circulante	%	92.79	89.73	-3.05
Proporción al under flow	%	48.13	47.29	-0.84
By - pass de finos	%	5.81	7.66	1.85

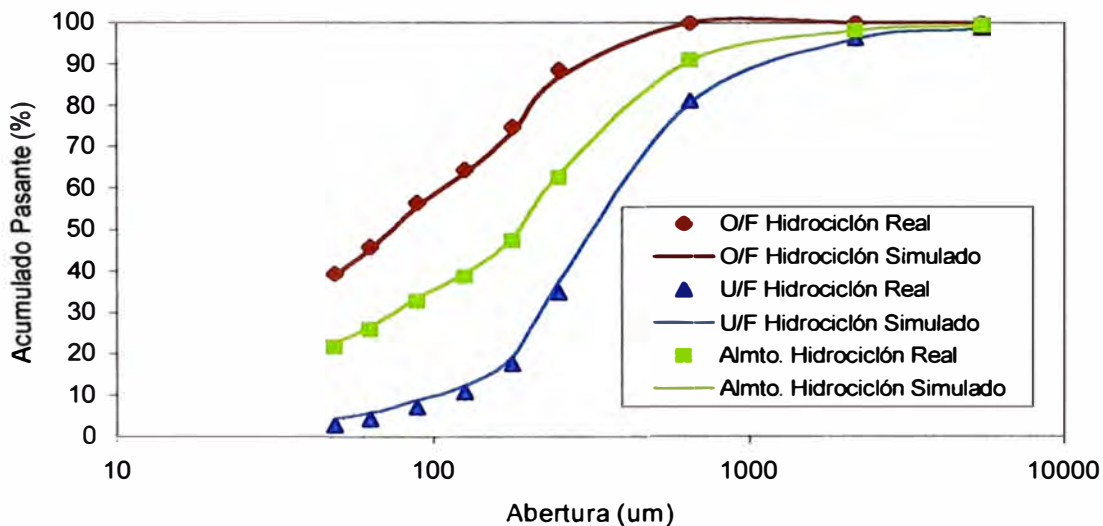
El hidrociclón operó con un apex de 2.56" de diámetro y un vortex de 6" de diámetro.

Las distribuciones granulométricas reales de Planta y simuladas fueron:

MALLA	ABERTURA (μm)	O/F Hidrociclón		U/F Hidrociclón		Almto. Hidrociclón	
		Real	Simulado	Real	Simulado	Real	Simulado
m4	5492	100.00	100.00	98.70	98.66	99.38	99.37
m10	2182	100.00	100.00	96.22	96.10	98.18	98.16
m30	651	100.00	99.95	81.00	80.51	90.86	90.76
m70	251	88.51	86.74	34.61	37.36	62.57	63.39
m100	178	74.69	73.56	17.43	19.30	47.13	47.90
m140	126	64.41	63.60	10.71	12.22	38.56	39.30
m200	89	56.38	55.56	6.94	8.75	32.58	33.42
m270	63	45.73	45.18	4.12	5.69	25.70	26.50
m325	49	39.37	39.00	2.62	4.23	21.68	22.56
-m325		0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
Coeficiente de correlación		1.000		1.000		1.000	

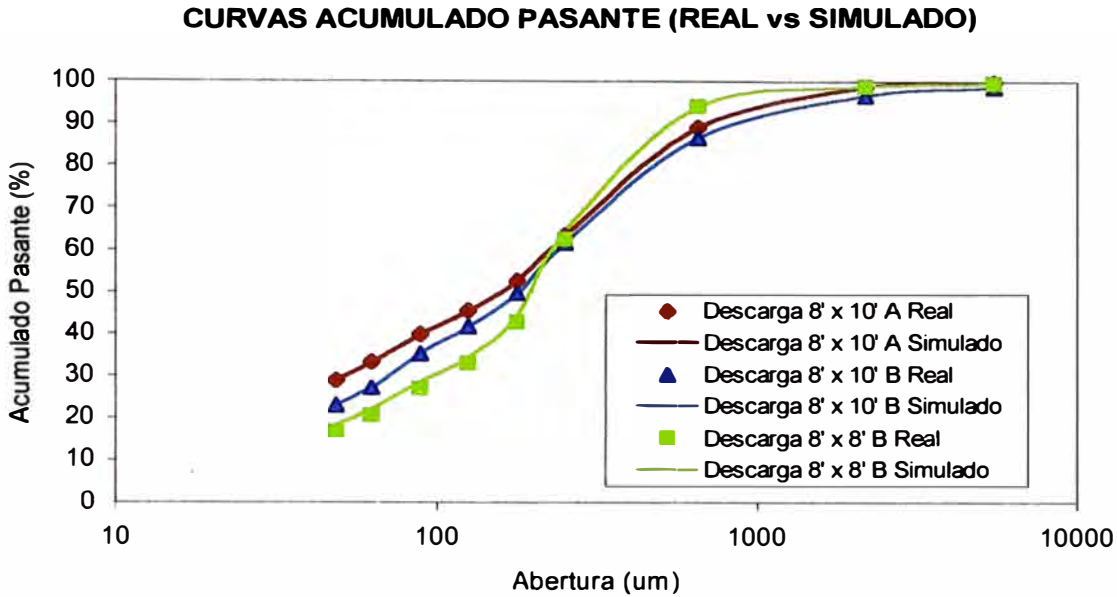
Gráfico 5.1

CURVAS ACUMULADO PASANTE (REAL vs SIMULADO)



MALLA	ABERTURA (μm)	Descarga 8' x 10' A		Descarga 8' x 10' B		Descarga 8' x 8' B	
		Real	Simulado	Real	Simulado	Real	Simulado
m4	5492	99.78	99.78	98.63	98.63	99.59	99.58
m10	2182	98.62	98.62	96.60	96.60	98.84	98.82
m30	651	89.10	89.11	86.65	86.64	94.13	94.03
m70	251	63.41	63.36	61.69	61.69	62.62	64.40
m100	178	52.65	52.70	49.60	49.54	42.90	44.39
m140	126	45.62	45.50	41.75	41.81	33.14	34.55
m200	89	40.07	40.09	35.32	35.37	27.18	28.74
m270	63	33.42	33.31	27.32	27.42	20.83	22.35
m325	49	29.11	29.26	23.16	23.29	17.02	18.57
-m325		0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
Coeficiente de correlación		1.000		1.000		1.000	

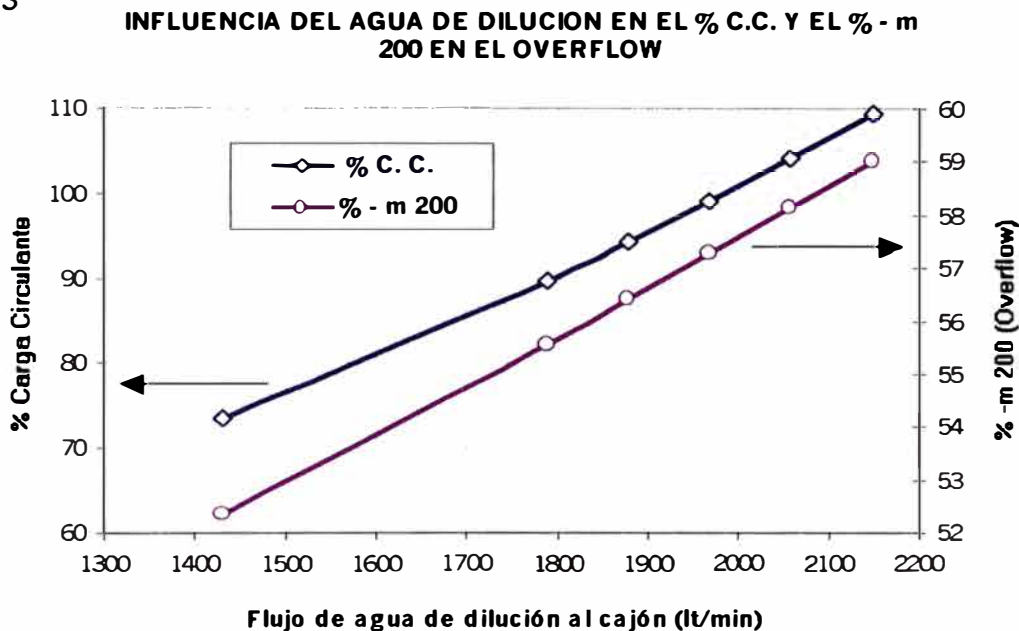
Gráfico 5.2



5.2 Simulación del Circuito aumentando la dilución de pulpa en la alimentación del Hidrociclón

Para estudiar el efecto de una mayor adición de agua de dilución al cajón de la bomba del hidrociclón se efectuaron 6 simulaciones, el rango de trabajo fue de +/- 20% de la cantidad de agua normal de operación.

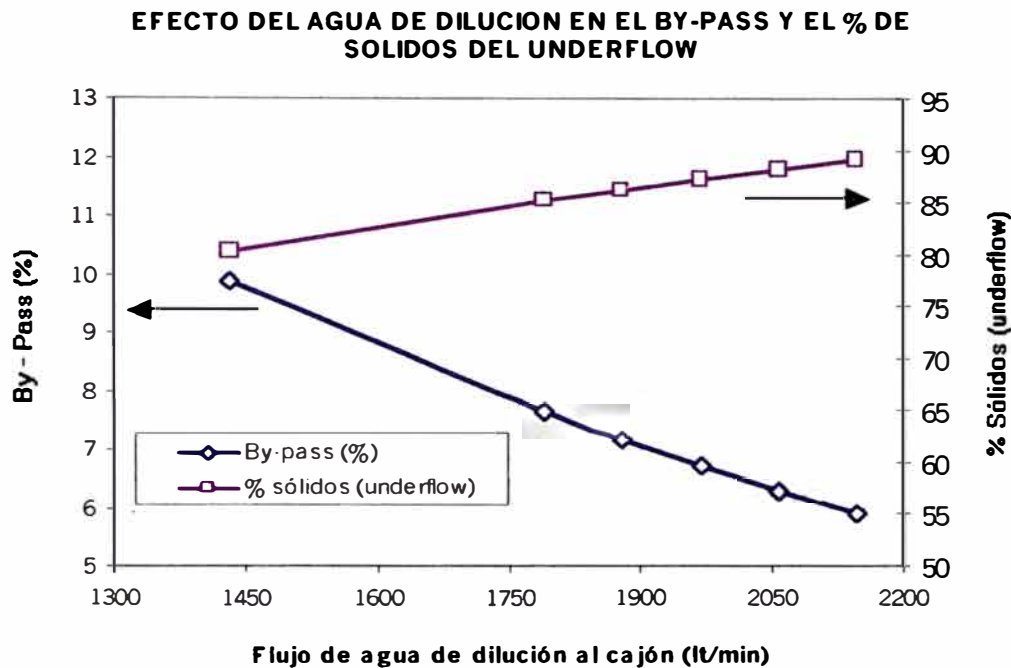
Gráfico 5.3



De estas simulaciones se desprende que una mayor adición de agua favorece a incrementar la fineza del producto (% -m200 en el overflow), teniéndose en el caso extremo que una adición de 20% más de agua permite ganar hasta 3.44% más en el porcentaje de menos 200 mallas del overflow. Este margen podría traducirse en un incremento de tonelaje siempre y cuando la capacidad de la bomba nos lo permita.

También queda demostrado para nuestro circuito que el incremento de la carga circulante es favorable para la obtención de un producto mas fino del circuito.

Gráfico 5.4



El mejoramiento en la fineza de nuestro overflow, se puede explicar por una mejor clasificación, disminución del by pass de finos al underflow (alimento al molino secundario).

Sin embargo se observó en las simulaciones, que un incremento de agua dilución produce un aumento del % de sólidos del underflow, el cual es peligroso por el posible "roping" que pudiera ocurrir. En condiciones normales nuestro % de sólidos es 85.10%, con una adición de +20% de agua de dilución este porcentaje de sólidos se elevaría ha 89.07%.

Una estimación teórica del % de sólidos del underflow crítico previo al "roping" se obtiene mediante el criterio de Laguitton D. (The SPOC Manual Simulated Processing of Ore and Coal, CANMET EMR Canada, 1985), el cual se aplica para pulpas con menos de 35% de sólidos por volumen en la alimentación del hidrociclón.

$$C_{uv} > 56 + 0.2 (C_{vf} - 20)$$

Donde:

C_{uv} : % sólidos en volumen del underflow
 C_{vf} : % sólidos en volumen de la alimentación

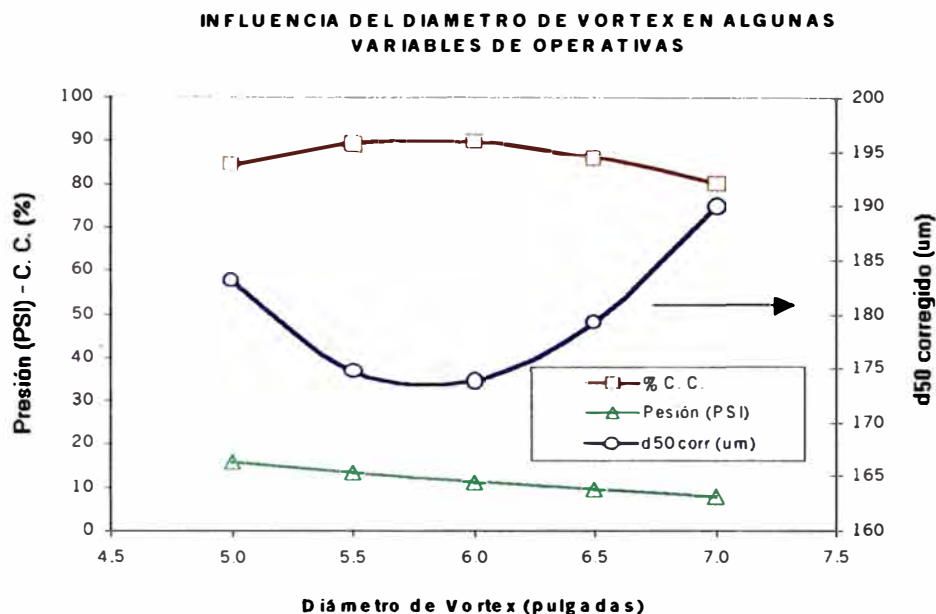
Para el caso de operación normal de la Planta de acuerdo a la fórmula dada obtenemos un $C_{uv} > 56.17\%$, sin embargo nosotros durante la operación obtuvimos un % de sólidos por volumen en el underflow de 60.70% mucho mayor al 56.17%, no observándose en la operación el efecto "roping", por lo que este criterio no podría aplicarse. La alternativa que nos quedaría sería la de comprobar a nivel industrial cual es el porcentaje de sólidos límite previo al "roping".

Otro factor de importancia a observar sería el % de sólidos del overflow, una mayor dilución de este implicaría un menor tiempo de flotación en la etapa rougher bulk, en el caso de un 20% adicional de agua de dilución el tiempo de flotación decrecería en aproximadamente 10%, lo que sin duda afectaría en la recuperación del Cu, por su cinética de flotación mas lenta.

5.3 Simulación del Circuito variando el Apex y el Vortex del Hidrociclón

El objetivo de estas simulaciones fue la estudiar los efectos en el circuito al variar el apex y vortex del hidrociclón. Para este caso se efectuaron 9 simulaciones.

Gráfico 5.5



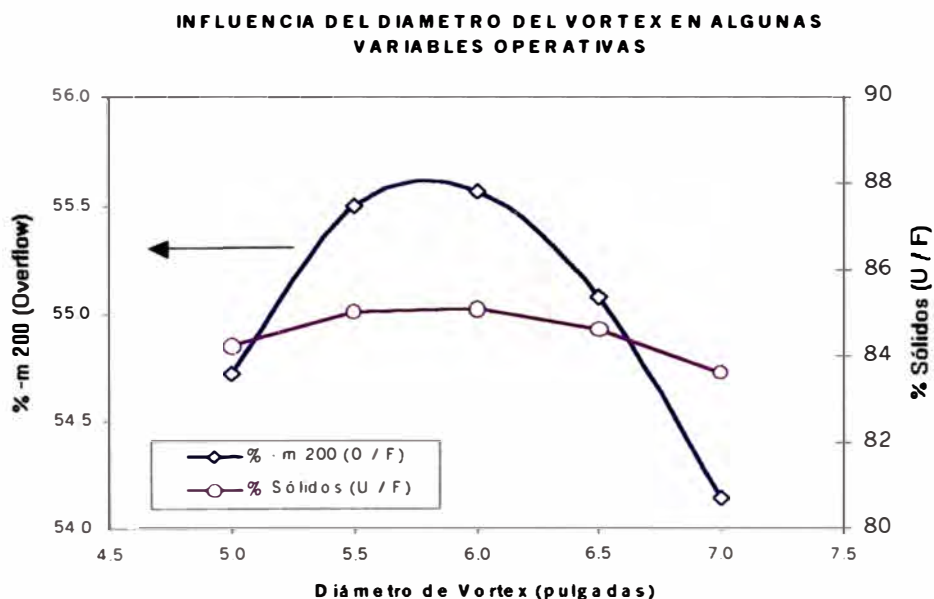
Nuestro vortex estándar es de 6 pulgadas de diámetro, un aumento o disminución de este produce un engrosamiento de las partículas del overflow, siendo más perjudicial el aumento de diámetro que la disminución.

Nuevamente se observa la relación inversa entre el porcentaje de la carga circulante con el tamaño de corte del hidrociclón.

Para el caso de la caída de presión en el hidrociclón observamos un decrecimiento uniforme de esta conforme se aumenta el vortex.

Queda demostrado que cuando se quiere afinar el tamaño de partículas del overflow no es suficiente disminuir el diámetro del vortex, también debemos considerar una variación del diámetro del apex.

Gráfico 5.6

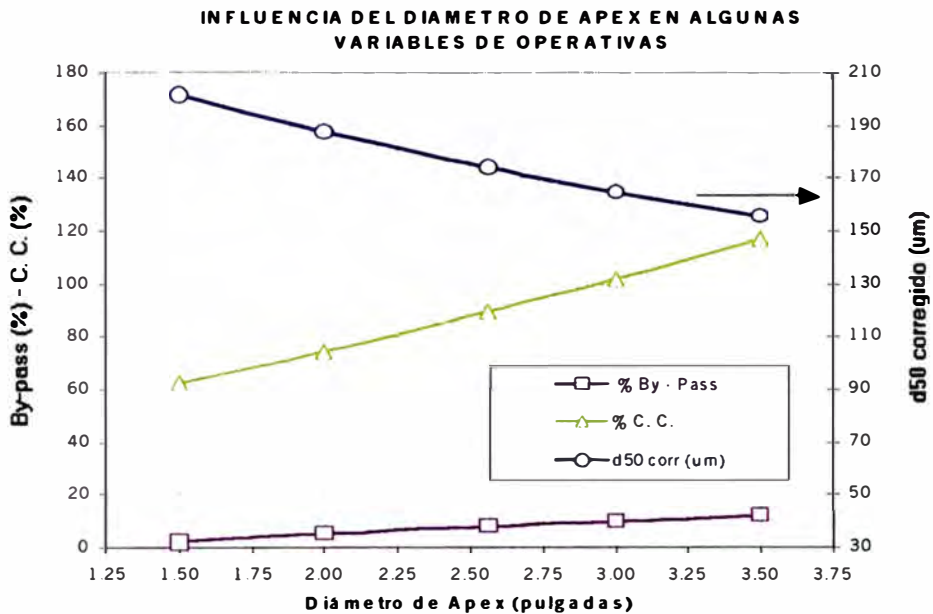


En cuanto a la influencia en el porcentaje de sólidos del underflow esta no es significativa.

El variar el diámetro de vortex no tiene influencia alguna sobre el by pass de finos al underflow.

El apex estándar es de 2.5 pulgadas (medición de campo 2.56 pulgadas). Al incrementar el diámetro del apex se observa un incremento de la carga circulante con el consiguiente incremento del porcentaje de menos 200 mallas en el overflow y disminución del tamaño de corte del hidrociclón. A pesar del ligero incremento del by pass de finos al underflow.

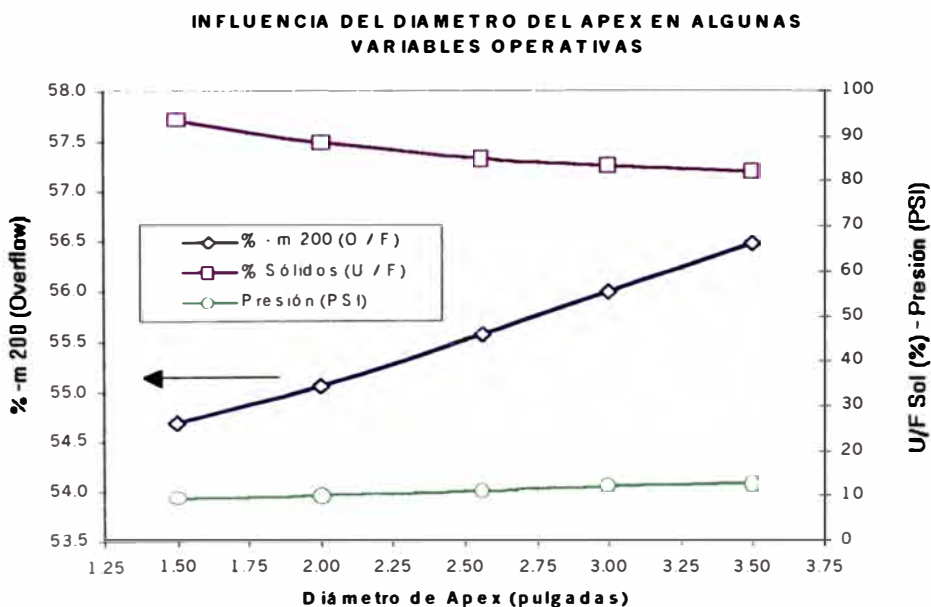
Gráfico 5.7



En cuanto a la caída de presión en el hidrociclón esta se incrementa al incrementar el diámetro del apex.

El % de sólidos del underflow presenta una disminución al incrementar el diámetro del apex. Por lo que la presencia del fenómeno "roping" queda descartada.

Gráfico 5.8



La limitante para el incremento del diámetro de apex como factor optimizante quedará supeditada por la capacidad de la bomba de alimentación al hidrociclón y la capacidad del molino secundario, ya que como se vió anteriormente el incremento del diámetro de apex produce un incremento de la carga circulante.

Una estimación del máximo de carga circulante permitida por el circuito al ritmo actual de molienda, 85.38 ton/h, con la consideración del consumo específico de energía del molino secundario, 2.67 KWh/ton, y la potencia instalada del motor del molino, 298 KW: nos arroja una máxima carga circulante de 131% (111.6 ton/h de alimentación al molino secundario).

Este porcentaje de carga circulante se estaría alcanzando con un apex de 3 pulgadas de diámetro, por lo que en base a este análisis se recomendaría trabajar con un apex de 2.75 pulgadas de diámetro.

5.4 Simulación del Circuito variando la densidad de la descarga del Molino Secundario con densidad en el overflow del Hidrociclón constante

Visto el beneficio de incrementar el flujo de agua de dilución al cajón de la bomba del hidrociclón, pero con las restricciones principales de la dilución del overflow (acortamiento del tiempo de flotación en el rougher bulk) y capacidad de la bomba, se estimó por conveniente simular el circuito variando las proporciones de adición de agua al circuito (agua adicionada al cajón de la bomba y agua adicionada al underflow / alimentación del molino secundario), de tal forma que siempre se mantuvo constante el porcentaje de sólidos del overflow 35.46% (1320 gr/lt).

La operación normal en la Planta se hace con una distribución de agua de la siguiente forma, 86% (1789 lt/min) al cajón de la bomba y 14% (280 lt/min) al underflow, obteniéndose un 71.7% de sólidos en la descarga del molino secundario (2097 gr/lt). Esta distribución de agua deja un estrecho margen de incremento de agua al cajón de la bomba.

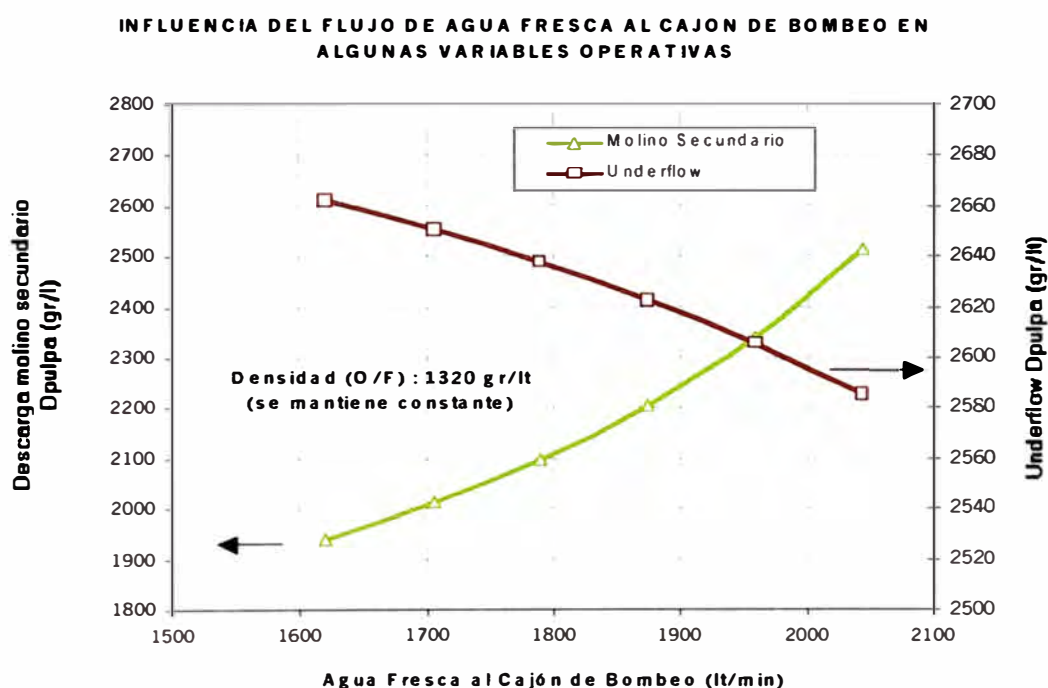
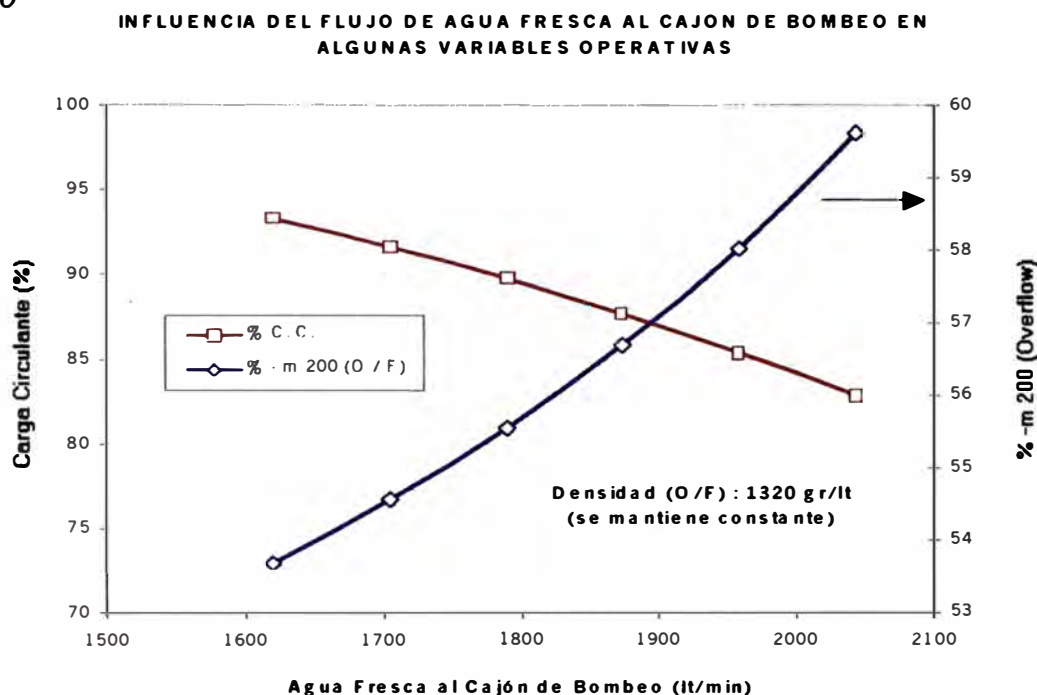


Gráfico 5.9

El gráfico anterior muestra que cuando se incrementa la proporción de agua al cajón de la bomba, la densidad de pulpa (sólidos) de descarga del molino secundario se incrementa, mientras que la densidad del underflow es decreciente. Esto sólo puede explicarse por el decremento que sufre la carga circulante.

Gráfico 5.10



Debemos tener en cuenta un hecho importante, el % menos 200 mallas del overflow se incrementa, por el mayor tiempo de residencia de la pulpa en el molino. El tamaño de corte del hidrociclón como es de suponer también decrece.

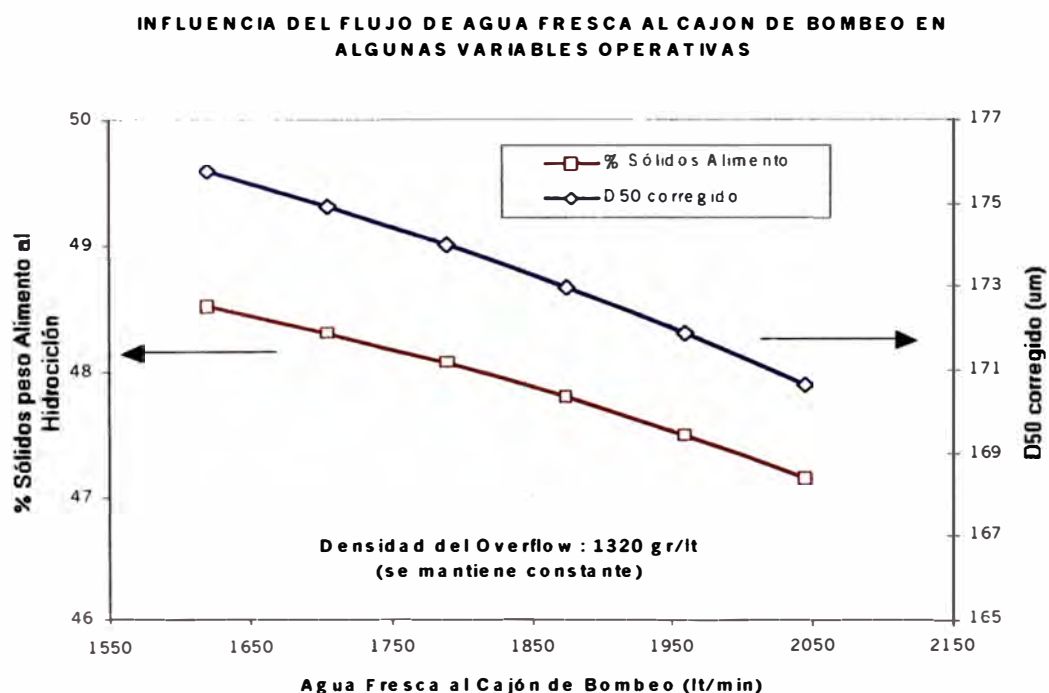


Gráfico 5.11

Al aumentar la proporción de agua al cajón de la bomba el porcentaje de sólidos de alimento al hidrociclón obviamente disminuye.

De estas simulaciones desprendemos que deberíamos operar con una distribución de agua entre 90% a 95% del total al cajón de la bomba del hidrociclón. Con esta distribución obtendríamos en la descarga del molino secundario un porcentaje de sólidos entre 74% a 78%.

5.5 Hojas de simulación

A continuación presentamos las hojas reporte de cada una de las simulaciones realizadas en los acápites anteriores.

Simulación 0 (Condiciones actuales de operación)

	MOLINO 8' x 10' A (Comesa)		MOLINO 8' x 10' B (Comesa)	
Flujo de mineral	40,75	ton/h	44,63	ton/h
Densidad del mineral	3,4	gr/cc	3,3	gr/cc
Densidad de pulpa en la descarga	1950	gr/lt	1950	gr/lt
Flujo de pulpa en la descarga	504,64	lt/min	545,72	lt/min
Flujo de agua fresca al molino	304,89	lt/min	320,31	lt/min
	MOLINO 8' x 8' B (Comesa)			
Flujo de mineral	76,61	ton/h		
Densidad de pulpa en la descarga	2097,49	gr/lt		
Flujo de pulpa en la descarga	848,74	lt/min		
Flujo de agua fresca al molino	279,85	lt/min		
Flujo de agua en la descarga	503,43	lt/min		
	CAJÓN BOMBA 10"x 8" (Denver)			
Flujo de agua fresca al cajón	1789,50	lt/min		
	HIDROCICLÓN D-20 (Krebs)			
	Alimento		Under Flow	Over Flow
Flujo de mineral	161,99 ton/h		76,61 ton/h	85,38 ton/h
Flujo de pulpa	3686,61 lt/min		568,89 lt/min	3119,61 lt/min
Flujo de agua	2918,13 lt/min		223,58 lt/min	2694,55 lt/min
% sólidos en peso	48,06 %		85,10 %	34,56 %
% sólidos en volumen	20,85 %		60,70 %	13,63 %
% - m200	33,42 %		8,75 %	55,56 %
Densidad de pulpa	1523,87 gr/lt		2637,37 gr/lt	1319,89 gr/lt
Densidad de mineral	3,51 gr/cc		3,70 gr/cc	3,35 gr/cc
d(50) Corregido	173,99 micrones			
Presión de alimentación	11,16 PSI			
Carga Circulante	89,73 %			
Proporción al Under flow	47,29 %			
By - pass	7,66 %			

Simulación 0, 1, 2, 3, 4, 5 (Aumentando el agua de dilución al cajón de la bomba)

Simulación 0, 11, 12, 13, 14 (Aumentando el diámetro de apex)

Simulación 0, 21, 22, 23, 24 (Aumentando el diámetro de vortex)

Simulación 0, 31, 32, 33, 34, 35 (Aumentando la proporción de agua al cajón de la bomba, pero manteniendo constante los sólidos del overflow)

Simulación 1

MOLINO 8' x 10' A (Comesa)		MOLINO 8' x 10' B (Comesa)	
Flujo de mineral	40.75 ton/h	44.63 ton/h	
Densidad del mineral	3.4 gr/cc	3.3 gr/cc	
Densidad de pulpa en la descarga	1950 gr/l	1950 gr/l	
Flujo de pulpa en la descarga	504.64 lt/min	545.72 lt/min	
Flujo de agua fresca al molino	304.89 lt/min	320.31 lt/min	
MOLINO 8' x 8' B (Comesa)			
Flujo de mineral	62.71 ton/h		
Densidad de pulpa en la descarga	1931.39 gr/l		
Flujo de pulpa en la descarga	818.61 lt/min		
Flujo de agua fresca al molino	279.85 lt/min		
Flujo de agua en la descarga	535.96 lt/min		
CAJÓN BOMBA 10"x 8" (Denver)			
Flujo de agua fresca al cajón	1431.60 lt/min		
HIDROCICLÓN D-20 (Krebs)			
Alimento		Under Flow	Over Flow
Flujo de mineral	148.09 ton/h	62.71 ton/h	85.38 ton/h
Flujo de pulpa	3298.77 lt/min	538.76 lt/min	2761.71 lt/min
Flujo de agua	2592.76 lt/min	256.11 lt/min	2336.65 lt/min
% sólidos en peso	48.77 %	80.32 %	37.85 %
% sólidos en volumen	21.40 %	52.46 %	15.39 %
% - m200	34.86 %	11.07 %	52.34 %
Densidad de pulpa	1534.16 gr/l	2415.18 gr/l	1361.35 gr/l
Densidad de mineral	3.5 gr/cc	3.70 gr/cc	3.35 gr/cc
d(50) Corregido	214.19 micrones		
Presión de alimentación	8.97 PSI		
Carga Circulante	73.44 %		
Proporción al Under flow	42.34 %		
By - pass	9.88 %		

Simulación 2

MOLINO 8' x 10' A (Comesa)		MOLINO 8' x 10' B (Comesa)	
Flujo de mineral	40.75 ton/h	44.63 ton/h	
Densidad del mineral	3.4 gr/cc	3.3 gr/cc	
Densidad de pulpa en la descarga	1950 gr/l	1950 gr/l	
Flujo de pulpa en la descarga	504.64 lt/min	545.72 lt/min	
Flujo de agua fresca al molino	304.89 lt/min	320.31 lt/min	
MOLINO 8' x 8' B (Comesa)			
Flujo de mineral	80.60 ton/h		
Densidad de pulpa en la descarga	2141.39 gr/l		
Flujo de pulpa en la descarga	858.59 lt/min		
Flujo de agua fresca al molino	279.85 lt/min		
Flujo de agua en la descarga	495.29 lt/min		
CAJÓN BOMBA 10"x 8" (Denver)			
Flujo de agua fresca al cajón	1878.98 lt/min		
HIDROCICLÓN D-20 (Krebs)			
Alimento		Under Flow	Over Flow
Flujo de mineral	165.98 ton/h	80.60 ton/h	85.38 ton/h
Flujo de pulpa	3785.89 lt/min	578.74 lt/min	3209.09 lt/min
Flujo de agua	2999.47 lt/min	215.44 lt/min	2784.03 lt/min
% sólidos en peso	47.98 %	86.18 %	33.82 %
% sólidos en volumen	20.77 %	62.77 %	13.25 %
% - m200	33.06 %	8.31 %	56.42 %
Densidad de pulpa	1522.96 gr/l	2693.32 gr/l	1310.97 gr/l
Densidad de mineral	3.52 gr/cc	3.70 gr/cc	3.35 gr/cc
d(50) Corregido	166.04 micrones		
Presión de alimentación	11.77 PSI		
Carga Circulante	94.40 %		
Proporción al Under flow	48.56 %		
By - pass	7.18 %		

Simulación 3

	MOLINO 8' x 10' A (Comesa)		MOLINO 8' x 10' B (Comesa)	
Flujo de mineral	40,75	ton/h	44,63	ton/h
Densidad del mineral	3,4	gr/cc	3,3	gr/cc
Densidad de pulpa en la descarga	1950	gr/lt	1950	gr/lt
Flujo de pulpa en la descarga	504,64	lt/min	545,72	lt/min
Flujo de agua fresca al molino	304,89	lt/min	320,31	lt/min

	MOLINO 8' x 8' B (Comesa)	
Flujo de mineral	84,74	ton/h
Densidad de pulpa en la descarga	2185,54	gr/lt
Flujo de pulpa en la descarga	869,14	lt/min
Flujo de agua fresca al molino	279,85	lt/min
Flujo de agua en la descarga	487,16	lt/min

	CAJÓN BOMBA 10"x 8" (Denver)	
Flujo de agua fresca al cajón	1968,45	lt/min

	HIDROCICLÓN D-20 (Krebs)		
	Alimento	Under Flow	Over Flow
Flujo de mineral	170,12 ton/h	84,74 ton/h	85,38 ton/h
Flujo de pulpa	3885,87 lt/min	589,29 lt/min	3298,56 lt/min
Flujo de agua	3080,81 lt/min	207,31 lt/min	2873,50 lt/min
Σ sólidos en peso	47,93 ζ	87,20 ζ	33,12 ζ
Σ sólidos en volumen	20,72 ζ	64,82 ζ	12,89 ζ
Σ - m200	32,69 ζ	7,93 ζ	57,28 ζ
Densidad de pulpa	1522,49 gr/lt	2748,54 gr/lt	1302,54 gr/lt
Densidad de mineral	3,52	3,70	3,35
d(50) Corregido	158,79 micrones		
Presión de alimentación	12,39 PSI		
Carga Circulante	99,25 ζ		
Proporción al Under flow	49,81 ζ		
By - pass	6,73 ζ		

Simulación 4

	MOLINO 8' x 10' A (Comesa)		MOLINO 8' x 10' B (Comesa)	
Flujo de mineral	40,75	ton/h	44,63	ton/h
Densidad del mineral	3,4	gr/cc	3,3	gr/cc
Densidad de pulpa en la descarga	1950	gr/lt	1950	gr/lt
Flujo de pulpa en la descarga	504,64	lt/min	545,72	lt/min
Flujo de agua fresca al molino	304,89	lt/min	320,31	lt/min

	MOLINO 8' x 8' B (Comesa)	
Flujo de mineral	89,02	ton/h
Densidad de pulpa en la descarga	2229,62	gr/lt
Flujo de pulpa en la descarga	880,30	lt/min
Flujo de agua fresca al molino	279,85	lt/min
Flujo de agua en la descarga	479,02	lt/min

	CAJÓN BOMBA 10"x 8" (Denver)	
Flujo de agua fresca al cajón	2057,93	lt/min

	HIDROCICLÓN D-20 (Krebs)		
	Alimento	Under Flow	Over Flow
Flujo de mineral	174,40 ton/h	89,02 ton/h	85,38 ton/h
Flujo de pulpa	3986,46 lt/min	600,45 lt/min	3388,04 lt/min
Flujo de agua	3162,15 lt/min	199,17 lt/min	2962,98 lt/min
Σ sólidos en peso	47,90 ζ	88,16 ζ	32,44 ζ
Σ sólidos en volumen	20,68 ζ	66,83 ζ	12,55 ζ
Σ - m200	32,34 ζ	7,59 ζ	58,14 ζ
Densidad de pulpa	1522,37 gr/lt	2802,71 gr/lt	1294,55 gr/lt
Densidad de mineral	3,53	3,70	3,35
d(50) Corregido	152,16 micrones		
Presión de alimentación	13,04 PSI		
Carga Circulante	104,27 ζ		
Proporción al Under flow	51,04 ζ		
By - pass	6,30 ζ		

Simulación 5

	MOLINO 8' x 10' A (Comesa)		MOLINO 8' x 10' B (Comesa)	
Flujo de mineral	40.75	ton/h	44.63	ton/h
Densidad del mineral	3.4	gr/cc	3.3	gr/cc
Densidad de pulpa en la descarga	1950	gr/lt	1950	gr/lt
Flujo de pulpa en la descarga	504.64	lt/min	545.72	lt/min
Flujo de agua fresca al molino	304.89	lt/min	320.31	lt/min

	MOLINO 8' x 8' B (Comesa)	
Flujo de mineral	93.41	ton/h
Densidad de pulpa en la descarga	2273.36	gr/lt
Flujo de pulpa en la descarga	891.93	lt/min
Flujo de agua fresca al molino	279.85	lt/min
Flujo de agua en la descarga	470.89	lt/min

	CAJÓN BOMBA 10"x 8" (Denver)	
Flujo de agua fresca al cajón	2147.40	lt/min

HIDROCICLÓN D-20 (Krebs)

	Alimento		Under Flow		Over Flow	
Flujo de mineral	178.79	ton/h	93.41	ton/h	85.38	ton/h
Flujo de pulpa	4087.51	lt/min	612.08	lt/min	3477.51	lt/min
Flujo de agua	3243.49	lt/min	191.04	lt/min	3052.45	lt/min
% sólidos en peso	47.88	%	89.07	%	31.80	%
% sólidos en volumen	20.65	%	68.79	%	12.22	%
% - m200	31.98	%	7.29	%	59.00	%
Densidad de pulpa	1522.51	gr/lt	2855.56	gr/lt	1286.97	gr/lt
Densidad de mineral	3.53	gr/cc	3.70	gr/cc	3.35	gr/cc
d(50) Corregido	146.08	micrones				
Presión de alimentación	13.71	PSI				
Carga Circulante	109.40	%				
Proporción al Under flow	52.24	%				
8y - pass	5.89	%				

Simulación 11

	MOLINO 8' x 10' A (Comesa)		MOLINO 8' x 10' B (Comesa)	
Flujo de mineral	40.75	ton/h	44.63	ton/h
Densidad del mineral	3.4	gr/cc	3.3	gr/cc
Densidad de pulpa en la descarga	1950	gr/lt	1950	gr/lt
Flujo de pulpa en la descarga	504.64	lt/min	545.72	lt/min
Flujo de agua fresca al molino	304.89	lt/min	320.31	lt/min

	MOLINO 8' x 8' B (Comesa)	
Flujo de mineral	53.45	ton/h
Densidad de pulpa en la descarga	2113.38	gr/lt
Flujo de pulpa en la descarga	583.77	lt/min
Flujo de agua fresca al molino	279.85	lt/min
Flujo de agua en la descarga	342.82	lt/min

	CAJÓN BOMBA 10"x 8" (Denver)	
Flujo de agua fresca al cajón	1789.50	lt/min

HIDROCICLÓN D-20 (Krebs)

	Alimento		Under Flow		Over Flow	
Flujo de mineral	138.83	ton/h	53.45	ton/h	85.38	ton/h
Flujo de pulpa	3421.98	lt/min	303.92	lt/min	3119.61	lt/min
Flujo de agua	2757.52	lt/min	62.97	lt/min	2694.55	lt/min
% sólidos en peso	45.63	%	93.40	%	34.56	%
% sólidos en volumen	19.42	%	79.28	%	13.63	%
% - m200	35.93	%	5.97	%	54.68	%
Densidad de pulpa	1482.02	gr/lt	3138.59	gr/lt	1319.89	gr/lt
Densidad de mineral	3.48		3.70		3.35	
d(50) Corregido	201.79	micrones				
Presión de alimentación	9.51	PSI				
Carga Circulante	62.61	%				
Proporción al Under flow	38.50	%				
8y - pass	2.28	%				

Simulación 12

	MOLINO 8' x 10' A (Comesa)		MOLINO 8' x 10' B (Comesa)	
Flujo de mineral	40,75	ton/h	44,63	ton/h
Densidad del mineral	3,4	gr/cc	3,3	gr/cc
Densidad de pulpa en la descarga	1950	gr/lt	1950	gr/lt
Flujo de pulpa en la descarga	504,64	lt/min	545,72	lt/min
Flujo de agua fresca al molino	304,89	lt/min	320,31	lt/min

	MOLINO 8' x 8' B (Comesa)	
Flujo de mineral	63,87	ton/h
Densidad de pulpa en la descarga	2099,29	gr/lt
Flujo de pulpa en la descarga	706,49	lt/min
Flujo de agua fresca al molino	279,85	lt/min
Flujo de agua en la descarga	418,58	lt/min

	CAJÓN BOMBA 10"x 8" (Denver)	
Flujo de agua fresca al cajón	1789,50	lt/min

	HIDROCICLÓN D-20 (Krebs)					
	Alimento		Under Flow		Over Flow	
Flujo de mineral	149,25	ton/h	63,87	ton/h	85,38	ton/h
Flujo de pulpa	3544,53	lt/min	426,64	lt/min	3119,61	lt/min
Flujo de agua	2833,28	lt/min	138,73	lt/min	2694,55	lt/min
ℳ sólidos en peso	46,75	ℳ	88,47	ℳ	34,56	ℳ
ℳ sólidos en volumen	20,07	ℳ	67,48	ℳ	13,63	ℳ
ℳ - m200	34,73	ℳ	7,55	ℳ	55,06	ℳ
Densidad de pulpa	1501,13	gr/lt	2820,36	gr/lt	1319,89	gr/lt
Densidad de mineral	3,5		3,70		3,35	
d(50) Corregido	187,57	micrones				
Presión de alimentación	10,25	PSI				
Carga Circulante	74,81	ℳ				
Proporción al Under flow	42,79	ℳ				
By - pass	4,90	ℳ				

Simulación 13

	MOLINO 8' x 10' A (Comesa)		MOLINO 8' x 10' B (Comesa)	
Flujo de mineral	40,75	ton/h	44,63	ton/h
Densidad del mineral	3,4	gr/cc	3,3	gr/cc
Densidad de pulpa en la descarga	1950	gr/lt	1950	gr/lt
Flujo de pulpa en la descarga	504,64	lt/min	545,72	lt/min
Flujo de agua fresca al molino	304,89	lt/min	320,31	lt/min

	MOLINO 8' x 8' B (Comesa)	
Flujo de mineral	87,36	ton/h
Densidad de pulpa en la descarga	2102,05	gr/lt
Flujo de pulpa en la descarga	963,89	lt/min
Flujo de agua fresca al molino	279,85	lt/min
Flujo de agua en la descarga	570,09	lt/min

	CAJÓN BOMBA 10"x 8" (Denver)	
Flujo de agua fresca al cajón	1789,50	lt/min

	HIDROCICLÓN D-20 (Krebs)					
	Alimento		Under Flow		Over Flow	
Flujo de mineral	172,74	ton/h	87,36	ton/h	85,38	ton/h
Flujo de pulpa	3801,63	lt/min	684,04	lt/min	3119,61	lt/min
Flujo de agua	2984,79	lt/min	290,24	lt/min	2694,55	lt/min
ℳ sólidos en peso	49,10	ℳ	83,38	ℳ	34,56	ℳ
ℳ sólidos en volumen	21,49	ℳ	57,57	ℳ	13,63	ℳ
ℳ - m200	32,43	ℳ	9,41	ℳ	55,99	ℳ
Densidad de pulpa	1542,45	gr/lt	2552,92	gr/lt	1319,89	gr/lt
Densidad de mineral	3,52		3,70		3,35	
d(50) Corregido	164,84	micrones				
Presión de alimentación	11,93	PSI				
Carga Circulante	102,32	ℳ				
Proporción al Under flow	50,57	ℳ				
By - pass	9,72	ℳ				

Simulación 14

	MOLINO 8' x 10' A (Comesa)		MOLINO 8' x 10' B (Comesa)	
Flujo de mineral	40.75	ton/h	44.63	ton/h
Densidad del mineral	3.4	gr/cc	3.3	gr/cc
Densidad de pulpa en la descarga	1950	gr/lt	1950	gr/lt
Flujo de pulpa en la descarga	504.64	lt/min	545.72	lt/min
Flujo de agua fresca al molino	304.89	lt/min	320.31	lt/min

	MOLINO 8' x 8' B (Comesa)	
Flujo de mineral	100.30	ton/h
Densidad de pulpa en la descarga	2110.74	gr/lt
Flujo de pulpa en la descarga	1097.95	lt/min
Flujo de agua fresca al molino	279.85	lt/min
Flujo de agua en la descarga	645.85	lt/min

	CAJÓN BOMBA 10"x 8" (Denver)	
Flujo de agua fresca al cajón	1789.50	lt/min

	HIDROCICLÓN D-20 (Krebs)					
	Alimento		Under Flow		Over Flow	
Flujo de mineral	185.68	ton/h	100.30	ton/h	85.38	ton/h
Flujo de pulpa	3935.57	lt/min	818.10	lt/min	3119.61	lt/min
Flujo de agua	3060.55	lt/min	366.00	lt/min	2694.55	lt/min
z sólidos en peso	50.28	z	82.04	z	34.56	z
z sólidos en volumen	22.23	z	55.26	z	13.63	z
z - m200	31.35	z	9.96	z	56.48	z
Densidad de pulpa	1563.99	gr/lt	2490.70	gr/lt	1319.89	gr/lt
Densidad de mineral	3.54		3.70		3.35	
d(50) Corregido	155.88	micrones				
Presión de alimentación	12.86	PSI				
Carga Circulante	117.47	z				
Proporción al Under flow	54.02	z				
By - pass	11.96	z				

Simulación 21

	MOLINO 8' x 10' A (Comesa)		MOLINO 8' x 10' B (Comesa)	
Flujo de mineral	40.75	ton/h	44.63	ton/h
Densidad del mineral	3.4	gr/cc	3.3	gr/cc
Densidad de pulpa en la descarga	1950	gr/lt	1950	gr/lt
Flujo de pulpa en la descarga	504.64	lt/min	545.72	lt/min
Flujo de agua fresca al molino	304.89	lt/min	320.31	lt/min

	MOLINO 8' x 8' B (Comesa)	
Flujo de mineral	71.69	ton/h
Densidad de pulpa en la descarga	2054.62	gr/lt
Flujo de pulpa en la descarga	826.60	lt/min
Flujo de agua fresca al molino	279.85	lt/min
Flujo de agua en la descarga	503.43	lt/min

	CAJÓN BOMBA 10"x 8" (Denver)	
Flujo de agua fresca al cajón	1789.50	lt/min

	HIDROCICLÓN D-20 (Krebs)					
	Alimento		Under Flow		Over Flow	
Flujo de mineral	157.07	ton/h	71.69	ton/h	85.38	ton/h
Flujo de pulpa	3664.53	lt/min	546.75	lt/min	3119.61	lt/min
Flujo de agua	2918.13	lt/min	223.58	lt/min	2694.55	lt/min
z sólidos en peso	47.29	z	84.24	z	34.56	z
z sólidos en volumen	20.37	z	59.11	z	13.63	z
z - m200	33.83	z	8.96	z	54.72	z
Densidad de pulpa	1510.71	gr/lt	2594.43	gr/lt	1319.89	gr/lt
Densidad de mineral	3.51		3.70		3.35	
d(50) Corregido	183.09	micrones				
Presión de alimentación	15.82	PSI				
Carga Circulante	83.97	z				
Proporción al Under flow	45.64	z				
By - pass	7.66	z				

Simulación 22

	MOLINO 8' x 10' A (Comesa)		MOLINO 8' x 10' B (Comesa)	
Flujo de mineral	40,75	ton/h	44,63	ton/h
Densidad del mineral	3,4	gr/cc	3,3	gr/cc
Densidad de pulpa en la descarga	1950	gr/lt	1950	gr/lt
Flujo de pulpa en la descarga	504,64	lt/min	545,72	lt/min
Flujo de agua fresca al molino	304,89	lt/min	320,31	lt/min

	MOLINO 8' x 8' B (Comesa)	
Flujo de mineral	76,18	ton/h
Densidad de pulpa en la descarga	2093,82	gr/lt
Flujo de pulpa en la descarga	846,80	lt/min
Flujo de agua fresca al molino	279,85	lt/min
Flujo de agua en la descarga	503,43	lt/min

	CAJÓN BOMBA 10"x 8" (Denver)	
Flujo de agua fresca al cajón	1789,50	lt/min

HIDROCICLÓN D-20 (Krebs)

	Alimento		Under Flow		Over Flow	
Flujo de mineral	161,56	ton/h	76,18	ton/h	85,38	ton/h
Flujo de pulpa	3684,67	lt/min	566,95	lt/min	3119,61	lt/min
Flujo de agua	2918,13	lt/min	223,58	lt/min	2694,55	lt/min
% sólidos en peso	47,99	%	85,03	%	34,56	%
% sólidos en volumen	20,80	%	60,56	%	13,63	%
% - m200	33,46	%	8,77	%	55,49	%
Densidad de pulpa	1522,72	gr/lt	2633,73	gr/lt	1319,89	gr/lt
Densidad de mineral	3,51		3,70		3,35	
d(50) Corregido	174,73	micrones				
Presión de alimentación	13,27	PSI				
Carga Circulante	89,22	%				
Proporción al Under flow	47,15	%				
By - pass	7,66	%				

Simulación 23

	MOLINO 8' x 10' A (Comesa)		MOLINO 8' x 10' B (Comesa)	
Flujo de mineral	40,75	ton/h	44,63	ton/h
Densidad del mineral	3,4	gr/cc	3,3	gr/cc
Densidad de pulpa en la descarga	1950	gr/lt	1950	gr/lt
Flujo de pulpa en la descarga	504,64	lt/min	545,72	lt/min
Flujo de agua fresca al molino	304,89	lt/min	320,31	lt/min

	MOLINO 8' x 8' B (Comesa)	
Flujo de mineral	73,69	ton/h
Densidad de pulpa en la descarga	2072,28	gr/lt
Flujo de pulpa en la descarga	835,58	lt/min
Flujo de agua fresca al molino	279,85	lt/min
Flujo de agua en la descarga	503,43	lt/min

	CAJÓN BOMBA 10"x 8" (Denver)	
Flujo de agua fresca al cajón	1789,50	lt/min

HIDROCICLÓN D-20 (Krebs)

	Alimento		Under Flow		Over Flow	
Flujo de mineral	159,07	ton/h	73,69	ton/h	85,38	ton/h
Flujo de pulpa	3673,49	lt/min	555,73	lt/min	3119,61	lt/min
Flujo de agua	2918,13	lt/min	223,58	lt/min	2694,55	lt/min
% sólidos en peso	47,60	%	84,60	%	34,56	%
% sólidos en volumen	20,56	%	59,77	%	13,63	%
% - m200	33,67	%	8,87	%	55,07	%
Densidad de pulpa	1516,07	gr/lt	2612,26	gr/lt	1319,89	gr/lt
Densidad de mineral	3,51		3,70		3,35	
d(50) Corregido	179,24	micrones				
Presión de alimentación	9,42	PSI				
Carga Circulante	86,31	%				
Proporción al Under flow	46,32	%				
By - pass	7,66	%				

Simulación 24

	MOLINO 8' x 10' A (Comesa)		MOLINO 8' x 10' B (Comesa)	
Flujo de mineral	40,75	ton/h	44,63	ton/h
Densidad del mineral	3,4	gr/cc	3,3	gr/cc
Densidad de pulpa en la descarga	1950	gr/lt	1950	gr/lt
Flujo de pulpa en la descarga	504,64	lt/min	545,72	lt/min
Flujo de agua fresca al molino	304,89	lt/min	320,31	lt/min

	MOLINO 8' x 8' B (Comesa)	
Flujo de mineral	68,41	ton/h
Densidad de pulpa en la descarga	2024,68	gr/lt
Flujo de pulpa en la descarga	811,80	lt/min
Flujo de agua fresca al molino	279,85	lt/min
Flujo de agua en la descarga	503,43	lt/min

	CAJÓN BOMBA 10"x 8" (Denver)	
Flujo de agua fresca al cajón	1789,50	lt/min

HIDROCICLÓN D-20 (Krebs)

	Alimento		Under Flow		Over Flow	
Flujo de mineral	153,79	ton/h	68,41	ton/h	85,38	ton/h
Flujo de pulpa	3649,78	lt/min	531,95	lt/min	3119,61	lt/min
Flujo de agua	2918,13	lt/min	223,58	lt/min	2694,55	lt/min
% sólidos en peso	46,76	%	83,61	%	34,56	%
% sólidos en volumen	20,05	%	57,97	%	13,63	%
% - m200	34,11	%	9,12	%	54,14	%
Densidad de pulpa	1501,83	gr/lt	2563,75	gr/lt	1319,89	gr/lt
Densidad de mineral	3,5		3,70		3,35	
d(50) Corregido	189,99	micrones				
Presión de alimentación	7,99	PSI				
Carga Circulante	80,13	%				
Proporción al Under flow	44,48	%				
By - pass	7,66	%				

Simulación 31

	MOLINO 8' x 10' A (Comesa)		MOLINO 8' x 10' B (Comesa)	
Flujo de mineral	40,75	ton/h	44,63	ton/h
Densidad del mineral	3,4	gr/cc	3,3	gr/cc
Densidad de pulpa en la descarga	1950	gr/lt	1950	gr/lt
Flujo de pulpa en la descarga	504,64	lt/min	545,72	lt/min
Flujo de agua fresca al molino	304,89	lt/min	320,31	lt/min

	MOLINO 8' x 8' B (Comesa)	
Flujo de mineral	79,64	ton/h
Densidad de pulpa en la descarga	1938,68	gr/lt
Flujo de pulpa en la descarga	1031,61	lt/min
Flujo de agua fresca al molino	449,05	lt/min
Flujo de agua en la descarga	672,63	lt/min

	CAJÓN BOMBA 10"x 8" (Denver)	
Flujo de agua fresca al cajón	1620,30	lt/min

HIDROCICLÓN D-20 (Krebs)

	Alimento		Under Flow		Over Flow	
Flujo de mineral	165,02	ton/h	79,64	ton/h	85,38	ton/h
Flujo de pulpa	3700,24	lt/min	582,56	lt/min	3119,61	lt/min
Flujo de agua	2918,13	lt/min	223,58	lt/min	2694,55	lt/min
% sólidos en peso	48,52	%	85,58	%	34,56	%
% sólidos en volumen	21,14	%	61,62	%	13,63	%
% - m200	31,70	%	8,12	%	53,70	%
Densidad de pulpa	1531,91	gr/lt	2662,24	gr/lt	1319,89	gr/lt
Densidad de mineral	3,52		3,70		3,35	
d(50) Corregido	175,75	micrones				
Presión de alimentación	11,27	PSI				
Carga Circulante	93,28	%				
Proporción al Under flow	48,26	%				
By - pass	7,66	%				

Simulación 32

	MOLINO 8' x 10' A (Comesa)		MOLINO 8' x 10' B (Comesa)	
Flujo de mineral	40.75	ton/h	44.63	ton/h
Densidad del mineral	3.4	gr/cc	3.3	gr/cc
Densidad de pulpa en la descarga	1950	gr/lt	1950	gr/lt
Flujo de pulpa en la descarga	504.64	lt/min	545.72	lt/min
Flujo de agua fresca al molino	304.89	lt/min	320.31	lt/min

	MOLINO 8' x 8' B (Comesa)	
Flujo de mineral	78.19	ton/h
Densidad de pulpa en la descarga	2010.93	gr/lt
Flujo de pulpa en la descarga	940.43	lt/min
Flujo de agua fresca al molino	364.41	lt/min
Flujo de agua en la descarga	587.99	lt/min

	CAJÓN BOMBA 10"x 8" (Denver)	
Flujo de agua fresca al cajón	1704.94	lt/min

HIDROCICLÓN D-20 (Krebs)

	Alimento		Under Flow		Over Flow	
Flujo de mineral	163.57	ton/h	78.19	ton/h	85.38	ton/h
Flujo de pulpa	3693.72	lt/min	576.02	lt/min	3119.61	lt/min
Flujo de agua	2918.13	lt/min	223.58	lt/min	2694.55	lt/min
z sólidos en peso	48.30	z	85.36	z	34.56	z
z sólidos en volúmen	21.00	z	61.19	z	13.63	z
z - m200	32.51	z	8.41	z	54.57	z
Densidad de pulpa	1528.07	gr/lt	2650.49	gr/lt	1319.89	gr/lt
Densidad de mineral	3.51		3.70		3.35	
d(50) Corregido	174.90	micrones				
Presión de alimentación	11.22	PSI				
Carga Circulante	91.58	z				
Proporción al Under flow	47.80	z				
By - pass	7.66	z				

Simulación 33

	MOLINO 8' x 10' A (Comesa)		MOLINO 8' x 10' B (Comesa)	
Flujo de mineral	40.75	ton/h	44.63	ton/h
Densidad del mineral	3.4	gr/cc	3.3	gr/cc
Densidad de pulpa en la descarga	1950	gr/lt	1950	gr/lt
Flujo de pulpa en la descarga	504.64	lt/min	545.72	lt/min
Flujo de agua fresca al molino	304.89	lt/min	320.31	lt/min

	MOLINO 8' x 8' B (Comesa)	
Flujo de mineral	74.86	ton/h
Densidad de pulpa en la descarga	2203.80	gr/lt
Flujo de pulpa en la descarga	756.17	lt/min
Flujo de agua fresca al molino	195.14	lt/min
Flujo de agua en la descarga	418.72	lt/min

	CAJÓN BOMBA 10"x 8" (Denver)	
Flujo de agua fresca al cajón	1874.21	lt/min

HIDROCICLÓN D-20 (Krebs)

	Alimento		Under Flow		Over Flow	
Flujo de mineral	160.24	ton/h	74.86	ton/h	85.38	ton/h
Flujo de pulpa	3678.77	lt/min	561.03	lt/min	3119.61	lt/min
Flujo de agua	2918.13	lt/min	223.58	lt/min	2694.55	lt/min
z sólidos en peso	47.79	z	84.80	z	34.56	z
z sólidos en volúmen	20.68	z	60.15	z	13.63	z
z - m200	34.48	z	9.14	z	56.70	z
Densidad de pulpa	1519.22	gr/lt	2622.51	gr/lt	1319.89	gr/lt
Densidad de mineral	3.51		3.70		3.35	
d(50) Corregido	172.98	micrones				
Presión de alimentación	11.10	PSI				
Carga Circulante	87.68	z				
Proporción al Under flow	46.72	z				
By - pass	7.66	z				

Simulación 34

	MOLINO 8' x 10' A (Comesa)		MOLINO 8' x 10' B (Comesa)	
Flujo de mineral	40,75	ton/h	44,63	ton/h
Densidad del mineral	3,4	gr/cc	3,3	gr/cc
Densidad de pulpa en la descarga	1950	gr/lt	1950	gr/lt
Flujo de pulpa en la descarga	504,64	lt/min	545,72	lt/min
Flujo de agua fresca al molino	304,89	lt/min	320,31	lt/min

	MOLINO 8' x 8' B (Comesa)	
Flujo de mineral	72,92	ton/h
Densidad de pulpa en la descarga	2337,83	gr/lt
Flujo de pulpa en la descarga	662,79	lt/min
Flujo de agua fresca al molino	110,50	lt/min
Flujo de agua en la descarga	334,08	lt/min

	CAJÓN BOMBA 10"x 8" (Denver)	
Flujo de agua fresca al cajón	1958,85	lt/min

HIDROCICLÓN D-20 (Krebs)

	Alimento		Under Flow		Over Flow	
Flujo de mineral	158,30	ton/h	72,92	ton/h	85,38	ton/h
Flujo de pulpa	3670,06	lt/min	552,29	lt/min	3119,61	lt/min
Flujo de agua	2918,13	lt/min	223,58	lt/min	2694,55	lt/min
ℳ sólidos en peso	47,48	ℳ	84,46	ℳ	34,56	ℳ
ℳ sólidos en volúmen	20,49	ℳ	59,52	ℳ	13,63	ℳ
ℳ - m200	35,72	ℳ	9,59	ℳ	58,03	ℳ
Densidad de pulpa	1514,02	gr/lt	2605,50	gr/lt	1319,89	gr/lt
Densidad de mineral	3,51		3,70		3,35	
d(50) Corregido	171,80	micrones				
Presión de alimentación	11,03	PSI				
Carga Circulante	85,41	ℳ				
Proporción al Under flow	46,07	ℳ				
By - pass	7,66	ℳ				

Simulación 35

	MOLINO 8' x 10' A (Comesa)		MOLINO 8' x 10' B (Comesa)	
Flujo de mineral	40,75	ton/h	44,63	ton/h
Densidad del mineral	3,4	gr/cc	3,3	gr/cc
Densidad de pulpa en la descarga	1950	gr/lt	1950	gr/lt
Flujo de pulpa en la descarga	504,64	lt/min	545,72	lt/min
Flujo de agua fresca al molino	304,89	lt/min	320,31	lt/min

	MOLINO 8' x 8' B (Comesa)	
Flujo de mineral	70,74	ton/h
Densidad de pulpa en la descarga	2513,47	gr/lt
Flujo de pulpa en la descarga	568,30	lt/min
Flujo de agua fresca al molino	25,87	lt/min
Flujo de agua en la descarga	249,45	lt/min

	CAJÓN BOMBA 10"x 8" (Denver)	
Flujo de agua fresca al cajón	2043,48	lt/min

HIDROCICLÓN D-20 (Krebs)

	Alimento		Under Flow		Over Flow	
Flujo de mineral	156,12	ton/h	70,74	ton/h	85,38	ton/h
Flujo de pulpa	3660,23	lt/min	542,43	lt/min	3119,61	lt/min
Flujo de agua	2918,13	lt/min	223,58	lt/min	2694,55	lt/min
ℳ sólidos en peso	47,14	ℳ	84,06	ℳ	34,56	ℳ
ℳ sólidos en volúmen	20,27	ℳ	58,78	ℳ	13,63	ℳ
ℳ - m200	37,19	ℳ	10,14	ℳ	59,61	ℳ
Densidad de pulpa	1508,13	gr/lt	2585,65	gr/lt	1319,89	gr/lt
Densidad de mineral	3,51		3,70		3,35	
d(50) Corregido	170,65	micrones				
Presión de alimentación	10,96	PSI				
Carga Circulante	82,85	ℳ				
Proporción al Under flow	45,31	ℳ				
By - pass	7,66	ℳ				

5.6 Simulación del circuito afinando la granulometría del alimento fresco

La granulometría promedio de alimentación al circuito de molienda es aproximadamente 30% mas $\frac{1}{2}$ ", dentro de los planes de corto plazo de la concentradora esta el proyecto del cerrado del circuito de chancado terciario, con la finalidad de obtener un producto más uniforme y de menor dimensión, con lo que se estaría mejorando la calidad de la molienda.

Con la finalidad de evaluar el impacto de la menor granulometría de alimentación (aproximadamente 15% mas $\frac{1}{2}$ ") se realizó una simulación del circuito, bajo las condiciones actuales de operación, excepto la granulometría de alimentación a los molinos primarios.

Presentamos las distribuciones granulométricas de ahora (1995) y después:

No	MALLA	ABERTURA	Año 1995			Año 1996		
			% Peso	Ac (+)	Ac (-)	% Peso	Ac (+)	Ac (-)
1	1"	25739	3.66	3.66	96.34	0.00	0.00	100.00
2	3/4"	20630	6.46	10.12	89.88	0.00	0.00	100.00
3	1/2"	15533	20.00	30.12	69.88	15.00	15.00	85.00
4	3/8"	10897	11.46	41.58	58.42	12.24	27.24	72.76
5	m4	4467	14.58	56.16	43.84	25.68	52.92	47.08
6	m10	2182	10.13	66.29	33.71	16.07	68.99	31.01
7	m30	651	11.38	77.67	22.33	8.70	77.69	22.31
8	m70	251	7.68	85.35	14.65	6.98	84.67	15.33
9	m100	178	2.47	87.81	12.19	2.34	87.01	12.99
10	m140	126	1.56	89.37	10.63	2.33	89.34	10.66
11	m200	89	1.22	90.59	9.41	0.97	90.31	9.69
12	m270	63	1.23	91.82	8.18	1.91	92.22	7.78
13	m325	49	1.12	92.94	7.06	1.05	93.27	6.73
14	-m325		7.06	100.00	0.00	6.73	100.00	0.00
SUMATORIA			100.00			100.00		

PRODUCTO DEL CIRCUITO DE CHANCADO

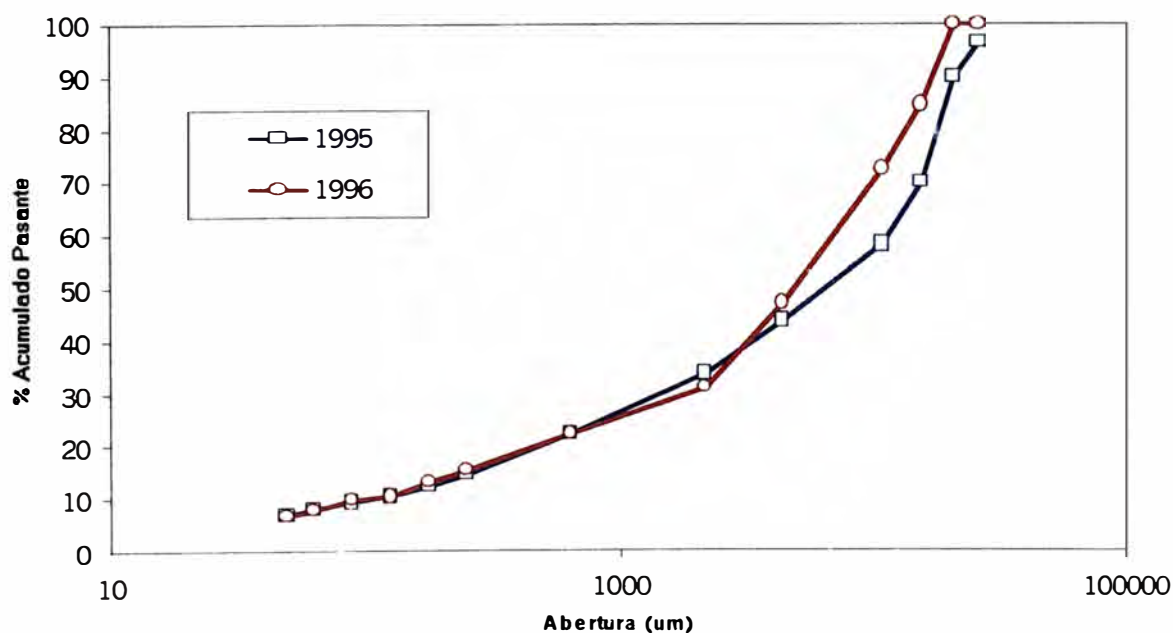


Gráfico 5.12: Comparación de las distribuciones granulométricas

A continuación el resumen de la simulación realizada:

	MOLINO 8' x 10' A (Comesa)		MOLINO 8' x 10' B (Comesa)			
Flujo de mineral	40.75	ton/h	44.63	ton/h		
Densidad del mineral	3.4	gr/cc	3.3	gr/cc		
Densidad de pulpa en la descarga	1950	gr/lt	1950	gr/lt		
Flujo de pulpa en la descarga	504.64	lt/min	545.72	lt/min		
Flujo de agua fresca al molino	304.89	lt/min	320.31	lt/min		
	MOLINO 8' x 8' B (Comesa)					
Flujo de mineral	76.49	ton/h				
Densidad de pulpa en la descarga	2096.52	gr/lt				
Flujo de pulpa en la descarga	848.23	lt/min				
Flujo de agua fresca al molino	279.85	lt/min				
Flujo de agua en la descarga	503.43	lt/min				
	CAJÓN BOMBA 10"x 8" (Denver)					
Flujo de agua fresca al cajón	1789.50	lt/min				
	HIDROCICLÓN D-20 (Krebs)					
	Alimento		Under Flow		Over Flow	
Flujo de mineral	161.87	ton/h	76.49	ton/h	85.38	ton/h
Flujo de pulpa	3686.10	lt/min	568.38	lt/min	3119.61	lt/min
Flujo de agua	2918.13	lt/min	223.58	lt/min	2694.55	lt/min
% sólidos en peso	48.04	%	85.08	%	34.56	%
% sólidos en volúmen	20.83	%	60.66	%	13.63	%
% - m200	33.51	%	8.84	%	55.62	%
Densidad de pulpa	1523.57	gr/lt	2636.41	gr/lt	1319.89	gr/lt
Densidad de mineral	3.51	gr/cc	3.70	gr/cc	3.35	gr/cc
d(50) Corregido	173.92	micrones				
Presión de alimentación	11.16	PSI				
Carga Circulante	89.59	%				
Proporción al Under flow	47.26	%				
By - pass	7.66	%				

Como se aprecia no se observa un incremento significativo en el porcentaje de la malla menos 200.

En el resto de parámetros de operación tampoco no se observa variaciones significativas respecto a la operación actual.

De esto podemos concluir que esta disminución de la granulometría de alimentación fresca no tendrá impacto significativo sobre la calidad de la molienda, ya que 15% sobre la malla mas 1/2" sigue siendo aun una granulometría bastante gruesa.

Esto quedo demostrado en el año 1996 cuando se puso operativo el nuevo circuito, no se logró incrementar el porcentaje de menos 200 mallas en el overflow.

CAPITULO 6

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

El modelo simplificado de molienda, en base a la Función Selección Específica y los modelos empíricos (Lynch & Rao y Plitt) para hidrociclones, constituyen herramientas eficaces para lograr una mejor comprensión del funcionamiento y la optimización de un circuito de molienda clasificación.

Los conceptos arriba indicados, son posibles de aplicar en Plantas de la mediana minería, el requisito sería caracterizar todas las mezclas de mineral que son alimentadas a la concentradora, determinación de la función selección específica y constantes del modelo del hidrociclón. Esto para obtener resultados de las modelaciones de más amplio rango de validez.

El objetivo de una etapa de molienda clasificación es generalmente obtener la liberación de las especies valiosas, la cual casi siempre se da en tamaños de partícula bastante pequeños, siendo parámetros de control a nivel de Planta el % acumulado o pasante de una determinada abertura de malla (% menos 200 mallas ó % mas 65 mallas, generalmente). En nuestro caso la malla de control es el % de malla menos 200, la cual debe ser aproximadamente entre 53 y 56%.

El objetivo a corto plazo en la Planta fue la de incrementar el porcentaje de menos 200 mallas arriba del 60%, con la implementación de una etapa adicional de remolienda, la finalidad fue mejorar la recuperación del cobre, evitando su desplazamiento al circuito de zinc.

Este trabajo pretendió en su momento conocer el comportamiento del circuito frente a cambios operativos para posteriormente lograr una optimización del circuito en base a los recursos existentes. Así en las simulaciones se exploran estrategias de aumento de agua de dilución al cajón de la bomba, variaciones de diámetros de vortex, variaciones de diámetros de apex y variación de las proporciones de distribución de agua al circuito, con la finalidad de no afectar el tiempo de flotación por dilución del overflow.

Al aumentar el agua de dilución se consigue aumentar el porcentaje de malla menos 200 con el consiguiente incremento de la carga circulante y aumento del porcentaje de sólidos del underflow, el cual es peligroso por el posible "roping" que podría presentarse. Otro inconveniente de esta estrategia es la dilución del overflow, el cual restaría hasta un 10% del tiempo de flotación al incrementarse un 20% más de agua.

Mediante las simulaciones también se determinó que una disminución del diámetro de vortex no es beneficiosa, sino que esta debería ser acompañada de un cambio de diámetro en el apex. Así se determinó que un apex de 2.75 pulgadas sería conveniente. El aumentar el diámetro del apex no compromete el porcentaje de sólidos del underflow (se observa ligera disminución), la limitante sería el porcentaje de carga circulante. Se determinó que el máximo de carga circulante que podría soportar el circuito es 130%.

La estrategia de variar la distribución de agua al circuito, sin variar los sólidos del overflow, permite controlar el incremento de la carga circulante, al dosificarse casi la totalidad del agua al cajón de la bomba y solo un mínimo para la dilución del underflow. La limitante para esta estrategia sería el máximo porcentaje de sólidos permisible en la

descarga del molino secundario. De esto se concluye que entre el 90 y 95% del agua total debería dosificarse al cajón de la bomba.

Se recomienda la instalación de al menos cuatro flujómetros e igual número de válvulas automáticas para cuantificar y controlar a nivel de Planta la dosificación y distribución de agua en el circuito. De ser posible la instalación de un lazo de control (PLC) entre el tonelaje (balanzas electrónicas) y las válvulas de dosificación de agua para mantener constante el porcentaje de sólidos del overflow y la distribución de agua.

CAPITULO 7

ANEXOS

7.1 Algunos criterios sobre optimización de Circuitos de Molienda Clasificación

Estos criterios han sido tomados del artículo "Diez Mandamientos para mejorar la Productividad de sus Molinos", presentado por el Dr. Jaime E. Sepúlveda en el IV Sistem Samarco Mineracao (Belo Horizonte, 1994).

Mandamiento N° 1:

Mantener el máximo nivel de carga en el Molino

Como ya se sabe, para una tarea de molienda dada, resulta obvio que cualquier aumento en la demanda de potencia del molino debiera traducirse en un correspondiente aumento en su productividad. En concreto, la ecuación:

$$P = 0.238 \times D^{3.5} \times (L/D) \times N_c \times d_{ap} \times (f - 1.065 \times f^2) \times \text{Sen } \alpha \quad (1)$$

Donde:

- D : diámetro del molino, pies
- L : largo del molino, pies
- N_c : fracción de la velocidad crítica, $N_c = 76.6 / D^{0.5}$
- d_{ap} : densidad aparente de la carga, ton/m^3
- f : nivel aparente de llenado, % (incluyendo espacios intersticiales)
- α : ángulo de levante del centro de gravedad de la carga con respecto a la vertical, típicamente entre 35° a 40°

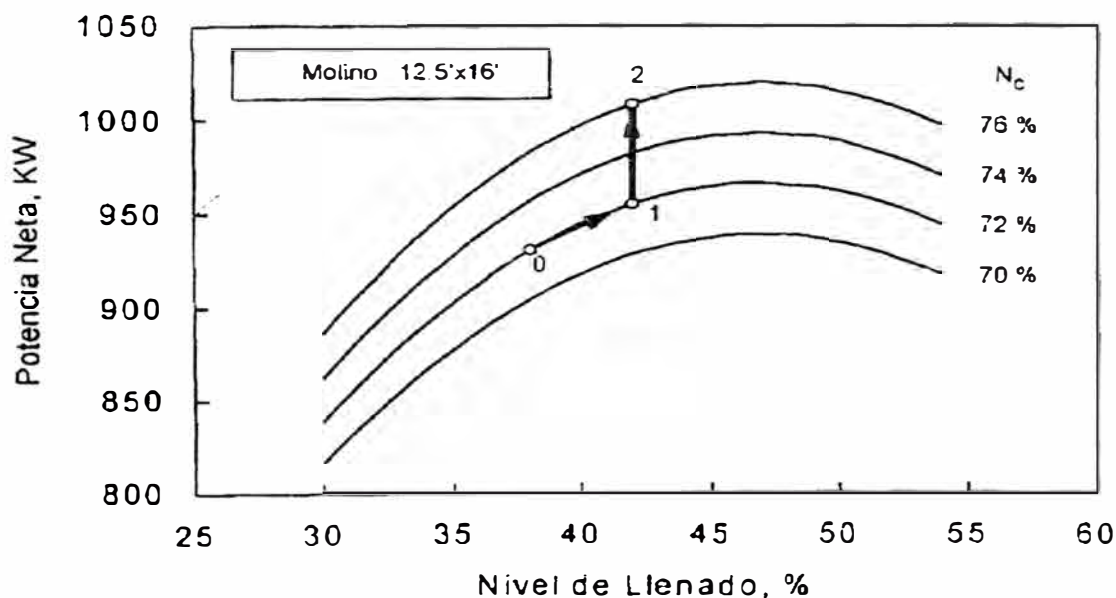


Figura 1: Efecto del nivel de llenado sobre la potencia demandada por el molino, en función de la velocidad de giro.

Representada gráficamente en la Figura 1 adjunta, indica que, por ejemplo, un leve aumento en el nivel aparente de cuerpos moledores en el molino, desde un 38% a un 42%, se traduciría en un correspondiente aumento del 2.6% en la potencia y en consecuencia, un similar y no despreciable porcentaje de aumento en el ritmo de

beneficio del mineral, que alcanzaría a las 102.6 ton/hr (Condición 1). Es preciso reconocer sin embargo que, por su geometría y diseño, no todos los molinos industriales aceptan los mismo niveles porcentuales de llenado; en particular los del tipo overflow de gran diámetro, normalmente limitados a llenados máximos inferiores al 40%.

Se podrá contra argumentar que tal recomendación es demasiado evidente para incluirla en un listado de potenciales fuentes de optimización.

Sin embargo, no han sido pocas las oportunidades en que este autor ha podido constatar, en terreno, hasta que punto se descuida el control acucioso de tan importante condición operacional. La práctica común de recargar bolas en una proporción fija con respecto a la cantidad de mineral beneficiado el turno o día anterior puede fácilmente conducir a una condición de llenado insuficiente; con la consecuente pérdida de capacidad de tratamiento y/o fineza en el producto molido. Por el contrario, se está actualmente trabajando en el diseño y evaluación industrial de diversos dispositivos automáticos para la recarga continua de cuerpos moledores, con el preciso propósito de mantener el nivel de potencia del molino cercano a su máximo permisible.

Mandamiento N° 2

Incrementar la velocidad rotación del Molino

Concordante con la lógica anterior, un incremento en la velocidad de rotación del molino se traduce, según la misma Ecuación 1, en un incremento directamente proporcional en su demanda de potencia, como se ilustra también en la Figura 1 adjunta. Varias operaciones han experimentado con éxito esta alternativa, mediante simples modificaciones en el sistema motriz del molino.

No obstante, tal recomendación está limitada por la consecuente alteración en el posicionamiento dinámico del riñón conformado por la carga, aumentando en el posicionamiento dinámico del riñón conformado por la carga aumentando los riesgos de impactos bola/revestimiento y los resultantes daños a estos últimos, afectando negativamente la disponibilidad operacional del equipo. En el extremo, la carga de bolas puede llegar a impactar preferentemente a las barras levantadoras del extremo opuesto, imperando una condición de volante de inercia, caracterizada por una disminución de la potencia demanda. Ciertamente, bajo tales circunstancias, la Ecuación 1 ya no es aplicable.

Por lo anterior, dependiendo del nivel de llenado y el perfil de los revestimientos, el aumento de velocidad del molino estará limitado a un máximo de 75% a 79% de su correspondiente velocidad crítica. En este caso hipotético, se ha considerado factible aumentar la velocidad de giro de 72% a 76% de su velocidad crítica proyectándose así un incremento de tonelaje a 108.3 ton/hr (5.6%) (Condición 2)

Mandamiento N° 3

Incrementar la fineza de la alimentación fresca la circuito

Es posible constatar en numerosas instalaciones de procesamiento de minerales que la capacidad de los equipos de chancado que anteceden a la etapa de molienda es considerablemente superior a la capacidad total de los molinos disponibles. Es por tanto inusual que las chancadoras operen en forma continua las 24 hr del día. Se suma a ello, que la tecnología actual ha efectivamente permitido ampliar el rango de aplicabilidad de las chancadoras terciarias a productos tan finos como $\frac{1}{4}$ ", e incluso $\frac{3}{16}$ ", resulta entonces atractiva la posibilidad de relajar la tarea de molienda traspasando a esta etapa

un producto de alimentación lo más fino posible, utilizando al máximo la capacidad de chancado disponible.

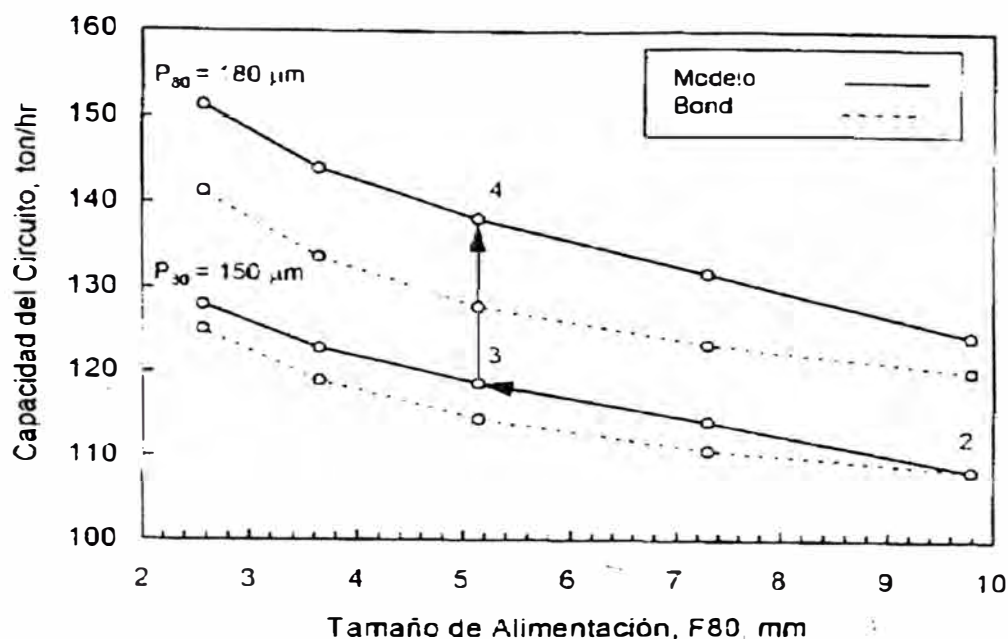


Figura 2: Efecto de la finura de la alimentación fresca sobre la productividad del molino. La línea punteada corresponde a la predicción de Bond a partir de la Condición 2

La Figura 2 adjunta ilustra el beneficio potencial de implantar tal alternativa, en el caso hipotético en consideración. Para una finura de producto $P_{80} = 150 \mu\text{m}$ constante, simulaciones desarrolladas (sobre la base del modelo lineal de la molienda antes descrito) indican la potencialidad de aumentar el beneficio hasta 118.7 ton/hr (9.6%) (Condición 3), en el caso de que fuera posible reducir el tamaño de alimentación desde 95% - 1/2" ($F_{80} = 9795 \mu\text{m}$) hasta 95% - 1/4" ($F_{80} = 5148 \mu\text{m}$). Resulta de interés destacar que, para la misma situación, la Ley de Bond predice un incremento menor a sólo 114.4 ton/hr (5.6%); ello a causa de que Bond no reconoció debidamente la molienda anormal de partículas gruesas, caracterizadas en el modelo general por el parámetro d_{crit} . Al reducir la presencia de estas partículas más gruesas, de baja moliendabilidad, el aumento real de productividad ha demostrado ser mayor que el anticipable según Bond.

Mandamiento N° 4

Reducir la finura del producto al mínimo permitido

De la misma forma, puede ser ocasionalmente factible relajar la tarea de molienda reduciendo la exigencia de finura sobre el producto final de la molienda. Frecuentemente, un adecuado análisis de alternativas, en un contexto económico global, permite demostrar la conveniencia de sacrificar en parte la eficiencia de las etapas de concentración subsiguientes a cambio de una mayor tasa de tratamiento a través del circuito. En la minería de los sulfuros, la flotación es el caso típico en el cual, dentro de límites razonables, es económicamente aconsejable producir más recuperando menos.

Para el ejemplo particular en consideración, la Figura 2 ilustra un aumento potencial a 138.1 ton/hr (16.3%) (Condición 4) cuando se acepta reducir la finura del producto a $P_{80} = 180 \mu\text{m}$. Nuevamente, la predicción de Bond es más conservativa: 127.8 ton/hr (11.7%).

Mandamiento N° 5

Determinar el tamaño óptimo de bolas a recargar

En lo referente a la política de recarga de cuerpos moledores, es posible determinar en cada caso particular un área específica óptima, función de la tarea de molienda impuesta, que maximiza la moliendabilidad del mineral. Para tal efecto, se realiza ensayos de laboratorio con distintos tamaños de bolas, emulando distintas políticas de recarga, a fin de cuantificar la variabilidad de los parámetros α_0 y d_{crit} con respecto al área específica de la carga; obteniéndose resultados del tipo:

Política de Recarga	100% 75 mm	100% 64 mm	100% 50 mm	50/50% 50 mm	100% 38 mm
Área m^2/m^3	63	76	94	108	126
α_0 ton/KWh	.00875	.01019	.01107	.01150	.01165
d_{crit} , μm	6532	4677	3548	3103	2800

Luego con la ayuda de un simulador adecuado, es posible construir gráficos como el de la Figura 3 que revela claramente la conveniencia de mantener un nivel de $85 m^2/m^3$ (aparente) de área específica expuesta, para aumentar el beneficio a 156.3 ton/hr; equivalente a un 13.2% de mayor tratamiento respecto de la condición actual de recarga con bolas de 75 mm (Condición 4).

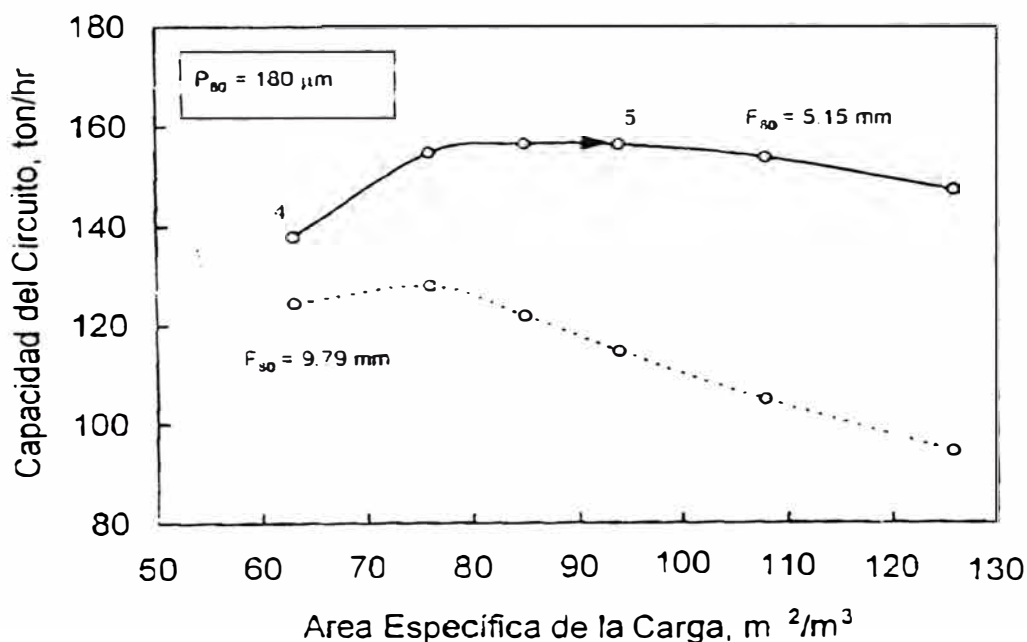


Figura 3: Efecto del área específica de la carga sobre la productividad del molino

Tal condición de área expuesta es factible de ser generada por una infinidad de políticas de recarga, alternativas y equivalente, entre ellas:

- 22% de bolas de 75 mm y 78% de bolas de 50 mm
- 48 de bolas de 75 mm y 52% de bolas de 38 mm
- 45% de bolas de 64 mm y 55% de bolas de 50 mm

o preferiblemente optar por la alternativa subóptima de mono-recarga con 100% bolas de 50 mm ($a = 94 \text{ m}^2/\text{m}^3$); de similar nivel de eficiencia y de mayor simplicidad operacional (Condición 5)

Es interesante además observar en la misma Figura 3 que, si se mantiene la granulometría gruesa de alimentación al circuito ($F_{80} = 9795 \text{ } \mu\text{m}$), el área óptima requerida sería consecuentemente menor, del orden de $70 \text{ m}^2/\text{m}^3$, equivalente a una mono-recarga con 100% bolas de 70 mm.

Mandamiento N° 6

Maximizar el contenido de sólidos en el retorno de los clasificadores

En el contexto de la "Cuarta Ley" que sugiere la conveniencia de operar los clasificadores con un contenido de sólidos en la descarga tan alto como sea operacionalmente posible. Ello apunta a minimizar el cortocircuito o retorno de partículas finas al molino (ver Figura 4).

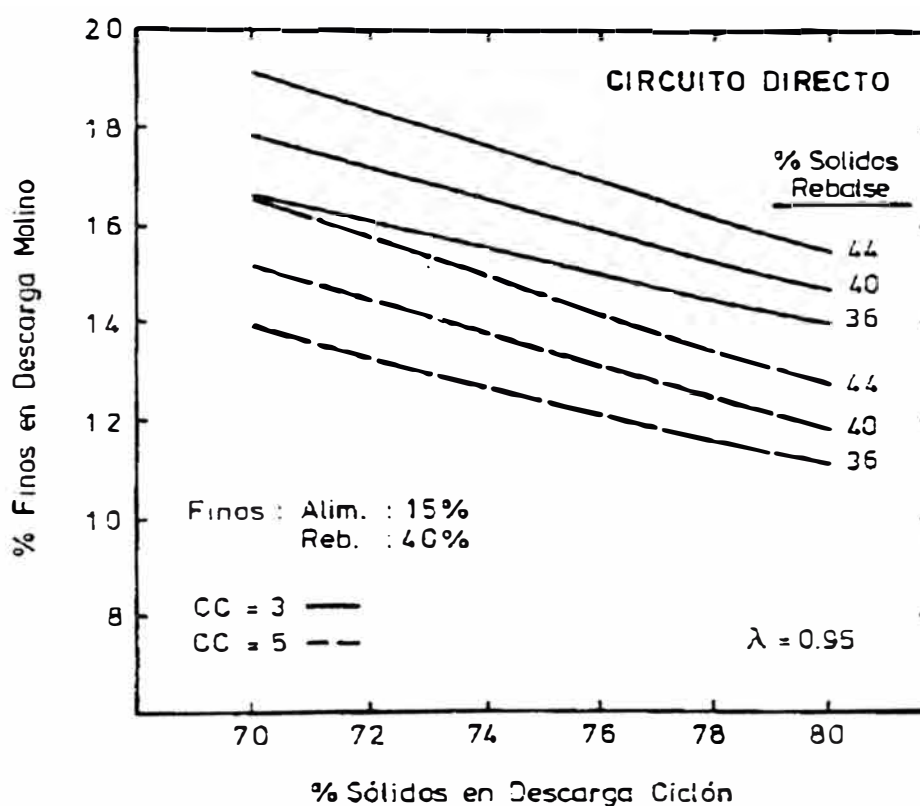


Figura 4: La "Cuarta Ley" indica que el mínimo contenido de finos en la descarga del molino se obtiene al operar con el mínimo % de sólidos en el rebalse de los hidrociclones y máximo % de sólidos en su descarga. El gráfico ilustra también el beneficio de operar a altas cargas circulantes.

En la práctica, esta recomendación implica simplemente utilizar ápices (apex) suficientemente cerrados para mantener la alta densidad de pulpa deseada; justo por debajo de la condición límite de "acordonamiento" o "roping". La Figura 5 muestra que un leve aumento del contenido de sólidos en la descarga de los clasificadores de 76.5% a 78.2% representa un incremento en tratamiento de 156.2 ton/hr a 158.6 ton/hr (1.5%) (Condición 6), manteniendo la demanda de la bomba fija en $537 \text{ m}^3/\text{hr}$.

Es perfectamente entendible que los operadores prefieran mantener una descarga más diluida, puesto que ello les demanda una menor atención en cuanto a estabilidad operacional; pero a medida que aumenta el cortocircuito, aumenta consecuentemente la

carga circulante y por lo tanto, la exigencia sobre la bomba. Como la gran mayoría de las instalaciones cuentan con bombas de velocidad fija, un aumento en carga circulante sólo puede ser absorbido con una reducción del ritmo de alimentación fresca al circuito (ver Figura 5). Aún en la eventualidad de que la instalación esté dotada con una bomba de velocidad variable con capacidad adicional disponible, es claramente más recomendable no copar esta disponibilidad con finos circulantes sino como se indica en el punto siguiente.

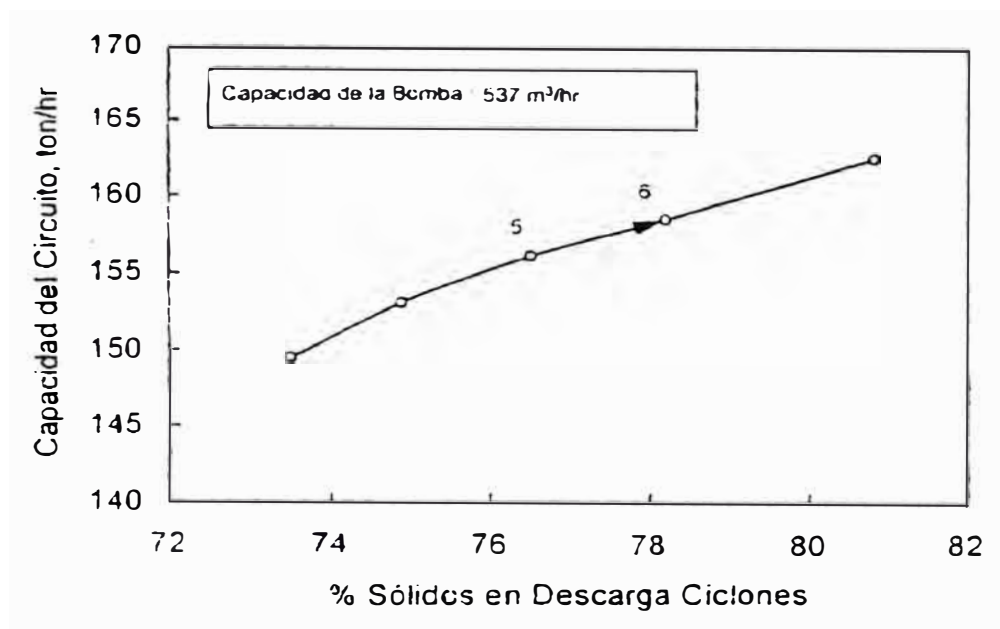


Figura 5: Efecto del porcentaje de sólidos en la descarga de los hidrociclones sobre la productividad del molino, con bomba de velocidad fija.

Mandamiento N° 7

Maximizar la dosificación de agua al cajón de la bomba

De la "Cuarta Ley" y su correspondiente representación gráfica en la Figura 4, queda en evidencia la ventaja de operar el circuito con un mínimo contenido de sólidos en el rebalse de los hidrociclones; lo cual en términos prácticos significa simplemente adicionar el máximo de agua disponible, en compatibilidad con las etapas de concentración subsecuentes.

Dependiendo de la configuración del circuito, la mayor parte de la dosificación total de agua se adiciona normalmente al cajón de la bomba (Figura 6, flujo 4) y la menor diferencia restante directamente al molino, a fin de mantener adecuadas condiciones reológicas de la pulpa en su interior (48% a 54% sólidos, en volumen)

En el caso hipotético en consideración, la Figura 7 adjunta ilustra el significativo efecto de la dilución del rebalse sobre la productividad del circuito, para una tarea de molienda dada. A modo de ejemplo, estas simulaciones indican que, un aumento en la dosificación total de agua de 222 m³/hr (40.8% sólidos en el rebalse) a 309 m³/hr (35% sólidos en el rebalse) representa un importante aumento marginal de capacidad de tratamiento de 158.6 ton/hr a 171.3 ton/hr (8.0%) (Condición 7). Precisamente, esta variable ha sido siempre la de mayor incidencia en los diversos proyectos concretos de optimización, en los cuales este autor ha tenido la valiosa oportunidad de participar.

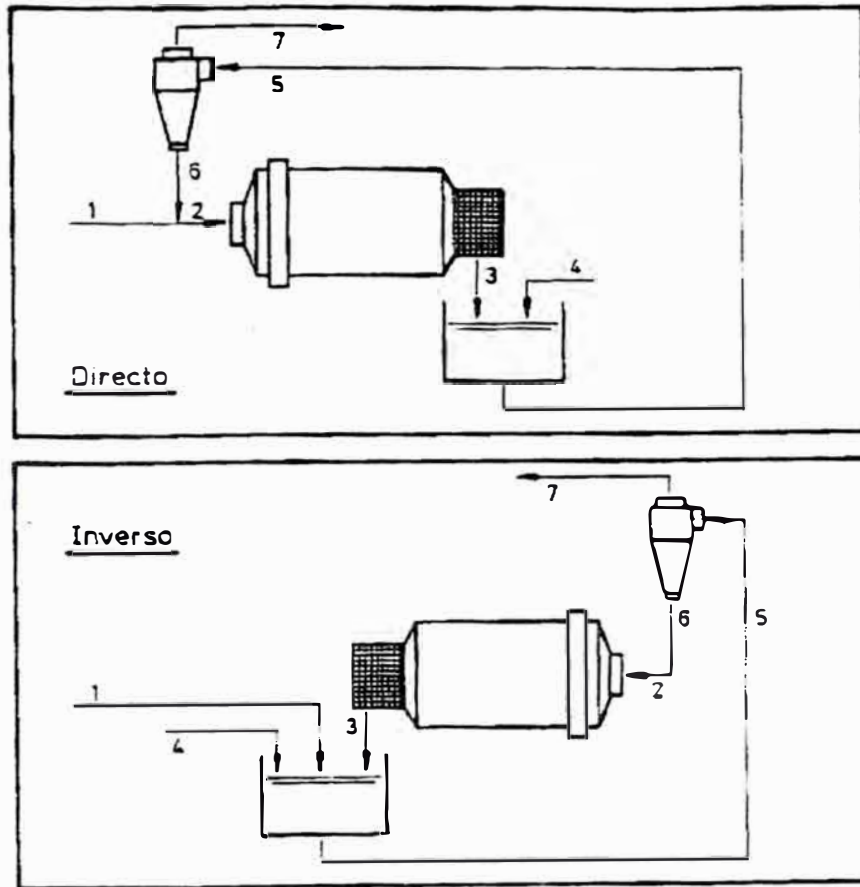


Figura 6: Configuraciones típicas de circuitos industriales de Molienda / clasificación.

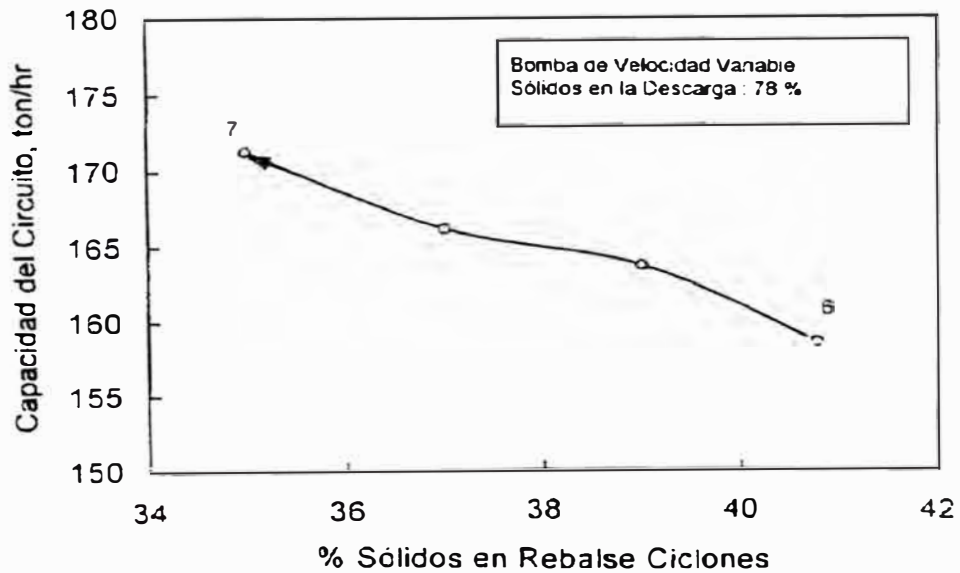


Figura 7: Efecto del porcentaje de sólidos en el rebalse de los hidrociclones sobre la productividad del molino.

Mandamientos N° 8

Incrementar la capacidad de la bomba

Implantar la recomendación anterior irremediablemente implica un aumento considerable en el nivel de carga circulante en el circuito (Figura 8). Resulta lógico por lo tanto tomar las precauciones pertinentes para evitar que la capacidad de la bomba pueda ser el "cuello de botella" de la instalación.

Considerando el importante beneficio marginal normalmente asociado a un incremento de productividad alcanzable por esta vía, la adquisición de una nueva bomba de mayor capacidad es siempre justificable desde el punto de vista económico. Eventualmente, un simple cambio de las poleas de transmisión o modificaciones menores en el diseño y ubicación de la batería de hidrociclones pueden ser suficientes para obtener un mayor caudal de la bomba.

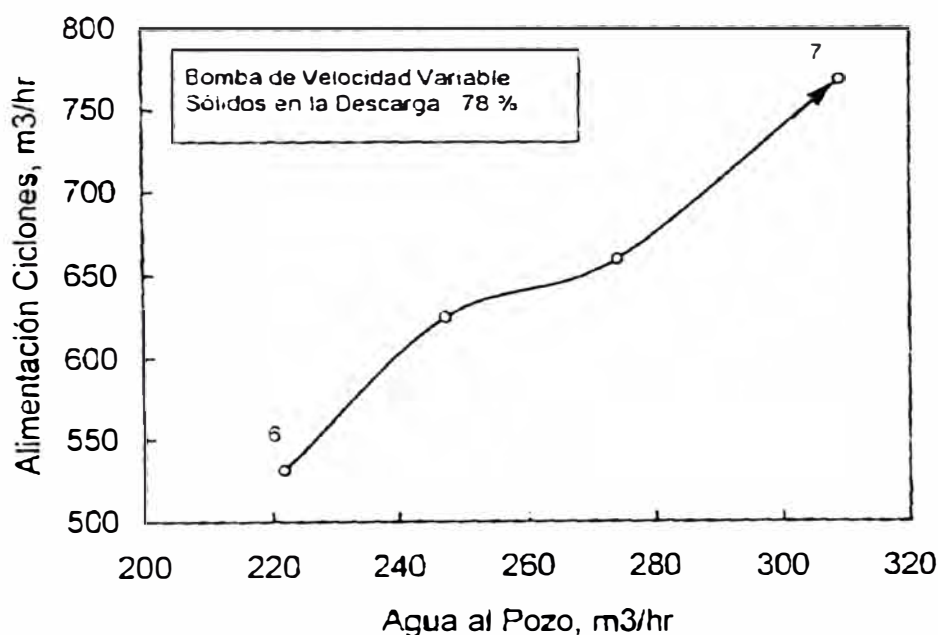


Figura 8: Efecto de la dosificación total de agua al circuito sobre el flujo de pulpa circulante.

Mandamiento N° 9

Implantar un Sistema de Control Experto

Desde el punto de vista estrictamente operacional, acatar fielmente los "mandamientos" anteriores, particularmente en lo referente a la optimización de los clasificadores, se traduce necesariamente en condiciones demasiado exigentes; incluso para operadores experimentados. De ahí la necesidad de apoyar la operación con sistemas automáticos de control supervisor que hagan factible mantener la vigencia en el tiempo de las condiciones óptimas previamente seleccionadas como referencia; esto es, detectar las fluctuaciones naturales en las propiedades del mineral tratado y adoptar las debidas acciones correctivas.

La efectividad del sistema de control requerido depende de un justo balance entre los tres elementos base que lo componen: sensores, hardware y estrategia. Los sensores deben ser seleccionados para proporcionar suficiente información en línea, oportuna y confiable. El hardware debe cumplir el crítico rol de conversor y transmisor de la información desde los sensores al nivel supervisor donde reside la estrategia de control (software) y también el rol inverso de comunicaciones desde el nivel supervisor hacia los

actuadores del sistema. La estrategia debe ser de preferencia del tipo "experto", modalidad que permite integrar al sistema el máximo de experiencia relevante, acumulada por usuarios y especialistas, en la forma de reglas decisionales orientadas a la optimización continua de la operación. En tal sentido, la disponibilidad de modelos matemáticos, capaces de describir adecuadamente las fluctuaciones dinámicas del proceso, frente a las perturbaciones naturales del mismo, aporta considerablemente al éxito de la gestión

Aún cuando el control de circuitos de molienda / clasificación no es una tarea trivial de fácil ejecución, los especialistas sobre la materia coinciden en reconocer a los circuitos de molienda semiatógena, de creciente aceptación por parte de los diseñadores de nuevas instalaciones de beneficio, como el mayor desafío desde el punto de vista de su control operacional. Producto de la alta inestabilidad que naturalmente exhiben, los sistemas tradicionales de control distribuido (DCS) no han sido eficaces en tales aplicaciones.

Al respecto, es destacable el trabajo de Fuenzalida y Cubillos que en 1991, guiados por la experiencia pionera de Herbst en Dizon – Benguet, fueron también exitosos en el desarrollo e implantación de un sistema experto para el control supervisor de los molinos semiautógenos de la División Chuquicamata de CODELCO – Chile; experiencia que ha sido posteriormente replicada en otras diversas instalaciones, incluyendo por cierto circuitos convencionales de molienda / clasificación

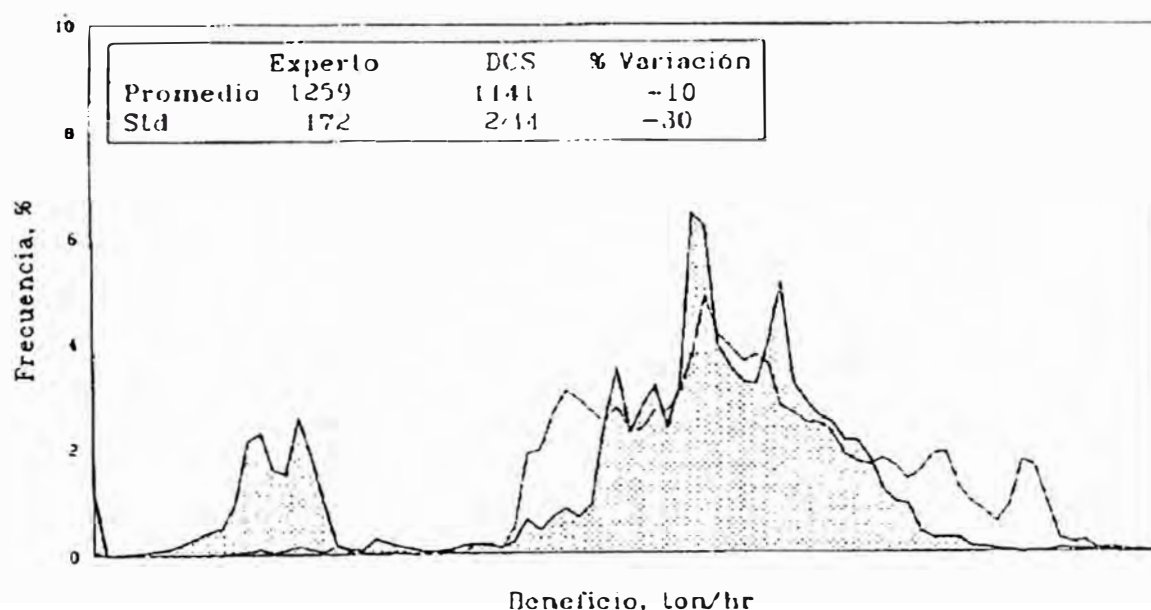


Figura 9: *Histogramas comparativos de la capacidad de operación de un molino SAG bajo control convencional DCS vs Sistema Experto Super SAG de Control Internacional.*

La Figura 9 adjunta es una ilustración típica de los beneficios asociados a la debida implantación de una sistema experto. Los histogramas allí presentados, representativos de varias semanas de operación alternada con sistema experto o DCS estabilizante, demuestran un impactante aumento promedio de 10% en la productividad del molino. El área sombreada representa el control apoyado en el DCS previamente existente, con mayor intervención ocasional del operador. La distribución bimodal observada es precisamente el reflejo del comportamiento típico del operador que frente a una emergencia por sobrecarga opta por reducir drásticamente el ritmo de alimentación. Por el contrario, ante la misma emergencia, el sistema experto toma medidas preventivas de manera que la sobrecarga no ocurra. Asimismo, cuando aumenta la moliendabilidad del

mineral, el sistema experto está mejor preparado para detectar el cambio y tomar debida ventaja de ello.

Mandamiento N° 10

Establecer alianzas estratégicas con Consultores y Proveedores (Partnering)

Una vez tomada la decisión de avanzar por las líneas arriba indicadas, se abre un vasto universo de alternativas de acción que abarcan desde el desarrollo de las actividades pertinentes con los recursos existentes en cada instalación hasta la contratación de servicios de consultoría externa, para estudios o proyectos "llave en mano". Como en tantos otros aspectos del quehacer diario, el camino más adecuado será siempre la búsqueda de un justo equilibrio entre ambas alternativas extremas; esto es, estructuras equipos de trabajo integrados primeramente por los recursos internos disponibles, cuyo conocimiento de las fortalezas y debilidades de su operación particular es clave para el éxito final de la tarea, complementados éstos con profesionales externos, cuyas experiencias en áreas fines, como por ejemplo, la especificación de un producto o la automatización del proceso, representan un aporte fresco de alto valor agregado. En otras palabras, se sugiere combinar estratégicamente empresas y profesionales de variados roles y disciplinas, buscando la suma sinérgica de la diversidad de bases de conocimiento de cada una de las partes involucradas. En estos días de acelerado desarrollo tecnológico, la alta especialización es una necesidad pragmática impuesta por la realidad ambiental y ya no es del todo aconsejable pretender desarrollar todas las capacidades requeridas "in-house", opción que fuera plenamente justificable en el pasado, en reconocimiento al alto grado de aislamiento geográfico y comunicacional en que la mayoría de las faenas mineras debían desenvolverse.

Este nuevo estilo de relaciones constructivas entre clientes y proveedores – que va más allá de negociar un precio o concordar en un adecuado soporte técnico a sus productos, será imperante en las décadas por venir. A modo de ejemplo, G. S. Technologies Co. (ex – Armco Worldwide Grinding Systems), proveedor internacional de insumos estratégicos para la industria minera, tales como bolas, revestimientos y reactivos, ha afrontado ya el desafío de modernizar sus prácticas comerciales; en directa consecuencia con los planteamientos anteriores. A través de la modalidad referida como "Induced Partnering Approach" (IPA), este proveedor aporta no sólo los productos de su mejor calidad sino también la experiencia y capacidad de su subsidiaria Control Internacional Inc.; la que basada en Salt Lake City, EE. UU. Cuenta con destacados especialistas en tecnología mineral, distribuidos en las principales unidades productivas de G.S. Technologies en el mundo minero internacional. El objetivo central de este nuevo tipo de relación cliente / proveedor es la generación de beneficios económicos marginales, como resultado de aumentos reales en la productividad de las instalaciones suministradas. La compensación al proveedor es eminentemente variable en función del grado de optimización alcanzado por esfuerzos conjuntos de ambas partes; compartiendo así riesgo y beneficios. De ahí la denominación inglesa "partnering", que en traducción libre se interpreta como "simulando ser socios".

7.2 Balance ajustado de materiales Método de Lagrange (Solución General)

Tomado de "Análisis Crítico del Proceso de Molienda / Clasificación" (CIMM – Control Internacional).

El primer paso hacia la caracterización de un determinado proceso es la obtención de un balance detallado de materiales, representativo de su operación a estado estacionario.

Al respecto, cada vez que el conjunto de información experimental disponible exceda al mínimo requerido para el cálculo del balance, se detectarán inconsistencias entre los datos que obligarán a tomar decisiones en tal sentido. El exceso de datos es una condición que debidamente aprovechada, lejos de ser una inconveniencia, favorece la confiabilidad del balance a calcular.

Antes que ignorar por completo aquellas mediciones consideradas en primera instancia redundantes, se recomienda en cambio proceder a un ajuste de todos los datos disponibles tomando en cuenta la calidad (o error) asociada a cada uno de ellos y minimizando la magnitud total de las correcciones.

Ilustraciones Práctica del Problema de Ajuste

Considérese el sistema de molienda/clasificación cuyos resultados operacionales se resumen en la Tabla A.1. Se dispone de mediciones de granulometría y porcentajes de sólidos en los flujos de alimentación fresca, descarga molino, descarga ciclones y rebalse ciclones. Se dispone además del tonelaje seco alimentado a la sección (444.1 tph) y los caudales de agua alimentados al molino (25 m³/h) y al cajón e la bomba (360 m³/h)

Puesto que las granulometrías deben satisfacer la relación de balance:

$$F_{i1} MS_1 + F_{i2} MS_2 = F_{i4} MS_4 + F_{i5} MS_5 \quad (\text{A.1})$$

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

Donde:

$$\begin{aligned} F_{ik} &= \text{porcentaje pasante la malla } i \text{ en el flujo } k \\ MS_k &= \text{tonelaje seco en el flujo } k \end{aligned}$$

Al dividir la Ecuación A.1 por MS_1 , resulta:

$$CC_i = \frac{(F_{i4} - F_{i1})}{(F_{i1} - F_{i5})}, \text{ para malla } i = 1, 2, \dots, n \quad (\text{A.2})$$

Luego, es posible estimar la carga circulante como un promedio de los valores obtenidos para cada malla:

$$CC = \frac{1}{n} \sum_{i=1}^n \left\{ \frac{F_{i4} - F_{i1}}{F_{i1} - F_{i5}} \right\} \quad (\text{A.3})$$

En este caso particular, la estimación de carga circulante es $CC = 2.7$. En este tipo de cálculos, se acostumbra descartar las mallas más gruesas, considerando que el denominador en la Ecuación A.2 es relativamente pequeño y afecto a mayores errores.

En las ecuaciones anteriores es permisible, aunque no recomendable, reemplazar los porcentajes pasantes F_{ik} por los porcentajes parciales retenidos f_{ik} .

Conocida la carga circulante CC y el tonelaje de alimentación fresca MS_1 , resulta sencillo evaluar los demás tonelajes: (Ver tabla A.1)

$$\begin{aligned} MS_2 &= CC \times MS_1 = 2.7 \times 441.4 = 1191.8 \text{ tph} \\ MS_3 &= MS_1 + MS_2 = 441.4 + 1191.8 = 1633.2 \text{ tph} \\ MS_4 &= MS_1 = 441.4 \text{ tph} \\ MS_5 &= MS_2 = 1191.8 \text{ tph} \\ MS_6 &= MS_6 = 1191.8 \text{ tph} \end{aligned}$$

Sin embargo, los cálculos anteriores no resuelven todavía el problema de inconsistencia de los datos. Por ejemplo, los porcentajes pasantes la malla 200 (ver Tabla A.1) no satisfacen la condición de balance impuesta por la Ecuación A.1:

$$\begin{aligned} 24.2 \times 441.4 + 20.4 \times 1191.8 &= 34.994.6 \\ \neq 11.2 \times 1191.8 + 50.5 \times 441.4 &= 35.638.9 \end{aligned}$$

Es en estos casos donde antes que ignorar alguna medición específica y recalcularla a partir de las restantes, es preferible buscar un nuevo set de valores ajustados F_{ik} ; tales que la función objetivo:

$$\phi_i = \sum_{k=1}^k w_{ik} (F_{ik} - F_{i,k})^2 \quad i = 1, 2, \dots, n \quad (A.5)$$

sea mínima para cada malla y que además se satisfaga el balance de materiales del sistema. En este caso particular, que se cumpla:

$$F_{i1} MS_1 + F_{i2} MS_2 = F_{i4} MS_4 + F_{i5} MS_5 \quad (A.6)$$

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

En la Ecuación A.5, w_{ik} es el factor de ponderación correspondiente a la i -ésima malla en el k -ésimo flujo. Un alto valor de w_{ik} indica que la medición es altamente confiable y por lo tanto, se espera que el ajuste de esta medición sea relativamente menor. Contrariamente, las malas mediciones, con un bajo factor de ponderación, están afectas a mayores ajustes como la lógica indica. En estricto rigor, el factor de ponderación w_{ik} en la ecuación A.5 debiera corresponder en magnitud al recíproco de la varianza de la medición. En la práctica dicho valor es normalmente desconocido y por tal motivo se recomienda utilizar la siguiente expresión:

$$w_{ik} = \frac{u_k}{F_{i,k}^2 (1 - F_{i,k})^2} \quad (A.7)$$

Donde:

$$u_k = \text{factor de calidad correspondiente a la muestra obtenida en el flujo } k$$

En la ecuación A.7, el término $F_{i,k}^2$ cumple el rol de transformar la función objetivo (Ecuación A.5), planteada originalmente en términos de los cuadrados de las

correcciones absolutas $(F_{ik} - \bar{F}_{ik})^2$, a una nueva expresión en base a los cuadrados de las fracciones (o porcentajes) de ajuste de cada medición $(F_{ik} - \bar{F}_{ik}) / F_{ik}^2$. Por otra parte, el término $(1 - F_{ik})^2$ en la Ecuación A.7 en alguna medida representa la disminución natural observada en la variabilidad de los valores acumulados F_{ik} a medida que estos se aproximan al 100% pasante. Finalmente, el factor de calidad u_k es inversamente proporcional al cuadrado del coeficiente de variación de la muestra obtenida y se recomienda aproximarlos por la expresión:

$$u_k = \frac{100}{(\%error)_k^2} \quad (A.8)$$

donde el factor 100 ha sido arbitrariamente seleccionado por conveniencia. Así por ejemplo, un factor de calidad $u_k = 4$ corresponde a una medición cuyo error asociado es cercano al 5%.

Retornando ahora al problema de minimización constituido por las Ecuaciones A.5 y A.6

$$\min \phi_i' = \sum_{k=1}^k w_{ik} (F_{ik} - \bar{F}_{ik})^2 \quad ; \quad i = 1, 2, \dots, n \quad (A.5)$$

sujeto a:

$$\bar{F}_{i1} + CC \cdot \bar{F}_{i2} = \bar{F}_{i4} + CC \cdot \bar{F}_{i5} \quad (A.6)$$

cabe señalar que este problema es soluble por el Método de los Multiplicadores de Lagrange para lo cual es preciso plantear la nueva función objetivo:

$$\begin{aligned} \min \phi_i' = & \sum_{k=1}^k w_{ik} (F_{ik} - \bar{F}_{ik})^2 \quad (A.9) \\ & + 2 \lambda_i (\bar{F}_{i1} + CC \cdot \bar{F}_{i2} - \bar{F}_{i4} - CC \cdot \bar{F}_{i5}) \end{aligned}$$

Donde:

$$\lambda_i = \text{multiplicador de Lagrange}$$

Es decir, la nueva función objetivo ϕ_i se define igual a la verdadera ϕ_i más 2 λ_i veces el lado izquierdo de la restricción (ecuación A.6) igualada a cero.

A continuación, los valores ajustados \bar{F}_{ik} para cada malla i se obtienen al resolver el sistema lineal de ecuaciones constituido por:

$$\frac{\partial \phi_i'}{\partial \lambda_i} = 0 \quad , \quad \frac{\partial \phi_i'}{\partial F_{ik}} = 0 \quad ; \quad k = 1, \dots, k \quad (A.10)$$

que para la aplicación particular en estudio se reduce a:

$$\begin{aligned} \partial \phi_i' / \partial \bar{F}_{i1} &= -2 w_{i1} (F_{i1} - \bar{F}_{i1}) + 2 \lambda_i = 0 \\ \partial \phi_i' / \partial \bar{F}_{i2} &= -2 w_{i2} (F_{i2} - \bar{F}_{i2}) + 2 \lambda_i CC = 0 \\ \partial \phi_i' / \partial \bar{F}_{i4} &= -2 w_{i4} (F_{i4} - \bar{F}_{i4}) - 2 \lambda_i = 0 \end{aligned} \quad (A.11)$$

$$\begin{aligned}\frac{\partial \phi_i}{\partial \bar{F}_{i5}} &= -2 w_{i5} (F_{i5} - \bar{F}_{i5}) + 2 \lambda_i CC = 0 \\ \frac{\partial \phi_i}{\partial \lambda_i} &= 2 (F_{i1} + CC \bar{F}_{i2} - \bar{F}_{i4} - CC \bar{F}_{i5}) = 0\end{aligned}$$

Nótese que esta última ecuación es la que impone el cumplimiento de la restricción del balance a los valores ajustados.

La solución del sistema de Ecuaciones A.11 está dada por:

$$\begin{aligned}\bar{F}_{i1} &= F_{i1} - \lambda_i / w_{i1} \\ \bar{F}_{i2} &= F_{i2} - \lambda_i CC / w_{i2} \\ \bar{F}_{i4} &= F_{i4} + \lambda_i / w_{i4} \\ \bar{F}_{i5} &= F_{i5} - \lambda_i CC / w_{i5}\end{aligned}\tag{A.12}$$

donde:

$$\lambda_i = \frac{(F_{i1} + CCF_{i2} - F_{i4} - CCF_{i5})}{\left(\frac{1}{w_{i1}} + \frac{CC^2}{w_{i2}} + \frac{1}{w_{i4}} + \frac{CC^2}{w_{i5}}\right)}\tag{A.13}$$

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

Nótese también que el numerador de la expresión para λ_i (Ecuación A.13) corresponde precisamente al desajuste de las mediciones de granulometrías pasantes la malla i .

La tabla A.2 contiene los resultados del ajuste de las granulometrías presentadas en la Tabla A.1, suponiendo igual factor de calidad (w_k) para cada flujo.

El Método de Lagrange (Solución General)

El método de ajuste recién descrito puede ser extendido a otros sistemas de mayor complejidad. En general, para un conjunto de mediciones y_k , es posible plantear la función objetivo:

$$\min \phi = \sum_{k=1}^K w_{ik} (y_k - \bar{y}_k)^2\tag{A.14}$$

sujeta a restricciones del tipo:

$$\begin{aligned}a_{11} \bar{y}_1 + a_{12} \bar{y}_2 + \dots + a_{1k} \bar{y}_k &= 0 \\ a_{21} \bar{y}_1 + a_{22} \bar{y}_2 + \dots + a_{2k} \bar{y}_k &= 0 \\ &\vdots \\ a_{j1} \bar{y}_1 + a_{j2} \bar{y}_2 + \dots + a_{jk} \bar{y}_k &= 0\end{aligned}\tag{A.15}$$

que en notación matricial se expresan:

$$\underline{A} \underline{\bar{Y}} = \underline{0}\tag{A.16}$$

En este caso, la función objetivo de Lagrange es:

$$\min \phi' = \phi + \sum_{j=1}^j \lambda_j \left[\sum_{k=1}^k \alpha_{jk} \bar{y}_k \right] \quad (\text{A.17})$$

Donde:

λ_j = multiplicador de Lagrange para la j-ésima restricción

La aplicación del método propuesto por Lagrange resulta en el sistema lineal de (j + k) ecuaciones e incógnitas:

$$\begin{aligned} \frac{\partial \phi'}{\partial y_k} &= 0 \quad ; \quad k=1, \dots, k \\ \frac{\partial \phi'}{\partial \lambda_j} &= 0 \quad ; \quad j=1, \dots, j \end{aligned} \quad (\text{A.18})$$

el que, a partir de las Ecuaciones A.14 y A.17 se reduce en términos matriciales a:

$$\begin{pmatrix} \underline{w} & \underline{A}' \\ \underline{A} & \underline{0} \end{pmatrix} \begin{pmatrix} \underline{Y} \\ \underline{\lambda} \end{pmatrix} = \begin{pmatrix} \underline{w} \underline{Y} \\ \underline{0} \end{pmatrix} \quad (\text{A.19})$$

cuya solución para el vector de valores ajustados \underline{Y} está dada por:

$$\underline{Y} = \underline{Y} - \underline{w}^{-1} \underline{A}' (\underline{A} \underline{w}^{-1} \underline{A}')^{-1} \underline{A} \underline{Y} \quad (\text{A.20})$$

En esta expresión, la matriz \underline{A} es la que define la configuración del circuito. Las columnas representan los distintos flujos y las líneas los nodos que los enlazan.

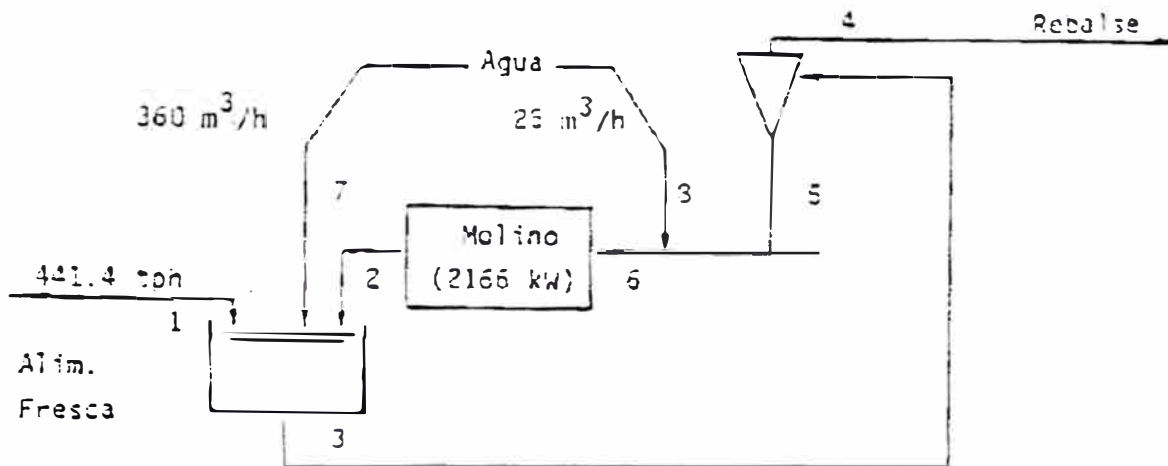
Así por ejemplo, para el caso particular analizado anteriormente (ver Tablas A.1 y A.2), la configuración del circuito queda totalmente definido por la matriz:

$$\underline{A} = [1 \quad CC \quad 0 \quad -1 \quad -CC] \quad (\text{A.21})$$

Se deja al lector interesado el ajuste de los tonelajes de pulpa en el sistema de la Tabla A.1 en base a los porcentajes de sólido y caudales de agua allí indicados.

Tabla A.1: Balance de Materiales en un Circuito de Molienda / Clasificación

* Configuración de Circuito Inverso



* Resultados Operacionales :

Malla Tyler	µm	% Bajo la Malla			
		Alim. Fresca	Descarga Molino	Descarga Ciclones	Rebalse Ciclones
8	2360.	94.6	97.3	95.3	100.0
10	1700.	89.8	95.5	91.5	100.0
14	1180.	74.2	88.2	78.0	100.0
20	850.	63.3	80.5	66.3	99.8
28	600.	53.7	69.3	52.4	99.0
35	425.	46.3	58.0	39.2	95.7
48	300.	39.7	46.1	28.5	86.9
65	212.	34.3	37.4	21.7	75.3
100	150.	30.5	29.6	16.3	66.4
150	106.	27.3	24.5	13.3	58.4
200	74.	24.2	20.4	11.2	50.5
270	53.	21.9	17.7	9.9	44.6
325	45.	20.5	16.2	9.2	41.2
% Sólidos		77.3	77.9	79.1	46.0

Tabla A.2: Balance Ajustado de Materiales en un Circuito de Molienda / Clasificación

Malla Tyler	µm	----- % Bajo la Malla -----			
		Alim. Fresca	Descarga Molino	Descarga Ciclones	Rebalse Ciclones
8	2360.	94.60	97.30	95.30	100.00
10	1700.	39.69	95.64	91.72	100.00
14	1180.	74.01	38.05	73.41	100.00
20	850.	63.14	30.30	66.71	99.60
28	600.	53.56	69.56	52.73	99.00
35	425.	46.21	57.77	39.43	95.70
48	300.	39.68	45.04	23.64	36.30
65	212.	34.77	37.32	21.74	75.32
100	150.	30.50	29.60	16.30	66.40
150	105.	27.38	24.66	13.23	58.23
200	74.	24.34	20.69	11.09	50.24
270	53.	22.06	18.01	9.73	44.27
325	45.	20.63	15.53	9.07	40.31

7.3 Código del programa de Simulación

Como se mencionó ya anteriormente el programa se desarrollo en Visual Basic 5.0, se adjunta líneas abajo el código de cada uno de los formularios y módulos.

Module1 - 1

```

Public A1() As Double
Public A2() As Double
Public Abertura() As Double
Public Mallas As Double
Public Iteracion As Double
Public Suma As Double

Public FM1 As Double
Public DM1 As Double
Public DD1 As Double

Public FM2 As Double
Public DM2 As Double
Public DD2 As Double

Public DB3 As Double

Public DV4 As Double
Public DA4 As Double

Public DD5 As Double

Public ACUA1() As Double
Public FS1() As Double
Public ACUF1() As Double
Public F1() As Double

Public ACUA2() As Double
Public FS2() As Double
Public ACUF2() As Double
Public F2() As Double

Public F12() As Double
Public DM12 As Double
Public F123() As Double
Public F3() As Double

Public FUNDER As Double
Public FOVER As Double

Public Pulpa1 As Double
Public Pulpa2 As Double

Public DM123 As Double
Public DMUNDER As Double
Public Agua1 As Double
Public Agua2 As Double
Public Agua3 As Double
Public AguaUnder As Double
Public PulpaHidro As Double
Public AguaFCajon As Double
Public AguaHidro As Double
Public Solidospalimento As Double
Public Presion As Double

Public AguaOver1 As Double
Public AguaOver As Double
Public D5Corregido As Double

Public EE1 As Double
Public EE2 As Double
Public EE3 As Double
Public N1 As Double
Public N2 As Double
Public N3 As Double
Public Rsc As Double
Public Rs As Double

Public Aberturadd5() As Double
Public Ycorregido() As Double
Public Yreal() As Double
Public Bypass As Double

```

Module1 - 2

Public Alfa As Double

Public FalimentoCiclon As Double

Public UHidro() As Double

Public OHidro() As Double

Public ACUA3() As Double

Public FS3() As Double

Public ACUF3() As Double

Public CargaCirculante As Double

Public ProporciónUnder As Double

Public Info1 As Double

Public Info2 As Double

Public Info3 As Double

Public Info4 As Double

Public Info5 As Double

Public Info6 As Double

Public Info7 As Double

Public Info8 As Double

Public Info9 As Double

Public Info10 As Double

Public Info11 As Double

Public Info12 As Double

Public Info13 As Double

Public Info14 As Double

Public Info15 As Double

Public D3 As Double

Public L3 As Double

Public Cbolas3 As Double

Public Pbolas3 As Double

Public TiempoCte3 As Double

Public Svol3 As Double

Public TResidencia3 As Double

Public Holdup3 As Double

Public D2 As Double

Public L2 As Double

Public Cbolas2 As Double

Public Pbolas2 As Double

Public TiempoCte2 As Double

Public Svol2 As Double

Public TResidencia2 As Double

Public Holdup2 As Double

Public D1 As Double

Public L1 As Double

Public Cbolas1 As Double

Public Pbolas1 As Double

Public TiempoCte1 As Double

Public Svol1 As Double

Public TResidencial As Double

Public Holdup1 As Double

Public Alfa0 As Double

Public Alfa1 As Double

Public Malla200 As Double

Public MallaUnder As Double

Public MallaOver As Double

Public MallaAlimento As Double

FrmFendo - 1

```
Private Sub CmdBomba_Click()  
    'Unload Me  
    Load FrmBomba  
    FrmBomba.Show  
End Sub
```

```
Private Sub CmdHidro_Click()  
    'Unload Me  
    Load FrmHidro  
    FrmHidro.Show  
End Sub
```

```
Private Sub CmdMallas_Click()  
    'Unload Me  
    Load FrmMallas  
    FrmMallas.Show  
  
End Sub
```

```
Private Sub CmdMolino1_Click()  
    'Unload Me  
    Load FrmMolino1  
    FrmMolino1.Show  
  
End Sub
```

```
Private Sub CmdMolino2_Click()  
    'Unload Me  
    Load FrmMolino2  
    FrmMolino2.Show  
End Sub
```

```
Private Sub CmdMolino5_Click()  
    'Unload Me  
    Load FrmMolino5  
    FrmMolino5.Show  
End Sub
```

```
Private Sub CmdSalir_Click()  
    End  
End Sub
```

```
Private Sub Label1_Click()  
  
End Sub
```

```
Private Sub CmdSimular_Click()  
  
    Load FrmSimular  
    FrmSimular.Show  
  
End Sub
```

FrmMallas - 1

```
Private Sub CmdAberturas_Click()
```

```
    Dim DatoNuevo As String: Dim s As String
    ReDim Abertura(Mallas)
    Abertura(Mallas) = 0
    For x = 1 To (Mallas - 1)
        s = "Abertura de Malla (" & x & ") micrones"
        DatoNuevo = InputBox(s, "Ingreso de Datos")
        Abertura(x) = Val(DatoNuevo)
    Next x
    CmdAceptar.Enabled = True
    CmdAceptar.SetFocus
```

```
End Sub
```

```
Private Sub CmdAceptar_Click()
```

```
    Unload Me
    Load FrmFondo
    FrmFondo.Show
    FrmFondo.CmdMolinol.SetFocus
```

```
End Sub
```

```
Private Sub Form_Load()
```

```
    Left = (Screen.Width - Width) / 2
    Top = (Screen.Height - Height) / 1.2
    CmdAberturas.Enabled = False
    CmdAceptar.Enabled = False
```

```
End Sub
```

```
Private Sub TxtNMallas_KeyPress(KeyAscii As Integer)
```

```
    If KeyAscii = 13 Then
        Mallas = Val(TxtNMallas.Text)
        CmdAberturas.Enabled = True
        CmdAberturas.SetFocus
```

```
    End If
```

```
End Sub
```

FunMolinol - 1

```

Private Sub CmdAl_Click()
    Dim DatoNuevo As String: Dim s As String
    ReDim Al(Mallas)
    For x = 1 To Mallas
        s = "Peso Malla (" & x & ") g"
        DatoNuevo = InputBox(s, "Ingreso de Datos")
        Al(x) = Val(DatoNuevo)
    Next x
    CmdAceptar.SetFocus
End Sub

Private Sub CmdAceptar_Click()
    ReDim ACUAl(Mallas)
    ReDim FS1(Mallas)
    ReDim ACUF1(Mallas)
    ReDim F1(Mallas)

    'Se dan valores a EE1 y N1
    EE1 = 7.11
    N1 = 1.25
    D1 = 8
    L1 = 10
    Cbolas1 = 0.44 'o/1 volumen de carga de bolas
    Pbolas1 = 0.39 'o/1 porosidad carga de bolas
    TiempoCtel = 0.080667 'Tiempo de residencia

    Svoll = (1 / 1000) * (DD1 - 1000) / (DM1 - 1)
    Holdup1 = 3.14159265358979 * ((D1 / 2) ^ 2) * Cbolas1 + Pbolas1 + Svoll * DM1 + 0.0283168 *
L1
    TResidencial = Holdup1 / FM1

    'Se calcula Ac(+)
    Suma = 0
    For I = 1 To Mallas
        Suma = Suma + Al(I)
        ACUAl(I) = Suma

    'Opcional valores de la función Selección reales
    FS1(1) = 15.54: FS1(2) = 3.871: FS1(3) = 0.694
    FS1(4) = 0.176: FS1(5) = 0.117: FS1(6) = 0.089
    FS1(7) = 0.072: FS1(8) = 0.053: FS1(9) = 0.043
    For I = 1 To (Mallas - 1)
        ACUF1(I) = ACUAl(I) * (1 + (TResidencial / N1) * (FS1(I) * EE1 / TiempoCtel)) ^ (-N1)
    Next I
    ACUF1(Mallas) = 100

    'Cálculo del % peso de la descarga del molino
    For I = 1 To Mallas
        ACUF1(0) = 0
        F1(I) = ACUF1(I) - ACUF1(I - 1)
    Next I

    'Se calcula agua fresca al molino y densidad de pulpa en la descarga
    Igual = ((FM1 * 1000000) - DD1 * (FM1 * 1000 / DM1)) / (DD1 * 60 - 60000)

```

```
FrmMolino1 - 2

    Pulpal = (FM1 * 100) / (6 * DM1) + Agua1

    Unload Me
    Load FrmFondo
    FrmFondo.Show
    FrmFondo.CmdMolino2.SetFocus

End Sub

Private Sub Form_Load()
    Left = (Screen.Width - Width) / 2
    Top = (Screen.Height - Height) / 1.2

End Sub

Private Sub TxtDD1_KeyPress(KeyAscii As Integer)
    If KeyAscii = 13 Then
        DD1 = Val(TxtDD1.Text)
        CmdA1.SetFocus
    End If

End Sub

Private Sub TxtDM1_KeyPress(KeyAscii As Integer)
    If KeyAscii = 13 Then
        DM1 = Val(TxtDM1.Text)
        TxtDD1.SetFocus
    End If

End Sub

Private Sub TxtFM1_KeyPress(KeyAscii As Integer)
    If KeyAscii = 13 Then
        FM1 = Val(TxtFM1.Text)
        TxtDM1.SetFocus
    End If

End Sub
```

FunMolino2 - 1

```

Private Sub CmdA2_Click()
    Dim DatoNuevo As String: Dim s As String
    ReDim A2(Mallas)
    For x = 1 To Mallas
        s = "Peso Malla (" & x & ") ?"
        DatoNuevo = InputBox(s, "Ingreso de Datos")
        A2(x) = Val(DatoNuevo)
    Next x
    CmdAceptar.SetFocus
End Sub

Private Sub CmdAceptar_Click()
    ReDim ACUA2(Mallas)
    ReDim FS2(Mallas)
    ReDim ACUF2(Mallas)
    ReDim F2(Mallas)
    ReDim F12(Mallas)

    'Se dan valores a EE2 y N2
    EE2 = 6.674
    N2 = 1.25
    D2 = 8
    L2 = 10
    Cbolas2 = 0.44      'o/1 volumen de carga de bolas
    Pbolas2 = 0.39     'o/1 porosidad carga de bolas
    TiempoCte2 = 0.074596 'Tiempo de residencia

    Svol2 = (1 / 1000) * (DD2 - 1000) / (DM2 - 1)
    Holdup2 = 3.14159265358979 * ((D2 / 2) ^ 2) * Cbolas2 * Pbolas2 * Svol2 * DM2 * 0.0283168 *
L2
    TResidencia2 = Holdup2 / FM2

    'Se calcula Ac(+)
    Suma = 0
    For I = 1 To Mallas
        Suma = Suma + A2(I)
        ACUA2(I) = Suma
    Next I

    'Opcional valores de la Función Selección reales
    FS2(1) = 3.272:      FS2(2) = 1.745:      FS2(3) = 0.557
    FS2(4) = 0.162:      FS2(5) = 0.1:        FS2(6) = 0.073
    FS2(7) = 0.055:      FS2(8) = 0.037:      FS2(9) = 0.031
    For I = 1 To (Mallas - 1)
        ACUF2(I) = ACUA2(I) * (1 + (TResidencia2 / N2) * (FS2(I) * EE2 / TiempoCte2)) ^ (-N2)
    Next I
    ACUF2(Mallas) = 100

    'Cálculo del % peso de la descarga del molino
    For I = 1 To Mallas
        ACUF2(0) = 0
        F2(I) = ACUF2(I) - ACUF2(I - 1)
    Next I

    'Se calcula agua fresca al molino y densidad de pulpa en la descarga

```


FrmMolino2 - 2

```

Agua2 = ((FM2 * 1000000) - DD2 * (FM2 * 1000 / DM2)) / (DD2 * 60 - 60000)
Pulpa2 = (FM2 * 100) / (6 * DM2) + Agua2

```

'Composición descarga molino1 y molino2: densidad de mineral

```

For i = 1 To Mallas
    F12(i) = (FM1 * F1(i) + FM2 * F2(i)) / (FM1 + FM2)
Next i

```

```

DM12 = (FM1 * DM1 + FM2 * DM2) / (FM1 + FM2)

```

```

Unload Me
Load FrmFondo
FrmFondo.Show
FrmFondo.CmdMolino5.SetFocus

```

End Sub

```

Private Sub Form_Load()
    Left = (Screen.Width - Width) / 2
    Top = (Screen.Height - Height) / 1.2
End Sub

```

```

Private Sub TxtDD2_KeyPress(KeyAscii As Integer)
    If KeyAscii = 13 Then
        DD2 = Val(TxtDD2.Text)
        CmdA2.SetFocus
    End If
End Sub

```

End Sub

```

Private Sub TxtDM2_KeyPress(KeyAscii As Integer)
    If KeyAscii = 13 Then
        DM2 = Val(TxtDM2.Text)
        TxtDD2.SetFocus
    End If
End Sub

```

End Sub

```

Private Sub TxtFM2_KeyPress(KeyAscii As Integer)
    If KeyAscii = 13 Then
        FM2 = Val(TxtFM2.Text)
        TxtDM2.SetFocus
    End If
End Sub

```

End Sub

```

FrmBomba - 1

Private Sub CmdAceptar_Click()
    Unload Me
    Load FrmFondo
    FrmFondo.Show
    FrmFondo.CmdHidro.SetFocus
End Sub

Private Sub Form_Load()
    Left = (Screen.Width - Width) / 2
    Top = (Screen.Height - Height) / 2
End Sub

Private Sub TxtDB3_KeyPress(KeyAscii As Integer)
    If KeyAscii = 13 Then
        AguaFCajon = Val(TxtDB3.Text)
        CmdAceptar.SetFocus
    End If
End Sub

FrmHidro - 1

Private Sub CmdAceptar_Click()
    Unload Me
    Load FrmFondo
    FrmFondo.Show
    FrmFondo.CmdSimular.SetFocus
End Sub

Private Sub Form_Load()
    Left = (Screen.Width - Width) / 2
    Top = (Screen.Height - Height) / 2
End Sub

Private Sub TxtDA4_KeyPress(KeyAscii As Integer)
    If KeyAscii = 13 Then
        DA4 = Val(TxtDA4.Text)
        CmdAceptar.SetFocus
    End If
End Sub

Private Sub TxtDV4_KeyPress(KeyAscii As Integer)
    If KeyAscii = 13 Then
        DV4 = Val(TxtDV4.Text)
        TxtDA4.SetFocus
    End If
End Sub

FrmMolino5 - 1

Private Sub CmdAceptar_Click()
    Unload Me
    Load FrmFondo
    FrmFondo.Show
    FrmFondo.CmdBomba.SetFocus
End Sub

Private Sub Form_Load()
    Left = (Screen.Width - Width) / 2
    Top = (Screen.Height - Height) / 2
End Sub

Private Sub TxtDD5_KeyPress(KeyAscii As Integer)
    If KeyAscii = 13 Then
        Agua3 = Val(TxtDD5.Text)
        CmdAceptar.SetFocus
    End If
End Sub

```

```

FrmSimular - 1

Private Sub CmdGrabrar_Click()

Open "A:\Imprimir.xls" For Output As #1
Print #1, ""
Print #1, "Alimento"
Print #1, "8'x 10' A"
For I = 1 To Mallas
    Print #1, A1(I)
Next I
Print #1, ""

Print #1, "Descarga"
Print #1, "8'x 10' A"
For I = 1 To Mallas
    Print #1, F1(I)
Next I
Print #1, ""

Print #1, "Alimento"
Print #1, "8'x 10' B"
For I = 1 To Mallas
    Print #1, A2(I)
Next I
Print #1, ""

Print #1, "Descarga"
Print #1, "8'x 10' B"
For I = 1 To Mallas
    Print #1, F2(I)
Next I
Print #1, ""

Print #1, "Almto. Fresco"
Print #1, "al Cajón"
For I = 1 To Mallas
    Print #1, F12(I)
Next I
Print #1, ""

Print #1, "Descarga"
Print #1, "8'x 8' B"
For I = 1 To Mallas
    Print #1, F3(I)
Next I
Print #1, ""

Print #1, "Alimento"
Print #1, "Hidrociclón"
For I = 1 To Mallas
    Print #1, F123(I)
Next I
Print #1, ""

Print #1, "Under Flow"
Print #1, "Hidrociclón"
For I = 1 To Mallas
    Print #1, UHidro(I)
Next I
Print #1, ""

Print #1, "Over Flow"
Print #1, "Hidrociclón"
For I = 1 To Mallas
    Print #1, OHidro(I)
Next I
Print #1, ""

Print #1, "MOLINO 8'x 10'A"
Print #1, "F. Selección"
Print #1, "Específica"
For I = 1 To Mallas
    Print #1, FS1(I)

```

```

FrmSimular - 2

Next I
Print #1, "T. de Residencia (min)", TResidencial * 60
Print #1, "Hold-up (ton)", Holdup1
Print #1, ""

Print #1, "MOLINO 8'x 10'B"
Print #1, "F. Selección"
Print #1, "Específica"
For I = 1 To Mallas
    Print #1, FS2(I)
Next I
Print #1, "T. de Residencia (min)", TResidencia2 * 60
Print #1, "Hold-up (ton)", Holdup2
Print #1, ""

Print #1, "MOLINO 8'x 8'B"
Print #1, "F. Selección"
Print #1, "Específica"
For I = 1 To Mallas
    Print #1, FS3(I)
Next I
Print #1, "T. de Residencia (min)", TResidencia3 * 60
Print #1, "Hold-up (ton)", Holdup3
Print #1, ""

Close #1

End Sub

Private Sub CmdTerminar_Click()

End Sub

Private Sub Form_Load()

Left = (Screen.Width - Width) / 2
Top = (Screen.Height - Height) / 2

'Inicializa matrices para simulación
ReDim F123(Mallas)

ReDim Aberturadd5(Mallas)
ReDim Ycorregido(Mallas)
ReDim Yreal(Mallas)

ReDim UHidro(Mallas)
ReDim OHidro(Mallas)
ReDim ACUA3(Mallas)
ReDim FS3(Mallas)
ReDim ACUF3(Mallas)
ReDim F3(Mallas)

Iteracion = 0

Do

Iteracion = Iteracion + 1

'Composición alimento molino1, molino2 y molino3
For I = 1 To Mallas
    F123(I) = (F12(I) * (FM1 + FM2) + F3(I) + FUNDER) / (FM1 + FM2 + FUNDER)
Next I

'Densidad de mineral compuesto
DM123 = (DM12 * (FM1 + FM2) + FUNDER * DMUNDER) / (FM1 + FM2 + FUNDER)

'Caudal de agua alimento al hidrociclón

```

FrmSimilar - 3

AguaHidro = Agua1 + Agua2 + Agua3 + AguaUnder + AguaFCajon

'Caudal pulpa alimento hidrociclón

PulpaHidro = (FM1 + FM2 + FUNDER) * 100 / (6 * DM123) + Agua1 + Agua2 + Agua3 + AguaUnder + AguaFCajon

'Cálculo de la densidad de bombeo

DB3 = (AguaHidro * 60000 + 1000000 * (FM1 + FM2 + FUNDER)) / ((FM1 + FM2 + FUNDER) * 1000 / DM123 + AguaHidro * 60)

'Modelo Lynch - Rao

'Ec. de presión f(%s peso almto., caudal pulpa almto., diámetro vortex)

ECP0 = 6.734495 'Función del mineral y equipo

ECP1 = 0.5

ECP2 = 1

ECP3 = 0.125

Solidospalimento = (DB3 - 1000) * DM123 * 100 / (DB3 * (DM123 - 1))

Presion = (PulpaHidro * 0.06 / ((DV4 ^ ECP2) * ((100 - Solidospalimento) ^ ECP3) + ECP0)) ^ (1 / ECP1)

'Ec. de distribución de agua f(caudal agua almto., diámetro de apex)

ECA0 = -5.323399 'Función del mineral y equipo

ECA1 = 1.1

ECA2 = -10

AguaOver1 = ECA0 + ECA1 * (AguaHidro * 0.06) + ECA2 * (DA4) 'ton/hr

AguaOver = AguaOver1 / 0.06 'lt/min

AguaUnder = AguaHidro - AguaOver

'Ec. d50 corregido f(diámetro vortex y apex, presión, caudal de agua over)

ECD0 = 5.648579 'Función del mineral y equipo

ECD1 = 1 / 2.6

ECD2 = -1 / 3.5

ECD3 = 1 / 10.7

ECD4 = -1 / 52

D5Corregido = Exp(ECD0 + ECD1 * DV4 + ECD2 * DA4 + ECD3 * Presion + ECD4 * AguaOver1)

'Ec. del By-pass f(caudal agua almto., diámetro apex)

Bypass = 1 - ECA1 - ECA0 / (AguaHidro * 0.06) - ECA2 * (DA4 / (AguaHidro * 0.06))

'Cálculo de la Eficiencia Corregida y Eficiencia Real

Alfa = 1.98465 'Constante que depende del modelo del hidrociclón

Suma = 0

For I = 1 To Mallas

If I = Mallas Then

Aberturadd5(I) = ((Abertura(I - 1)) ^ 0.5) / D5Corregido

End If

If I <> Mallas Then

Aberturadd5(I) = Abertura(I) / D5Corregido

End If

Next I

For I = 1 To Mallas

Ycorregido(I) = 100 * (Exp(Alfa * Aberturadd5(I)) - 1) / (Exp(Alfa * Aberturadd5(I)) + Exp(Alfa) - 2)

Yreal(I) = 100 * ((Ycorregido(I) / 100) * (1 - Bypass) + Bypass)

Suma = Suma + (Ycorregido(I) / 100) * (F123(I) / 100)

Next I

'Cálculo de tonelaje de mineral al over y under

Rsc = Suma

Rs = (1 - Bypass) * Rsc + Bypass

FalimentoCiclon = FM1 + FM2 + FUNDER

FUNDER = Rs * (FalimentoCiclon)

FOVER = FalimentoCiclon - FUNDER

'Cálculo de densidad del mineral under

DMUNDER = DM12 * 1.10448 'Factor determinado experimentalmente

'Cálculo de anal. gran. del under y over

For I = 1 To Mallas

Uhidro(I) = Yreal(I) * F123(I) / (Rs * 100)

CHidro(I) = 100 * ((1 / (1 - Rs)) * (F123(I) / 100 - Rs * Uhidro(I) / 100))

FrmSimular - 4

```

'Uhidro(I) = (Yreal(I) / 100) * FalimentoCiclon * F123(I) / FUNDER
'OHidro(I) = (FalimentoCiclon / FOVER) * (F123(I) - Rs + Uhidro(I))
Next I

'Cálculo Ac(+) alimento al molino secundario
Suma = 0
For I = 1 To Mallas
    Suma = Suma + Uhidro(I)
    ACUA3(I) = Suma
Next I

'Cálculo de la carga circulante y proporción al under
CargaCirculante = 100 * FUNDER / (FM1 + FM2)
ProporcionUnder = 100 * FUNDER / FalimentoCiclon

'Cálculo de densidad de descarga del molino
DD5 = ((AguaUnder + Agua3) * 60000 + 1000000 * FUNDER) / (FUNDER * 1000 / DMUNDER + (AguaUnder +
Agua3) * 60)

'Se dan valores a EE3 y N3; molino secundario
EE3 = 2.714
N3 = 1
D3 = 8
L3 = 8
Cbolas3 = 0.4           'o/1 volumen de carga de bolas
Pbolas3 = 0.39         'o/1 porosidad carga de bolas
TiempoCte3 = 0.034415  'Tiempo de residencia

Svol3 = (1 / 1000) * (DD5 - 1000) / (DMUNDER - 1)
Holdup3 = 3.14159265358979 * ((D3 / 2) ^ 2) * Cbolas3 * Pbolas3 * Svol3 + DMUNDER * 0.028316
9 * L3
TResidencia3 = Holdup3 / FUNDER

'Opcional valores de la Función Selección reales
FS3(1) = 0.794:        FS3(2) = 0.837:        FS3(3) = 0.824
FS3(4) = 0.276:        FS3(5) = 0.164:        FS3(6) = 0.124
FS3(7) = 0.102:        FS3(8) = 0.078:        FS3(9) = 0.064
For I = 1 To (Mallas - 1)
    ACUF3(I) = ACUA3(I) * (1 + (TResidencia3 / N3) * (FS3(I) * EE3 / TiempoCte3)) ^ (-N3)
Next I
ACUF3(Mallas) = 100

'Cálculo del % peso de la descarga del molino
For I = 1 To Mallas
    ACUF3(0) = 0
    F3(I) = ACUF3(I) - ACUF3(I - 1)
Next I

'Presenta datos en FrmSimula
LblSimula1.Caption = Iteracion
LblSimula2.Caption = Format$(FM1 + FM2, ".###")
LblSimula3.Caption = Format$(FOVER, ".###")

'Condición máxima para el número de iteraciones
If Iteracion = 100 Then Exit Do

'Condición de convergencia
Loop Until Abs(((FM1 + FM2) - (FOVER))) <= 0.0000000001
Load FrmReporte
FrmReporte.Show
End Sub

```

FrmReporte - 2

```
LblDPHU6.Caption = Format$(DpulpaU, "#####0.00")
LblDPHO6.Caption = Format$(DpulpaO, "#####0.00")
LblDMHA6.Caption = Format$((DM12 * FOVER + DMUNDER * FUNDER) / (FOVER + FUNDER), ".##")
LblDMHU6.Caption = Format$(DMUNDER, "#####0.00")
LblDMHO6.Caption = Format$(DM12, "#####0.00")
LblPresion6.Caption = Format$(Presion, "#####0.00")
LblCC6.Caption = Format$(CargaCirculante, "#####0.00")
LblPUF.Caption = Format$(ProporcionUnder, "#####0.00")
LblBypass.Caption = Format$(Bypass * 100, "#####0.00")
```

'Cálculo de % -m200 en el overflow

```
For I = 1 To (Mallas - 1)
  If (Abertura(I) > 70 And Abertura(I) < 90) Then
    Malla200 = I
  End If
Next I
```

Suma = 0

```
For I = 1 To Malla200
  Suma = Suma + OHidro(I)
  MallaOver = Suma
Next I
```

LblmHO6.Caption = Format\$(100 - MallaOver, "#####0.00")

'Cálculo de % -m200 en el underflow

```
Suma = 0
For I = 1 To Malla200
  Suma = Suma + UHidro(I)
  MallaUnder = Suma
Next I
```

LblmHU6.Caption = Format\$(100 - MallaUnder, "#####0.00")

'Cálculo de % -m200 en el alimento hidrociclón

```
Suma = 0
For I = 1 To Malla200
  Suma = Suma + F123(I)
  MallaAlimento = Suma
Next I
```

LblmHA6.Caption = Format\$(100 - MallaAlimento, "#####0.00")

'D50Corregido

LblD50.Caption = Format\$(D5Corregido, "#####0.00")

End Sub

BIBLIOGRAFIA

IV SISTEM SAMARCO MINERACAO

Belo Horizonte, Noviembre 25, 1994.

Optimo, Diez Mandamientos para Mejorar la Productividad de sus Molinos

Dr. J. Sepúlveda.

Moly-Cop Chile

Dimensionamiento y Optimización de Plantas Concentradoras mediante Técnicas de Modelación Matemática.

Dr. J. Sepúlveda, Ing. L. Gutiérrez.

C. I. M. M.

Tópicos Especiales de Conminución de Minerales.

J. Menacho, Y. Zivkovic y J. Jofré.

CYTED 1995.

Diseño y Simulación de Circuitos de Molienda y Clasificación.

L. Austin, F. Concha.

CYTED.

Mineral Comminution Circuits Their Operation and Optimisation

T. J. Napier-Munn, S. Morrell, R. D. Morrison, T. Kojovic.

Julius Kruttschnitt Mineral Research Centre (JKMRC), 1999.

Comminution Practices

S. Komar Kawatra, editor

Society for Mining, Metallurgy, and Exploration Inc., 1997.

II Simposio Internacional de Mineralurgia.

TECSUP 1996.

Optimización y Simulación de Circuitos de Molienda / Clasificación mediante Software de Sistema Integrado.

Ing. R. Muranda.

Moly-Cop Chile S. A.

Curso Un Análisis Crítico del Proceso de Molienda / Clasificación

Relator Dr. J. Sepúlveda.

C. I. M. M.

Control International Inc.

Metodología de Optimización de Circuitos de Molienda / Clasificación mediante Aplicación de Modelos Matemáticos.

J. Castro, L. Guzmán.

ADESUR S. A.

Manual de Cálculos de Ingeniería Química.

N. P. Chopey, T. G. Hicks.

1986 Mc. Graw Hill.

Reducción de Tamaño, Capítulo 13

Ross W. S. Ph. D.

Curso Modelos Matemáticos de Conminución y sus Aplicaciones en la Industria Mineral.

A. E. Oblad.

U. N. M. S. M. 1994.

Curso Modelos de Molienda Clasificación y Optimización.

L. M. Ortega (Universidad de Santiago de Chile).

Universidad de Lima 1993.

**Circuitos de Trituración y Molienda de Minerales.
Su Simulación, Optimización, Diseño y Control.**

A. J. Lynch.

Editorial Rocas y Minerales 1980.

Curso Estado del Arte en Clasificación de Partículas en Hidrociclones.

J. C. Miranda P. MSc.

U. N. M. S. M. 1995

SME Mineral Processing Handbook.

Norman L. Weiss.

Volume 1, 1985.

Simulation and Modelling.

A. J. Lynch and M. J. Lees.

Design and Installation of Comminution Circuits.

A. L. Mular, G. V. Jergensen.

1982.

Chapter 19. Simulation of Grinding Circuits for Design.

L. G. Austin, R. R. Klimpel, P. T. Luckie and R. S. C. Rogers.

Chapter 20. Developing a Simulator for Ball Mill Scale-up - A Case Study.

J. A. Herbst and K. Rajamani.

XI Int. Min. Proc. Cong. II.

Cagliari 1975.

Modelling and Scale-up of Hydrocyclone Classifiers.

A. J. Lynch, T. C. Rao.

Mineral Processing and Environment.

Volume I.

Concepción, Chile, 1994.

S. Castro and F. Concha.

University of Concepcion.

Optimization of Rod Grinding at CVRD-CARAJÁS Trough's Simulation of Mathematical Models.

M. A. S. Martins and I. Montenegro.

Study of Simulation of Grinding from CVRD-IGARAPÉ BAHIA Trough Simulation by Mathematical Models.

M. A. S. Martins and G. S. Lopes.

Modelling of Large Cone Angle Hydrocyclones.

H. Delboni.

Process Engineering of Size Reduction : Ball Milling.

L. G. Austin, R. R. Klimpel and P. T. Luckie.

AIME, 1984.

Taller Conminución de Minerales.

TECSUP 1998.

Optimización de la Recarga de Bolas Mediante la Metodología del Molino de Torque y su Aplicación a Nivel Industrial.

Ing. L. Guzmán R.

Moly-Cop ADESUR S. A

Mineral Processing Technology

B. A. Wills.

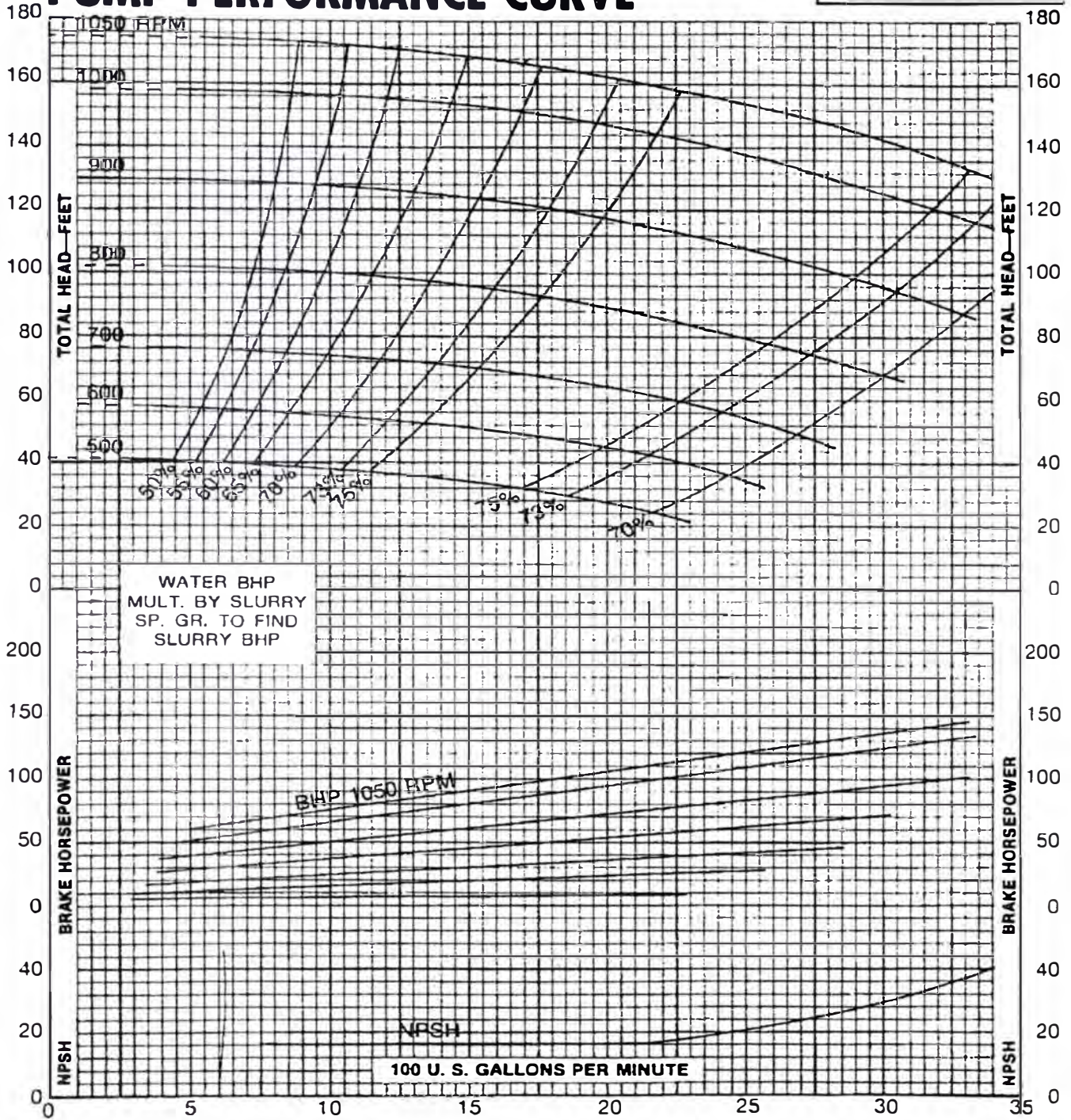
Pergamon Press.

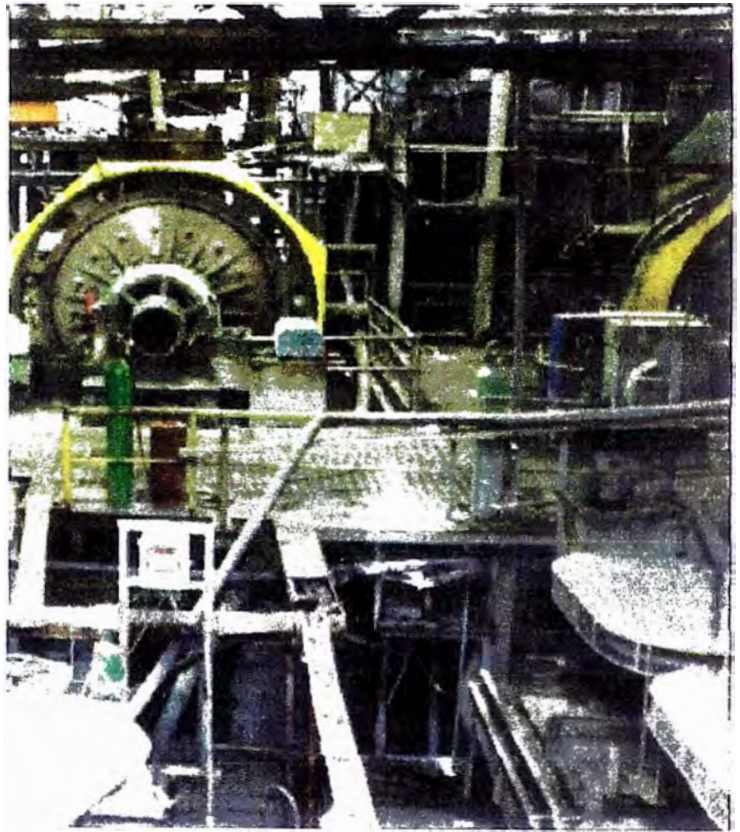
DENVER SRLC PUMP

*Soft Rubber Lined

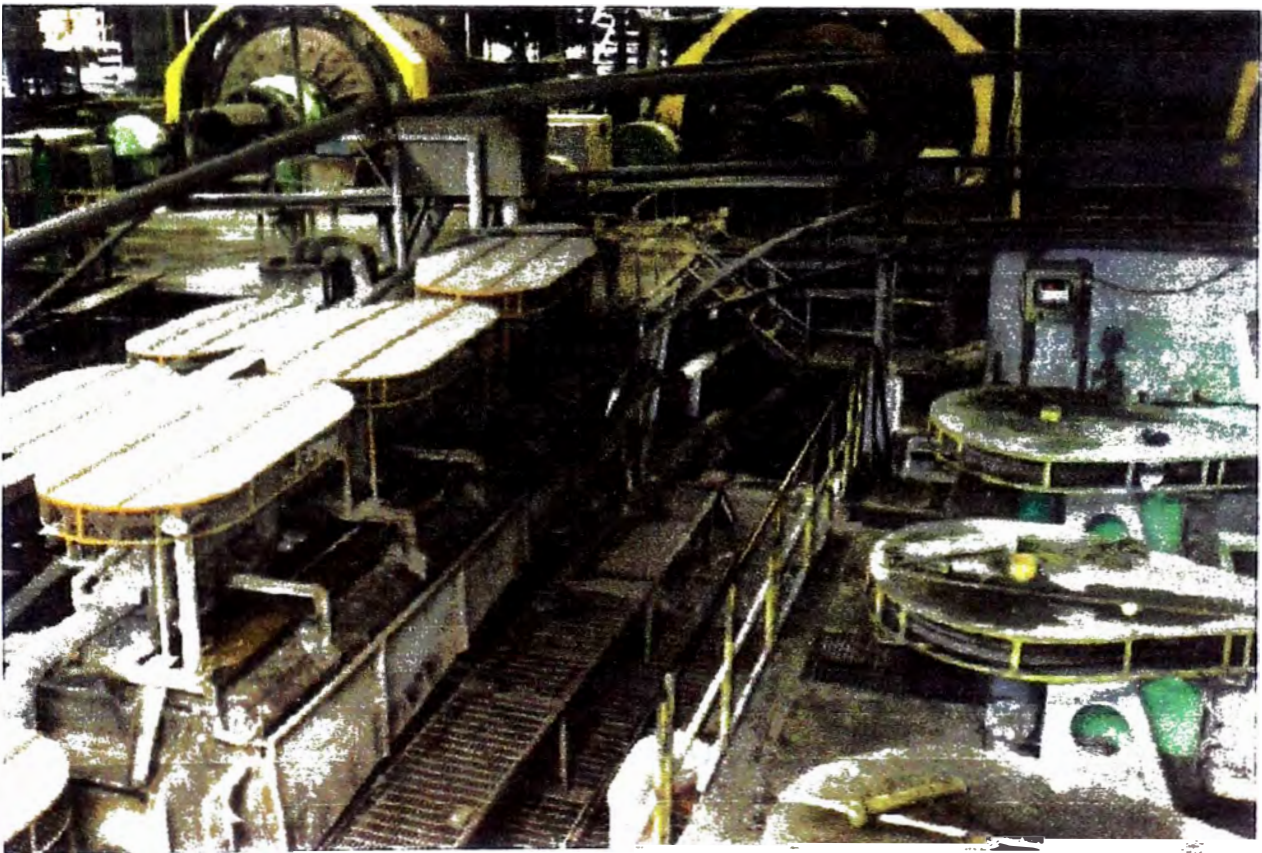
SIZE: 10 X 8 X 21
 FRAME: FOUR
 IMPELLER: AC 2100
 MAXIMUM SOLIDS: 3" I
 EYE AREA:
 DATE: DEC. 25, 1974

PUMP PERFORMANCE CURVE





Vista parcial de la sección molinos, se observa el molino 8' x 10' A.



Al fondo los molinos 8' x 10' A y 8' x 10' B, se aprecia también parte de la sección de flotación de zinc.