

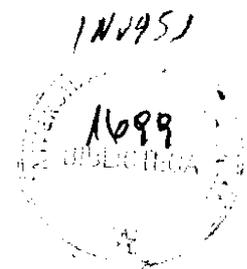


UAP - 31
20 - 14
0261

**UNIVERSIDAD DE ATACAMA
FACULTAD DE INGENIERIA
DEPARTAMENTO DE METALURGIA**

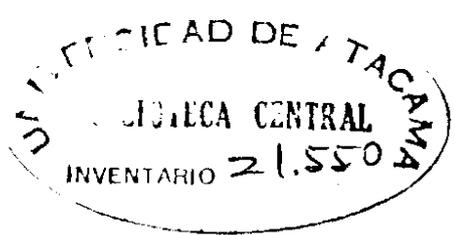
**EVALUACION Y FUNDAMENTOS
PARA LA IMPLEMENTACION DEL CONTROL
AUTOMATICO DEL CIRCUITO DE REMOLIENDA
(PLANTA DE PELLETS - HUASCO)**

Trabajo de titulación presentado en
conformidad a los requisitos para obtener el
título de



R. Nelson

INGENIERO CIVIL EN METALURGIA



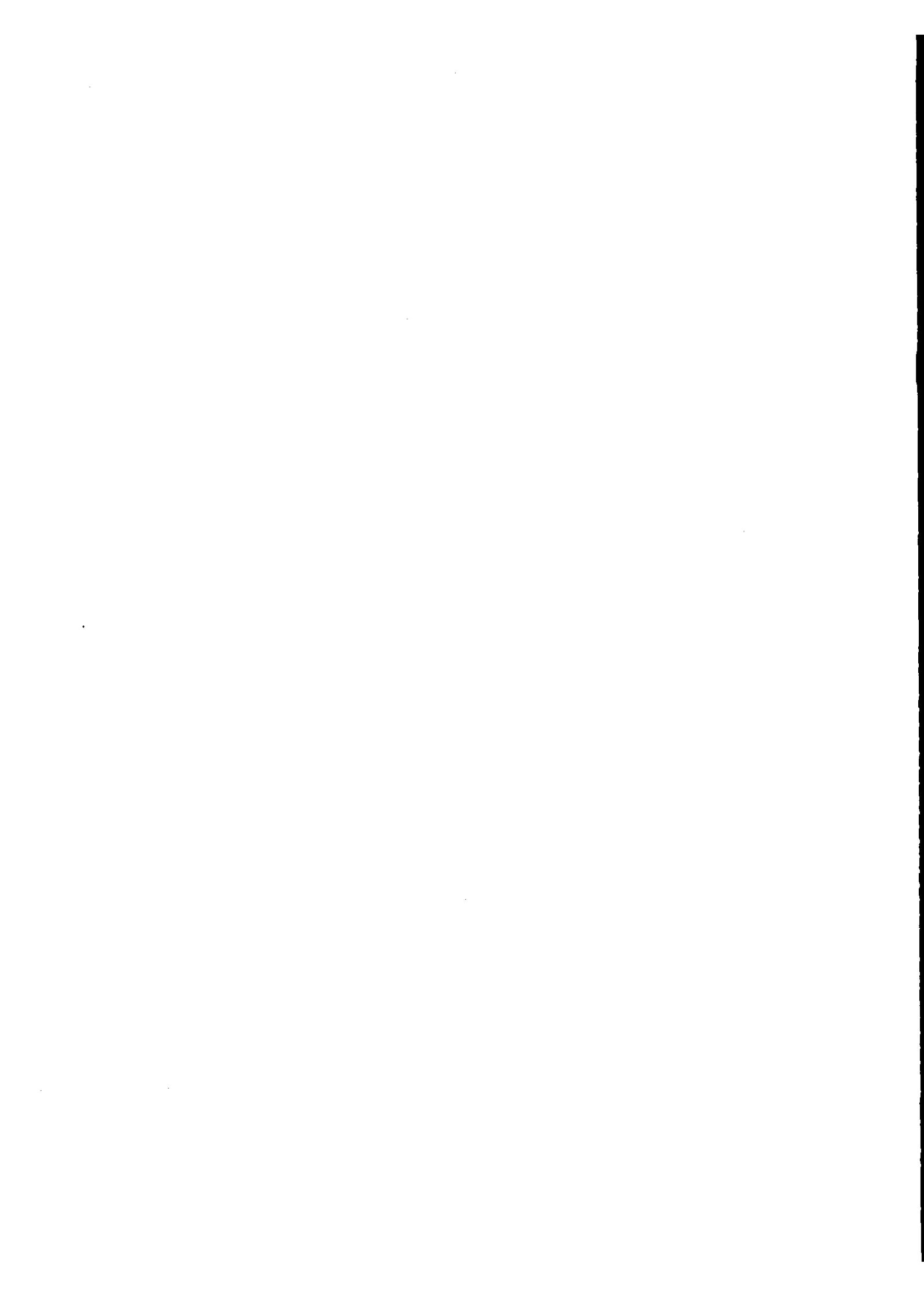
Tutor /guía :Sr.Victor Toro G.
Prof./guía: Sr.Mario Guevara B.

RIGOBERTO NELSON SALAZAR MACHUCA

1991







A mis padres
Rigoberto y Alicia

AGRADECIMIENTOS

A Dios , mis padres y a todos los que de alguna manera brindaron su apoyo y colaboración a la realización de esta memoria.

A mis profesores guías : Sres. Mario Santander M.
y Mario Guevara B.

A todos ellos muchas gracias.

R E S U M E M

El desarrollo de la experiencia se basó, en la evaluación y poner en conocimiento una serie de fundamentos para la implementación del control automático.

En el/ circuito de Remolienda se procesa en general el pellet producto que se obtiene ,que no cumple con los requisitos de control de calidad que se exige del área de REMOLIENDA .

Este pellet producto se le denomina chips , el cual se alimenta al molino en forma relativa , dependiendo esta alimentación de la tolerancia del área ,siendo regulada por una guillotina colocada en correa de alimentación de chips.

Este trabajo , fué el resultado de una serie de evaluaciones de las que fueron objeto los distintos equipos involucrados en el área de Remolienda, seguida de una serie de recomendaciones y fundamentos para la implementación del control automático que permitieran un posterior mejoramiento del Area.

Para ello , se dispuso de un determinado número de ecuaciones y conceptos teóricos , que permitieran verificar la eficiencia de cada uno de los equipos involucrados en el circuito , además de antecedentes históricos tales como

problemas operacionales , agentes externos , control de calidad , etc..

Posteriormente , también se definieron una serie de estrategias de control de procesos , las cuales permiten visualizar diferentes posibilidades de control de las variables que influyen en el proceso . En base a esto se puede lograr un gran control sobre el área ,logrando mejorar con mayor eficiencia las diferentes variables que intervienen en el proceso.

En conclusión se puede decir lo siguiente :

- La evaluación de los diferentes equipos trajo como resultado una deficiente eficiencia.
- Los diferentes lazos de control aquí considerados, contribuirán a un mejor control de las variables que intervienen en el proceso , siendo importante el agua que ingresa al circuito, logrando un mejoramiento del área.
- Las diferentes estrategias de control están basadas para un mejoramiento del área , así como una buena eficiencia de los equipos involucrados en el circuito , disminuyendo los problemas operacionales.

- En las diferentes evaluaciones de los equipos del circuito es necesario recalcar que la influencia de las características de las dos especies alimentadas, fué determinante en los resultados debido a sus diferentes gravedades específicas y durezas.

- Teniendo en cuenta las diferentes consideraciones expuestas en las discusiones respecto a las diferentes estrategias de control, se recomienda la estrategia B.

I N D I C E

Pag.

CAPITULO 1

Introducción	1
1.1) Planta Pellets	1
1.2) Proceso de paletización	2
1.3) Objetivos	5

CAPITULO 2

2.1) Descripción del proceso	7
2.2) Variables de operación	11
2.3) Rango de operación de las variables	12
2.4) Instrumentación actual	13

CAPITULO 3

Antecedentes teóricos

3.1) Variables que afectan la operación de un hidrociclón	18
3.2) Eficiencia de clasificación	21
3.3) Teoría evaluación molino	23
3.4) Dimensionamiento de hidrociclones	27
3.5) Ajuste de sólidos y granulometría (Lagrange)	31
3.6) Conceptos básicos de automatización de procesos	38
3.7) Objetivo de control automático y la automatización	38

3.8) Sistemas de control automático	40
3.9) Automatización y lazos de control en una planta de molienda	50
3.9.1) Objetivos de control en una planta de molienda	50
3.9.2) Variables relevantes e instrumentación	51

CAPITULO 4

Procedimiento experimental	54
4.1) Toma de muestras	54
4.2) Análisis de laboratorio	56
4.3) Resultados	58
4.3.1) Análisis granulométricos , %CaO , % SiO ₂ , Gravedad específica y % de sólidos	61
4.3.2) Balance de masa circuito Molienda - Clasificación	65
4.3.3) Ajuste granulométrico según Lagrange batería de ciclones	69
4.3.4) Ajuste de sólidos según Lagrange batería de ciclones	71
4.3.5) Evaluación según target de calidad.....	76
4.3.6) Problemas operacionales	77
4.3.7) Evaluación molino Remolienda	80
4.3.8) Evaluación batería de ciclones	81
4.3.9) Evaluación clasificador de espiral.....	87
4.3.10) Tamaño de corte e índice nitidez	93
4.3.11) Carga circulante	95

CAPITULO 5

5.1) Definición de estrategias de control.....	98
5.2) Nomenclatura lazos de control	104
5.3) Lazos de control	105

CAPITULO 6

6.1) Discusiones	108
6.2) Conclusiones	118
Bibliografía	120

Anexo A

- A.1) Características de equipos
- A.2) Descripción Remolienda (FS)

Anexo B

- B.1) Algoritmo para el dimensionamiento de ciclones Krebs

Anexo D

- D.1) Resultados de la simulación del dimensionamiento de batería de ciclones

Anexo E

- E.1) Recálculo de mallas de equipos de clasificación
- E.2) Cálculo de la eficiencia del clasificador de espiral

Anexo F

F.1) Recomendaciones factibles para mejorar
área de Remolienda

F.2) Recomendaciones operacionales seleccionadas
área Remolienda

CAPITULO 1

I N T R O D U C C I O N

1.1) PLANTA DE PELLETS

Instalación fundamental del " Proyecto de desarrollo del Valle del Huasco " , la primera y única en el país en aglomerar concentrados de mineral de hierro , La Planta de Pellets de Huasco tiene una capacidad de producción nominal de 3.9 millones de toneladas al año y ocupa una superficie aproximada de 20 hectáreas , más la de sus instalaciones complementarias de almacenamiento y embarque marítimo.

Esta planta respondió a dos necesidades primordiales:

- 1) Concentrar minerales con mayor ley de fierro y/o menor contenido de impurezas - como fósforo y azufre que , de otro modo , habrían seguido sin poder ser comercializados y que , al ponerse en explotación ,han prolongado la vida útil de los yacimientos , incrementando así las reservas mineras nacionales económicamente aprovechables , y
- 2) Mantener la capacidad de exportación de Minas El Algarrobo y , en general , de los yacimientos de hierro del Valle del Huasco , comercializando productos de un mayor

valor agregado , dada la moderna tecnología incorporada en el proceso de elaboración de los pellets.

Los pellets son esferas de concentrado de mineral de hierro con bajo grado de impurezas y un diámetro medio de 12 milímetros , endurecidas mediante un tratamiento térmico. Tanto por su mayor productividad y rendimiento en los altos hornos o del tipo eléctrico , como por su bajo contenido de impurezas - que se traduce en una menor contaminación atmosférica - los pellets tienen mayor demanda y mas alto precio que los minerales de hierro en el mercado externo.

Los fabricados en Huasco poseen una ley mínima del 65% de fierro y un nivel máximo de impurezas de solo 0.05 % de fósforo y 0.03 % de azufre.

1.2)

PROCESO DE PELLETIZACION

La producción de los pellets comienza en Minas el Algarrobo , cuya Planta de Beneficio es alimentada con minerales de una ley media de 51 % de fierro . Allí , operaciones mecanizadas consecutivas de chancado y harneo en cuatro etapas y una de concentración magnética seca , transforman los minerales en un preconcentrado de granulometría inferior a 6.35 milímetros , con un contenido de cerca de 60 % de fierro , 0.4 % de fósforo , 0.3 % de azufre y 7.0 % de sílice.

El preconcentrado de mineral de hierro se lleva por ferrocarril a Huasco , donde es apilado en canchas de almacenamiento de capacidad de 350.000 toneladas , desde las que es después recuperado y alimentado hasta la Planta de Pellets por correas transportadoras . La planta transforma el preconcentrado en pellets de caracter básico mediante un proceso de pelletización en tres etapas , a partir de una concentración magnética húmeda.

En esta primera etapa el preconcentrado recibe inicialmente un tratamiento de fina molienda , que permite la posterior separación y extracción de gran parte de sus impurezas . La pulpa es sometida a tratamientos sucesivos de clasificación hidrocéntrica , hidroseparación y concentración magnética húmeda , tras las cuales se obtiene un concentrado de 68 % de contenido de hierro , 0.05 % de fósforo y azufre y un 1.8 % de sílice .

La segunda etapa comprende la formación de los pellets y en ella el concentrado del mineral de hierro se sedimenta para lograr , a través de un proceso de agitación , una pulpa con el contenido sólido adecuado para su homogenización. La pulpa homogenizada se filtra para reducir su humedad al grado requerido en el siguiente proceso de mezcla con cal hidratada y aglomeración , que da su forma esférica y el tamaño deseado a los pellets .

La tercera y última parte es la de endurecimiento térmico de los pellets , que son alimentados a un horno con parrilla móvil , donde se secan y precalientan hasta temperaturas del orden de 350 y 1.110 grados celcius respectivamente , pasando a continuación a un horno rotatorio horizontal , en que alcanzan una temperatura aproximada de 1.330 grados . En el transcurso de este tratamiento , a los pellets se les forma una escoria de sílice , óxido de calcio y compuesto de fierro que durante el posterior proceso de enfriamiento , le otorga la dureza necesaria para resistir las operaciones de transporte y carguio a los altos hornos.

Los pellets así fabricados se llevan por correas transportadoras hasta canchas de almacenamiento con capacidad para 500.000 toneladas , en las cuales permanecen hasta el momento de su embarque , que se realiza por el Puerto de Guacolda , en Huasco , a un ritmo de 60.000 toneladas diarias , mediante instalaciones mecanizadas que acomodan barcos de hasta 300.000 toneladas.

1.3)

O B J E T I V O S

El circuito de REMOLIENDA opera como resultado de la necesidad de procesar el pellet producto bajo tamaño (chip), conjuntamente con la caliza para equilibrar los requerimientos de CaO en los agitadores.

La idea principal del circuito es mejorar el área con una óptima eficiencia de los equipos de clasificación controlando la mayor cantidad de variables con una adecuada dilución a batería de ciclones.

El circuito de Remolienda consta de un Clasificador de Espiral , una Batería de Ciclones , un Molino , un Espesador y tres pozos cónicos.

Trabajos anteriores revelan el infimo control de las variables que intervienen en el proceso , siendo importantísimo el no control adecuado de las aguas que llegan a cada uno de los equipos del área.

Además hay que destacar la cantidad de problemas operacionales que dificultan el normal desarrollo del proceso.

Es así como este trabajo persigue :

- La evaluación del circuito de Remolienda , considerando cada uno de los equipos involucrados en el área.

- Definir estrategias de control , sugiriendo la mejor de estas , aumentando la eficiencia y disminuyendo los problemas operacionales.

- Determinar lazos de control factibles, contribuyendo a un mejor control de las variables del proceso.

CAPITULO 2

2.1) DESCRIPCION DEL PROCESO

El área de remolienda , es una estación destinada al proceso de remoler el pellet producto de bajotamaño (chips), finos bajo el horno de parrillas , colectores del enfriador anular y traspaso del horno de parrillas al horno rotatorio; posteriormente en el año 1984 , como una medida de reducción de costos de aditivo , se incorpora al proceso cal vía húmeda .

Siendo estos materiales (chips y caliza) de una gravedad específica y granulometría diferentes , se modificó en 1988 el circuito cerrado , con la finalidad de tener un producto final con una granulometría lo más cerrada posible (grueso - finos) que no afecte en el producto de filtrado.

El pellet bajo tamaño proveniente de manejo de producto , los finos bajo el horno de parrillas , finos de la zona de traspaso y de los colectores del enfriador anular recepcionados , clasificados y descargados por el clasificador de espiral , se unen a la caliza y la carga circulante en la caja de alimentación al molino donde se efectua la adición de agua necesaria para tener dentro de él entre 70 - 80 % de sólidos. La descarga del molino se une con el bajotamaño del clasificador (10 - 15% sol.), en los pozos cónicos donde

se le agrega agua según porcentaje de dilución requerido en los hidrociclones la cual debe fluctuar entre 40 - 45 % sólidos.

Actualmente , el rebalse del clasificador de espiral se envía a un tercer pozo cónico (7270-A) , el que es enviado al espesador de remolienda para posteriormente pasar a la etapa de filtrado.

El sobreflujo de los hidrociclones como producto final se recibe en un manifold y se envía por gravedad hacia el espesador , y a través de las bombas centrífugas (7406) se envía a la etapa de filtrado.

EQUIPOS DEL AREA :

- Molino de Remolienda (7402)
- Clasificador de espiral (7401)
- Bateria de ciclones (3)
- Espesador de Remolienda (7405)
- Bombas de sumidero (7404 - 1 y 2 , 7270 - A)
- Bombas de bajo flujo espesador (7406 - 1 y 2)
- Bombas de sobre flujo espesador (7409 - 1 y 2)

El molino recibe la alimentación por intermedio de un

chute llevando chips, caliza y bajo flujo clasificador con gravedades específicas de 5.0 ,2.6 y 4.6 respectivamente .

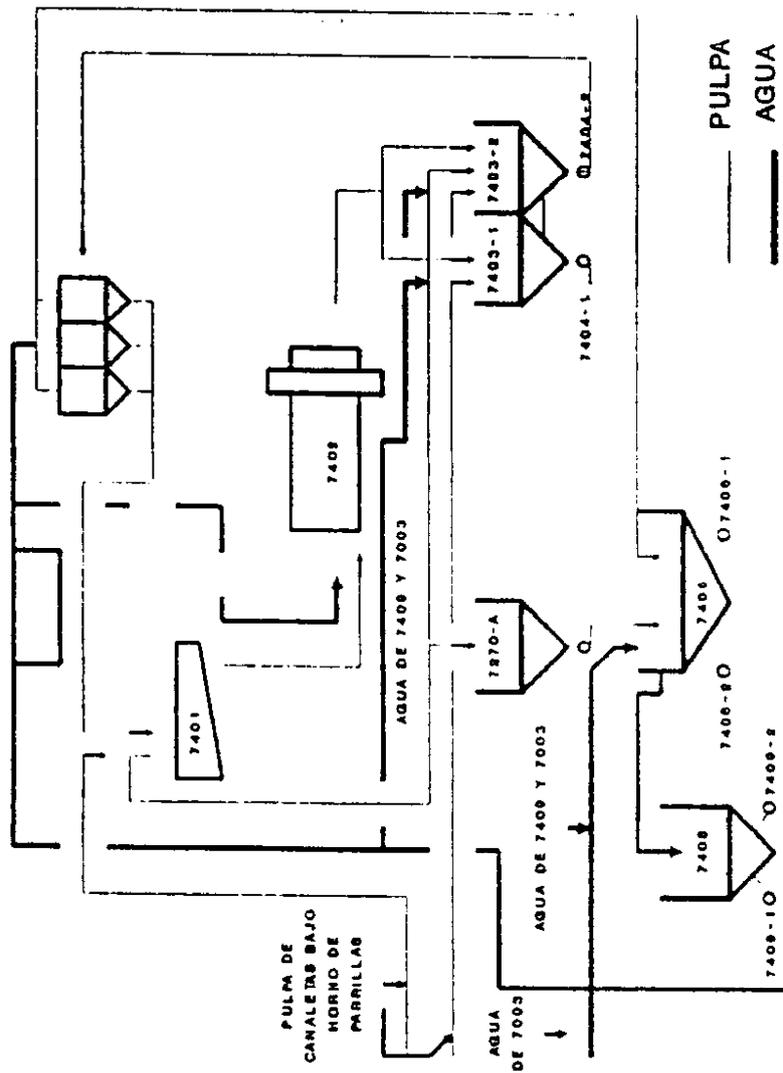
El control de la alimentación de los materiales que entran al molino es a través de una guillotina ubicada en correa 7304 - 1 para el caso del chips , dependiendo esta alimentación de la capacidad y eficiencia de los equipos involucrados en el área de Remolienda y para la caliza a través de un pesómetro ubicado en correa 7400 - 3.

La carga de bolas al molino se realiza por turno , es decir , se alimentan 200 bolas por turno siendo 150 de 60 mm y 50 de 50 mm (Magotteaux).

El espesador cumple la función de producir un rebalse de líquido claro , para lo cual la velocidad de ascenso del fluido debe ser menor que la velocidad de decantación de las partículas sólidas. También debe producir una descarga a una dilución dada , controlado esto por el tiempo de residencia que las partículas permanecen en el espesador.

Las bombas del área tienen la función de transportar el producto de la molienda y clasificación a los equipos que cumplirán con el proceso final.

La figura 2.1 ,muestra el diagrama de flujo relativo a la descripción del proceso , con sus respectivos flujos de pulpa y agua de proceso.



7401 : Clasificador de espiral

7402 : Molino

7270-A: Pozo cónico 3

7403-1: Pozo cónico 1

7403-2: Pozo cónico 2

7405 : Espesador

7408 : Estanque de sobreflujo

FIG. 2.1 DIAGRAMA DE FLUJO REMOLIENDA
CIRCUITO AGUA DE PROCESO

2.2)

VARIABLES DE OPERACION REMOLIENDA

MOLINO DE REMOLIENDA :

- a) Carga de bolas
- b) Flujo volumétrico de agua a la entrada de molino
- c) Flujo alimentación caliza
- d) Flujo alimentación chips

CLASIFICADOR DE ESPIRAL DE REMOLIENDA

- a) Angulo de inclinación del clasificador

ESPESADOR DE REMOLIENDA

- a) Velocidad de rastras.
- b) % sólidos bajoflujo

BATERIA DE CICLONES

- a) Presión de alimentación.
- b) Apex y vortex.

2.3) RANGOS DE OPERACION DE LAS VARIABLES

Carga de bolas	: 52 - 54 Ton.
Flujo de agua entrada molino	: 6.30-12.9(t/h)
Presión ciclones	: 0.5 - 1.0 Kg/cm
Tonelaje de alimentación de chips al molino:	Depende de la tolerancia de circuito.
Tonelaje de alimentación de caliza a molino:	3 - 20 T/H
Angulo de inclinación clasificador espiral	: 15 grados
% sólido bajo flujo espesador	: 16 - 33 %
Velocidad rastras espesador	: 0.125 RPM
Apex	: 2 1/2 "
Vortex	: 6"

2.4)

INSTRUMENTACION ACTUAL

Si bien es cierto, que en remolienda existe algún tipo de control este tiende en general a sistemas de protección de los equipos , más que a etapas de control propiamente tal.

Es así, como que dentro del circuito de REMOLIENDA existen un control de instrumentación y un lazo de control siendo el resto solamente protecciones de los equipos involucrados en el área .

A continuación se detallan los lazos y protecciones que forman parte del proceso de control de REMOLIENDA .

A) INSTRUMENTACION

ALIMENTACION CALIZA A MOLINO (Fig.2.4.1)

Existe un pesómetro nuclear ubicado en correa 7400 - 3 el cual permite leer y registrar el tonelaje que se va alimentando al molino.

- WE : Sensor de tonelaje
- WQIT : Transmisor indicador totalizador de tonelaje
- WQI : Indicador totalizador de tonelaje
- WCI : Controlador indicador de tonelaje
- WR : Registrador de tonelaje
- ST : Transmisor de velocidad
- SCR : Registrador controlador de velocidad
- WAL : Alarma de bajo tonelaje

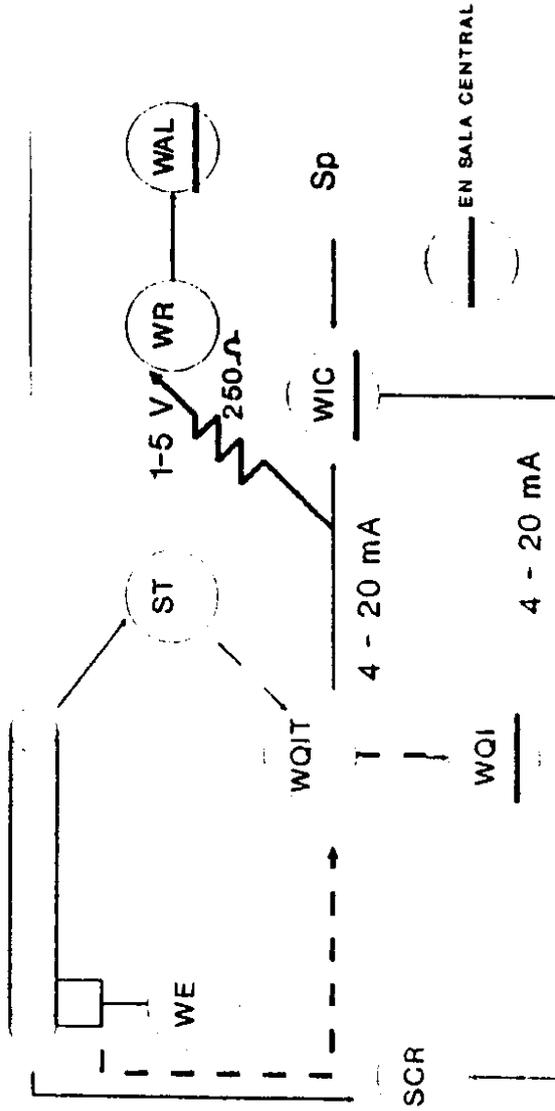


FIG. 2.4.1 CONTROL CALIZA REMOLLENDA LAZO COMPLETO

B) LAZO DE CONTROL

ALIMENTACION AGUA AL MOLINO (Fig. 2.4.2)

Este lazo cerrado comprende ,el control de agua proveniente de bombas de 7003 y 7409 en base al tonelaje de alimentación.

Como sensor existe una placa orificio en la misma linea de alimentación de agua.

C) PROTECCIONES

C.1) MOLINO

- Lubricación descansos molino
- Lubricación reductor
- Lubricación de corona por sphy
- DATA LOGGER y RTD en sala de Remolienda
- Alarmas de molino en sala central (9)
- Condición de salida o partida de molino en sala Remolienda

FE : Sensor de flujo

FIT : Transmisor indicador de flujo

FIC : Controlador indicador de flujo

FCV : Válvula control de flujo

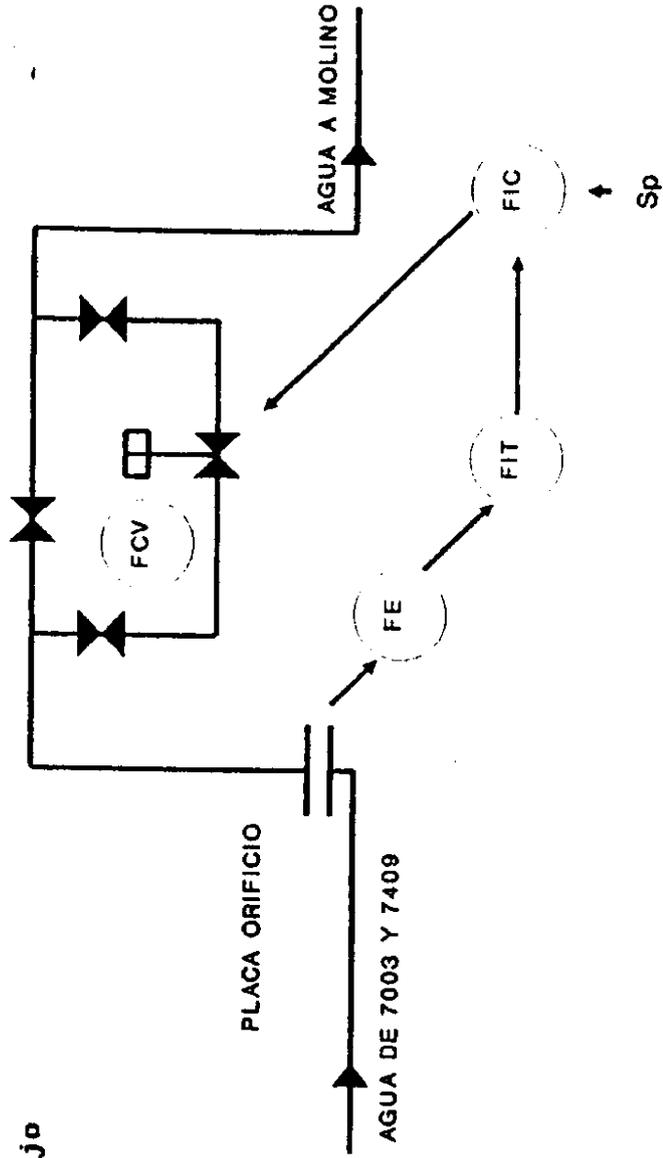


FIG. 2.4.2 CONTROL AGUA A MOLINO
LAZO CERRADO

C.2) POZOS CONICOS 1 Y 2

Sensores de nivel de pozos relacionados con bombas

- A un bajo nivel , bomba cesa su trabajo
- A un alto nivel , bomba reanuda su trabajo

Este control esta actualmente sin operación , trabajando el bombeo en forma continua .

C.3) ESPEGADOR

En este equipo estan involucrados dos sistemas de protecciones , uno relacionado con el mismo espesador y el otro con el estanque de rebalse de éste.

- Torque de rastras (espesador)
Alarma de bajo torque en sala central
Alarma de alto torque en sala central
- Sensores de nivel (estanque de rebalse)

A un bajo nivel bomba cesa su trabajo
(alarma en sala central)

A un alto nivel bomba reanuda su trabajo

CAPITULO 3

ANTECEDENTES TEORICOS

3.1) VARIABLES QUE AFECTAN LA OPERACION
DE UN HIDROCICLON (2)

Las variables se clasifican en cuatro grupos : de diseño , parámetros del material , de operación y perturbaciones.

3.1.1) DE DISEÑO :

Definen el comportamiento grueso del hidrociclón , el tamaño de corte y la nitidez de separación. Las más importantes son :

Tamaño de la unidad

Tamaño de la alimentación

Vortex

Apex

El tamaño de corte depende principalmente del diámetro de la unidad, aumentando con un aumento del diámetro.

El d_{50} aumenta al aumentar el diámetro del vortex y el área de alimentación y disminuye al aumentar el diámetro del apex (spigot).

d_{50} : tamaño de corte (tamaño de las partículas que resultan con una eficiencia del 50%)

3.1.2) DEL MATERIAL :

De los parámetros del material , el más importante es la densidad del material, cuyo aumento disminuye el d_{50} , y la composición si es que está constituido por una mezcla de distintas densidades. También la forma de la partícula es un factor importante en la separación.

3.1.3) DE OPERACION :

Se pueden distinguir entre variables de entrada y de salida.

DE ENTRADA :

Flujo

% sólidos

Presión de alimentación

La concentración expresada como fracción volumétrica es la principal variable de control, que permite cambiar en forma inmediata el tamaño de corte.

Un aumento en la concentración aumenta el tamaño de corte variando entre 0.1 y 0.25. El tamaño de corte puede variar 1.8 veces por este concepto.

La presión de alimentación y el flujo de material están relacionados íntimamente y determinan la capacidad del equipo.

Un aumento en el flujo mejora la eficiencia por un aumento en la fuerza centrífuga y así partículas más finas son llevadas al underflow y d50 disminuye.

DE SALIDA :

Granulometría del rebalse

Proporción de agua que aparece en la descarga

Existe una interrelación entre ellas , ya que la proporción de agua influye en el cortocircuito y la granulometría del rebalse es función de la curva de clasificación , del d50 y de la fracción de cortocircuito.

3.1.4) PERTURBACIONES :

La principal perturbación es la distribución granulométrica de la alimentación. Esto requiere de un ajuste de la concentración para mantener el d50 constante.

3.2) EFICIENCIA DE CLASIFICACION (2)

La eficiencia de separación se representa mediante la curva de partición, denominada también curva de TRDMP o curva de selectividad, evaluando la eficiencia mediante el índice de imperfección o el índice de nitidez,

$$E(i) = \frac{U u(i)}{F f(i)} \quad (\text{ec. 3.2.1})$$

$$S.I. = d_{25}/d_{75} \quad (\text{ec. 3.2.2})$$

donde ,

$E(i)$: eficiencia real por malla

U : toneladas por hora de pulpa en underflow ciclón

$u(i)$: % en peso retenido por malla en underflow ciclón

F : toneladas por hora de pulpa en alimentación ciclón

$f(i)$: % en peso retenido por malla en alimentación ciclón

S.I.: índice de imperfección o nitidez

d_{25} : tamaño el cual pasa el 25% de aliment. a la descarga

d_{75} : tamaño el cual pasa el 75% de aliment. a la descarga

Las curvas de partición nunca tienden a cero en el rango de los finos, debido a que, como un flujo de agua

que sale por el underflow, parte de las partículas finas son arrastradas con ellas. Por lo tanto se define una curva de partición corregida, función de clasificación, suponiendo que una parte de la alimentación, proporcional al flujo de agua del underflow, se cortocircuita hacia esta descarga. La corrección consiste entonces en restar a la curva de partición la masa cortocircuitada. La función de clasificación se define entonces, para cada tamaño, como :

$$E_c(i) = \frac{U u(i) - a}{F f(i) - a} = \frac{S(i) - a}{1 - a} \quad (\text{ec. 3.2.3})$$

donde ,

$E_c(i)$: eficiencia corregida por malla

a : cortocircuito

$S(i)$: eficiencia real por malla

En efecto, es como si una fracción "a" de la alimentación pasara a la descarga sin clasificación y la otra fracción (1 - a) fuese sujeta a clasificación. Un cortocircuito hacia el rebalse no es normal y su presencia indica mal funcionamiento del equipo.

3.3) TEORIA EVALUACION MOLINO (1)

3.3.1) VOLUMEN DE CARGA DE BOLAS :

La fracción de volumen interno del molino cargado con bolas (%Vp) puede ser estimado mediante la siguiente expresión empírica .

$$V_p = 1.13 - 1.26 (H/D) \quad (\text{ec. 3.3.1})$$

donde ,

Vp , fracción volumétrica aparente del medio de molienda

H , distancia vertical medida desde el tope interior del molino hacia abajo , hasta llegar al nivel de la carga de bolas . Este valor debería corresponder al promedio de mediciones efectuadas en el centro como en ambos bordes extremos del molino (pie).

D , diámetro interior del molino (pie).

El volumen o nivel de la carga de bolas , esta relacionado con la dureza del material y tonelaje de alimentación que puede tratar para un mismo grado de molienda.

En efecto , al aumentar el tonelaje a tratar , involucra un menor tiempo de residencia , lo que se compensa con una mejor carga de bolas.

Además hay que tener presente , que un volumen de llenado menor al 30% afecta el grado de molienda , también se

produce un mayor impacto , ya que la bola no roda hacia el pie de la carga , provocando un desgaste de las bolas y co - razas y además una mayor pérdida de energía.

3.3.2) VELOCIDAD CRITICA :

Se define la velocidad crítica de rotación a aquella velocidad mínima en la cual la carga se centrifuga , es decir , cuando la fuerza de gravedad se iguala a la fuerza centrífuga.

Esta velocidad queda dada por :

$$N_c = K_s / \sqrt{D} \quad (\text{ec. 3.3.2})$$

donde ,

N_c , velocidad crítica del molino expresada en RPM.

D , diámetro interno del molino medido entre revestimientos (expresado en metros o pies , según sea).

K_s , constante de proporcionalidad , cuyo valor es 42.305 si D en metros y 76.63 si D en pie.

3.3.3) TAMAÑO MAXIMO DE BOLAS :

La ecuación que permite seleccionar el tamaño máximo de bola , para la carga inicial y recarga

de bolas ,es la siguiente : (ec. 3.3.3)

$$B = (F80/K) ^ 0.5 * ((\varnothing_s * W_i / \% C_s * D ^ 0.5)) ^ 0.34$$

donde ,

B , diámetro máximo de bola (pulgadas).

D , diámetro interno del molino (pie).

Cs , % de velocidad crítica del molino.

\varnothing_s , desidad relativa del sólido (g/cc).

W_i . índice de trabajo (Kwh /Ton corta)

F80 , tamaño 80% pasante de la alimentación (micrones)

3.3.4) POTENCIA A LA ENTRADA DEL MOTOR :

Una fórmula ampliamente utilizada para estimar el consumo de potencia en molinos de bolas y dimensionar las correspondientes unidades industriales requeridas es la siguiente : (ec. 3.3.4)

$$PE = KB * (D) ^ 3.5 * (\%V_p) ^ 0.461 * (\%C_s) ^ 1.565 * (L/D)$$

donde ,

PE , potencia eléctrica requerida a la entrada del motor (HP).

D , diámetro interno del molino (pies) aconsejándose seleccionar $D < 20$ pies.

% V_p , % de volumen interno del molino cargado con bolas (volumen aparente de la carga de bolas , expresada

como porcentaje). Se aconseja utilizar un valor de % Vp comprendido entre 40 y 50 %.

% CS , % de velocidad crítica del molino . Aconsejándose seleccionar un valor entre 68 y 78 % de la velocidad crítica.

L , longitud interna del molino (pies). Pudiéndose variar la razón L/D entre 1 y 3 para la mayoría de los casos prácticos.

KB , cte. de proporcionalidad cuyo valor depende del tipo de molino seleccionado.

TABLA 3.3.4

<u>TIPO DE MOLINO DE BOLAS</u>	<u>VALOR DE KB</u>
- Descarga por rebalse (molienda húmeda).	4.365×10^{-5}
- Descarga por diafragma (parrilla)	4.912×10^{-5}
- Descarga por diafragma (molienda seca)	5.456×10^{-5}

3.4) DIMENSIONAMIENTO DE HIDROCICLONES

VIA MODELO MATEMATICO EMPIRICO (1)

METODO DE KREBS

Dimensionamiento de hidrociclones , basándose en curvas y tablas empíricas proporcionadas por krebs.

1.) ECUACION DEL TAMAÑO DE CORTE REAL

$$d_{95} = 16.098 * f1 * f2 * f3 * Dc ^ 0.467 \quad (\text{ec. 3.4.1})$$

siendo ,

d_{95} , tamaño de corte del 95 % (um). Se define como el tamaño de separación del ciclón , que garantiza un máximo de 5 % de material retenido en dicha malla de corte , en el producto de rebalse del hidrociclón.

Dc , diámetro interno de la sección cilíndrica del ciclón (pulgadas)

$f1$, factor corrector de la densidad real del sólido alimentado al ciclón.

donde ,

$$f1 = (1.65 / (\rho_s - 1)) ^ 0.485 \quad (\text{ec.3.4.2})$$

$f2$, factor corrector del porcentaje de sólidos en volumen

alimentado al ciclón.

donde ,

$$f_2 = (40 / (50 - \emptyset)) ^ 1.791 \quad (\text{ec.3.4.3})$$

f_3 , factor corrector de la presión de alimentación al ciclón.

donde ,

$$f_3 = (10 / P) ^ 0.252 \quad (\text{ec. 3.4.4})$$

En expresiones anteriores las variables denotan :

ϱ_s , densidad real del sólido (g/cc)

\emptyset , % de sólidos en volumen , en alimentación al ciclón.

y dado por ,

$$\emptyset = P_s (\varrho_p / \varrho_s) = 100 P_s / (P_s + \varrho_s (100 - P_s))$$

P , presión de alimentación (psi)

P_s , % de sólidos en peso , en alimentación al ciclón.

ϱ , densidad de pulpa de alimentación al ciclón (g/cc)

donde ,

$$\varrho = 100 \varrho_s / [P_s + \varrho_s (100 - P_s)]$$

2.) ECUACION DE CAPACIDAD VOLUMETRICA.

$$Q = 0.408 * f4 * f5 * Dc ^ 2.047 \quad (\text{ec. 3.4.5})$$

siendo ,

Q , caudal de pulpa de alimentación ($m^3/h/ciclón$).

f4 , factor corrector de la presión de alimentación

donde ,

$$f4 = (P / 10) ^ 0.475 \quad (\text{ec.3.4.6})$$

f5 , factor corrector del % sólidos en volumen , alimentado al ciclón.

donde ,

$$f5 = 1 + 4.461 * 10 ^ -3 * (\emptyset) ^ 1.28 \quad (\text{ec. 3.4.7})$$

NOTA : En el desarrollo de la ecuación (3.4.1) se ha propuesto un diámetro de vortex y área de entrada constantes (valores estandares).

$$Do = \text{diámetro vortex} = 0.4 * Dc$$

$$Ai = \text{área de entrada} = 0.05 * Dc^2$$

$$Du = \text{diámetro apex} = 0.5 * Do$$

NOTA : En el desarrollo de la ecuación (3.4.5), nuevamente se ha supuesto implícitamente que :

$$Do = 0.4 * Dc \quad (\text{valor típico del diámetro del vortex})$$

$A_i = 0.05 * D_c^2$ (valor típico del área de
entrada)

En ANEXOS B y D se encuentra el algoritmo para el dimensionamiento de ciclones Krebs.

3.5) AJUSTE DE SOLIDOS Y GRANULOMETRIA

MULTIPLICADORES DE LAGRANGE

Para poder evaluar y modelar procesos metalúrgicos , es necesario obtener datos consistentes para poder satisfacer las ecuaciones de conservación de masa . Pero , debido a que generalmente los datos son redundantes y erróneos , deben ser ajustados , lo que se logra minimizando la suma de los residuos cuadráticos ponderados.

El procedimiento propuesto consiste en la utilización de Multiplicadores de Lagrange , para el caso en que existe información de todos los flujos.

Los balances metalúrgicos son herramientas muy útiles para establecer el comportamiento de plantas , para la construcción de modelos y para establecer la influencia de las variables de control.

Un balance adecuado debe satisfacer las ecuaciones de balance de masa en cada uno de los puntos de interés . Sin embargo debido a error experimental y dificultades prácticas esto no se cumple , y los datos obtenidos en forma experimental deben ajustarse para satisfacer este hecho.

Interesa , entonces, que los valores calculados, estén

dentro de un rango esperado de dispersión de los valores medidos . Esto se logra mediante el planteamiento de una función objetivo que consiste en la sumatoria de los cuadrados de las diferencias entre variables medidas y calculadas.

Para corregir la información de porcentajes sólidos se puede plantear el siguiente problema de optimización : los porcentajes de sólido en estado estacionario deben ser tales que ajusten el balance metalúrgico y los nuevos valores deben estar lo más cercanos posibles a los valores medidos . Matemáticamente esto se puede plantear por conveniencia en términos de los tonelajes de pulpa como :

Minimizar

$$F = \left(\frac{p_f - \hat{p}_f}{p_f} \right)^2 + \left(\frac{p_o - \hat{p}_o}{p_o} \right)^2 + \left(\frac{p_u - \hat{p}_u}{p_u} \right)^2 \quad (\text{ec. 3.5.1})$$

donde,

p_f ,toneladas de pulpa por hora en la alimentación al ciclón

p_o ,toneladas de pulpa por hora en sobreflujo del ciclón.

p_u ,toneladas de pulpa por hora en bajoflujo del ciclón.

$\hat{p}_f, \hat{p}_o, \hat{p}_u$ son las toneladas correspondientes pero ajustadas

Sujeto a :

$$\hat{p}_f - \hat{p}_o - \hat{p}_u = 0 \quad (\text{ec. 3.5.2})$$

donde ,

$$p_k = (M_k / s_k) * 100 \quad (\text{ec. 3.5.3})$$

$$\hat{p}_k = (M_k / \hat{s}_k) * 100 \quad (\text{ec. 3.5.4})$$

en que ,

p_k , toneladas de pulpa/hora en la corriente k
(medida o calculada).

\hat{p}_k , toneladas de pulpa/hora en la corriente k
(ajustada)

s_k , % de sólidos en la corriente k (medido)

\hat{s}_k , % de sólidos en la corriente k (ajustado)

El problema planteado en las ecuaciones (3.5.1) y (3.5.2) se resuelve utilizando el método de los Multiplicadores de Lagrange que consiste en sumar a la función objetivo la o las ecuaciones de restricción previamente multiplicadas por un factor λ . La función objetivo no cambia de valor ya que las ecuaciones de restricción deben ser iguales a cero.

La función objetivo se transforma en la siguiente :
(ec. 3.5.5)

$$F' = \left(\frac{pf - \hat{p}f^2}{pf} \right) + \left(\frac{po - \hat{p}o^2}{po} \right) + \left(\frac{pu - \hat{p}u^2}{pu} \right) + \lambda (\hat{p}f - \hat{p}o - \hat{p}u)$$

El óptimo se encuentra igualando a cero las derivadas parciales de F' con respecto a los valores buscados, y resolviendo el conjunto de ecuaciones lineales resultantes:

$$\frac{\delta F'}{\delta pf} = -2 \left(\frac{pf - \hat{p}f}{pf^2} \right) + \lambda = 0 \quad (\text{ec. 3.5.6})$$

$$\frac{\delta F'}{\delta po} = -2 \left(\frac{po - \hat{p}o}{po^2} \right) - \lambda = 0 \quad (\text{ec. 3.5.7})$$

$$\frac{\delta F'}{\delta pu} = -2 \left(\frac{pu - \hat{p}u}{pu^2} \right) - \lambda = 0 \quad (\text{ec. 3.5.8})$$

$$\frac{\delta F'}{\delta \lambda} = \hat{p}f - \hat{p}o - \hat{p}u = 0 \quad (\text{ec. 3.5.9})$$

De manera análoga, si se trabaja con los tonelajes de sólidos por tamaño se puede obtener un balance completamente ajustado incluyendo las distribuciones granulométricas.

Si se define :

$$Mf = mf[1] + mf[2] + \dots + mf[n]$$

en que $mf[i] = Mf * gf[i]$

Entonces el ajuste de los sólidos por tamaño se puede plantear como :

Minimizar :

(ec. 3.5.10)

$$\sum_{i=1}^n \frac{mf[i] - \hat{mf}[i]^2}{mf[i]} + \sum_{i=1}^n \frac{mo[i] - \hat{mo}[i]^2}{mo[i]} + \sum_{i=1}^n \frac{mu[i] - \hat{mu}[i]^2}{mu[i]}$$

sujeto a :

$$\hat{mf}[i] - \hat{mo}[i] - \hat{mu}[i] = 0 \quad (\text{ec. 3.5.11})$$

$$\sum_{i=1}^n \hat{mf}[i] - Mf = 0 \quad (\text{ec. 3.5.12})$$

$$\sum_{i=1}^n \hat{mu}[i] - Mu = 0 \quad (\text{ec. 3.5.13})$$

Las restricciones (3.5.12) y (3.5.13) permiten que los flujos máxicos totales se mantengan. No es necesario agregar esta restricción para el overflow ya que está implícita en el resto de las ecuaciones.

El Lagrangiano queda entonces :

(ec. 3.5.14)

$$F = \sum_{i=1}^n \left(\frac{mf[i] - \hat{mf}[i]^2}{mf[i]} \right) + \sum_{i=1}^n \left(\frac{mo[i] - \hat{mo}[i]^2}{mo[i]} \right) + \sum_{i=1}^n \left(\frac{mu[i] - \hat{mu}[i]^2}{mu[i]} \right)$$

$$+ \sum_{i=1}^n \lambda [i] * (\hat{mf}[i] - \hat{mo}[i] - \hat{mu}[i] +$$

$$\lambda [n + 1] * (\sum_{i=1}^n \hat{mf}[i] - Mf) + \lambda [n + 2] * (\sum_{i=1}^n \hat{mu}[i] - Mu)$$

Cuya solución es :

$$\frac{\delta F}{\delta mf[i]} = -2 \left(\frac{mf[i] - \hat{mf}[i]}{mf[i]^2} \right) + \lambda [i] + \lambda [n + 1] = 0$$

(ec 3.5.15)

$$\frac{\delta F}{\delta mo[i]} = -2 \left(\frac{mo[i] - \hat{mo}[i]}{mo[i]^2} \right) - \lambda [i] = 0 \quad (\text{ec. 3.5.16})$$

$$\frac{\delta F}{\delta \mu[i]} = -2 \left(\frac{\mu[i] - \hat{\mu}[i]}{\mu[i]^2} \right) - \lambda [i] + \lambda [n+2] = 0$$

(ec. 3.5.17)

$$\frac{\delta F}{\delta [i]} = \hat{m}_f[i] - \hat{m}_o[i] - \hat{\mu}[i] = 0 \quad (\text{ec. 3.5.18})$$

$$\frac{\delta F}{\delta \lambda [n+1]} = \sum_{i=1}^n \hat{m}_f[i] - M_f = 0 \quad (\text{ec. 3.5.19})$$

$$\frac{\delta F}{\delta \lambda [n+2]} = \sum_{i=1}^n \hat{\mu}[i] - M_\mu = 0 \quad (\text{ec. 3.5.20})$$

que es un sistema de $(4 * n + 2)$ ecuaciones, donde n es el número de fracciones granulométricas.

Es en este momento en que se dispone de toda la información consistente, por lo tanto se puede evaluar el comportamiento de hidrociclones.

3.6) CONCEPTOS BASICOS DE AUTOMATIZACION DE PROCESOS (6)

El control automático constituye una muestra particular de la problemática de toma de decisiones de una empresa industrial. En este contexto generalizado, un sistema de esta naturaleza puede ser extendido a todos los niveles operacionales del proceso productivo, particularmente a aquellos donde se manejan decisiones tendientes a establecer condiciones de operación optimizantes y determinar medios con los cuales se logre mantenerlas.

Por lo tanto, con esta generalización del ámbito de aplicación del control automático, el proceso que ello involucra puede ser representado del modo que se indica en la fig.No 3.6.1. Este esquema simboliza una situación genérica aplicable a cualquiera de los niveles decisionales de la gestión operacional de una planta.

3.7) OBJETIVO DE CONTROL AUTOMATICO Y LA AUTOMATIZACION (6)

El control automático tiene como misión principal la regulación de variables de proceso y, junto con la instrumentación asociada, ha provisto a operadores de la información que se dispone de mediciones de proceso. El propósito de tal regulación ha sido la mantención de determinadas condiciones de operación que se ha impuesto para lograr, ya sea una determinada calidad de producto y/o una adecuada protección al equipamiento y/o una condición operacional segura.

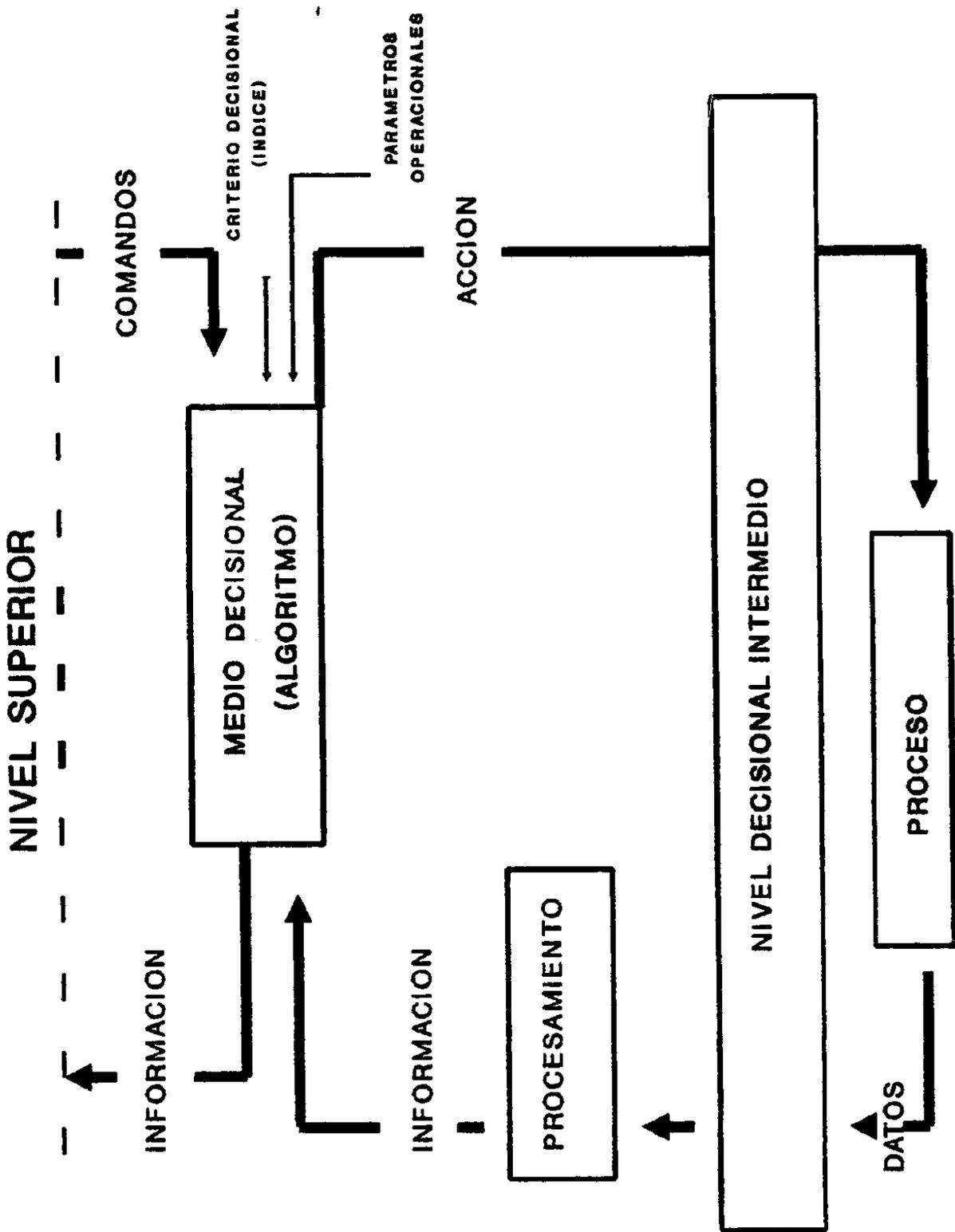


FIG No 3.6.1 : Proceso decisional en concepcion generalizada de control automatico

Asimismo , la operación de los procesos esta sujeta a la permanente acción de agentes que dificultan o impiden el logro de los propósitos mencionados , tales agentes son las PERTURBACIONES , y son los elementos contra cuya consecuen - cias debe actuar el control automático.

3.8) SISTEMAS DE CONTROL AUTOMATICO (6)

CONTROL REALIMENTADO (fig. 3.8.1) : Sus principales caracte - rísticas son :

i) Para su diseño y operación no es necesario tener un conocimiento exhaustivo del proceso a controlar . Puede bas - tar un conocimiento operacional (causa -efecto) , con algún grado de cuantificación de resultados.

ii) Un retardo en la medición de la variable controlada y/o en la actuación sobre el proceso , tiene efectos deses - tabilizantes.

$G_c(s)$ = Control de proceso

$H(s)$ = Función de transferencia (medición)

$G_p(s)$ = Proceso

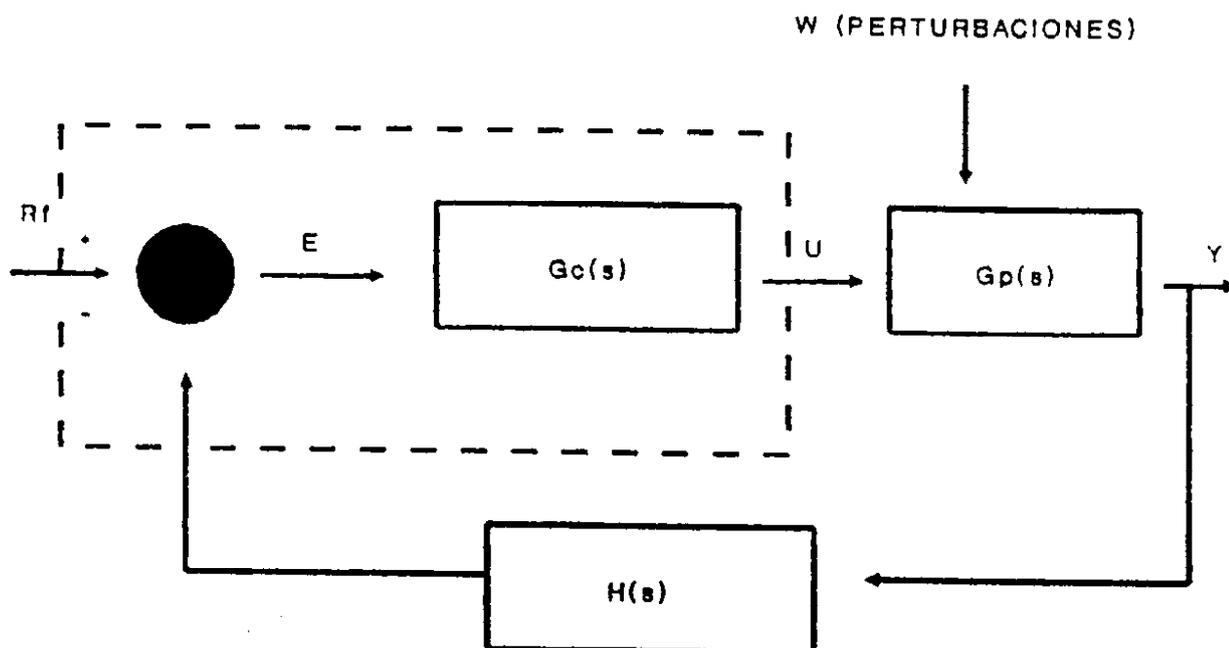


FIG. 3.8.1 CONTROL REALIMENTADO

iii) Incrementos en la acción de control normalmente aumentan la rapidez de respuesta ,pero disminuyen los márgenes de estabilidad dinámica.

iv) Ante variaciones de características (parámetros) del sistema de actuación o en el proceso , este sistema contribuye con una disminución de la sensibilidad de la respuesta (variable controlada).

v) Sin embargo , la sensibilidad de la respuesta , ante cambios que experimenta el sistema de medición y/o transmisión , es alta.

vi) La ganancia de la respuesta , respecto de la acción externa , disminuye al incorporar la realimentación.

vii) Por su concepción , exhibe características de optimalidad en cuanto a que tiene a una minimización de las desviaciones de la variable controlada , respecto de la referencia operacional.

CONTROL PREALIMENTADO (fig. 3.8.2): Sus principales características son:

$G_{cp}(s)$ = Control del proceso

$G_u(s)$ = Medición variable del proceso

$G_w(s)$ = Medición perturbaciones

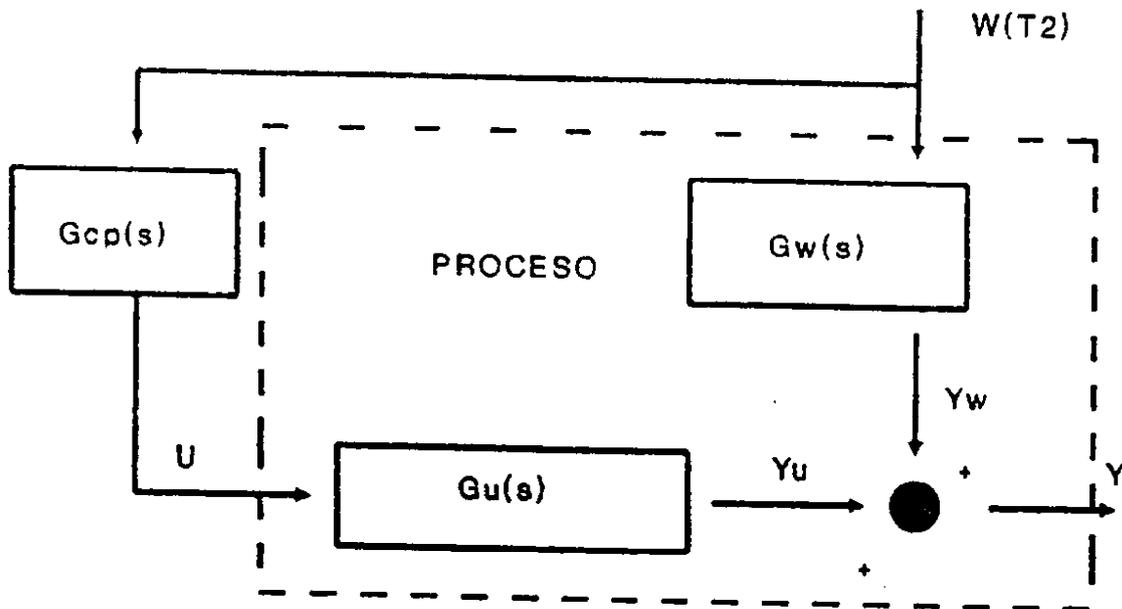


FIG. 3.8.2 CONTROL PREALIMENTADO

i) La(s) perturbación (es) , debe(n) haber sido reconocida(s) y debe(n) ser medible(s).

ii) Debe conocerse en forma cuantitativa (modelo dinámico) , el efecto de perturbaciones y variables manipuladas en la variable controlada . Con referencia a la figura citada debe conocerse $G_u(s)$ y $G_w(s)$.

iii) Dadas las características de no linealidad y variabilidad que afectan a la mayoría de los procesos , el control prealimentado no puede por sí solo , eliminar el efecto de las perturbaciones . Por ello se lo utiliza en combinación con control realimentado , en donde la acción de este es modulada por la del prealimentado.

CONTROL EN CASCADA (fig. 3.8.3) : Esta denominación corresponde a una extensión de configuración realimentada , en que se incorpora dos controladores en serie . En ella la variable que en último término desea regularse es la del lazo externo (maestro) . Sin embargo , para esta configuración se

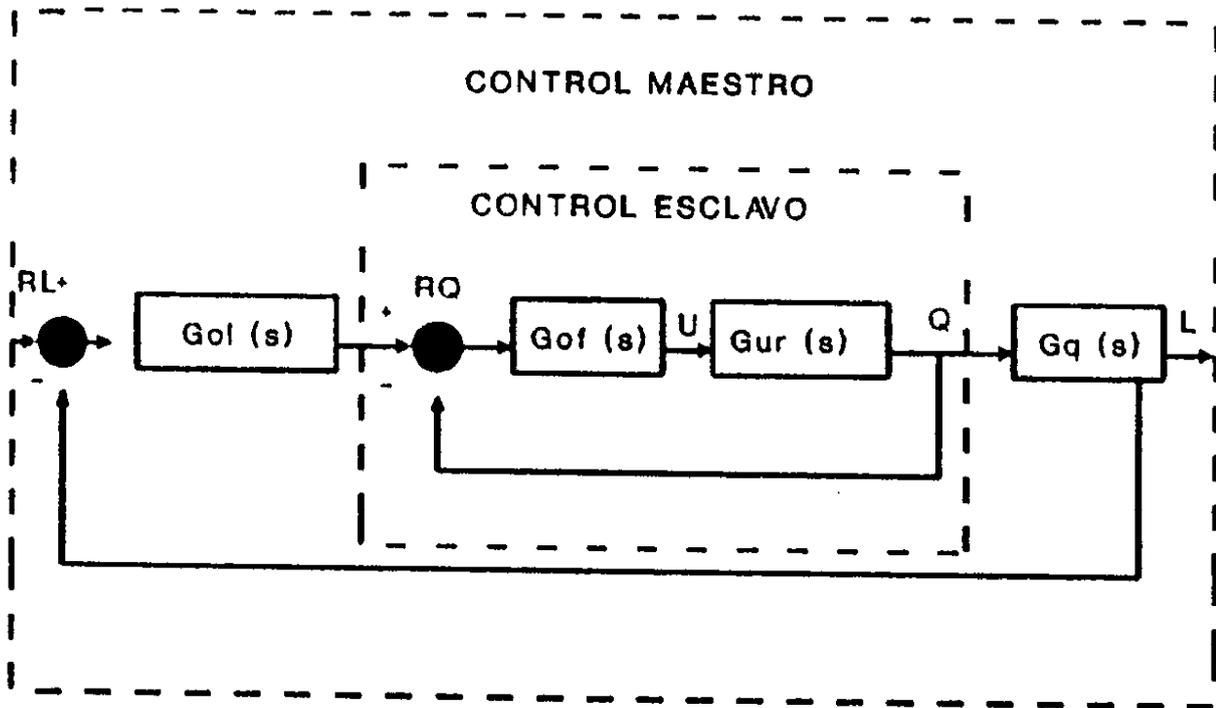


FIG. 3.8.3 CONTROL CASCADA

ha reconocido la existencia de una variable intermedia , por medio de la cual es posible efectuar corrección de resultados en forma anticipada. Es así como se recurre a una regulación de esta variable (intermedia) , lo que constituye el control esclavo.

Para el diseño y/o ajuste de cada componente de esta configuración es necesario hacerlo primero con el lazo de control realimentado esclavo . Luego , con este inalterado , se procede al diseño y ajuste del lazo maestro . Los elementos de diseño utilizados en cada una de estas etapas son los mismos del control realimentado simple . La sola diferencia en este caso es que , para el control maestro , el lazo esclavo completo es visto como parte del proceso.

CONTROL RAZON (fig.3.8.4) : Lo que caracteriza a esta forma de control es que se determina el valor que debe asumir una variable de comando sobre el proceso (variable manipulada) , en términos del valor medido de otra variable de proceso . Según sea la aplicación , puede o no incorporarse un lazo de control realimentado para materializar la acción sobre el proceso.

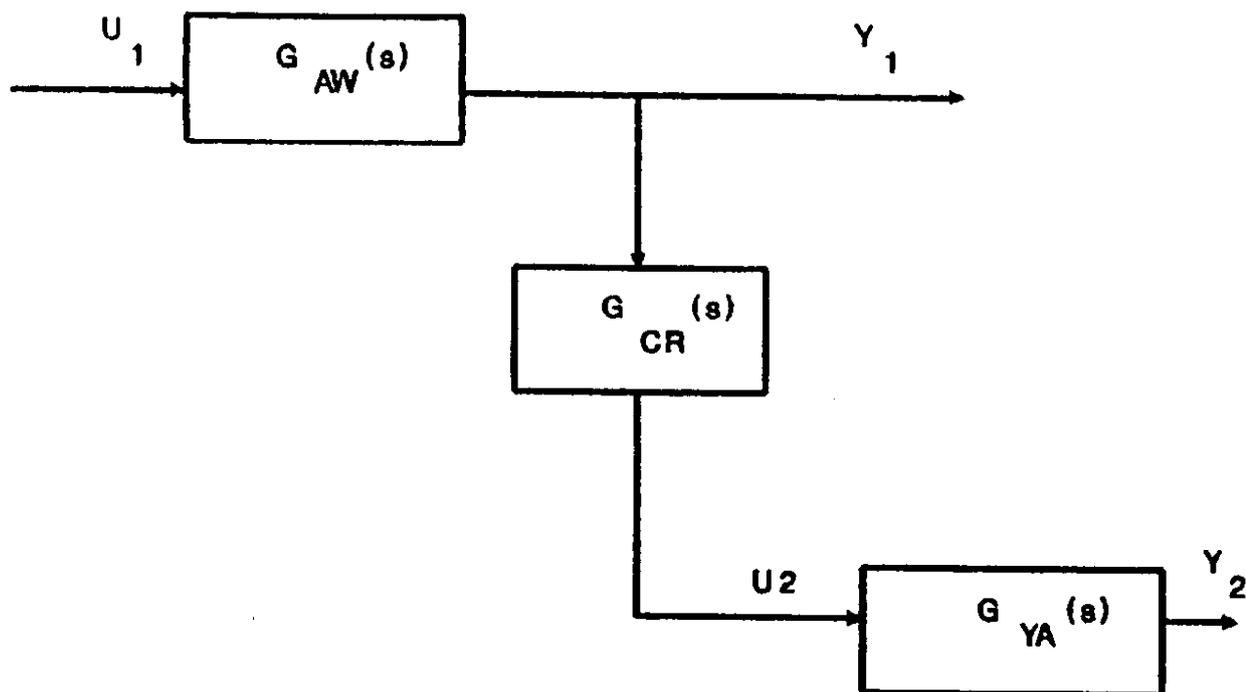


FIG. 3.8.4 CONTROL DE RAZON

CONTROL MULTIVARIABLE : Bajo la denominación de control de procesos , existen muy variados enfoques de diseño , por lo tanto se presentará uno de de los enfoques que está más directamente asociado a las configuraciones anteriores.

La generalidad de los procesos industriales son del tipo multivariable . Bajo esta denominación se encierra a aquellos en que la acción sobre una de las variables manipuladas tiene efectos en varias variables de interés en el proceso . Una condición que debe darse en este tipo de control es que el número de variables medidas debe ser igual al número de variables manipuladas en consideración.

CONTROL ADAPTIVO : Como se sabe , existen cambios en las condiciones de operación , deficiencias en la compensación de perturbaciones , etc. , que determinan los resultados que pueden obtenerse con los sistemas de control presentadas .El control adaptivo permite enfrentar tales inconvenientes , haciendo posible lograr un mejor resultado cuando se le utiliza.

Por sus características , estos sistemas de control

normalmente se construyen en computadores digitales. Su realización es, en general, más compleja que mediante los enfoques anteriores, existiendo muy variadas formas de hacerlo. Las de mayor relevancia y generalidad son:

1) **El control adaptivo con estimación de parámetros de proceso**: supone la existencia de una estructura matemática que describe las relaciones de comportamiento dinámico del proceso, entre algún par de variables manipulada - medida.

2) **El control adaptivo con modelo de referencia**: está guiado por el propósito de lograr que el comportamiento global proceso - controladores sea el que exhibe un modelo escogido a priori y que es considerado adecuado para los propósitos operacionales. A este modelo se le aplica la misma acción que al proceso; luego, el resultado de la acción en proceso y modelo es comparada de modo que la diferencia observada es aplicada al mecanismo de adaptación.

3.9) AUTOMATIZACION Y LAZOS DE CONTROL

EN UNA PLANTA DE MOLIENDA (6)

El control en una planta de molienda puede realizarse bajo distintos niveles :

- Control directo
- Control supervisor por sección o área de la planta
- Control supervisor de la planta

En este documento , se presenta un análisis del control de la molienda convencional en sus niveles directo , incluyendo los siguientes puntos generales :

- Objetivos de control en plantas de molienda
- Variables relevantes e instrumentación
- Molienda convencional

3.9.1) OBJETIVOS DE CONTROL EN UNA PLANTA DE MOLIENDA

Se describen los objetivos típicos , considerados en la aplicación de control directo y supervisor en una planta de molienda.

CONTROL DIRECTO

Los objetivos del control directo , son en

general los siguientes :

- i) Obtención de una distribución granulométrica , que se encuentre en un rango adecuado para la siguiente etapa.
- ii) Maximizar la capacidad de tratamiento de mineral de la planta.

El logro de estos objetivos , requiere el cumplimiento de las funciones generales de control de proceso que son: la supervisión continua de las variables del proceso (para analizar desviaciones con respecto al punto de trabajo deseado) y en el menor tiempo posible los desajustes producidos por las perturbaciones.

3.9.2) VARIABLES RELEVANTES E INSTRUMENTACION

En la siguiente tabla se identifican las variables importantes en el control del proceso de molienda y la instrumentación utilizada para su medición.

IDENTIFICACION

VARIABLE	TIPO VARIABLE	INSTRUMENTACION
Dureza del mineral	Perturbación	No existe instrumentación para su medición en línea

Granulometría del mineral en alimen.	Perturbación	Medible con instrumentos ópticos.
Flujo másico de mineral alimentado	Variable de control	Medible con pesómetros instalados en correa de alimentación.
Flujos de agua a pozos y entradas de molinos	Variable de control	Medible con flujómetros magnéticos o placa orificio. Regulables mediante válvulas.
Tamaño de partículas en rebalse de hidrociclones	Variable controlada	Medible con analizadores en línea del tamaño de partícula
Potencia del Molino	Variable indicadora de estado de operación	Medible con sensores de potencia de motores.
Flujo de pulpa en alimentación a hidrociclones	Variable indicadora de estado de operación	Medible con flujómetro magnético

Densidad de pulpa en alimentación a hidrociclones	Variable indicadora de estado de operación	Medible con densímetro nuclear
---	--	--------------------------------------

Nivel de pozos	Variable indicadora de estado de operación y/o controlada	Medible con sensores ul- trasónicos , tubo burbujas
----------------	--	--

CAPITULO 4

PROCEDIMIENTO EXPERIMENTAL

El desarrollo experimental fué llevado a cabo en dos etapas : la toma de muestras en terreno (en circuito de REMOLIENDA) y una segunda etapa de procesamiento y análisis de las muestras obtenidas en cada uno de los muestreos en los laboratorios de Planta Pelets.

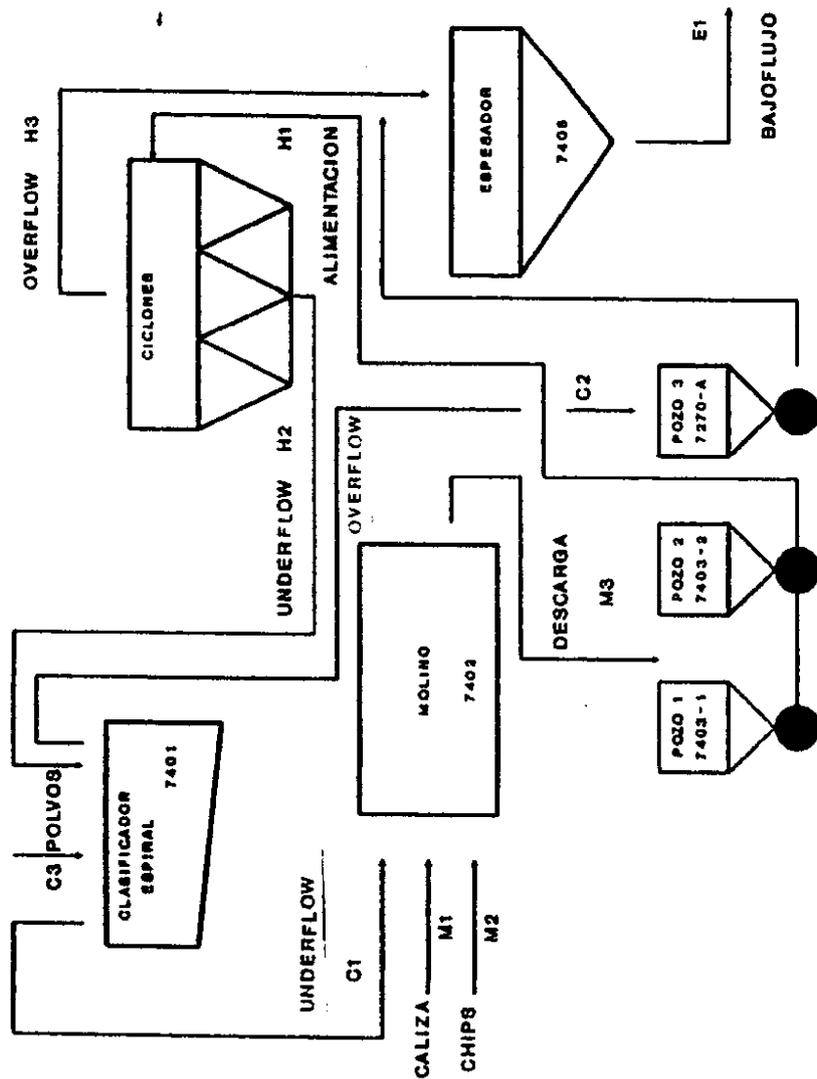
4.1) TOMA DE MUESTRAS

Las pruebas experimentales se realizaron directamente en planta , en el circuito de REMOLIENDA.

Los diferentes muestreos se llevaron a cabo de acuerdo a la figura 4.1 que muestra los diferentes puntos de muestreo que formaron parte de la experiencia.

La nomenclatura de los diferentes puntos de muestreo se encuentra detallada en figura 4.1.

- La cantidad de agua alimentada al molino fue ingresada a un balde, para su posterior pesaje calculando así su flujo.



M1 : ALIMENTACION CALIZA

M2 : ALIMENTACION CHIPS

M3 : DESCARGA MOLINO

C1 : SOBRETAMANO CLASIFICADOR DE ESPIRAL

M1 : ALIMENTACION CICLONES

M3 : BAJOTAMANO CICLONES

H2 : SOBRETAMANO CICLONES

C2 : BAJOTAMANO CLASIFICADOR DE ESPIRAL

E1 : BAJOFUJO ESPEADOR

C3 : POLVOS

FIG. 4.1 CIRCUITO DE REMOLIENDA
PUNTOS DE MUESTREO

- Al realizar los diferentes muestreos se midió también la alimentación de agua al molino , proveniente de bombas 7003 - 1 y 2 como también de 7409 - 1 y 2 (A1)
- Durante el desarrollo de los diferentes muestreos, existió alimentación de agua a pozo cónico 2 de 7003.
- Otro de los controles existentes , fué el de amperaje del molino y presión en hidrociclones existentes en cada muestreo.
- Los muestreos se llevaron a cabo durante cuatro días tomando un compósito por turno al día y submuestras cada dos horas, es decir :

- a : Un compósito por turno
- b : Submuestra cada dos horas
- c : Un compósito al día
- d : Número de muestreos = 4

4.2) ANALISIS LABORATORIOS

Los diferentes muestreos se llevaron a cabo, para determinar el análisis granulométrico , gravedad específica , leyes de SiO₂ y CaO , y % de sólidos en cada uno de los pun-

tos mostrados en diagrama de flujo de la figura 4.1.

	MUESTR.1	MUESTR.2	MUESTR.3	MUESTR.4
Alimentación				
chips (t/h)	12.23	23.63	12.28	33.44
Alimentación				
caliza(t/h)	5.70	11.40	7.60	7.60
% sol. descarga				
molino	70	73	76	82
Presión				
ciclones (kg/cm ²)	0.5	0.5	0.5	0.5
Amperaje				
molino (amperes)	72	73	70	70
Alimentación				
agua molino (t/h)	7.95	10.73	8.63	9.07

NOTA : Hay que destacar que en este desarrollo experimental no se efectuó el muestreo correspondiente a polvos al clasificador (C3) por lo que su flujo másico y granulometria, serán calculados por un simple balance en el clasificador , como se muestra y detalla en anexo E.

4.3)

R E S U L T A D O S

En el desarrollo de esta sección ,se entregan todos y cada uno de los resultados que contribuirán al proceso de evaluación y mejoramiento del circuito de REMOLIENDA.

Primeramente se entregan los resultados concernientes a los análisis hechos a los diferentes muestreos realizados en el área de Remolienda , es decir :

- Análisis granulométricos
- Gravedad específica (GE).
- Porcentaje de sólidos.
- Leyes de CaO (%) y SiO₂ (%).

También se incluyen en esta sección los resultados que arrojó el balance de masa del circuito molienda - clasificación , los que se obtuvieron mediante el uso de un programa computacional.

Estos resultados permitirán determinar el comportamiento de cada uno de los equipos involucrados en el área.

Para poder determinar la eficiencia de la batería de ciclones, se hizo uso de un ajuste de sólidos y granulometría que corresponden al desarrollo de los sistemas de ecuaciones que van de la ecuación (3.5.6) a (3.5.9) para el caso de sólidos, y de ecuaciones (3.5.15) a (3.5.20) para granulometría.

Con respecto al ajuste de sólidos, la determinación de este ajuste servirá para la obtención de un balance de pulpa y agua en todo los flujos que intervienen en el circuito. Estos resultados también se entregan en esta sección.

Se entregan además, los valores arrojados en cada muestreo relacionados con el target de calidad del área y los problemas operacionales que influirán en las decisiones a tomar para el mejoramiento del área, las estrategias y los diferentes lazos de control propuestos.

Además se entregan los resultados referentes a la evaluación del molino, batería de ciclones, clasificador de espiral y la determinación de una batería de ciclones óptima según las exigencias de operación del circuito.

Hay que destacar que a falta de información experimental, se recalcularon los porcentajes en peso de las mallas 38(micr.) 20(micr.), 10(micr.), 5(micr.) para poder determinar el real comportamiento de los equipos de clasificación.

En anexo E se encuentra un ejemplo de cálculo para la determinación de las mallas faltantes al igual que el cálculo de eficiencia del clasificador de espiral.

Para el caso de la evaluación del molino, se hizo uso de las ecuaciones (3.3.1) a (3.3.4) así como para el caso de ciclones y clasificador de espiral de ecuaciones (3.2.1), (3.2.2) y (3.2.3).

En lo concerniente a la determinación de la batería de ciclones se dispuso del programa computacional KREBS proporcionado por el CENTRO DE INVESTIGACIONES MINERO Y METALURGICA (C I M M).

4.3.1)

ANALISIS PRIMER MUESTREO

	M1	M2	M3	H1	H2	H3	C1	C2	E1
½	18.0	0.0	-	-	-	-	-	-	-
¼	70.3	6.4	-	-	-	-	-	-	-
6	5.5	63.9	-	-	-	-	-	-	-
48	3.8	26.9	1.3	3.1	3.9	0.0	18.9	0.0	0.0
65	0.1	0.1	2.5	3.6	4.4	0.0	7.3	0.0	0.0
100	0.2	0.1	4.5	7.5	8.9	1.8	12.3	0.2	0.4
200	0.3	0.3	17.8	20.4	27.4	9.7	28.1	8.7	7.7
325	1.8	2.3	18.1	17.4	25.6	12.0	19.7	24.3	18.1
-325	-	-	55.8	48.0	29.8	76.5	13.7	66.8	73.8

	% CaO	% SiO ₂	GER	% SOL
M1	54.9	3.49	2.74	-
M2	2.45	1.89	5.00	-
M3	15.4	2.50	4.00	70
H1	12.7	2.50	4.26	23
H2	10.2	2.32	4.00	55
H3	16.0	2.58	4.00	13
C1	7.29	2.18	4.76	75
C2	9.02	2.64	4.45	17
E1	12.2	2.68	4.26	21

ANALISIS SEGUNDO MUESTREO

	M1	M2	M3	H1	H2	H3	C1	C2	E1
½	11.0	0.0	-	-	-	-	-	-	-
¼	59.5	7.2	-	-	-	-	-	-	-
6	11.4	44.0	-	-	-	-	-	-	-
48	12.9	36.3	15.2	10.2	17.6	0.3	24.7	0.0	0.0
65	0.4	0.4	8.5	7.0	8.8	0.3	12.0	0.0	0.0
100	0.1	0.1	12.7	15.0	13.8	6.9	17.0	1.1	3.6
200	4.4	12.0	26.5	24.6	28.2	16.2	28.4	15.3	15.6
325	-	-	11.9	13.6	16.1	14.2	10.9	26.9	21.7
-325	-	-	25.2	29.6	15.5	62.1	7.0	56.7	59.1

	% CaO	% SiO ₂	GER	% SOL
M1	51.6	3.60	2.78	-
M2	2.42	1.84	5.00	-
M3	14.5	2.52	4.21	73
H1	15.3	2.54	4.04	32
H2	13.3	2.86	4.35	75
H3	18.4	2.48	4.00	14
C1	11.4	2.40	4.35	77
C2	12.6	2.60	4.17	17
E1	15.1	2.50	4.00	24

ANALISIS TERCER MUESTRO

	M1	M2	M3	H1	H2	H3	C1	C2	E1
½	10.1	0.0	-	-	-	-	-	-	-
¼	66.8	7.8	-	-	-	-	-	-	-
6	10.7	49.7	-	-	-	-	-	-	-
48	6.7	36.2	0.0	6.6	11.5	0.7	14.8	0.1	0.2
65	0.3	0.2	0.0	4.4	5.6	1.2	9.0	0.1	0.3
100	0.7	0.1	16.2	11.7	10.0	2.9	16.7	0.2	1.2
200	4.7	6.0	24.8	19.7	9.0	34.7	32.2	10.2	12.7
325	-	-	16.3	19.5	10.6	28.6	15.8	29.6	21.7
-325	-	-	42.7	38.1	53.3	31.9	11.5	59.8	63.9

	% CaO	% SiO ₂	GER	% SOL
M1	51.9	2.80	2.70	-
M2	2.31	1.90	5.00	-
M3	16.6	2.50	4.12	76
H1	14.5	2.52	4.26	28
H2	12.3	2.52	4.35	65
H3	17.3	2.60	3.85	15
C1	10.1	2.36	4.35	80
C2	11.3	2.62	4.17	17
E1	13.8	2.40	4.08	23

ANALISIS CUARTO MUESTREO

	M1	M2	M3	H1	H2	H3	C1	C2	E1
½	21.9	0.0	-	-	-	-	-	-	-
¼	71.1	4.5	-	-	-	-	-	-	-
6	4.8	40.0	-	-	-	-	-	-	-
48	1.2	34.2	17.8	13.6	25.3	2.2	40.6	0.3	0.1
65	0.1	0.8	7.3	6.3	8.5	1.7	12.3	0.3	0.2
100	0.0	1.0	12.0	9.8	13.6	4.0	16.3	0.9	1.2
200	0.9	17.7	18.9	21.3	22.5	10.5	20.1	10.8	10.0
325	-	-	11.4	15.9	12.8	11.4	5.9	24.3	16.8
325	-	-	32.5	33.1	17.3	70.2	4.8	63.4	71.7

	% CaO	% SiO ₂	GER	% SOL
M1	50.1	3.49	2.74	-
M2	2.36	1.89	5.00	-
M3	12.0	2.58	4.11	82
H1	10.5	2.50	4.19	37
H2	8.8	2.32	4.23	81
H3	13.1	2.58	4.00	20
C1	8.60	2.18	4.48	80
C2	8.60	2.64	4.30	19
E1	10.0	2.68	4.11	28

4.3.2) RESULTADOS DEL CALCULO DEL BALANCE DE MASA

CIRCUITO DE MOLIENDA - CLASIFICACION

AREA REMOLIENDANOMENCLATURA

En figura 4.3.2.1 se encuentran detallado los flujos involucrados en el circuito, y su respectiva nomenclatura.

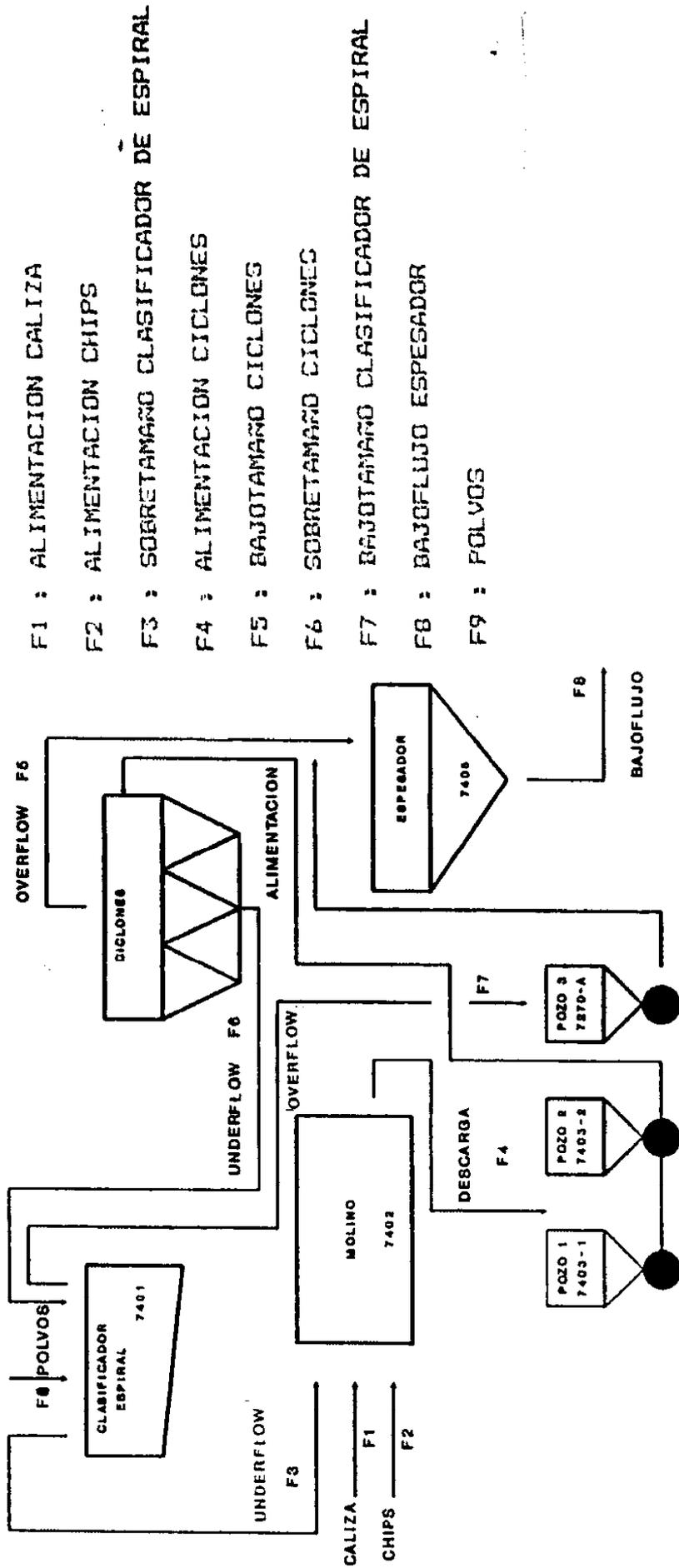
OBS. = OBSERVADO

CALC. = CALCULADO

N-O = NO OBSERVADO

PRIMER MUESTREO

FLUJO	TONELAJE (T/H)		CALIZA %		SILICE %	
	OBS.	CALC.	OBS.	CALC.	OBS.	CALC.
F1	5.70	5.70	54.9	53.26	3.49	3.62
F2	N - O	12.23	2.45	2.44	1.69	1.97
F3	N - O	16.27	7.29	7.21	2.18	2.32
F4	N - O	34.20	12.70	13.18	2.50	2.41
F5	N - O	24.27	16.00	14.39	2.58	2.48
F6	N - O	9.94	10.20	10.21	2.32	2.24
F7	N - O	5.46	9.02	8.96	2.64	2.67
F8	N - O	29.73	12.20	13.38	2.68	2.61



- F1 : ALIMENTACION CALIZA
- F2 : ALIMENTACION CHIPS
- F3 : SOBRETAMANO CLASIFICADOR DE ESPIRAL
- F4 : ALIMENTACION CICLONES
- F5 : BAJOTAMANO CICLONES
- F6 : SOBRETAMANO CICLONES
- F7 : BAJOTAMANO CLASIFICADOR DE ESPIRAL
- F8 : BAJOFUJO ESPEADOR
- F9 : POLVOS

FIG. 4.3.2.1 CIRCUITO DE REMOLIENDA
FLUJOS DE SOLIDOS

SEGUNDO MUESTREO

FLUJO	TONELAJE (T/H)		CALIZA %		SILICE %	
	OBS.	CALC.	OBS.	CALC.	OBS.	CALC.
F1	11.40	11.40	51.60	50.84	3.60	3.69
F2	N - 0	23.63	2.42	2.42	1.84	1.84
F3	N - 0	15.69	11.40	11.30	2.40	2.45
F4	N - 0	50.72	15.30	16.06	2.54	2.47
F5	N - 0	45.42	18.40	16.39	2.48	2.43
F6	N - 0	5.30	13.30	13.26	2.86	2.84
F7	N - 0	3.45	12.60	12.55	2.60	2.60
F8	N - 0	48.87	15.10	16.13	2.50	2.44

TERCER MUESTREO

FLUJO	TONELAJE (T/H)		CALIZA %		SILICE %	
	OBS.	CALC.	OBS.	CALC.	OBS.	CALC.
F1	7.60	7.60	51.90	51.07	2.80	2.87
F2	N - 0	12.28	2.31	2.31	1.90	1.95
F3	N - 0	23.64	10.10	10.00	2.36	2.52
F4	N - 0	43.51	14.50	15.00	2.52	2.42
F5	N - 0	37.90	17.30	15.41	2.60	2.41
F6	N - 0	5.62	12.30	12.20	2.52	2.49
F7	N - 0	3.95	11.30	11.22	2.60	2.62
F8	N - 0	41.85	13.80	15.01	2.40	2.43

CUARTO MUESTREO

FLUJO	TONELAJE (T/H)		CALIZA %		SILICE %	
	OBS.	CALC.	OBS.	CALC.	OBS.	CALC.
F1	7.60	7.60	50.10	52.50	6.30	5.73
F2	N - 0	33.44	2.36	2.38	2.12	1.84
F3	N - 0	22.55	8.60	8.78	2.40	2.15
F4	N - 0	63.59	10.50	10.61	2.22	2.41
F5	N - 0	57.67	13.10	10.80	2.30	2.43
F6	N - 0	5.91	8.80	8.74	2.24	2.28
F7	N - 0	3.79	8.60	8.57	2.18	2.44
F8	N - 0	61.46	10.00	10.66	2.41	2.43

4.3.3) AJUSTE GRANULOMETRICO SEGUN LAGRANGE
BATERIA DE CICLONES

PRIMER MUESTREO

MALLA	ALIMENTACION (T/H)		OVERFLOW (T/H)		UNDERFLOW (T/H)	
	OBS.	AJUST.	OBS.	AJUST.	OBS.	AJUST.
48	1.06	0.46	0.00	0.00	0.39	0.46
65	1.23	0.52	0.00	0.00	0.44	0.52
100	2.56	1.47	0.44	0.47	0.88	0.99
200	6.98	5.43	2.35	2.61	2.72	2.82
325	5.95	5.60	2.91	3.12	2.54	2.48
-325	16.42	20.71	18.57	18.06	2.96	2.65

SEGUNDO MUESTREO

MALLA	ALIMENTACION (T/H)		OVERFLOW (T/H)		UNDERFLOW (T/H)	
	OBS.	AJUST.	OBS.	AJUST.	OBS.	AJUST.
48	5.17	1.17	5.17	0.14	0.93	1.03
65	3.55	0.65	3.55	0.14	0.47	0.51
100	7.60	4.74	7.60	4.00	0.73	0.74
200	12.47	11.30	7.36	9.86	1.49	1.43
325	6.89	7.95	6.45	7.14	0.85	0.81
-325	15.01	24.90	28.20	24.13	0.82	0.77

TERCER MUESTREO

MALLA	ALIMENTACION (T/H)		OVERFLOW (T/H)		UNDERFLOW (T/H)	
	OBS.	AJUST.	OBS.	AJUST.	OBS.	AJUST.
48	2.87	1.02	0.26	0.34	0.65	0.74
65	1.91	0.86	0.45	0.62	0.31	0.34
100	5.09	1.87	1.10	1.53	0.56	0.59
200	8.57	11.30	13.15	12.96	0.50	0.49
325	8.48	10.65	10.84	12.08	0.59	0.58
-325	16.58	17.78	12.09	17.88	2.97	2.86

CUARTO MUESTREO

MALLA	ALIMENTACION (T/H)		OVERFLOW (T/H)		UNDERFLOW (T/H)	
	OBS.	AJUST.	OBS.	AJUST.	OBS.	AJUST.
48	8.65	3.02	1.27	1.14	1.49	1.57
65	4.01	1.68	0.98	0.91	0.50	0.53
100	6.23	3.66	2.31	2.23	0.80	0.82
200	13.54	9.38	6.05	6.36	1.33	1.30
325	10.11	9.13	6.57	6.60	0.76	0.74
-325	21.04	36.72	40.48	28.17	1.02	0.92

4.3.4) AJUSTE DE SÓLIDOS SEGUN LAGRANGE

De acuerdo a lo predicho en (4.3) , en esta sección se ajusta el porcentaje de sólidos en batería de ciclones ,para posteriormente ajustar los flujos de pulpa en mencionado equipo.

Así mismo , se balancea el porcentaje de sólidos , pulpa y de agua a cada uno de los flujos involucrados en los diferentes equipos que intervienen en el área de Remolienda.

Antes que nada , hay que considerar que existe alimentación de agua a molino y a pozo cónico (2).

Para ello utilizaremos la siguientes fórmulas y sus respectivas nomenclaturas :

TONELAJE SECO ; M_s

PORCENTAJE SOLIDO ; P_s (%)

DENSIDAD SOLIDO ; ρ_s (g/cc)

TONELAJE PULPA , $M_p = 100 * (M_s/P_s)$

CAUDAL AGUA , $M_w = M_p - M_s$

CAUDAL PULPA , $Q_p = (M_s/\rho_s) + M_w$

% SÓLIDOS , VOLUMEN EN VOLUMEN , $P_{sv} = ((M_s/\rho_s)/Q_p) * 100$

DENSIDAD PULPA , $\rho_p = M_p / Q_p$

BATERIA DE CICLONES

PRIMER MUESTREO

	ALIMENT (H1)	OVERFLOW (H3)	UNDERFLOW (H2)
%SOLIDOS (ajus.)	20 %	16 %	55 %
PULPA (T/H) (Pc)	171	153	17.67
SOL. SECO (T/H)	34.2	24.27	9.94
AGUA (T/H) (Wc)	136.8	128.73	7.73

SEGUNDO MUESTREO

	ALIMENT (H1)	OVERFLOW (H3)	UNDERFLOW (H2)
%SOLIDOS (ajus.)	26.43 %	24.55%	76.81
PULPA (T/H) (Pc)	171.9	185	6.93
SOL. SECO (T/H)	50.72	45.42	5.30
AGUA (T/H) (Wc)	141.18	139.58	1.63

TERCER MUESTREO

	ALIMENT (H1)	OVERFLOW (H3)	UNDERFLOW (H2)
%SOLIDOS (ajus.)	23.58 %	21.53%	66.11
PULPA (T/H) (Pc)	184.5	176	8.50
SOL. SECO (T/H)	43.51	37.90	5.62
AGUA (T/H) (Wc)	140.99	138.10	2.88

CUARTO MUESTREO

	ALIMENT (H1)	OVERFLOW (H3)	UNDERFLOW (H2)
%SOLIDOS (ajus.)	31.45 %	20.00%	82.08
PULPA (T/H) (Pc)	202.2	195	7.24
SOL. SECO (T/H)	63.59	57.67	5.91
AGUA (T/H) (Wc)	138.61	137.33	1.33

E S P E S A D O R

PRIMER MUESTREO

	C2	H3	E1
PULPA (T/H)	32.12	153	141.6
%SOLIDOS	17%	16%	21%
SOL.SECO (t/h)	5.46	24.27	29.7
AGUA (t/h)	26.7	128.73	111.6

SEGUNDO MUESTREO

	C2	H3	E1
PULPA (T/H)	20.29	185	202.6
% SOLIDOS	17%	24.55%	24%
SOL.SECO (t/h)	3.45	45.52	48.8
AGUA (t/h)	16.84	139.58	154.7

TERCER MUESTREO

	C2	H3	E1
PULPA (T/H)	23.23	176	181.9
% SOLIDOS	17%	21.53%	23%
SOL.SECO (t/h)	3.95	37.90	41.8
AGUA (t/h)	19.28	138.1	140.1

CUARTO MUESTREO

	C2	H3	E1
PULPA (T/H)	19.95	195	219.5
% SOLIDOS	19%	20.00%	28%
SOL.SECO (t/h)	3.79	57.67	61.5
AGUA (t/h)	16.16	137.33	158.0

CLASIFICADOR DE ESPIRAL

PRIMER MUESTREO

	C1	C2	C3	H2
PULPA (t/h)	21.69	32.12	36.14	17.67
SOLIDOS (%)	75 %	17 %	32.62 %	55 %
SOL. SECO (t/h)	16.27	5.46	11.79	9.94
AGUA (t/h)	5.42	26.66	24.35	7.73

SEGUNDO MUESTREO

	C1	C2	C3	H2
PULPA (t/h)	20.38	20.29	33.74	6.93
SOLIDOS (%)	77 %	17 %	41.00 %	76.8
SOL. SECO (t/h)	15.69	3.45	13.84	5.30
AGUA (t/h)	4.69	16.84	19.90	1.63

TERCER MUESTREO

	C1	C2	C3	H2
PULPA (t/h)	29.55	23.23	44.28	8.50
SOLIDOS (%)	80 %	17 %	49.62 %	66.1
SOL. SECO (t/h)	23.64	3.95	21.97	5.62
AGUA (t/h)	5.91	19.28	22.31	2.88

CUARTO MUESTREO

	C1	C2	C3	H2
PULPA (t/h)	28.19	19.95	40.90	7.24
SOLIDOS (%)	80 %	19 %	40.00 %	82.1
SOL. SECO (t/h)	22.55	3.79	20.43	5.91
AGUA (t/h)	5.64	16.16	20.47	1.33

MOLINO	ALIM. SOL. SECO (t/h)	SOL. DESC. %	PULPA DESC. (t/h)	ALIM. AGUA (t/h)
MUEST. 1	17.93	70	25.60	7.67
MUEST. 2	23.63	73	47.98	12.95
MUEST. 3	19.88	76	26.16	6.30
MUEST. 4	41.04	82	50.05	9.01

4.3.5) EVALUACION SEGUN TARGET DE CALIDAD
REMOLIENDA

	TARGET	MUES. 1	MUES. 2	MUES. 3	MUES. 4
DESCARGA MOL.					
- 200 #	50.0	73.9	37.1	59.0	43.9
B.F. ESPES. .					
- 200 #	80.0	91.9	80.8	85.6	88.5
S. F. CICLONES.					
- 325 #	80	76.5	62.1	31.9	70.2
%SDL. DESCARGA	70-80	70%	73%	76%	82%
MOLINO					

B.F. = Bajoflujo

S.F. = Sobreflujo

4.3.6) PROBLEMAS OPERACIONALES AREA REMOLIENDA

Dentro del circuito de remolienda existen diversos problemas operacionales que se deben tomar en cuenta para su posterior mejoramiento.

1) Descalibración pesómetro para el control de caliza.

Existe una tendencia a subir y bajar el ritmo de alimentación, ya que en la ubicación de este existen golpes continuos en la estructura de la cinta transportadora.

2) Contaminación continua de aceite en descansos de salida y entrada del molino.

Esto se debe a problemas de desgaste y rotura de sellos de aceite del descanso.

3) Contaminación atmosférica y de polvo en el descanso de entrada del molino y clasificador de espiral.

Es el polvo proveniente de la caliza y chips que son alimentadas al molino y el que viene de los colectores de endurecimiento térmico.

4) Roturas del tromel de descarga del molino.

Esto se debe a los impactos de las bolas de rechazo o algún material extraño (perno, fierro etc.)

Estas roturas traen problemas de clasificación.

5) Contaminación pozos cónicos ,debido al chips proveniente del horno de parilla.

Esto ocurre cuando se atora el ducto de alimentación al elevador de capachos.

6) Baja eficiencia de bombas de sumidero 7404-1 7404-2 hacia batería de ciclones.

El trazado de tubería hacia ciclones es totalmente defectuoso provocando una alta pérdida de carga.

7) Embancamiento del clasificador de espiral.

Esto se debe a corte de correa de transmisión del motor.

8) Embancamiento en batería de ciclones.

Esto ocurre cuando no existe una buena dilución del pozo cónico a ciclones.

9) Problema en válvula del circuito de agua de dilución.

Al circular el agua a través del circuito se producen incrustaciones de carbonatos en tubería debido a la mala calidad del agua.

10) Falta o exceso de agua de alimentación al molino.

Como no existe control de agua al molino se produce un amplio rango de % de sólidos en la descarga del molino.

11) Falla mecánica o eléctrica de bomba de sistema lubricación del molino.

Al producirse una parada imprevista del molino o una detención programada , al pretender poner nuevamente en marcha al molino la bomba de alta no da la condición de partida estando la bomba de baja en operación permanente a 1.5 Kg/cm² de presión.

12) Problemas en bombas del circuito.

Desgaste poleas , desgaste tensión y corte de correa de transmisión, desplazamiento de ejes , pernos de anclaje sueltos y problemas de oscilación de los motores, desgaste de estopas(mas común).

13) Atoramiento en tolva de alimentación al molino.

Las diferentes alimentaciones al molino llevan consigo una variedad de elementos extraños.

14) Cortes de energía en el área.

15) Aguas del circuito no son controladas.

16) Guillotina ubicada en correa de chips no es la adecuada debido a problemas de desgaste permanente.

4.3.7) EVALUACION MOLINO REMOLIENDA

$$V_p = 1.13 - 1.26 * H/D \text{ (FRACCION VOLUMETRICA APARENTE)}$$

$$H = 1.75 \text{ (m)} = 5.74 \text{ '}$$

$$D = 9 \text{ '}$$

$$V_p = 32.64\%$$

$$N_c = 42.3 / (D)^{1/2} \quad \text{(VELOCIDAD CRITICA)}$$

$$N_c = 25.5 \text{ RPM}$$

VELOCIDAD = 71 % DE VELOCIDAD CRITICA

$$B = (FBO/K)^{0.5} * ((\rho_s * W_i / \%Cs * D^{0.5}))^{0.34}$$

(DIAMETRO MAXIMO DE BOLAS ("))

K = 350 PARA MOLIENDA HUMEDA CIRCUITO CERRADO
DESCARGA POR REBALSE

PARA LA CALIZA

	FBO(mic.)	ρ_s (g/cc)	W _i (kwh/Tc)	B(")
PRIMER MUESTREO	13206	2.74	12	3.25
SEGUNDO MUESTREO	12635	2.78	12	3.19
TERCER MUESTREO	12628	2.70	12	3.16
CUARTO MUESTREO	13814	2.74	12	3.33

$$PE = KB * (D)^{3.5} * (\%V_p)^{0.461} * (\%Cs)^{1.565} * (L/D)$$

$$\text{VALOR ACTUAL} = 710 \text{ (HP)}$$

PE , POTENCIA ELECTRICA REQUERIDA A LA ENTRADA DEL MOTOR
(HP)

$$PE = 582 \text{ (HP)}$$

4.3.8) EVALUACION BATERIA DE CICLONES
EFICIENCIA REAL (Si) Y CORREGIDA (Ci)

PRIMER MUESTREO

MALLA	LOG (mic)	ALIMENTACION (t/h)	UNDERFLOW (t/h)	Si	Ci
48	2.48	0.46	0.46	1.00	1.00
65	2.32	0.52	0.52	1.00	1.00
100	2.18	1.47	0.99	0.68	0.59
200	1.87	5.43	2.82	0.52	0.40
325	1.65	5.60	2.48	0.44	0.30
400	1.58	1.85	0.74	0.40	0.25
20	1.30	4.73	1.42	0.30	0.13
10	1.00	3.86	0.85	0.22	0.03
5	0.69	1.15	0.23	0.20	0.0

a = cortocircuito = 0.2

SEGUNDO MUESTREO

MALLA	LOG (mic)	ALIMENTACION (t/h)	UNDERFLOW (t/h)	Si	Ci
48	2.48	1.17	1.03	0.88	0.87
65	2.32	0.65	0.50	0.78	0.76
100	2.18	4.74	0.74	0.16	0.14
200	1.87	11.30	1.43	0.13	0.10
325	1.65	7.95	0.81	0.10	0.08
400	1.58	2.60	0.149	0.057	0.04
20	1.30	6.53	0.36	0.05	0.03
10	1.00	4.90	0.156	0.03	0.01
5	0.69	3.38	0.06	0.02	0.00

a = cortocircuito = 0.02

TERCER MUESTREO

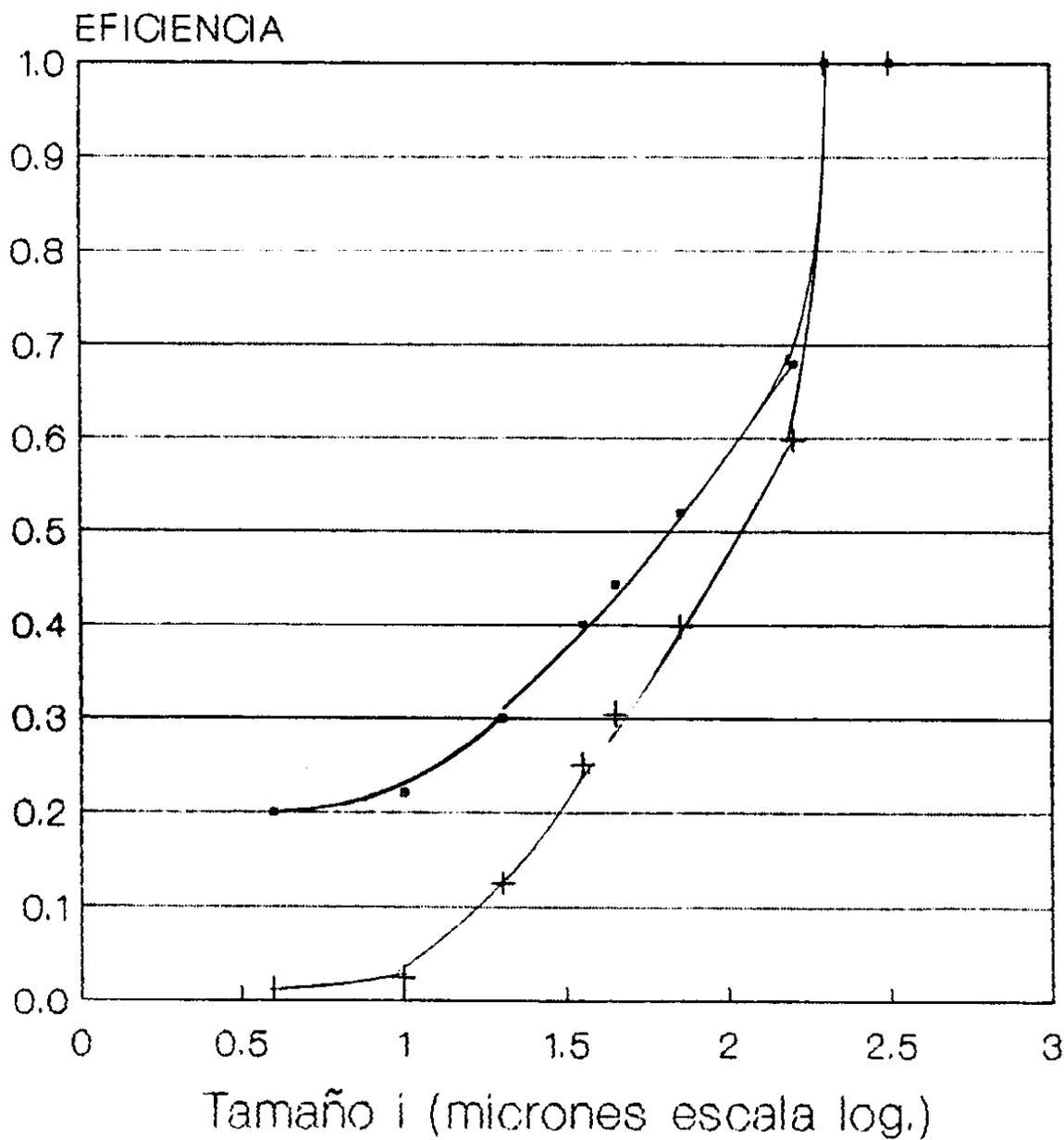
MALLA	LOG (mic)	ALIMENTACION (t/h)	UNDERFLOW (t/h)	S _i	C _i
48	2.48	1.01	0.73	0.72	0.70
65	2.32	0.86	0.34	0.40	0.36
100	2.18	1.87	0.59	0.32	0.27
200	1.87	11.30	0.49	0.20	0.15
325	1.65	10.65	0.58	0.10	0.05
400	1.58	3.00	0.24	0.081	0.02
20	1.30	6.54	0.52	0.08	0.02
10	1.00	5.62	0.36	0.067	0.003
5	0.69	5.05	0.33	0.065	0.001

a = cortocircuito = 0.064

CUARTO MUESTREO

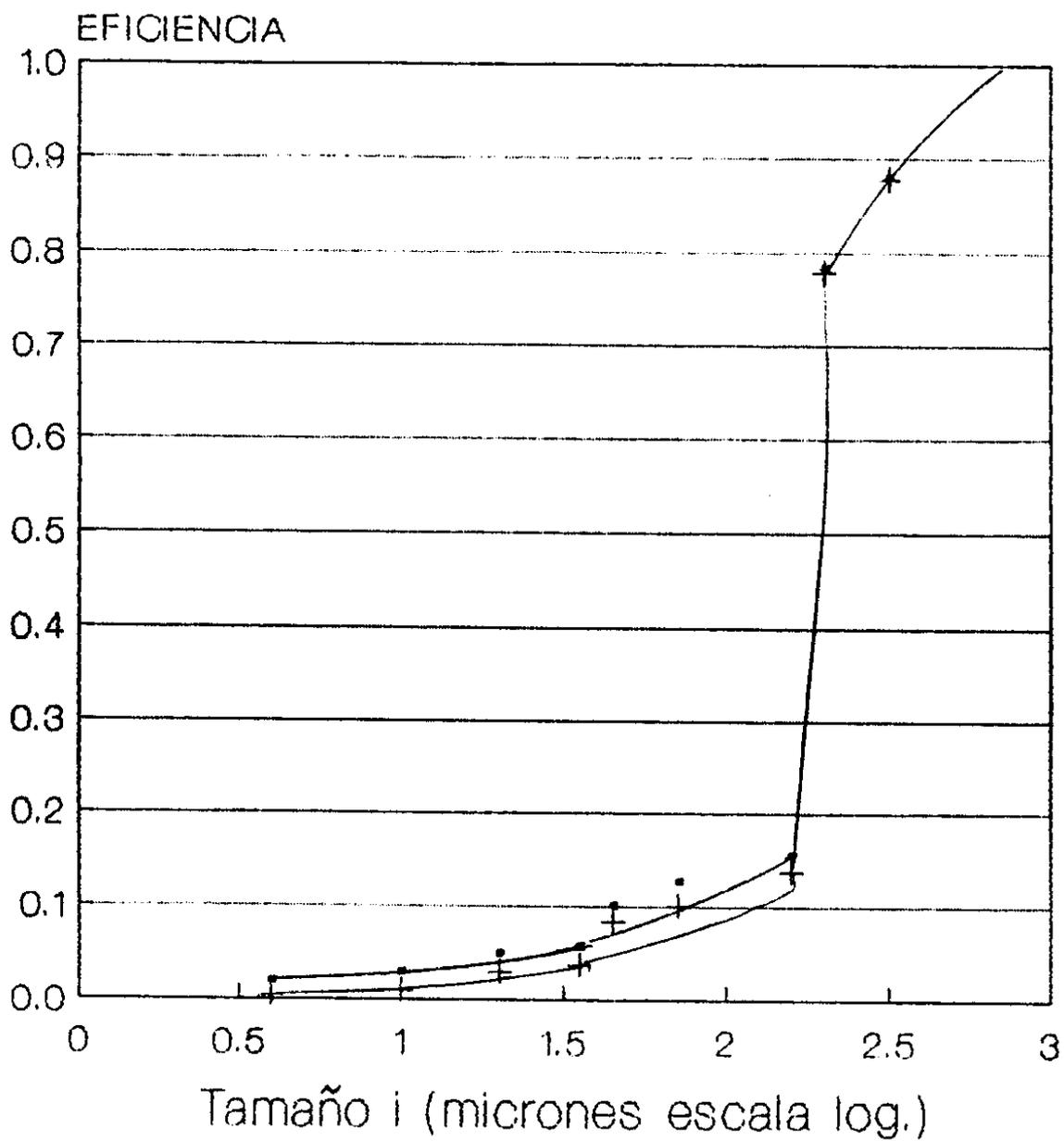
MALLA	LOG (mic)	ALIMENTACION (t/h)	UNDERFLOW (t/h)	S _i	C _i
48	2.48	3.02	1.57	0.52	0.52
65	2.32	1.68	0.53	0.315	0.31
100	2.18	3.65	0.82	0.225	0.22
200	1.87	9.38	1.30	0.138	0.13
325	1.65	9.13	0.74	0.081	0.07
400	1.58	3.21	0.16	0.05	0.04
20	1.30	8.40	0.40	0.04	0.03
10	1.00	6.70	0.21	0.03	0.02
5	0.69	4.90	0.093	0.02	0.01

a = cortocircuito = 0.01



• EFICIENCIA REAL + EFICIENCIA CORREGIDA

FIG.4.3.8.1 CURVA DE EFICIENCIA
 BATERIA DE CICLONES (PRIMER MUESTREO)
 CHIPS = 12.23 (T/H) CALIZA = 5.70 (T/H)



• EFICIENCIA REAL + EFICIENCIA CORREGIDA

FIG.4.3.8.2 CURVA DE EFICIENCIA
 BATERIA DE CICLONES (SEGUNDO MUESTREO)
 CHIPS = 23.63 (T/H) CALIZA = 11.40 (T/H)

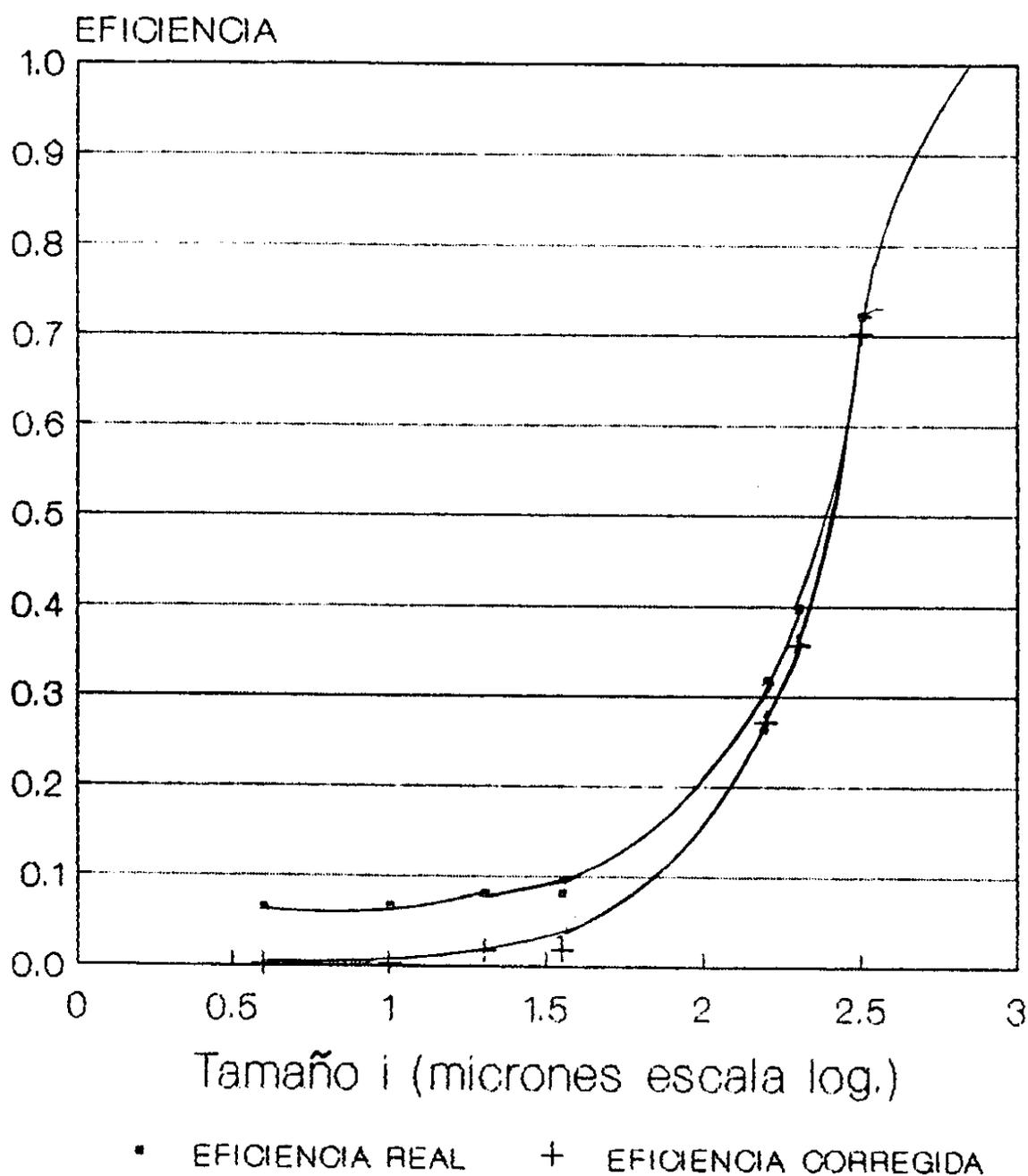


FIG.4.3.8.3 CURVA DE EFICIENCIA
 BATERIA DE CICLONES (TERCER MUESTREO)
 CHIPS = 12.28 (T/H) CALIZA = 7.60 (T/H)

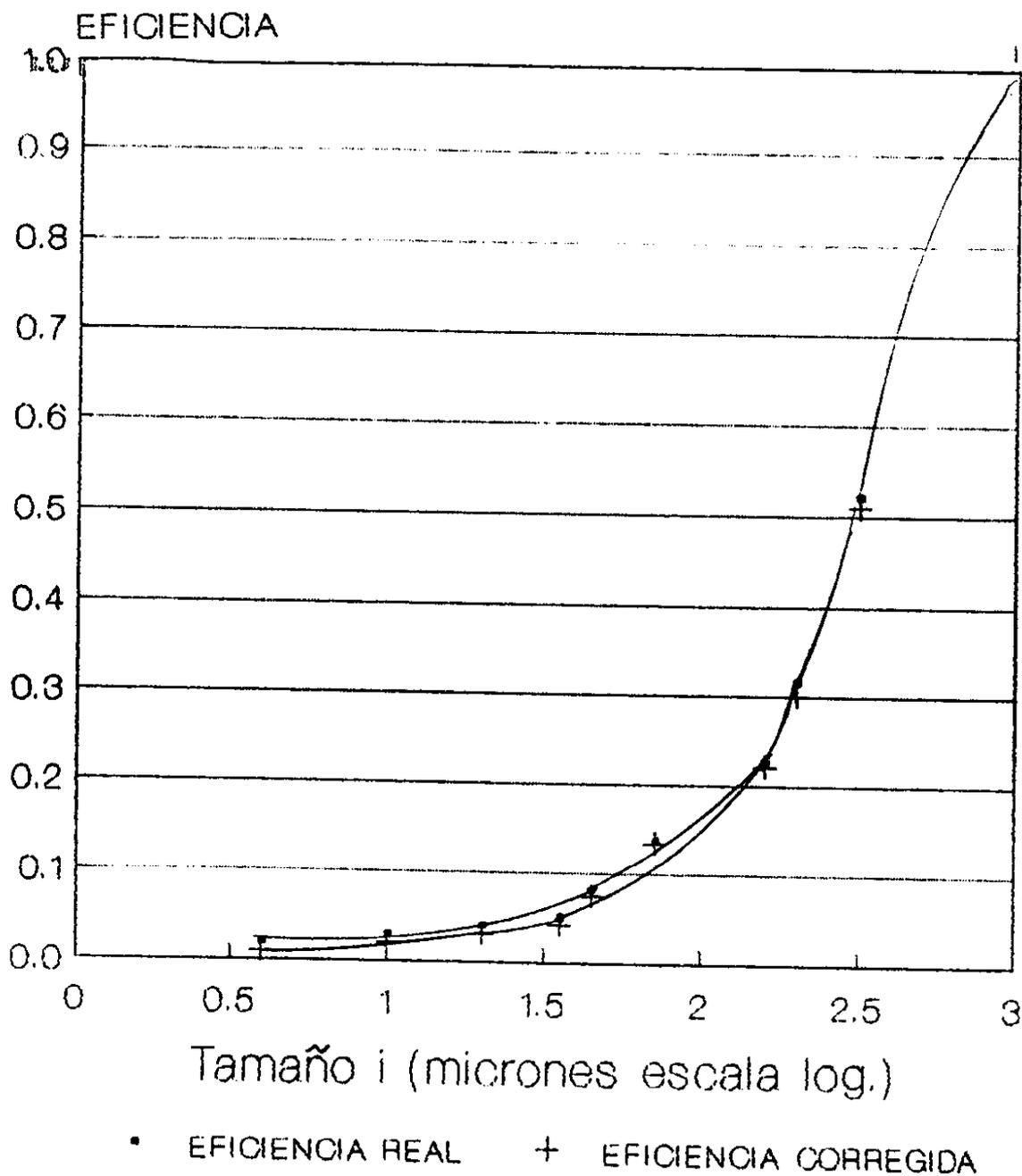


FIG.4.3.8.4 CURVA DE EFICIENCIA
 BATERIA DE CICLONES (CUARTO MUESTREO)
 CHIPS = 33.44 (T/H) CALIZA = 7.60 (T/H)

4.3.9) EFICIENCIA REAL (Si) Y CORREGIDA (Ci)
(CLASIFICADOR DE ESPIRAL)

PRIMER MUESTREO

MALLA	LOG (mic)	ALIMENTACION (t/h)	UNDERFLOW (t/h)	Si	Ci
48	2.48	3.080	3.070	1.00	1.00
65	2.32	1.182	1.187	1.00	1.00
100	2.18	2.014	2.000	0.99	0.98
200	1.87	5.050	4.570	0.90	0.88
325	1.65	4.530	3.200	0.70	0.52
400	1.58	0.975	0.600	0.62	0.50
20	1.30	2.560	1.090	0.42	0.32
10	1.00	1.300	0.380	0.28	0.16
5	0.67	0.590	0.114	1.19	0.06

a = cortocircuito = 0.15

SEGUNDO MUESTREO

MALLA	LOG (mic)	ALIMENTACION (t/h)	UNDERFLOW (t/h)	Si	Ci
48	2.48	3.870	3.870	1.00	1.00
65	2.32	1.880	1.880	1.00	1.00
100	2.18	2.700	2.660	0.96	0.95
200	1.87	4.980	4.450	0.89	0.88
325	1.65	2.630	1.710	0.65	0.51
400	1.58	0.640	0.300	0.47	0.46
20	1.30	1.780	0.550	0.30	0.28
10	1.00	1.300	0.170	0.13	0.11
5	0.67	0.800	0.050	0.06	0.04

a = cortocircuito = 0.02

TERCER MUESTREO

MALLA	LOG (mic)	ALIMENTACION (t/h)	UNDERFLOW (t/h)	Si	Ci
48	2.48	3.500	3.490	1.00	1.00
65	2.32	2.130	2.130	1.00	1.00
100	2.18	3.950	3.950	1.00	1.00
200	1.87	7.930	7.610	0.95	0.92
325	1.65	4.630	3.730	0.80	0.68
400	1.58	1.03	0.65	0.63	0.40
20	1.30	2.37	1.36	0.58	0.27
10	1.00	0.995	0.48	0.47	0.15
5	0.67	0.39	0.15	0.38	0.00

a = cortocircuito = 0.38

CUARTO MUESTREO

MALLA	LOG (mic)	ALIMENTACION (t/h)	UNDERFLOW (t/h)	Si	Ci
48	2.48	9.160	9.150	0.99	0.98
65	2.32	2.780	2.770	0.99	0.98
100	2.18	3.700	3.670	0.99	0.98
200	1.87	4.950	4.530	0.91	0.89
325	1.65	2.250	1.330	0.59	0.50
400	1.58	0.55	0.26	0.47	0.36
20	1.30	1.404	0.53	0.37	0.24
10	1.00	0.779	0.207	0.26	0.10
5	0.67	0.39	0.071	0.18	0.01

a = cortocircuito = 0.17

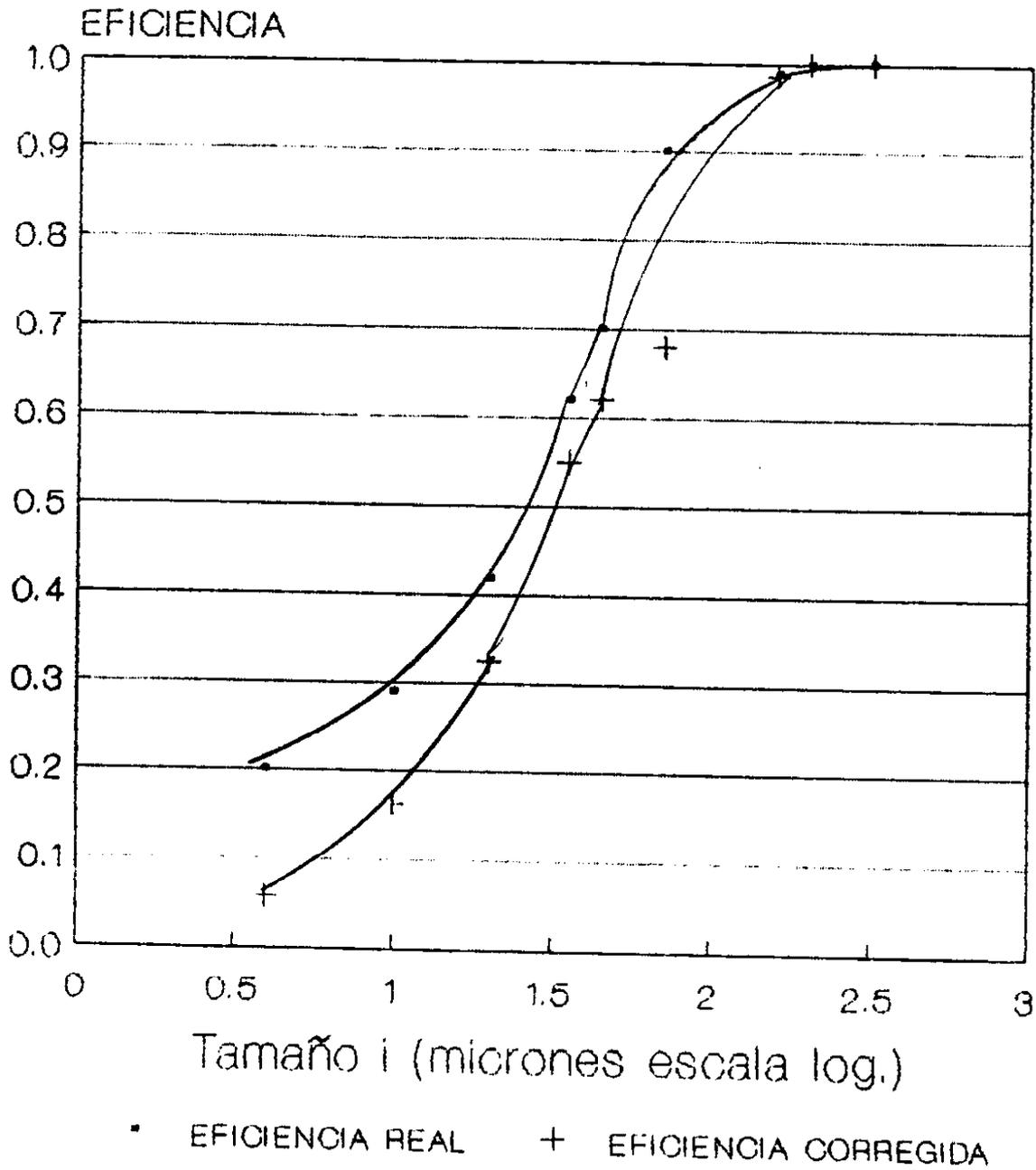
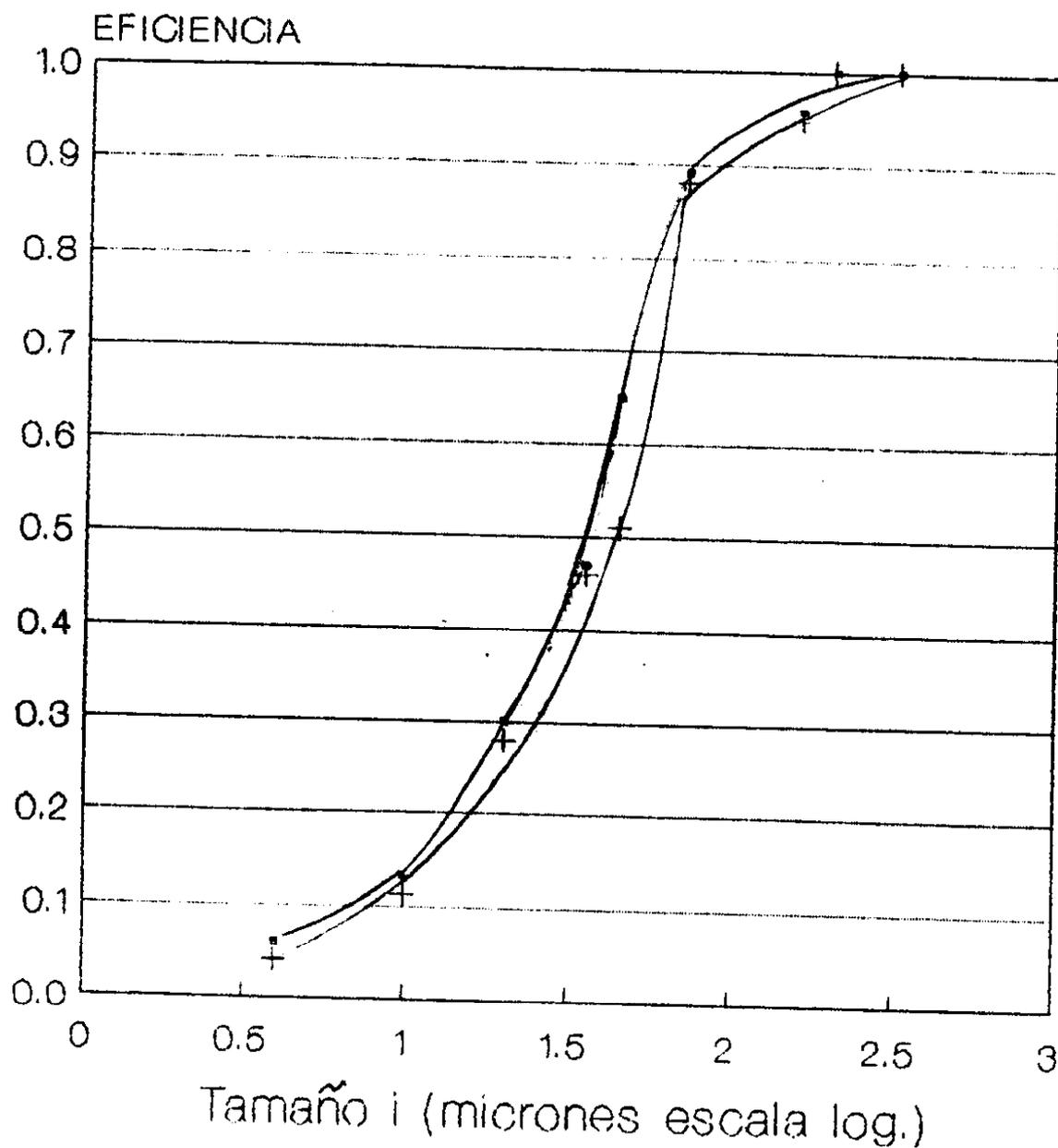
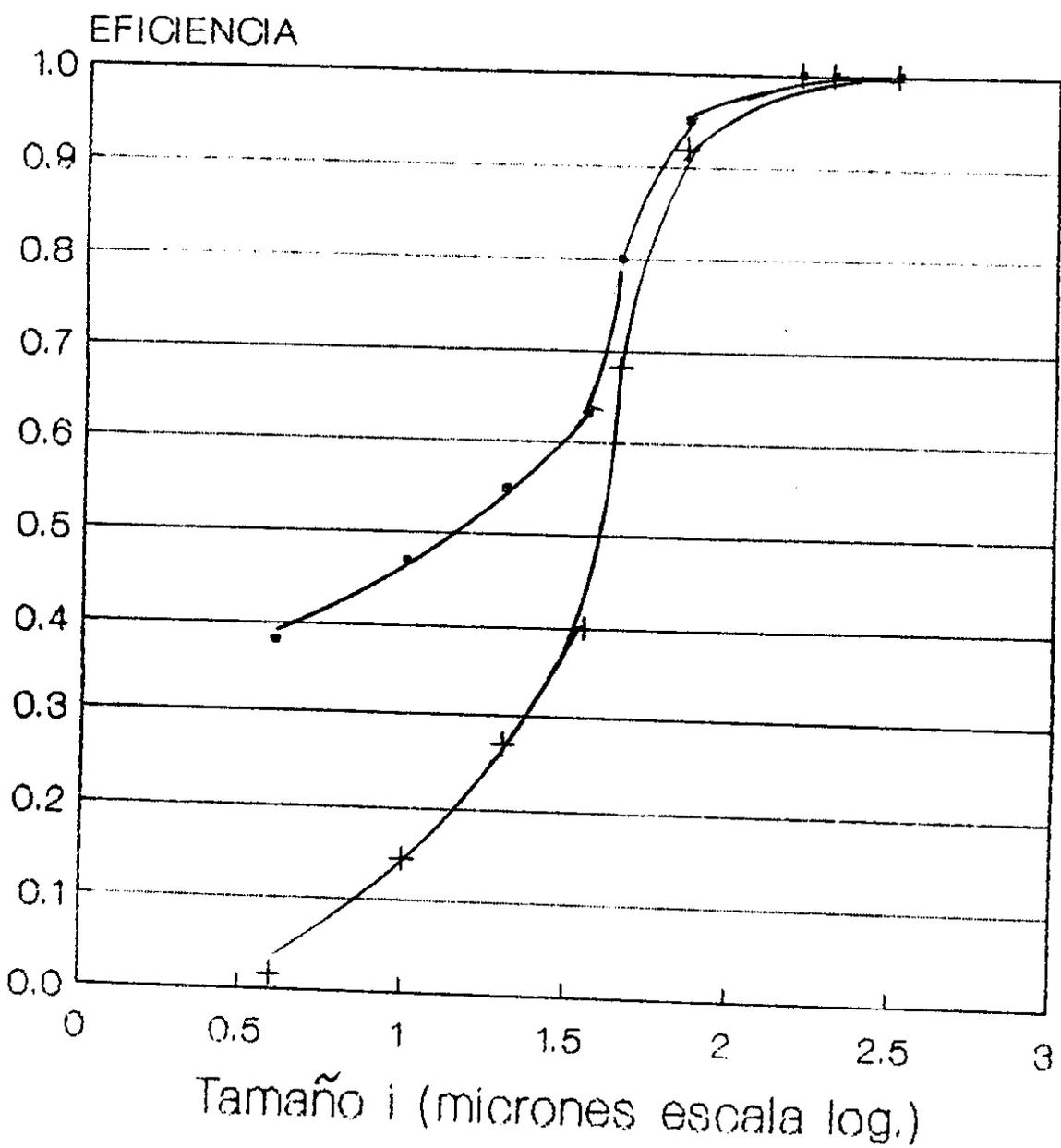


FIG.4.3.9.1 CURVA DE EFICIENCIA
 CLASIFICADOR ESPIRAL (PRIMER MUESTREO)
 CHIPS = 12.23(T/H) CALIZA = 5.70 (T/H)



• EFICIENCIA REAL + EFICIENCIA CORREGIDA

FIG.4.3.9.2 CURVA DE EFICIENCIA
 CLASIFICADOR ESPIRAL (SEGUNDO MUESTREO)
 CHIPS = 23.53 (T/H) CALIZA = 11.40 (T/H)



■ EFICIENCIA REAL + EFICIENCIA CORREGIDA

FIG.4.3.9.3 CURVA DE EFICIENCIA
 CLASIFICADOR ESPIRAL (TERCER MUESTREO)
 CHIPS = 12.28 (T/H) CALIZA = 7.50 (T/H)

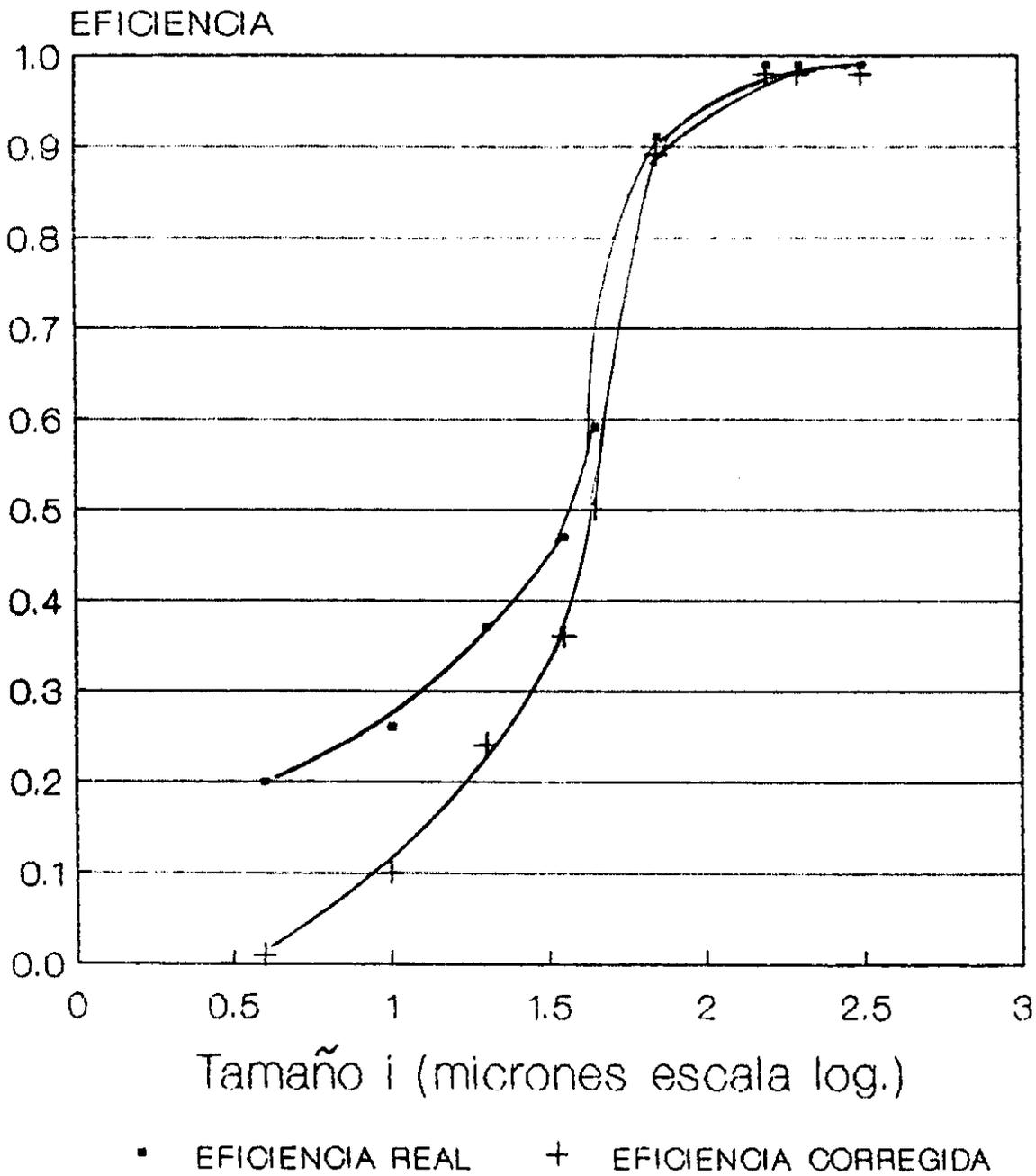


FIG.4.3.9.4 CURVA DE EFICIENCIA
 CLASIFICADOR ESPIRAL (CUARTO MUESTREO)
 CHIPS = 33.64 (T/H) CALIZA = 7.60 (T/H)

4.3.10) TAMAÑO DE CORTE (d50) E INDICE DE NITIDEZ (S.I.)

EQUIPOS DE CLASIFICACION

La eficiencia de separación se representa mediante la curva de partición, denominada también curva de TROMP o curva de selectividad, evaluando la eficiencia mediante el índice de nitidez o índice de imperfección dado por:

$$S.I. = \frac{d_{25}}{d_{75}}$$

El tamaño de corte (d50) se define como el tamaño característico, siendo el tamaño en el cual se separa el material en un 50 % hacia el rebalse y 50 % a la descarga.

Para determinar el tamaño de corte e índice de nitidez de los equipos de clasificación se hace uso de los gráficos de eficiencias para cada uno de los diferentes muestreos.

Los valores de d50, d25 y d75 se calcularán directamente de gráficos (semi-log)

BATERIA DE CICLONES

	REAL (micrones)				CORREGIDO (micrones)			
	d25	d75	d50	S.I.	d25	d75	d50	S.I.
MUESTRO 1	15	155	75	0.096	40	160	120	0.25
MUESTRO 2	160	200	180	0.80	160	200	180	0.80
MUESTRO 3	120	300	250	0.40	140	300	250	0.46
MUESTRO 4	170	-	300	-	170	-	300	-

CLASIFICADOR DE ESPIRAL

	REAL (micrones)				CORREGIDO (micrones)			
	d25	d75	d50	S.I.	d25	d75	d50	S.I.
MUESTRO 1	8	50	27	0.16	16	60	35	0.26
MUESTRO 2	20	50	40	0.40	18	65	45	0.27
MUESTRO 3	-	44	13	-	20	55	40	0.36
MUESTRO 4	-	-	291	-	10	50	40	0.20

4.3.11) CARGA CIRCULANTE

REMOLIENDA

La carga circulante se define como el cociente entre la alimentación fresca y el sobre tamaño que ingresa al molino proveniente del equipo de clasificación.

Por lo tanto la carga circulante (CC) se define como :

$$\% \text{ CC} = \frac{\text{ALIMENTACION FRESCA}}{\text{SOBRETAMAÑO CLASIFICADOR}} \times 100$$

En el caso del circuito de Remolienda se tiene que :

ALIMENTACION FRESCA (F1 + F2)

- Alimentación chips (F2)
- Alimentación caliza (F1)

SOBRETAMAÑO CLASIFICADOR (F3)

Por lo tanto se tiene :

	F1 (t/h)	F2 (t/h)	F3 (t/h)	% CC
MUESTREO 1	5.70	12.33	15.69	110
MUESTREO 2	11.40	23.63	15.69	223
MUESTREO 3	7.60	12.28	23.64	84
MUESTREO 4	7.60	33.44	22.55	182

La figura (4.3.11) muestra la incidencia de esta carga circulante relacionada con la cantidad de chips que ingresa al molino en cada uno de los muestreos.

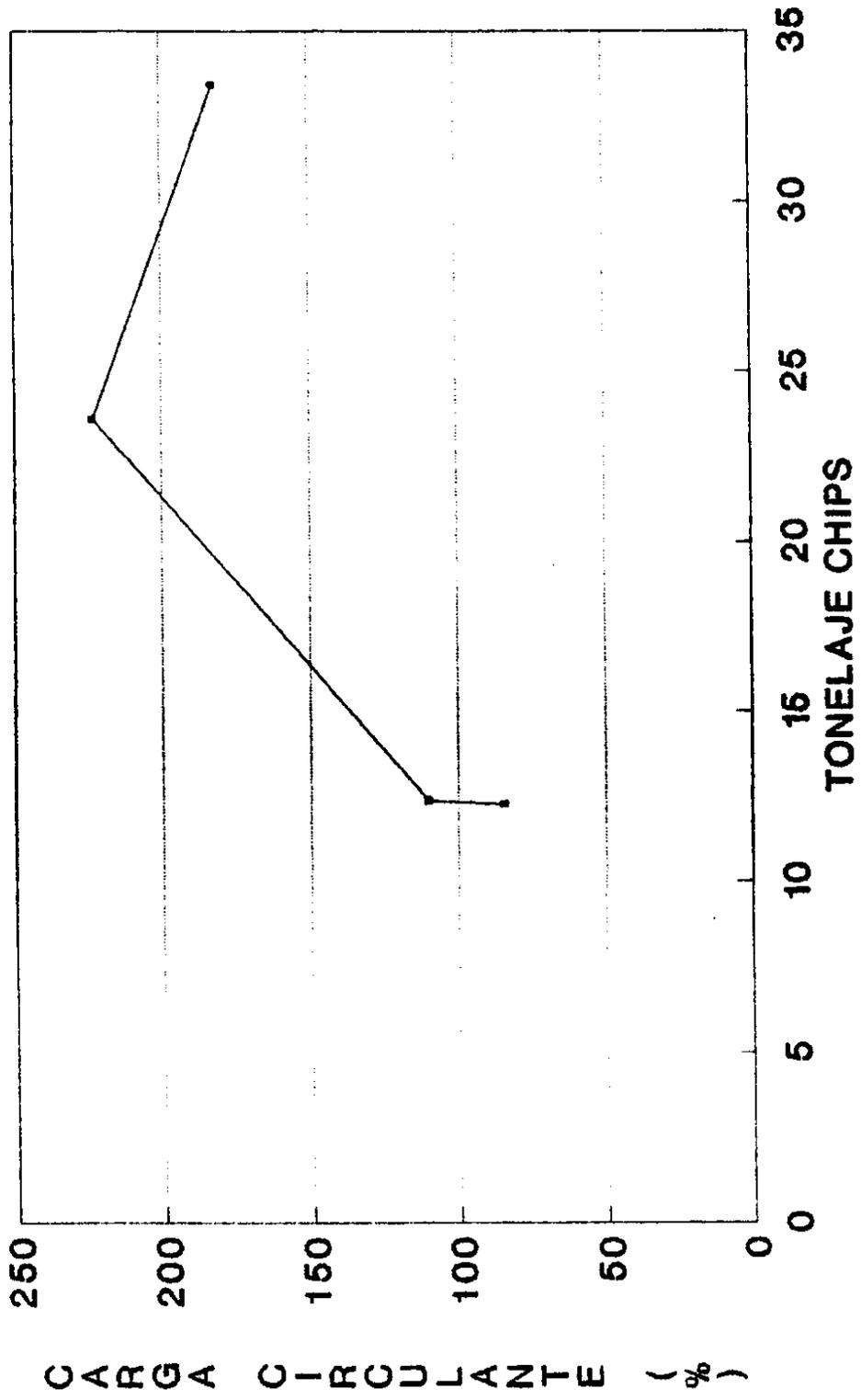


FIG. 4.3.11 CARGA CIRCULANTE V/S TONELAJE CHIPS
REMOLIENDA

CAPITULO 5

5.1) DEFINICION DE ESTRATEGIAS DE CONTROL

Como es sabido dentro del área de remolienda existe un infimo control de cada una de sus variables , siendo las más importantes la alimentación de caliza y agua al molino.

Además cabe destacar que en lo que se refiere a estos lazos mencionados con anterioridad , no existe algún tipo de control de estos lazos relacionados con alguna otra variable importante involucrada en el proceso.

También hay que hacer notar los problemas operacionales y situaciones externas que dificultan la posible instrumentación que se traducirá en un futuro mejoramiento del área.

Sin embargo se pueden definir alguna(s) estrategias de control , que hagan posible este futuro mejoramiento.

Está suficientemente determinado y demostrado la conveniencia que reviste la utilización de un circuito automático que efectue un control sobre los procesos de reducción de tamaño , y mantenga las características del producto final en valores óptimos.

Como el objetivo del área (Remolienda) es poder mejorarla y controlar la mayor cantidad de variables resultando un buen producto final ,toda(s) las estrategias de control propuestas estan enfocadas precisamente a cumplir este objetivo bajo cualquier condición operacional y de equipos.

De todas las variables que condicionan la evolución de esta operación son controladas ,tonelaje de alimentación de caliza , tonelaje de alimentación de chips , % sólidos , dilución de pozos cónicos que va a ciclones . Todas aquellas variables no controladas constituyen las perturbaciones del sistema , muchas de las cuales afectan considerablemente al proceso.

Las principales perturbaciones son :

- a) Dureza del mineral
- b) Granulometría del mineral
- c) Eficiencia de bombas del circuito
- d) Problemas operacionales

Es necesario destacar antes de definir las diferentes estrategias a proponer, que la cantidad de caliza que ingresa al molino está controlada por un pesómetro nuclear ubicado en correa 7400-3, por lo que el control instrumental estará destinado a la alimentación de chips que entra al molino.

De acuerdo a todo lo anterior se han definido las siguientes estrategias de control ,en las que en cada una de ellas estan involucrados dos sistemas de control CASCADA.

ESTRATEGIA A (Fig. 5.3.1)

Lazo No 1 :

Control del tamaño de particulas del rebalse de ciclones ,modificando el tonelaje de alimentación fresca.

Lazo No 2 :

Control de la presión de alimentación de los ciclones , modificando velocidad de la bomba.

Lazo No 3 :

Control del nivel del pozo ,modificando adición de agua de dilución.

Lazo No 4 :

Control de agua de alimentación al molino ,
modificando tonelaje de alimentación fresca.

ESTRATEGIA B (Fig. 5.3.2)

Lazo No 1 :

Control del tamaño de partículas de rebalse de
ciclones , modificando adición de agua de dilución al pozo.

Lazo No 2 :

Control del nivel del pozo, modificando velocidad
de la bomba.

Lazo No 3 :

Control del flujo másico de alimentación a los
ciclones , modificando tonelaje de alimentación fresca.

Lazo No 4 :

Control de agua de alimentación al molino ,
modificando tonelaje de alimentación fresca.

ESTRATEGIA C (Fig. 5.3.3)

Lazo No 1 :

Control del tamaño de partícula en rebalse de
hidrociclones , modificando tonelaje de alimentación fresca.

Lazo No 2 :

Control del nivel del pozo ,modificando velocidad
de la bomba.

Lazo No 3 :

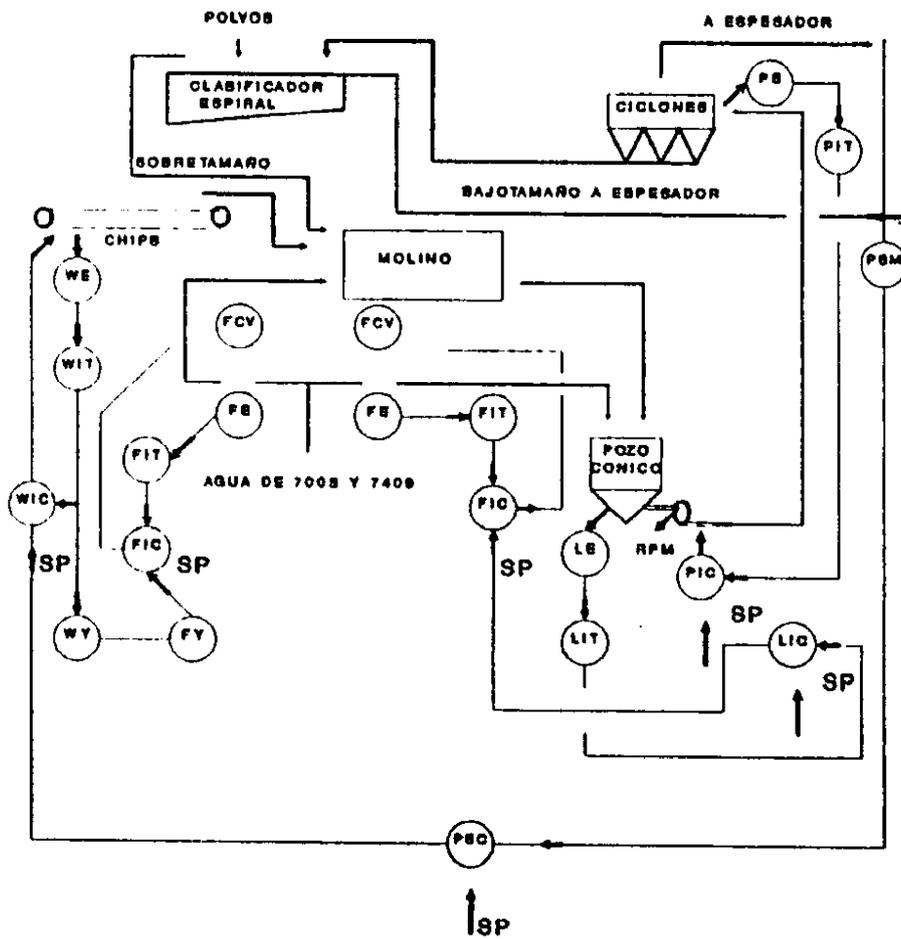
Control de la densidad de alimentación a los
ciclones , modificando adición de agua de dilución al pozo.

Lazo No 4 :

Control de agua de alimentación al molino ,
modificando tonelaje de alimentación fresca.

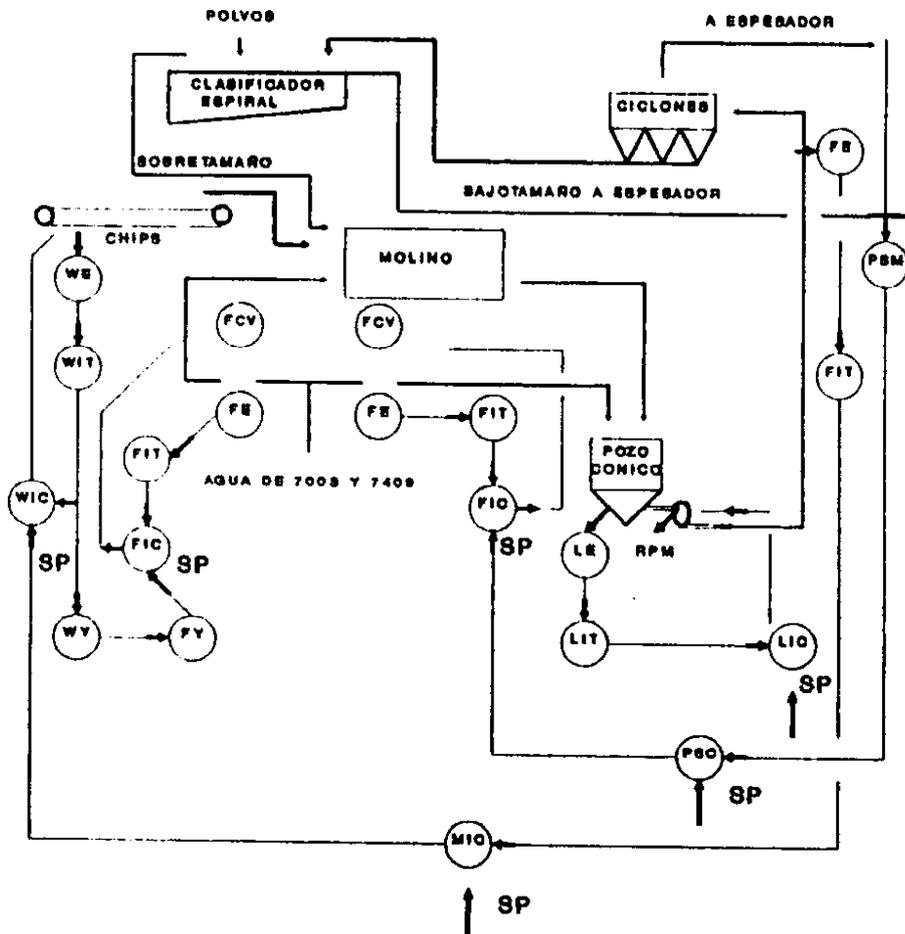
5.2) NOMENCLATURA LAZOS DE CONTROL

WE , SENSOR DE TONELAJE
WIT , TRANSMISOR INDICADOR DE TONELAJE
WIC , CONTROLADOR INDICADOR DE TONELAJE
WY , CONVERSOR DE TONELAJE
FE , SENSOR DE FLUJO
FIT , TRANSMISOR INDICADOR DE FLUJO
FIC , CONTROLADOR INDICADOR DE FLUJO
FY , CONVERSOR DE FLUJO
FCV , VALVULA CONTROL DE FLUJO
LE , SENSOR DE NIVEL
LIT , TRANSMISOR INDICADOR DE NIVEL
LIC , CONTROLADOR INDICADOR DE NIVEL
PE , SENSOR DE PRESION
PIT , TRANSMISOR INDICADOR DE PRESION
PIC , CONTROLADOR INDICADOR DE PRESION
PSM , ANALIZADOR DE TAMAÑO PARTICULA
PSC , CONTROLADOR DE TAMAÑO PARTICULA
MIC , CONTROLADOR INDICADOR DE FLUJO MASICO
DE , SENSOR DE DENSIDAD
DIT , TRANSMISOR INDICADOR DE DENSIDAD
DIC , CONTROLADOR INDICADOR DE DENSIDAD
RPM , REVOLUCIONES POR MINUTO
SP , SET POINT



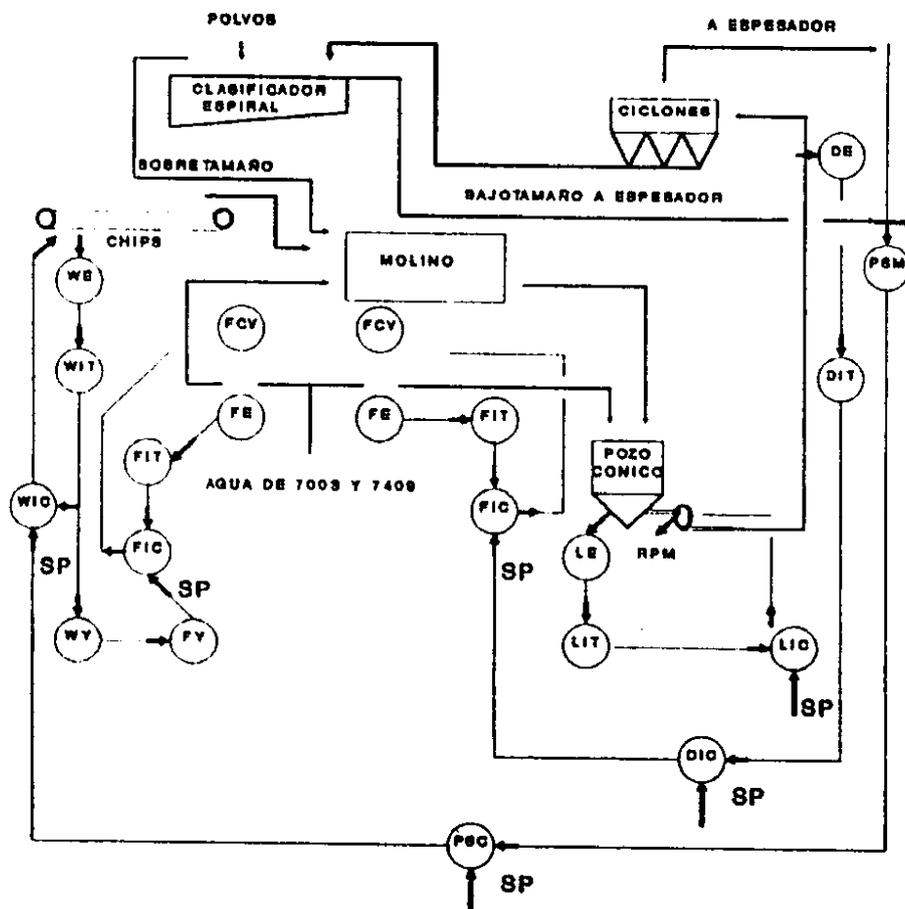
- | | | |
|----------------|-----------------|------------------------------------|
| E : Sensor | W : Tonelaje | |
| P : Presión | C : Controlador | PSM : Medidor tamaño partícula |
| T : Transmisor | L : Nivel | PSC : Controlador tamaño partícula |
| I : Indicador | Y : Conversor | SP : Set point |
| V : Válvula | F : Flujo | |

FIG. 5.3.1 LAZOS DE CONTROL ESTRATEGIA A



- | | | |
|----------------|-----------------|------------------------------------|
| E : Sensor | W : Tonelaje | PSM : Medidor tamaño partícula |
| P : Presión | C : Controlador | PSC : Controlador tamaño partícula |
| T : Transmisor | L : Nivel | RPM : Revoluciones por minuto |
| I : Indicador | Y : Conversor | SP : Set point |
| V : Válvula | F : Flujo | |

FIG. 5.3.2 LAZOS DE CONTROL ESTRATEGIA B



E : Sensor	W : Tonelaje	
P : Presión	C : Controlador	PSM : Medidor tamaño partícula
T : Transmisor	L : Nivel	PSC : Controlador tamaño partícula
I : Indicador	V : Conversor	RPM : Revoluciones por minuto
V : Válvula	F : Flujo	SP : Set point

FIG. 5.3.3 LAZOS DE CONTROL ESTRATEGIA C

CAPITULO 6

6.1) DISCUSIONES

Las diferentes evaluaciones fueron realizadas en cuatro muestreos , partiendo de una mínima cantidad de chips hasta un máximo tratamiento de chips considerando también la caliza que ingresa al circuito componiendose de esta forma la mezcla (chips + caliza).

1.- Analizando el ajuste granulométrico de batería de hidrociclones obtenido mediante los multiplicadores de La - grange, y comparándolos con los datos experimentales, se aprecia que no existe una diferencia marcada , excepto en los valores del -325

Esta tendencia de los valores del -325 hace arrojar un error de aproximadamente del 15 %

2.- En base al molino de remolienda , la fracción volumétrica del medio de molienda (%Vp), arrojó un valor real de 32.64 % , el cual es inferior al aceptable para una buena operación del molino .

Como el valor de % Vp influye directamente en el peso de la carga de molienda , consumo de potencia (Kw) por tonelada corta de bolas y potencia eléctrica requerida a la entrada del motor , los valores arrojados por estos parámetros nos indican que no son óptimos operativamente hablando. Por lo tanto , sus cálculos deben estar basados sobre el % Vp adecuado para la operación.

3.- Con respecto a la descarga del molino , la operación de molienda nos indica que a una mayor alimentación al molino , es menor la cantidad de finos que se descargan debido a que disminuye el tiempo de residencia y la carga sale por el rebalse en forma mas rápida.

Tomando en cuenta lo anterior y considerando para cada muestreo su alimentación total , es decir , alimentación de chips (F2), alimentación de caliza (F1) y carga circulante (F3) se tiene que según datos de análisis granulométricos en la descarga del molino , la tendencia antes mencionada se cumple hasta el tercer muestreo , no así en el cuarto.

Sin embargo , según la exigencia del target , el cuarto muestreo cumple en forma más eficiente este target , es decir -200 # 50.00.

Los resultados anteriormente mencionados se deben a que, la caliza en el cuarto muestreo sale por el rebalse en forma entera, ya que existe una mayor alimentación, lo que trae consigo un aumento considerable en la densidad de pulpa comparada con la de la caliza, por consiguiente esta flota y sale del molino.

- 4.- Ciertamente, en la clasificación en ciclones un aumento en el flujo mejora la eficiencia por un aumento en la fuerza centrífuga y las partículas más finas son llevadas al underflow y d_{50} disminuye.

Sin embargo, de acuerdo a los muestreos realizados, se observa que a medida que aumenta el flujo de entrada (T/H) al ciclón, el % -325 # no es óptimo y no aumenta con el incremento del flujo de entrada.

Esto se debe a que, al alimentar al circuito dos materiales de diferente gravedad específica, se clasifican tamaños grandes y densidad menor con tamaños pequeños y densidad mayor.

- 5.- Con respecto al espesador de remolienda, su target indica un % - 200 # 80.0 mínimo.

Los diferentes muestreos arrojaron valores superiores al target, por lo que el espesador opera en forma óptima

para todos los diferentes flujos involucrados en los respectivos muestreos.

- 6.- Según los diferentes análisis realizados al clasificador de espiral se observa que no existe un #325 adecuado según exigencias del área (80% -325)

Esto , tiene la misma explicación que para el caso de la clasificación en ciclones en donde se clasifican partículas de tamaños y densidades relativas diferentes.

- 7.- Con relación a la carga circulante (%CC) ,se puede decir que esta fluctua entre 84% y 223 % , arrojando su mayor valor para el caso del segundo muestreo.

La figura 4.3.11 muestra la fluctuación de esta variable de acuerdo a los diferentes muestreos realizados .

Para el caso donde ingresa mayor cantidad de material al molino , es decir 63.59 (t/h) ,considerando alimentación de chips , caliza y sobretamaño de clasificador de espiral la carga circulante arroja un valor de 182 % .

8.- Las curvas de eficiencia para cada uno de los equipos de clasificación nos muestran un buen comportamiento , existiendo un cortocircuito relativamente pequeño . Sin embargo no se cumple las exigencias del target del circuito (80 % #-325). Una disminución del diámetro del ciclón provocara una disminución del tamaño de corte al valor deseado.

A su vez el tamaño de corte se reducirá al disminuir el diámetro del vortex , área de alimentación y aumentando el diámetro del apex.

9.- La eficiencia evaluada por el índice de nitidez nos indica que este cociente (d_{25}/d_{75}) mientras más tienda a uno (1), mejor es la eficiencia.

Con respecto al índice de nitidez (S.I.) en los equipos de clasificación este fluctua entre 0.25 - 0.8 para batería de ciclones y 0.2 - 0.36 para el clasificador de espiral.

Antecedentes proporcionados indican que para el índice de nitidez , los valores entre 0.6 y 1 nos indican una buena eficiencia , los de 0.2 a 0.59 una deficiente eficiencia y los valores menores a 0.2 una muy deficiente eficiencia. Por lo tanto para el clasificador de espiral , se puede afirmar que en él existe una deficiente eficiencia al igual que para la batería de ciclones, excepto en el segundo muestreo.

10.-Todas y cada una de las estrategias de control estan de -
finidas para un mejoramiento del área.

Le corresponderá a la Planta de Pellets evaluar y compara-
rar cual o cuales de estas arrojarán mejores resultados,
y verificar las distintas alternativas que componen cada
uno de los lazos involucrados en las diferentes estrate-
gias.

11.-El hecho de estructurar los lazos de control con un solo
pozo cónico , se debe a futuras modificaciones de la
Planta , en donde se piensa instalar en el área un solo
pozo a la salida del molino.

12.-Se puede anticipar que con el uso de FSM se aumenta la
capacidad de tratamiento en relación al control
operacional con un densímetro nuclear .

13.-Considerando las diferentes durezas de los minerales que
ingresan al molino (chips y caliza) se puede predecir el
comportamiento del control automático :

Si la dureza del mineral sube como consecuencia de ello

aumenta la carga circulante , esto trae como resultado un aumento del volumen de pulpa que llega al pozo cónico de la bomba de ciclones. Un aumento del volumen de pulpa en el pozo significa un aumento de la señal enviada por el transmisor (LIT) al controlador (LIC) el cual enviará una señal a la válvula automática para disminuir la adición de agua al pozo.

La disminución de agua agregada al pozo junto con el aumento de la densidad de la descarga del molino , produce un aumento en la densidad de la pulpa a ciclones.

Ante esta situación el controlador de densidad disminuye su señal de salida , es decir se reduce el " set point " de tonelaje por lo que el controlador de tonelaje ajusta la velocidad de la correa , para disminuir la alimentación de mineral fresco.

Si la perturbación es en el sentido contrario , es decir la dureza del mineral baja , el control automático efectúa la operación inversa aumentando el tonelaje fresco.

14.-Como es sabido , en un proceso de molienda la salida principal de esta etapa es la distribución granulométrica . Es por eso que aquí, la instrumentación de control

esta orientada a mantener la distribución granulométrica dentro de ciertos límites.

15.-En estrategia B , al medir el P S M el tamaño de partícula envía una señal al controlador , el cual compara la señal recibida con el "set point" fijado . Este envía una señal al controlador el cual a su vez envía una señal al controlador de flujo de agua al pozo y se acciona la válvula de agua abriendo y cerrando según suba o baje el tamaño de partícula.

16.-El método de controlar el % de partícula se basa en la suposición de que si el flujo y la densidad de la pulpa de alimentación a los ciclones se mantiene constante en el rebalse de los hidrociclones se obtendrá una proporción cte. de partículas sobre una malla dada.

17.-Según antecedentes , se puede concluir que hay una operación mas estable utilizando el P S M como controlador del proceso de molienda.

18.-Es aconsejable escoger algunos lazos simples de control durante las pruebas , que ayudan a estabilizar el circuito , de lo contrario el operador estará obligado a utilizar todo un tiempo en tratar de mantener en operación el circuito sin lograr controlarlo. En este caso se consideran dos lazos simples :

- a) Adición automática de agua al pozo para mantener un nivel constante.
- b) Control de la velocidad de la bomba para obtener presión constante en batería de ciclones.

El lazo de nivel permitiría eliminar el problema de rebalse y vaciamiento del pozo cónico , mientras que el lazo de presión reduciría las variaciones en el tamaño de partícula del producto de la molienda.

19.- Respecto a las diferentes estrategias de control , se recomienda la estrategia B ya que considerando que , la mejor forma de controlar el nivel del pozo es por medio de la bomba , en estrategia A y C al controlar el tamaño de partícula modificando el tonelaje de alimentación , pasará un tiempo en donde la carga ingresará a la molienda para llegar al pozo cónico lo

que trae consigo un retardo en la respuesta al medir el tamaño de partícula, lo que no sucede en estrategia B en donde el tamaño de partícula se controla modificando el flujo de agua que ingresa al pozo cónico. Además considerando en estrategia C la medición de la densidad en alimentación a ciclones, la respuesta no será muy fidedigna debido a las diferentes densidades de las especies que ingresan al circuito.

Otro factor importante es el elevado costo de un analizador en línea.

6.2) CONCLUSIONES

- 1.- La evaluación de los diferentes equipos trajo como resultado una deficiente eficiencia.
- 2.- Si bien es cierto que las curvas de eficiencia muestran en general un buen comportamiento, no obstante en términos de índice de nitidez y exigencia de target no se acercan a los requerimientos del circuito y a una buena eficiencia.
- 3.- Considerando el espesador de remolienda, este opera en forma óptima cumpliendo las exigencias del target.
- 4.- El molino de Remolienda muestra una buena reducción de tamaño mientras menor sea la cantidad de chips que ingresa a este.
- 5.- Los diferentes lazos de control aquí considerados, contribuirán a un mejor control de las variables que intervienen en el proceso, siendo importante el agua que ingresa al circuito, logrando un mejoramiento del área.

6.- Las diferentes estrategias de control están basadas para un mejoramiento del área así como para una buena eficiencia de los equipos involucrados en el circuito, disminuyendo los problemas operacionales.

7.- En las diferentes evaluaciones de los equipos, es necesario recalcar que la influencia de las características de las dos especies alimentadas al circuito, fué determinante en los resultados debido a sus diferentes gravedades específicas y dureza.

8.- Teniendo en cuenta las diferentes consideraciones expuestas en las discusiones respecto a las diferentes estrategias de control, se recomienda la estrategia B.

B I B L I O G R A F I A

- 1.- Jaime E. Sepúlveda y Leonel Gutierrez R., "Dimensionamiento y optimización de plantas concentradoras mediante técnicas de modelación matemática", 1986.
- 2.- Hugo Cárcamo , "Mineralurgia", 1987.
- 3.- Hector Carrasco Perez, "Control de calidad Planta Pellet" 1987.
- 4.- Oscar Uribe LLanos, "Manual del Ayudante Experimentador" 1982.
- 5.- Sergio Paredes H. , " Remolienda Planta Pellet " , 1989.
- 6.- Planta Pellet , " Apuntes de control automático ".

A N E X O A

A.1) CARACTERISTICAS DE EQUIPOS

MOLINO DE BOLAS (7402) (KOBÉ STEEL , A. CHALMERS):

CAPACIDAD DE ALIMENTACION = 28.5 TMPH

MOLINO DE SOBREFLUJO

DIAMETRO = 9 ' .

LARGO = 18 ' .

MOLIENDA EFECTIVA = 18 ' .

DESCARGA POR REBALSE

SISTEMA DE MOLIENDA = HUMEDA , CIRCUITO CERRADO

RPM = 18.2

VELOCIDAD = 69.2 % DE VELOCIDAD CRITICA

CARGA DE BOLAS = 40 % DEL VOLUMEN TOTAL

RECARGA DE BOLAS = 2 1/2 " , 2"

PESO TOTAL DE LA CARGA INICIAL DE BOLAS = 54 TONS.

PARA MOLINO CON CARGAS NUEVAS Y 40 % DE CARGA DE BOLAS
EL CONSUMO DEL MOTOR ES 490 KW

CLASIFICADOR DE ESPIRAL (7401) (DENVER, (JOY) 150, TIPO SIMPLEX)

DIAMETRO = 48 "

UBICACION : BAJO HORNO DE
PARRILLAS

LARGO = 8.1 m.

FS. 7401

92.2 PIES 02 MINIMO

MODELO = 150

CUBIERTA GECA : 8' 6" MAXIMO

4' 10" MINIMO

TIPO SIMPLEX

ESPIRAL = PASO SIMPLE

MECANISMO LEVANTE ESPIRAL

MOTOR = 5 HP. 1500 RPM

HIDRAULICO CON BOMBA MANUAL

TANQUE = LONGITUD INTERIOR 27 "

TIPO TANQUE = ENSANCHAMIENTO MODIFICADO

PENDIENTE = 3 1/4 " POR PIE (15 GRADOS)

AREA DEL TANQUE = 116.2 PIES² MAXIMO

ROM ESPIRAL = 5 RPM

ACCIONAMIENTO CORREA EN V (2)

CAPACIDAD ESTANQUE = 27 LITROS

ESPEADOR (7405) (SANKI DORR , OLIVER , AX5012)

UBICACION : AREA DE ENDURECIMIENTO Y REMOLIENDA

RPM = 0.125

DIMENSIONES TANQUE : 15.0 (m) ϕ x 4.66 (m) CD x 3.7 (m) SWH

BATERIA DE CICLONES

DIAMETRO = 15 "

APEX = 2 1/2 "

VORTEX = 6 "

PRESION = 15 LBS/PULG²

ENTRADA AL CICLON = 6 "

FABRICACION : PLANTA PELLET

BOMBAS DEL AREA

DE SUMIDERO (2) : (7404 - 1 , 7404 - 2)

RPM_m = 1480.

GPM = 2100

HP = 75

A = 100

BOMBEO DE ALIMENTACION DEL ESPESADOR DE REMOLIENDA

DIAMETRO POLEAS : MOTOR 10.9" DIAMETRO EXTERIOR

BOMBA 21.2" DIAMETRO EXTERIOR

RPM_b = 761

UBICACION : AREA DE REMOLIENDA

MODELO : TYPE SRL - C

MARCA : ALLIS CHALMERS

RECUBIERTO CON GOMA

BOMBEO DESDE DESCARGA DE 7403

DIAMETRO SUCCION : 10 "

DIAMETRO DESCARGA : 8 "

DIAMETRO RODETE : 21 "

MAXIMO DESPLAZAMIENTO HEADS 95 "

DE BAJO FLUJO ESPESADOR (2) (7406 - 1 , 7406 - 2)

RPM_m = 1480

GPM = 209

HP = 30

T.D.H. = 90' (27 MTS.)

DIAMETRO POLEAS : MOTOR 5.6 " DIAMETRO EXTERIOR

BOMBA 6.9 " DIAMETRO EXTERIOR

RPMB = 1201

BOMBAS DE PULPA DE LA DESCARGA DEL ESPEGADOR

UBICACION : AREA DE REMOLIENDA

MODELO TYPE SRL - C

BOMBEO BAJO FLUJO A 7102

MARCA : ALLIS CHALMERS

DIAMETRO SUCCION : 5"

DIAMETRO DESCARGA : 4"

DIAMETRO RODETE : 14"

DE REBALSE ESPESADOR (2) (7409 -1 , 7409 -2)

RPM_m = 1480

HP = 75

A = 100

GPM = 2800

T.D.H. = 62 ' (19 MTS.)

DIAMETRO POLEAS : MOTOR 10.3 " DIAMETRO EXTERIOR

BOMBA 28.0 " DIAMETRO EXTERIOR

BOMBAS PARA REBALSE DE ESPESADOR DE REMOLIENDA

MODELO TYPE SRL - C

RECUBIERTO CON GOMA

DIAMETRO SUCCION : 12 "

DIAMETRO DESCARGA : 10 "

DIAMETRO RODETE : 21 "

POZOS CONICOS (2) (7403)

CAPACIDAD : 4.6 metros cúbicos CADA UNO

RECIBE SOBREFLUJO DE 7401 QUE SE BOMBEEA A 7405

TIEMPO DE RETENCION : 1.25 (minutos)

ESTANQUE DE REBALSE ESPESADOR

CAPACIDAD DE TRABAJO : 19 (metros cúbicos)

SE ENVIA AL ESPESADOR DE COLAS

A.2)

DESCRIPCION REMOLIENDA (FS)

LINEA 23 : REMOLIENDA A

F.S.	DESCRIPCION
7400 - 1	TOLVA DE ALMACENAMIENTO CALIZA.
7400 - 2	TRANSPORTADOR PESADOR CALIZA.
7400 - 3	TRANSPORTADOR CALIZA A MOLINO.
7402	MOLINO DE BOLAS DE REMOLIENDA.
7402 (L1)	SIST. LUBRIC. DESCANSOS PPLES.
7402 (L2)	SIST. LUBRIC. REDUCTOR ENGRAN.
7402 (L3)	BBA. AUX. MANUAL ALTA PRESION.
7402 (L4)	REDUCTOR ENGRANAJE DE MOLINO.
7402 - 7	DISPOSITIVO AUXILIAR DE GIRO.
7404 - 1	BOMBA ALIMENT. ESPESADOR/REMOL.
7404 - 2	BOMBA ALIMENT. ESPESADOR/REMOL.
7406 - 1	BOMBA DE PULPA ESPESADOR
7406 - 2	BOMBA DE PULPA ESPESADOR
7409 - 1	BOMBA REBALSE ESPESADOR/REMOL.
7409 - 2	BOMBA REBALSE ESPESADOR/REMOL.
M7400 - 2	MOTOR TRANSP. PESADOR CALIZA.
M7400 - 3	MOTOR TRANSP. CALIZA A MOLINO.
M7402	MOTOR PRINCIPAL MOLINO DE BOLAS.
M7402 - 2	MOTOR BOMBA LUB. A/PR. DESC. ALIM.
M7402 - 3	MOTOR BOMBA LUB. B/PR. DESC. ALIM.
M7402 - 4	MOTOR BOMBA LUB. A/PR. DESC. DESCAR.
M7402 - 5	MOTOR BOMBA LUB. B/PR. DESC. DESCAR.

M7402 - 6	MOTOR BOMBA ACEITE REDUCTOR.
M7402 - 7	MOTOR DE DISPOSITIVO AUXILIAR.
M7404 - 1	MOTOR DE BOMBA ALIM. ESPESADOR.
M7404 - 2	MOTOR DE BOMBA ALIM. ESPESADOR.
M7406 - 1	MOTOR DE BOMBA ESPESADOR.
M7406 - 2	MOTOR DE BOMBA ESPESADOR.
M7409 - 1	MOTOR DE BOMBA DE REBALSE/ESP.
M7409 - 2	MOTOR DE BOMBA DE REBALSE/ESP.

LINEA 24 : REMOLIENDA B

F.S.	DESCRIPCION
7401	CLASIFICADOR DE ESPIRAL
7403	TANQUE SUMIDEROS CONICOS
7270 - A	TANQUE TERCER SUMIDERO CONICO
7405	ESPESADOR DE REMOLIENDA
7405 - 1	SISTEMA ACCIONAMIENTO RASTRAS
7405 - 2	SISTEMA DE LEVANTE RASTRAS
7408	ESTANQUE REBALSE ESPESADOR
M7401	MOTOR DE CLASIFICADOR ESPIRAL
M7405 - 1	MOTOR SISTEMA ACC. RASTRAS
M7405 - 2	MOTOR DE SIST. LEVANTE RASTRAS

ANEXO B

B.1) ALGORITMO PARA EL DIMENSIONAMIENTO DE CICLONES KREBS

DATOS DE ENTRADA

ρ_s = Densidad del sólido (g/cc)

d_{95} = Tamaño de corte requerido (μm)

Q = Caudal de pulpa de alimentación (m^3/h)

METODOLOGIA DE CALCULO

0.485

a) Se calcula factor $f_1 = (1.65 / (\rho_s - 1))$

b) Se hace un barrido completo con diámetros de ciclones variando entre 2" y 30" y variando la presión de alimentación entre 2 y 30 psig. Se recomienda con $D_c = 2$ " y $P = 2$ psig.

c) Para cada diámetro de ciclón y presión de alimentación se calculan :

0.252

factor $f_3 = (10/P)$

0.467

factor $f_2 = d_{95} / (16.098 * f_1 * f_3 * D_c)$

0.5584

$$\emptyset = 50 - (40/f2 \quad)$$

$$Ps = 100 * \emptyset * Qs / [100 + \emptyset * (Qs - 1)]$$

- d) Se pregunta si \emptyset se encuentra o no en un rango de operación normal ($1 \leq \emptyset < 50$)

Si $\emptyset < 1$ o $\emptyset \geq 50$ va a etapa (i)

En caso contrario (Normal) continua con etapa (e)

- e) Se calculan :

0.475

$$\text{factor } f4 = (P/10)$$

-3 1.28

$$\text{factor } f5 = 1 + 4.461 \times 10 \quad * \emptyset$$

2.047

$$Q1 = 0.408 * f4 * f5 * Dc \quad (m^3/h/ciclón).$$

$$Nc = Q/D1 \quad (\text{No de ciclones requeridos})$$

- f) Se imprimen valores de $P(\text{psi}), \emptyset(\%), Ps(\%), Nc$, para cada valor de Dc comenzando con $Dc = 2''$.

- g) Se incrementa P en psig y se retorna a etapa (c), hasta alcanzar $P = 30 \text{ psig}$, continuando entonces con etapa (h) a continuación.

h) Se incrementa D_c (= 2, 3, 4, 6, 10, 12, 15, 20, 26 y 30" diámetro) y se retorna a etapa (c) , recomenzando con $P = 2$ psig , etc....., hasta obtener $D_c = 30"$. De aquí se pasa a etapa (j)

i) En esta caso , se trata de una SALIDA TEMPORAL DE EMERGENCIA del Programa, por no cumplirse restricciones de \emptyset (y por ende de P). Se pregunta si $D_c \leq 30"$.

En caso Afirmativo, se prueba con un nuevo valor de D_c y se retorna etapa (c).

En caso negativo, se produce Término Normal del Programa.

j) Salida Normal , por Término del Programa.

A N E X O D

D.1) DIMENSIONAMIENTO HIDROCICLONES METODO DE KREBS

DATOS

TEST 1

DENSIDAD SOLIDO : 4.1 (gr/cc)
 DIAMETRO DE CORTE : 67 (micrones)
 FLUJO PULPA DE ALIMENTACION : 154 (M³/H)

RESULTADOS DE LA SIMULACION

DIAM. 2"	PRESION	% SOL VOL	% SOL. PESO	NUMERO DE CICLONES	
	2	27.18	60.48	150.	150.47
	4	29.30	62.95	106.	105.76
	6	30.45	64.22	86.	86.14
	8	31.22	65.05	74.	74.50
	10	31.80	65.66	67.	66.58
	12	32.26	66.13	61.	60.75
	14	32.64	66.52	56.	56.23
	16	32.97	66.85	53.	52.59
	18	33.25	67.13	50.	49.57
	20	33.49	67.37	47.	47.03
	22	33.71	67.59	45.	44.84
	24	33.91	67.78	43.	42.93
	26	34.09	67.95	41.	41.25
	28	34.25	68.11	40.	39.75
	30	34.41	68.26	38.	38.40

DIAM. 3"	PRESION	% SOL VOL	% SOL. PESO	NUMERO DE CICLONES	
	2	24.63	57.26	67.	67.48
	4	26.69	60.25	47.	47.50
	6	28.26	61.77	38.	38.47
	8	29.13	62.76	33.	33.24
	10	29.77	63.48	30.	29.69
	12	30.28	64.04	27.	27.07
	14	30.71	64.50	25.	25.04
	16	31.07	64.88	23.	23.41
	18	31.38	65.21	22.	22.06
	20	31.65	65.50	21.	20.92
	22	31.89	65.75	20.	19.94
	24	32.12	65.98	19.	19.09
	26	32.32	66.19	18.	18.34
	28	32.50	66.37	18.	17.67
	30	32.67	66.55	17.	17.07

DIAM. 4"	PRESION	% SOL VOL	% SOL. PESO	NUMERO DE CICLONES	
	2	22.66	54.57	38.	38.27
	4	25.20	58.00	27.	26.78
	6	26.57	59.74	22.	21.75
	8	27.50	60.86	19.	18.78
	10	28.20	61.68	17.	16.76
	12	28.75	62.32	15.	15.28
	14	29.20	62.84	14.	14.13
	16	29.59	63.28	13.	13.20
	18	29.93	63.65	12.	12.44
	20	30.22	63.97	12.	11.79
	22	30.48	64.26	11.	11.24
	24	30.72	64.52	11.	10.76
	26	30.94	64.75	10.	10.33
	28	31.14	64.97	10.	9.95
	30	31.32	65.15	17.	9.61

DIAM. 6"	PRESION	% SOL VOL	% SOL. PESO	NUMERO DE CICLONES	
	2	19.61	50.00	17.	17.26
	4	22.43	54.24	12.	12.04
	6	23.96	56.37	10.	9.76
	8	24.99	57.73	8.	8.42
	10	25.76	58.73	8.	7.51
	12	26.38	59.50	7.	6.84
	14	26.88	60.12	6.	6.32
	16	27.31	60.64	6.	5.90
	18	27.69	61.09	6.	5.56
	20	28.01	61.47	5.	5.27
	22	28.31	61.82	5.	5.02
	24	28.57	62.12	5.	4.80
	26	28.81	62.40	5.	4.61
	28	29.03	62.65	4.	4.44
	30	29.23	62.88	4.	4.29

DIAM. 10"	PRESION	% SOL VOL	% SOL. PESO	NUMERO DE CICLONES	
	2	15.27	42.50	6.	6.36
	4	18.50	48.21	4.	4.42
	6	20.25	51.00	4.	3.57
	8	21.43	52.79	3.	3.08
	10	22.31	54.07	3.	2.74
	12	23.01	55.07	2.	2.49
	14	23.59	55.87	2.	2.30
	16	24.08	56.53	2.	2.15
	18	24.51	57.10	2.	2.02
	20	24.88	57.59	2.	1.92
	22	25.22	58.03	2.	1.83
	24	25.52	58.41	2.	1.75
	26	25.79	58.76	2.	1.68
	28	26.04	59.08	2.	1.61
	30	26.27	59.37	2.	1.56

DIAM. 12"	PRESION	% SOL VOL	% SOL. PESO	NUMERO DE CICLONES	
	2	13.55	39.19	4.	4.46
	4	16.97	45.59	3.	3.09
	6	19.80	48.70	3.	2.50
	8	20.04	50.67	2.	2.15
	10	20.96	52.09	2.	1.92
	12	21.70	53.18	2.	1.74
	14	22.30	54.06	2.	1.61
	16	22.82	54.80	2.	1.50
	18	23.27	55.42	2.	1.41
	20	23.66	55.96	1.	1.34
	22	24.01	56.44	1.	1.27
	24	24.33	56.86	1.	1.22
	26	24.61	57.24	1.	1.17
	28	24.88	57.59	1.	1.13
	30	25.12	57.90	1.	1.09

DIAM. 15"	PRESION	% SOL VOL	% SOL. PESO	NUMERO DE CICLONES	
	2	11.40	34.54	3.	2.89
	4	14.99	41.96	2.	2.00
	6	16.93	45.52	2.	1.62
	8	18.24	47.77	1.	1.39
	10	19.22	49.38	1.	1.24
	12	20.00	50.62	1.	1.12
	14	20.64	51.61	1.	1.04
	16	21.19	52.44	1.	0.97
	18	21.66	53.14	1.	0.91
	20	22.08	53.74	1.	0.86
	22	22.45	54.28	1.	0.82
	24	22.79	54.75	1.	0.78
	26	23.09	55.18	1.	0.75
	28	23.37	55.57	1.	0.72
	30	23.63	55.92	1.	0.70

DIAM. 20"	PRESION	% SOL VOL	% SOL. PESO	NUMERO DE CICLONES	
	2	8.40	27.31	2.	1.65
	4	12.26	36.42	1.	1.14
	6	14.35	40.73	1.	0.92
	8	15.77	43.42	1.	0.79
	10	16.82	45.33	1.	0.70
	12	17.66	46.80	1.	0.64
	14	18.36	47.97	1.	0.59
	16	18.95	48.94	1.	0.55
	18	19.46	49.76	1.	0.52
	20	19.91	50.47	0.	0.49

* MENOS DE UN CICLON OPERANDO *

DIAM. 24"	PRESION	% SOL VOL.	% SOL. PESO	NUMERO DE CICLONES	
	2	5.45	19.11	1.	0.99
	4	7.59	30.30	1.	0.69
	6	11.83	35.48	1.	0.55
	8	13.34	38.70	1.	0.47

* MENOS DE UN CICLON OPERANDO *

DIAM. 30"	PRESION	% SOL VOL.	% SOL. PESO	NUMERO DE CICLONES	
	2	3.75	13.79	1.	0.99
	4	8.05	26.42	1.	0.69
	6	10.38	32.19	0.	0.55

* MENOS DE UN CICLON OPERANDO *

DATOS

TEST 2

DENSIDAD SOLIDO : 4.1 (gr/cc)
 DIAMETRO DE CORTE : 73 (micrones)
 FLUJO PULPA DE ALIMENTACION : 154 (M³/H)

RESULTADOS DE LA SIMULACION

DIAM. 2"	PRESION	% SOL VOL	% SOL. PESO	NUMERO DE CICLONES	
2		28.24	61.74	149.	148.69
4		30.27	64.02	105.	104.62
6		31.36	65.20	85.	85.27
8		32.10	65.97	74.	73.78
10		32.65	66.53	66.	65.96
12		33.09	66.97	60.	60.19
14		33.45	67.33	56.	55.72
16		33.76	67.64	52.	52.12
18		34.03	67.90	49.	49.14
20		34.26	68.12	47.	46.63
22		34.47	68.32	44.	44.46
24		34.66	68.50	43.	42.57
26		34.83	68.67	41.	40.91
28		34.99	68.82	39.	39.43
30		35.14	68.95	38.	38.09

DIAM. 3"	PRESION	% SOL VOL	% SOL. PESO	NUMERO DE CICLONES	
2		25.82	58.80	67.	66.59
4		28.06	61.33	47.	46.74
6		29.28	62.93	38.	38.04
8		30.10	63.84	33.	32.88
10		30.72	64.51	29.	29.38
12		31.21	65.03	27.	26.80
14		31.61	65.46	25.	24.79
16		31.95	65.81	23.	23.18
18		32.25	66.12	22.	21.95
20		32.51	66.38	21.	20.72
22		32.74	66.62	20.	19.76
24		32.95	66.83	19.	18.91
26		33.14	67.02	18.	18.17
28		33.32	67.20	18.	17.51
30		33.48	67.36	17.	16.91

DIAM. 4"	PRESION	% SOL VOL	% SOL. PESO	NUMERO DE CICLONES	
	2	23.93	56.33	38.	37.73
	4	26.36	59.47	26.	26.43
	6	27.67	61.06	21.	21.49
	8	28.55	62.10	19.	18.56
	10	29.21	62.86	17.	16.57
	12	29.74	63.44	15.	15.11
	14	30.18	63.92	14.	13.98
	16	30.54	64.32	13.	13.07
	18	30.86	64.67	12.	12.31
	20	31.15	64.97	12.	11.67
	22	31.40	65.23	11.	11.13
	24	31.62	65.47	11.	10.65
	26	31.83	65.69	10.	10.23
	28	32.02	65.88	10.	9.86
	30	32.19	66.06	10.	9.52

DIAM. 6"	PRESION	% SOL VOL	% SOL. PESO	NUMERO DE CICLONES	
	2	21.03	52.17	17.	16.97
	4	23.72	56.04	12.	11.87
	6	25.13	57.97	10.	9.63
	8	26.16	59.23	8.	8.31
	10	26.90	60.14	7.	7.41
	12	27.48	60.84	7.	6.76
	14	27.96	61.41	6.	6.24
	16	28.37	61.89	6.	5.83
	18	28.73	62.30	5.	5.50
	20	29.04	62.66	5.	5.21
	22	29.32	62.98	5.	4.96
	24	29.57	63.26	5.	4.75
	26	29.80	63.51	5.	4.56
	28	30.01	63.74	4.	4.39
	30	30.20	63.96	4.	4.24

DIAM. 10"	PRESION	% SOL VOL	% SOL. PESO	NUMERO DE CICLONES	
	2	16.90	45.47	6.	6.25
	4	19.97	50.58	4.	4.35
	6	21.64	53.10	4.	3.52
	8	22.76	54.72	3.	3.03
	10	23.60	55.89	3.	2.70
	12	24.27	56.79	2.	2.46
	14	24.83	57.52	2.	2.27
	16	25.29	58.13	2.	2.12
	18	25.70	58.65	2.	2.00
	20	26.06	59.10	2.	1.89
	22	26.38	59.49	2.	1.80
	24	26.66	59.85	2.	1.72
	26	26.92	60.17	2.	1.65
	28	27.16	60.46	2.	1.59
	30	27.38	60.73	2.	1.54

DIAM. 12"	PRESION	% SOL VOL	% SOL. PESO	NUMERO DE CICLONES	
	2	15.29	42.52	4.	4.33
	4	18.51	48.22	3.	3.04
	6	20.26	51.02	3.	2.46
	8	21.44	52.80	2.	2.12
	10	22.32	54.09	2.	1.89
	12	23.02	55.08	2.	1.72
	14	23.60	55.88	2.	1.59
	16	24.09	56.54	1.	1.48
	18	24.52	57.11	1.	1.39
	20	24.89	57.60	1.	1.32
	22	25.23	58.04	1.	1.26
	24	25.53	58.43	1.	1.20
	26	25.80	58.77	1.	1.15
	28	26.05	59.09	1.	1.11
	30	26.28	59.38	1.	1.07

DIAM. 15"	PRESION	% SOL VOL	% SOL. PESO	NUMERO DE CICLONES	
	2	13.31	38.42	3.	66.59
	4	16.63	44.98	2.	46.74
	6	18.48	48.16	2.	38.04
	8	19.73	50.19	1.	32.88
	10	20.66	51.64	1.	29.38
	12	21.40	52.75	1.	26.80
	14	22.02	53.65	1.	24.79
	16	22.54	54.40	1.	23.18
	18	22.99	55.03	1.	21.85
	20	23.39	55.59	1.	20.72
	22	23.74	56.07	1.	19.76
	24	24.06	56.50	1.	18.91
	26	24.35	56.89	1.	18.17
	28	24.62	57.24	1.	17.51
	30	24.86	57.57	1.	16.91

DIAM. 20"	PRESION	% SOL VOL	% SOL. PESO	NUMERO DE CICLONES	
	2	10.34	32.11	2.	1.62
	4	14.02	40.08	1.	1.12
	6	16.02	43.89	1.	0.91
	8	17.37	46.29	1.	0.78
	10	18.38	48.00	1.	0.69
	12	19.18	49.31	1.	0.63
	14	19.84	50.36	1.	0.58
	16	20.40	51.24	1.	0.54
	18	20.88	51.98	1.	0.51
	20	21.31	52.62	0.	0.48

* MENOS DE UN CICLON OPERANDO *

DIAM. 26"	PRESION	% SOL VOL	% SOL. PESO	NUMERO DE CICLONES	
	2	7.53	25.04	1.	0.97
	4	11.48	34.71	1.	0.67
	6	13.61	39.25	1.	0.54
	8	15.04	42.09	0.	0.47

* MENOS DE UN CICLON OPERANDO *

DIAM. 30"	PRESION	% SOL VOL	% SOL. PESO	NUMERO DE CICLONES	
	2	5.92	20.50	1.	0.74
	4	10.01	31.33	1.	0.51
	6	12.23	36.36	0.	0.41

* MENOS DE UN CICLON OPERANDO *

A N E X O E

E.1) RECALCULO DE MALLAS EQUIPOS DE CLASIFICACION

EJEMPLO DE CALCULO (CLASIFICADOR DE ESPIRAL, MUESTREO 1)

Primeramente se define la alimentación y underflow del equipo de clasificación en términos de % en peso parcial retenido, es decir :

MALLAS	% PARCIAL ALIM.	% PARCIAL UNDERFLOW
48	14.12	18.9
65	5.43	7.3
100	9.24	12.3
200	23.19	28.1
325	20.80	19.7
-325	27.01	13.7

luego , se calcula el % retenido acumulado y por último el % acumulado pasante , como sigue :

MALLAS	% RET. ACUM. ALIMEN.	% RET. ACUM. UNDERFLOW
48	14.12	18.9
65	19.55	26.2
100	28.79	38.5
200	51.98	66.6
325	72.78	86.3
-325	100	100

MALLAS	% PASANTE ALIM.	% PASANTE UNDERFLOW
48	85.88	81.1
65	80.45	73.8
100	71.21	61.5
200	48.02	33.4
325	27.22	13.7
-325	0.0	0.0

Teniendo a disposición la información de los porcentajes acumulados se grafica en log-log esta información versus tamaño de partícula (micrones).

Posteriormente a través de la distribución de Schumann que es la siguiente :

$$F(x) = ((x/K)^{-m}) * 100 \quad (\text{ec. E.1})$$

donde ,

$F(x)$, % acumulado pasante para el tamaño x

x , tamaño de partícula

K y m , parámetros

se hace uso de una regresión lineal simple para determinar los parámetros K y m y así poder determinar los porcentajes de las mallas 38 , 20 , 10 y 5 (micrones).

Es así como haciendo uso de ec. E.1 los valores arrojados fueron :

	ALIMENTACION	UNDERFLOW
K	140	145
m	1.136	1.45
F(45)	27.22	13.7
F(38)	22.73	9.99
F(20)	10.96	3.31
F(10)	4.98	1.00
F(5)	2.27	0.30

Para calcular el % en peso parcial se hace la diferencia entre mallas vecinas , como sigue :

ALIMENTACION

$$F(45) - F(38) = 4.49 \text{ (\% en peso en malla 38(micr.))}$$

$$F(38) - F(20) = 11.77 \text{ (\% en peso en malla 20(micr.))}$$

$$F(20) - F(10) = 5.98 \text{ (\% en peso en malla 10(micr.))}$$

$$F(10) - F(5) = 2.71 \text{ (\% en peso en malla 5 (micr.))}$$

UNDERFLOW

$$F(45) - F(38) = 3.71 \text{ (\% en peso en malla 38(micr.))}$$

$$F(38) - F(20) = 6.68 \text{ (\% en peso en malla 20(micr.))}$$

$$F(20) - F(10) = 2.31 \text{ (\% en peso en malla 10(micr.))}$$

$$F(10) - F(5) = 0.7 \text{ (\% en peso en malla 5 (micr.))}$$

E.2)

EVALUACION CLASIFICADOR DE ESPIRAL

EFICIENCIA CLASIFICADOR DE ESPIRAL

Para la determinación de la eficiencia del clasificador de espiral, debido a que no se llevó a cabo muestreos de polvos que llegan al clasificador, se calculó el análisis granulométrico por un simple balance, es decir:

PARA FLUJO DE SOLIDOS DE POLVOS (F9 (T/H)) :

$$F9 + F6 = F3 + F7$$

$$F9 = F3 + F7 - F6$$

F6 = UNDERFLOW CICLONES (T/H)

F3 = UNDERFLOW CLASIFICADOR (T/H)

F7 = OVERFLOW CLASIFICADOR (T/H)

PARA EL % ACUMULADO POR MALLA DE POLVOS (f9 (t/h)) :

$$f9 * F9 + f6 * F6 = f3 * F3 + f7 * F7$$

$$f9 = \frac{(f3 * F3 + f7 * F7 - f6 * F6)}{F9}$$

En base a esto los resultados fueron los siguientes :

MALLA	MUESTRED 1	MUESTRED 2	MUESTRED 3	MUESTRED 4
48	22.79	21.26	13.00	37.55
65	6.36	10.23	8.27	11.17
100	9.56	14.26	15.45	14.22
200	19.7	25.21	34.12	17.68
325	16.86	12.89	19.61	7.32
-325	24.71	16.13	9.49	12.05

Para poder determinar la eficiencia del clasificador, se debe conocer la alimentación total ($F9 + F6$) y la alimentación por malla total ($f9 + f6$) además del underflow ($F3$) es decir :

ALIMENTACION (T/H)

MALLA #	MUESTR.1	MUESTR.2	MUESTR.3	MUESTR.4
-325	5.87	3.05	5.07	3.48
325	4.52	2.63	4.90	2.25
200	5.04	4.98	8.00	4.94
100	2.01	2.70	3.95	3.70
65	1.18	1.88	2.13	2.78
48	3.07	3.87	3.50	9.16

$F9+F6=21.73$ $F9+F6=19.14$ $F9+F6=27.59$ $F9+F6=26.34$

UNDERFLOW (T/H)

MALLA #	MUESTR.1	MUESTR.2	MUESTR.3	MUESTR.4
- 325	2.23	1.09	2.72	1.08
325	3.20	1.70	3.73	1.33
200	4.57	4.44	7.61	4.53
100	2.00	2.66	3.95	3.67
65	1.19	1.88	2.13	2.77
48	3.07	3.86	3.50	9.15

$F3 = 16.27$ $F3 = 15.69$ $F3 = 23.64$ $F3 = 22.55$

$$\text{Por lo tanto como EFICIENCIA} = \frac{\text{UNDERFLOW (T/H)}}{\text{ALIMENTACION (T/H)}}$$

se tiene que :

EFICIENCIA (Si)

MALLA #	MUESTR.1	MUESTR.2	MUESTR.3	MUESTR.4
- 325	0.37	0.35	0.53	0.31
325	0.70	0.65	0.76	0.59
200	0.90	0.89	0.95	0.91
100	0.99	0.98	1.00	0.99
65	1.00	1.00	1.00	1.00
48	1.00	1.00	1.00	1.00

A N E X O F

F.1) RECOMENDACIONES FACTIBLES PARA OPTIMIZAR AREA DE REMOLIENDA

1.- En el cálculo de tamaño máximo de bolas para la caliza , estos arrojaron valores mayores a los empleados actualmente (2" y 2½ "). Estos valores óptimos fueron los siguientes :

PRIMER MUESTREO : 3.25 "

SEGUNDO MUESTREO : 3.19 "

TERCER MUESTREO : 3.16 "

CUARTO MUESTREO : 3.33 "

Por lo tanto , para evitar la caliza entera que se produce a la salida del molino a una alimentación alta existen dos alternativas :

- a) Chancar la caliza a la distribución granulométrica de acuerdo al tamaño de bolas existente.
- b) Cambiar tamaño máximo de bolas para la caliza a uno entre 3.16 " y 3.33 ".

2.- Enviar polvos que llegan al clasificador de espiral a espesador debido a sus características granulométricas (granulometría pequeña) , así aumentamos la capacidad del molino.

3.- Variar la presión en batería de ciclones . Modificar vortex , apex y hacer los siguientes muestreos para encontrar el óptimo.

1º CHIPS= 30% CALIZA=20 (T/H)	5º CHIPS=30% CALIZA=X (T/H)
2º CHIPS= 50% CALIZA=20 (T/H)	6º CHIPS=50% CALIZA=X (T/H)
3º CHIPS= 80% CALIZA=20 (T/H)	7º CHIPS=80% CALIZA=X (T/H)
4º CHIPS= 100% CALIZA=20 (T/H)	8º CHIPS=100%CALIZA=X (T/H)

20 (T/H) = MAXIMO VALOR DADO EN OPERACION

X = VALOR MAS COMUN DADO EN LA OPERACION.

4.- Debido a las muchas modificaciones de que ha sido objeto el área de remolienda , ya sea fitting , tuberías, etc., se recomienda el recálculo de bombas de sumidero y de rebalse del espesador ya que estas modificaciones afectan la capacidad de bombeo y eficiencia de estas.

5.- Para un clasificador de espiral se cumple que :

Qa^2

$R = \frac{\quad}{\quad}$

$K2^2 * (b * L)^2 * \Delta\theta$

donde ,

R , tamaño máximo de partículas que rebalsan

Q_a , flujo volumétrico de agua en alimentación

K_2 , constante.

$\Delta \rho$, diferencia de densidad entre sólido y líquido

$b * L$, superficie de sedimentación

Si aumentamos la inclinación del clasificador , o sea α , la superficie de sedimentación del pozo decrece, disminuyendo el denominador en la ecuación de R , lo que significa un aumento del tamaño de las partículas en el rebalse.

Lo contrario sucederá si disminuimos la inclinación , el rebalse será más fino.

Por lo tanto , se podría disminuir la inclinación para que el rebalse sea más fino y así evitar el cortocircuito en el clasificador.

6.- Cálculo y adaptación de una nueva batería de ciclones , que cumpla con los requisitos y exigencias de operación del área , logrando una buena eficiencia de separación (resultados arrojados por el método KREBS).

AREA REMOLIENDA

La siguiente pauta contiene las modificaciones propuestas (cambios operacionales) , para mejorar el área de REMOLIENDA y sus respectivas rutinas de muestreos.

- 1.- Adaptación de un ciclón(s) al circuito determinado por el método de krebs.
- 2.- Disminución del ángulo de inclinación α en el clasificador de espiral para que el rebalse sea más fino y así evitar el cortocircuito en este . Además variar la profundidad de las espiras para controlar el tamaño de corte mediante adaptación de un tornillo a estas.
- 3.- Cambio en el tamaño de bolas al molino .Se cambiarán las existentes (50 y 60 mm) por bolas de tamaño superior.
- 4.- Aumento de la carga de bolas para subir la altura efec -

tiva del molino y así aumentar su fracción volumétrica aparente (%Vp) a valores adecuados (rango óptimo).

Sin embargo datos operacionales demuestran que el rango de trabajo real de fracción volumétrica aparente se encuentra entre 35 y 45 %.

De esta manera se pueden obtener valores razonables de

PESO DE LA CARGA DE MOLIENDA (TB)

CONSUMO DE POTENCIA POR TONELADA CORTA DE BOLAS (Kwb)

POTENCIA ELECTRICA REQUERIDA A LA ENTRADA DEL MOTOR (PE)

A continuación se entregan los valores de cada una de estas variables de acuerdo al rango óptimo de la fracción volumétrica aparente del medio de molienda.

VALORES ACTUALES :

% Vp : 32.64 FRACCION VOLUMETRICA APARENTE

Tb : 53 (Ton.) CARGA DE BOLAS

PE : 710 (Hp) DEL MOTOR

PE : 582 (Hp) TEORICO

Kwb : 3456 (Kw/Tc bolas)

% Vp	H (pies)	TB(Ton.)	Kwb (Kw/TC bolas)	PE (Hp)
35	5.57	57	8.90	801.0
36	5.50	58	8.78	609.0
37	5.43	60	8.65	617.0
38	5.36	62	8.53	624.0
39	5.28	63	8.41	632.0
40	5.21	65	8.28	639.0
41	5.14	66	8.16	646.0
42	5.07	68	8.03	654.0
43	5.00	70	7.91	661.0
44	4.93	71	7.78	668.0
45	4.86	73	7.66	675.0
46	4.78	75	7.54	682.0
47	4.71	76	7.41	688.0
48	4.64	78	7.29	695.0
49	4.57	79	7.16	702.0
50	4.50	81	7.04	708.0

Se seleccionará una de ellas en la realización de los diferentes muestreos.

En la siguiente rutina se entrega la pauta de los diferentes muestreos la realización de las pruebas con sus respectivas modificaciones.

Los muestreos se realizarán de la siguiente manera :

TONELAJE		

PRIMER MUESTREO :	CHIPS = 30 %	CALIZA = 20 (T/H)
SEGUNDO MUESTREO :	CHIPS = 50 %	CALIZA = 20 (T/H)
TERCER MUESTREO :	CHIPS = 80 %	CALIZA = 20 (T/H)
CUARTO MUESTREO :	CHIPS = 100 %	CALIZA = 20 (T/H)

TONELAJE CALIZA = 20 (T/H) = MAXIMO TRATAMIENTO EN PLANTA

Para los siguientes cuatro muestreos se tomarán en cuenta el flujo de caliza comunmente dado en el área (X T/H)

QUINTO MUESTREO :	CHIPS = 30 %	CALIZA = X (T/H)
SEXTO MUESTREO :	CHIPS = 50 %	CALIZA = X (T/H)
SEPTIMO MUESTREO :	CHIPS = 80 %	CALIZA = X (T/H)
OCTAVO MUESTREO :	CHIPS = 100 %	CALIZA = X (T/H)

Los cambios seleccionados son los siguientes :

BATERIA DE CICLONES

Aquí se entregan los resultados de los dos test proporcionados por KREBS.

A) PARA DIAMETRO DE CORTE 67 (micrones)

DIAMETRO	PRESION	%SOL. VOL.	%SOL. PESO	No	CICLONES
10"	2 (PSI)	15.97	42.50	6	
12"	4 (PSI)	16.97	45.59	3	
15"	6 (PSI)	16.93	45.42	2	
20"	10 (PSI)	16.82	45.33	1	

B) PARA DIAMETRO DE CORTE 73 (micrones)

DIAMETRO	PRESION	%SOL. VOL.	%SOL. PESO	No	CICLONES
10"	2 (PSI)	16.90	45.57	6	
12"	2 (PSI)	15.29	42.52	4	
15"	4 (PSI)	16.63	44.95	2	
20"	6 (PSI)	16.02	43.89	1	

$$\text{DIAMETRO VORTEX} = 0.4 * D_c = D_v$$

$$\text{DIAMETRO APEX} = 0.5 * D_v = D_a$$

$$\text{AREA DE ALIMENTACION} = 0.05 * D_c^2$$

Para efectos de pruebas se recomienda tener un set de vortex entre 35 y 45 % del diámetro del ciclón.

Lo anterior son valores obtenidos según programa con método de Krebs.

MOLINO

La carga de bolas se hará con tamaños de bolas de :
80mm y 90mm.

Aumento de la carga de bolas para alcanzar el 35 % de
% volumétrico de bolas:

% Vp	H (pies)	TB (ton.)	Kwb (Kw/Tc bolas)	PE (Hp)
35	5.57	57.0	8.90	601.0

CLASIFICADOR DE ESPIRAL

La disminución del ángulo del clasificador se recomienda para efectos de pruebas haciendo variar este parámetro hasta obtener una óptima eficiencia.

La adaptación de tornillo en espiras se hará para poder variar la profundidad de estas en el clasificador y así regular el tamaño de corte y obtener el deseado.

