

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA

Facultad de Ingeniería Mecánica



Cálculo, Diseño y Selección de Componentes en un Sistema de Clasificación con Hidrociclones para Procesar 600 Tn/D de Mineral de Cobre en la Planta Concentradora de la Mina Raúl

T E S I S

Para optar el Título Profesional de
Ingeniero Mecánico-Electricista

DAVID ALFREDO ALIAGA ICOCHEA

Promoción 1983 - 2

Lima - Perú — 1985

INDICE

	<u>Pág.</u>
PROLOGO	9
1. INTRODUCCION	11
2. FUNDAMENTOS DE CIRCUITOS DE CLASIFICACION DE TIPO HIDRAULICO Y DE TIPO MECANICO.	
2.1 Clasificación en un Medio Fluido.	15
2.1.1 Dinámica de la Partícula en un Medio Fluido.	
2.2 Concentración de la Mezcla y Análisis Granulométrico.	21
2.2.1 Concentración de la Mezcla.	
2.2.2 Análisis Granulométrico.	
2.2.2.1 Representación Matemática de la Distribución de Tamaños de Partículas.	
2.3 Clasificadores en Circuitos de Molienda.	28
2.3.1 Carga Circulante.	
2.3.2 Balance de Masa en un Circuito de Molienda.	
2.4 Eficiencia de Clasificación y Tamaño de Corte.	39
2.4.1 Eficiencia de Tromp, Eficiencia Corregida y Eficiencia Reducida.	

2.5	Fundamentos de Clasificadores Hidráulicos en Circuitos de Molienda.	48
2.5.1	Aspectos Generales.	
2.5.2	Flujos Secundarios y Velocidades Dentro del Hidrociclón.	
2.5.2.1	Componente Vertical de la Velocidad.	
2.5.2.2	Componente Radial de la Velocidad.	
2.5.2.3	Componente Tangencial de la Velocidad.	
2.5.3	Teoría de la Orbita de Equilibrio y Tamaño de Corte.	
2.5.4	Otras Teorías del Comportamiento de las Partículas Dentro del Hidrociclón.	
2.5.5	Eficiencia General del Hidrociclón.	
2.5.6	Parámetros Determinantes del Funcionamiento de los Hidrociclones.	
2.5.6.1	Influencia de las Variables Geométricas en la Operación del Hidrociclón.	
2.5.6.2	Variables de Operación.	
2.5.7	Simulación Matemática de Procesos de Clasificación con Hidrociclones.	
2.5.7.1	Modelo de Lynch y Rao.	
2.5.7.2	Modelo de Plitt.	
2.5.7.3	Método de Dimensionamiento Krebs.	
2.6	Fundamentos de Clasificadores Mecánicos en Circuitos de Molienda.	106
2.6.1	Aspectos Generales.	
2.6.2	Parámetros de Operación.	

3.	ESTUDIO DEL SISTEMA	
3.1	Datos Técnicos del Molino.	112
3.1.1	Consumo de Energía del Molino.	
3.1.2	Cálculo del Índice del Trabajo.	
3.2	Datos Técnicos del Clasificador Helicoidal.	114
3.3	Datos Técnicos del Hidrociclón.	114
3.4	Balance Metalúrgico del Circuito de Molienda.	115
3.5	Cálculo de las Eficiencias de los Clasificadores.	133
4.	DISEÑO DE LOS HIDROCICLONES	
4.1	Disposición de los Hidrociclones.	145
4.2	Capacidad de los Hidrociclones.	146
4.3	Dimensiones de los Hidrociclones.	159
4.4	Características Constructivas de los Hidrociclones.	166
5.	CALCULO DEL SISTEMA DE TUBERIAS Y SELECCION DE COMPONENTES.	
5.1	Flujo de Sólidos en Tuberías.	172
5.2	Velocidades y Pérdidas por Fricción en el Transporte de Sólidos.	177
5.3	Sistema de Tuberías y Accesorios.	182
5.4	Cálculo de la Velocidad y Pérdidas en el Sistema de Tuberías de la Mina Raúl.	184

6.	SELECCION DE LA BOMBA	
6.1	Características Generales de las - Bombas de Sólidos.	193
6.2	Selección del Equipo de Bombas en el Circuito de la Mina Raúl.	201
6.3	Curva del Sistema.	205
7.	CONSIDERACIONES DE COSTOS	211
	CONCLUSIONES	220
	BIBLIOGRAFIA	223
	PLANOS	

DESIGNACION

01	Cía. Minera Pativilca. Planta. Concentradora Raúl.
02	Circuito "A" de Molienda y Clasifi- cación de la Mina Raúl (Proyecto).
03	Ensamblaje General del Hidrociclón- de 20" Ø .
04	Despiece del Hidrociclón de 20"Ø.
05	Despiece del Hidrociclón de 20" Ø .
06	Despiece del Cabezal del Hidroci - clón de 20"Ø .
07	Despiece del Cabezal del Hidroci - clón de 20" Ø .
08	Forros del Hidrociclón de 20" Ø .

PROLOGO

El proyecto presentado en esta tesis de reemplazar un clasificador helicoidal por uno o más hidrociclones, es uno de los tantos casos que hacen evidente esta tendencia.

El hidrociclón ha probado ser un equipo capaz de elevar el rendimiento de un circuito funcionando antes con clasificador helicoidal o algún otro tipo de clasificador por gravedad.

Sin embargo, el hidrociclón tiene sus limitaciones, las cuales se presentan en el Capítulo 2 de esta tesis. Además, se incluyen estudios de varios investigadores que entre tantos otros han tratado de obtener modelos que predecir el comportamiento y diseñar los hidrociclones.

En el Capítulo 3, se ingresa propiamente el estudio del circuito de molienda y clasificación de la planta concentradora de la mina Raúl. Los resultados de un balance efectuado durante 24 horas permiten sentar las bases para las condiciones de operación que debe cumplir

el nuevo circuito a instalarse.

En el Capítulo 4, se muestran las características constructivas de los hidrociclones. En los Capítulos 5 y 6 se incluye teoría sobre transporte de sólidos en tubería que se emplea en la selección del equipo de bombeo.

El Capítulo 7, cubre consideraciones de costos de equipo y accesorios a instalarse así como muestra una comparación entre costos de hidrociclones y de clasificadores helicoidales.

En los Apéndices se presenta dos programas escritos con la finalidad de permitir el cálculo rápido de tablas de distribución granulométrica, de eficiencias y de ajuste de datos para obtener una carga circulante promedio en un circuito cerrado de molienda.

Esperando que la información presentada sirva de base para futuros diseños de circuitos de cicloneo, quiero agradecer la colaboración del Ing. Federico Coz Pancorbo, Asesor de esta tesis; así como al Ing. Iván Quiroz Nuñez e Ing. Benigno Ramos y finalmente a personas e instituciones que han podido de alguna manera colaborar en la conclusión de esta tesis.

INTRODUCCION

La mina Raúl, ubicada a 500 m.s.n.m. y muy cerca a la costa (en la provincia de Cañete, departamento de Lima), cuenta con una planta concentradora. Allí se procesan 1,200 toneladas diarias de mineral de cobre tipo pórfido con una ley promedio de 1.2 por ciento de cobre.

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

El flujograma de la planta concentradora aparece en el Plano N° 01 . El mineral pasa el ciclo de molienda a través de una tolva a una criba de 18 pulgadas; de aquí por medio de un alimentador de cadenas, se alimenta a la chancadora primaria, una Kue Ken de 36 x 24 pulgadas con una descarga máxima de 3 pulgadas de tamaño de sólidos.

La trituradora pasa el material a una zaranda vibratoria doble cubierta con mallas de abertura de 1 pulg. y 1/4 pulgada. Los tamaños pequeños pasan a dos montones de reserva de finos, mientras que los tamaños mayores son triturados en una chancadora giratoria Symons de 4 1/4 pies, enviando el material a una zaranda vibrato -

ria doble cubierta con mallas de 3/4 pulgadas y 1/4 pulgadas. El mineral grueso es enviado a una chancadora giratoria Symons de 3 1/2 pies para producir mineral fino para la molienda, de menos de 1/4 pulgadas.

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

El circuito "A", el cual se desea modificar, consta de un molino de bolas COMESA de 9 1/2' x 8' en circuito cerrado con un clasificador helicoidal e hidrociclón para producir una mezcla con una malla de 80% menos 200 micrones.

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

La sección de flotación, consta de celdas verticales dispuestas en cuatro etapas: primaria, desbastado, limpieza y barrido. Los reactivos utilizados son Aeroflot-242, Xantato 2T-6, Frother 65 y cal.

Los concentrados del barrido son remolidos en un molino de bolas Denver 4' x 4'.

Finalmente, los concentrados son espesados y filtrados obteniéndose un concentrado con 25 a 26 por ciento de cobre. Los relaves van a la laguna de decantación.

Para el diseño del circuito de clasificación con hidrociclones que vendría a reemplazar a un clasificador helicoidal, hemos creído conveniente presentar un resumen de las tantas investigaciones realizadas sobre hidrociclones, que sin creer haber agotado el tema, pretende ayudar a la mejor comprensión del equipo cuya popularidad se ha venido extendiendo.

En lo que respecta específicamente a los circuitos de molienda y clasificación de plantas concentradoras de minerales; allí donde antes existían solo clasificadores de sedimentación, como el clasificador helicoidal por ejemplo, se está tendiendo a reemplazarlos por hidrociclones con la esperanza de elevar la eficiencia de reducir costos.

Para el diseño conceptual de los hidrociclones recurrimos a estudios realizados por investigadores como A. J. Lynch y L.R. Plitt que permiten predecir con cierta seguridad el comportamiento de los hidrociclones.

Creamos herramientas de apoyo como son programas en lenguaje BASIC para obtener con rapidez tablas de distribución granulométrica y calcular las eficiencias de los equipos.

Se ha llevado a programa el método de K.J. Reid el cual permite eliminar la inconsistencia entre los datos de distribución granulométrica de los tres flujos de un clasificador y obtener una carga circulante "promedio".

El estudio de campo se restringe a un balance efectuado sobre el circuito "A" de molienda y clasificación que se desea modificar. Este balance se llevó a cabo durante una visita a la mina Raúl, concedida en abril de 1984, a la Facultad de Ingeniería Geológica Minera y Metalúrgica de la Universidad Nacional de Ingeniería.

Hubiera sido recomendable efectuar una serie de balances en diferentes semanas teniendo que limitarnos a los resultados obtenidos durante esta visita.

Como órganos asesores se contó con el apoyo de la firma Ingeniería de Cyclones Bombas y Automatización S.A. y de la Universidad Nacional de Ingeniería.

CAPITULO 2

FUNDAMENTOS DE CIRCUITOS DE CLASIFICACION DE TIPO HIDRAULICO Y DE TIPO MECANICO

2.1 Clasificación en un Medio Fluido.

La operación de clasificación en general es una operación de separación de los componentes de una mezcla de partículas en dos o más fracciones de acuerdo al tamaño y otras propiedades físicas del material. Cada grupo obtenido es más uniforme en dichas propiedades que la mezcla original.

Cualquiera sea la naturaleza de la clasificación y del equipo en que se efectúa la separación por tamaño se puede representar mediante el esquema de la figura 1.

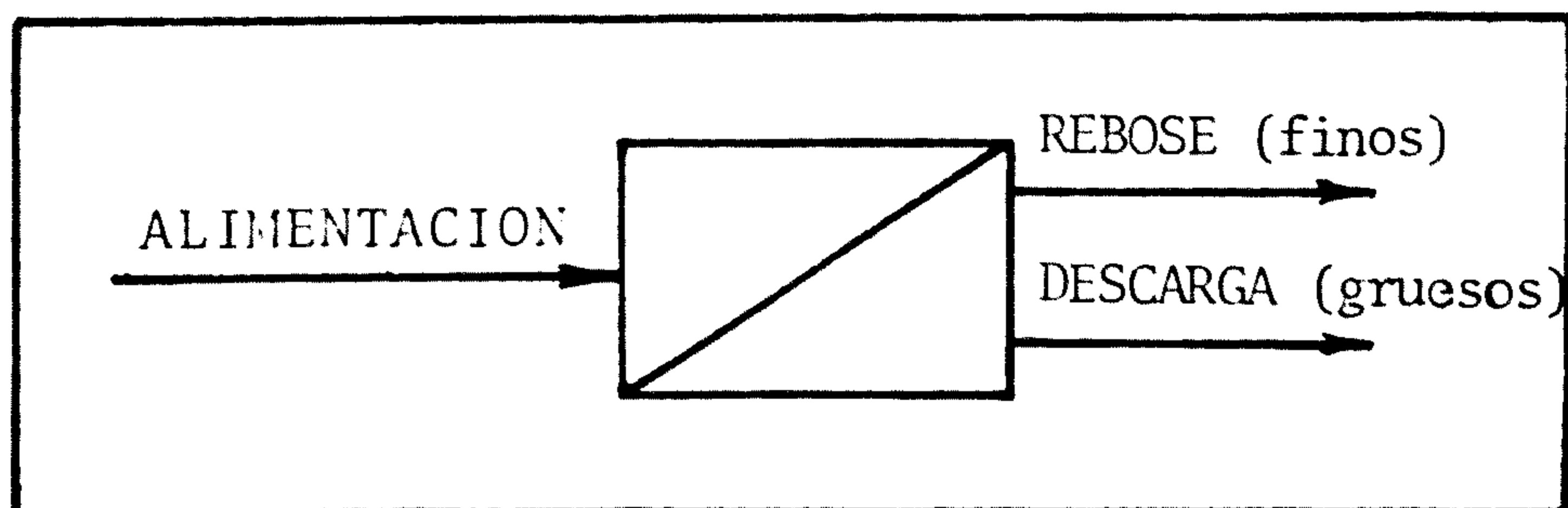


FIGURA 1. Representación esquemática de la operación de clasificación.

En la mayoría de los casos el producto de la clasificación está constituido por dos fracciones, una integrada preferentemente por partículas gruesas y la otra por partículas finas. La fracción gruesa recibe el nombre de "descarga" mientras que la fracción fina se denomina "rebose". En una operación perfecta los productos de descarga y rebose quedarán separados de tal forma que la descarga contenga todo el producto mayor que cierto tamaño de partícula y el rebose todo el material menor a ese tamaño de partícula.

2.1.1 Dinámica de la Partícula en un Medio Fluido.

Si bien es cierto que describir el comportamiento de las partículas en un medio fluido en forma exacta es hasta ahora imposible debido a factores como viscosidad del fluido, interferencia de otras partículas, etc.; podemos decir que los clasificadores procesan la mezcla sólido - líquido en base a una o más de las tres fuerzas: fuerza gravitatoria, fuerza de arrastre y fuerza centrífuga.

Los clasificadores de sedimentación (clasificadores helicoidales por ejemplo) aprovechan la diferencia entre fuerza de gravedad y fuerza de arrastre entre partículas de diferentes densidades para producir los flujos de descarga y rebose (ver figura 2).

En los clasificadores hidráulicos (hidrociclones por

ejemplo) las fuerzas centrífuga y de arrastre son más importantes que la fuerza gravitatoria, pudiendo por efecto de la fuerza centrífuga efectuar clasificación sobre rango de partículas más finas de lo que se puede hacer con los clasificadores de sedimentación, (ver figura 3).

En general podemos efectuar el siguiente balance de fuerzas sobre la partícula :

$$\text{Fuerza Neta} = \left(\begin{array}{l} \text{Fuerza debido} \\ \text{a una acelera} \\ \text{ción.} \end{array} \right) - \left(\begin{array}{l} \text{Fuerza} \\ \text{de} \\ \text{Empuje} \end{array} \right) - \left(\begin{array}{l} \text{Fuerza} \\ \text{de} \\ \text{Arrastre} \end{array} \right) \quad (1)$$

Si la partícula se considera esférica con diámetro D_s y densidad ρ_s , y el fluido tiene una densidad ρ_f , se tendrá :

$$\text{Fuerza Neta} = \frac{\pi D_s^3 \cdot \rho_s \cdot a}{6} - \frac{\pi D_s^3 \cdot \rho_f \cdot a}{6} - \left(\begin{array}{l} \text{Fuerza} \\ \text{de} \\ \text{Arrastre} \end{array} \right) \quad (2)$$

Donde :

a = aceleración centrífuga o gravitatoria.

Para el caso de que el fluido sea gas se puede despreciar el término Fuerza de Empuje.

La fuerza de arrastre es una fuerza de fricción entre partícula y fluido. La velocidad relativa partícula-fluido

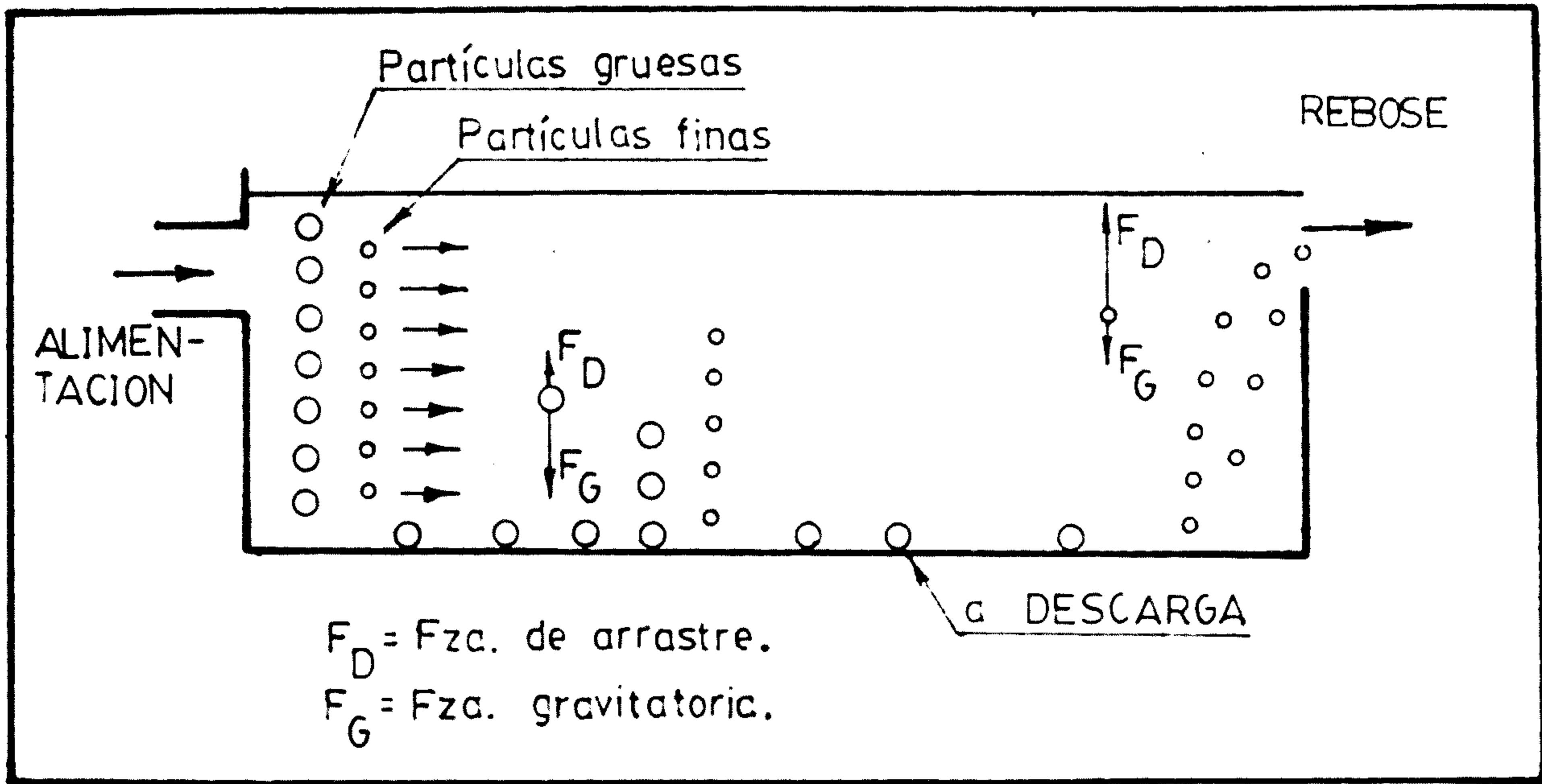


FIGURA 2. Representación esquemática de la operación de clasificación en un clasificador de sedimentación.

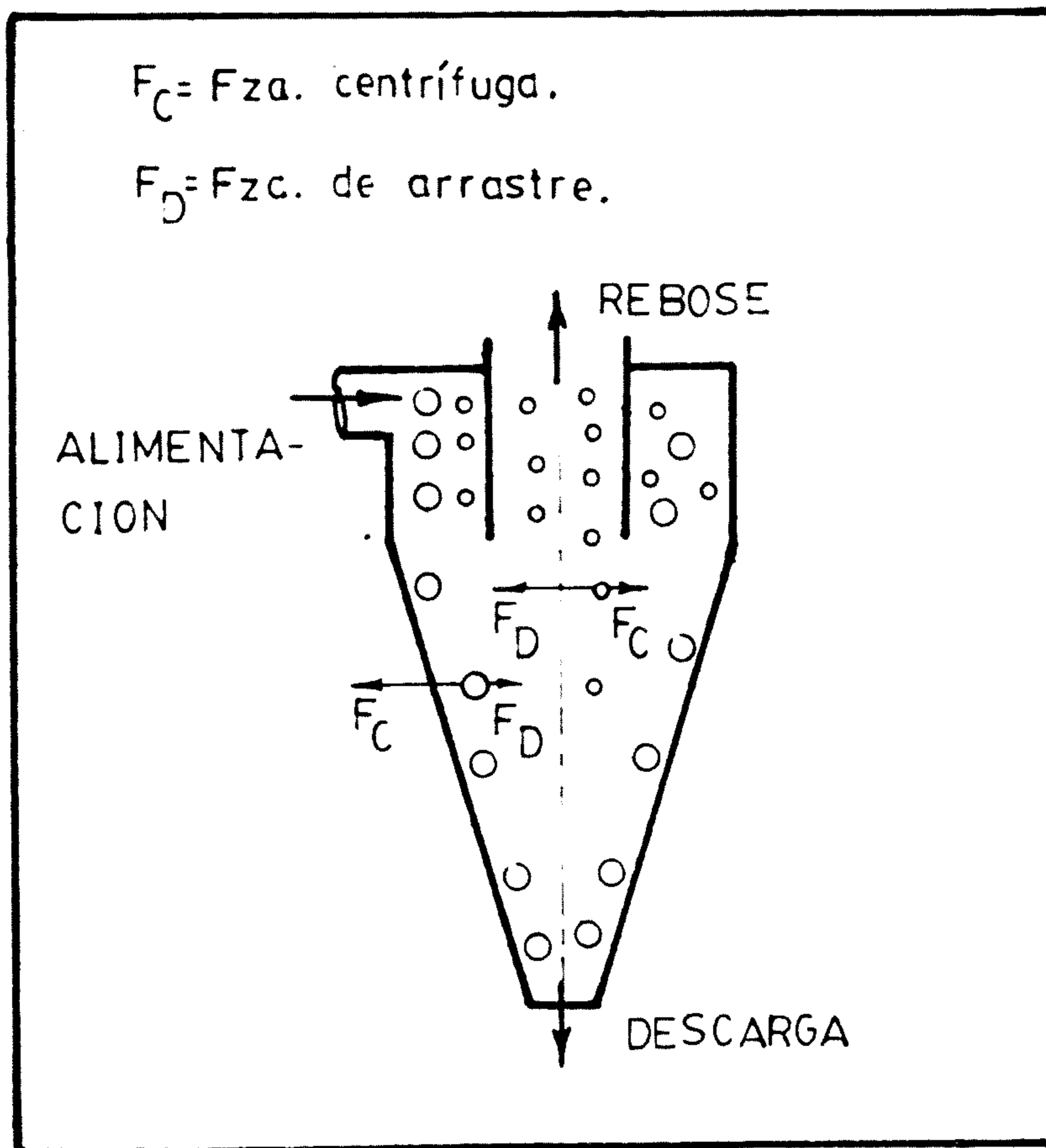


FIGURA 3. Representación esquemática de la operación de clasificación en un clasificador hidráulico.

do es uno de los factores que influyen sobre la fuerza de arrastre, pero la forma exacta de como influye dependerá de si el flujo es laminar o turbulento.

En 1851, Stokes mediante la aplicación de las llamadas ecuaciones de Navier-Stokes al movimiento de un fluido viscoso en régimen laminar obtuvo (para un sólido esférico) :

$$F_D = 3 \cdot \pi \cdot D_s \cdot V_R \cdot \mu_f \quad (3)$$

Donde :

D_s = diámetro de la partícula.

V_R = velocidad relativa partícula-fluido.

μ_f = viscosidad del fluido.

También se acostumbra escribir la fuerza de arrastre en función de un término llamado coeficiente de arrastre (C_D). De la fórmula general para fuerza de arrastre:

$$F_D = K \cdot D_s^x \cdot V_R^y \cdot \rho_f^z \cdot \mu_f^t \quad (4)$$

Donde :

K = constante de proporcionalidad.

ésta se puede llevar a la forma :

$$F_D = K \cdot D_s^2 \cdot V_R^2 \cdot \rho_f \left[\frac{\mu_f}{D_s \cdot V_R \cdot \rho_f} \right]^t \quad (5)$$

Para una partícula esférica el área proyectada (área-que enfrenta al flujo en la posición más estable de la partícula), será :

$$A = \frac{\pi}{4} \cdot D_s^2 \quad (6)$$

Es así que la ecuación (5) se transforma en :

$$\frac{F_D}{A} = \frac{K \cdot D_s^2}{A} \cdot \left[\frac{\mu_f}{D_s \cdot V_R \cdot \rho_f} \right]^t \quad (7)$$

Donde la expresión :

$$\frac{K \cdot D_s^2}{A} \cdot \left[\frac{\mu_f}{D_s \cdot V_R \cdot \rho_f} \right]^t \quad (8)$$

recibe el nombre de coeficiente de arrastre.

Se puede ver que el coeficiente de arrastre, tiene como uno de sus factores el Número de Reynolds ($\mu_f / D_s V_R \rho_f$) y por lo tanto C_D será un buen indicador del tipo de régimen de flujo (laminar o turbulento).

Finalmente, la fuerza de arrastre en función de C_D :

$$F_D = \left(\frac{\pi}{4} \cdot D_s^2 \right) \cdot C_D \cdot V_R^2 \cdot \rho_f \quad (9)$$

2.2 Concentración de la Mezcla y Análisis Granulométrico.

Tanto la alimentación, rebose y descarga de un clasificador quedan definidos cuando se conoce el flujo másico de sólidos, la distribución de tamaño de partículas y la concentración de la mezcla, expresada generalmente en fracción de sólidos en peso.

2.2.1 Concentración de la Mezcla.

Las siguientes variables se utilizan frecuentemente para medir la concentración de una mezcla sólido-líquido.

- a. Fracción volumétrica de sólidos (ϕ); es la razón entre el volumen de sólidos y el volumen total de la mezcla o suspensión. Se puede expresar en tanto por uno (0/1) o tanto por ciento (%).
- b. Fracción de sólidos en peso (X); es la razón entre la masa de sólidos y la masa total de la mezcla. Se puede expresar en tanto por uno (0/1) ó tanto por ciento (%).
- c. Densidad de la mezcla (ρ); es la razón entre la masa de la mezcla y su volumen.
- d. Dilución (D); es la razón entre la masa de fluido y la masa de sólidos de la mezcla.

e. Concentración (c); es la razón entre la masa de sólidos y el volumen de la mezcla.

Para relacionar las variables basta con efectuar un balance sobre un volumen determinado.

Para un volumen de mezcla :

$$V = V_s + V_f \quad (10)$$

Donde :

V = volumen de la mezcla.

V_s = volumen ocupado por los sólidos.

V_f = volumen ocupado por el fluido.

Efectuando el balance :

$$\underbrace{\text{Masa de mezcla en el volumen } V}_{\rho \cdot V} = \underbrace{\text{Masa de sólidos en el volumen } V}_{\rho_s \cdot V_s} + \underbrace{\text{Masa de fluido en el volumen } V}_{\rho_f \cdot V_f} \quad (11)$$

Introduciendo la fracción volumétrica de sólidos (expresada en tanto por uno) en la ecuación 11 :

$$\rho \cdot V = \rho_s \cdot \varphi \cdot V + \rho_f \cdot (1 - \varphi) \cdot V \quad (12)$$

$$\rho = \rho_s \cdot \varphi + \rho_f \cdot (1 - \varphi) \quad (13)$$

Despejando φ en la ecuación :

$$\varphi = \frac{f - f_f}{f_s - f_f} \quad (14)$$

A partir de la ecuación 11 y la 13 se obtiene la fracción de sólidos en peso :

$$X = \frac{f_s}{f} \cdot \varphi \quad (15)$$

la concentración (c) será :

$$C = f \cdot X \quad (16)$$

la dilución (D) será

$$D = \frac{1 - X}{X} \quad (17)$$

2.2.2 Análisis Granulométrico.

La forma más usual de determinar los tamaños de un conjunto de partículas es mediante el análisis granulométrico utilizando una serie de tamices. Por este procedimiento el tamaño de partícula se asocia al número de aberturas que tiene el tamiz por pulgada lineal utilizando el concepto de tamaño de Feret [ref.24] , que se le define como el tamaño que corresponde a la distancia entre dos tangentes paralelas a la partícula trazada en la misma dirección de medición.

Un ejemplo de especificación del rango de tamaños de

partículas es el siguiente :

-150 m... +200 m; se lee menos 150 mallas más 200 mallas. Esto indica que en este rango están comprendidas las partículas que pasan el tamiz con 150 aberturas por pulgada lineal, pero son retenidas por el tamiz de 200 aberturas por pulgada lineal. Es decir, que el material tendrá un tamaño menor a 106 micrones (abertura de la malla 150) y mayor a 75 micrones (abertura de la malla 200).

Un análisis granulométrico completo consiste en hacer pasar un material representativo de la muestra original (generalmente 500 gramos) por una serie de tamices cuyas aberturas crecen o decrecen en una razón geométrica de $\sqrt{2}$. Así, se denomina d_i al tamaño de la abertura de un tamiz. La malla inmediata anterior tendrá una abertura $d_{i-1} = d_i \cdot \sqrt{2}$ y la inmediata inferior $d_{i+1} = \frac{d_i}{\sqrt{2}}$. Por ejemplo, la malla 200 tiene una abertura de 75 micrones, la malla anterior tendrá $75 \cdot \sqrt{2} = 106$ micrones (malla 150) y la malla posterior: $75 / \sqrt{2} = 53$ micrones (malla 270).

Los datos obtenidos en un análisis granulométrico pueden ser representados mediante un arreglo semejante al mostrado en la Tabla 1. En la columna 1, se indica el rango de malla dentro del cual están comprendidas las partículas. En la columna 2, aparecen los porcentajes en peso (f_i) del material retenido en cada rango. En la columna 3 representa los porcentajes en peso acumulado fino (F_i) o conocido también como porcentaje acumulado -

negativo. La columna 4, corresponde a los porcentajes - en peso acumulado retenido (G_i) o llamado tambien porcen taje acumulado positivo.

Fila (i)	(1) Rango de malla	(2) f_i	(3) F_i	(4) G_i
0	... $+M_1$	f_0	F_0	G_0
1	$-M_1$... $+M_2$	f_1	F_1	G_1
.
.
.
i	$-M_i$... $+M_{i+1}$	f_i	F_i	G_i
.
.
.
n-1	$-M_{n-1}$... $+M_n$	f_{n-1}	F_{n-1}	G_{n-1}
n	$-M_n$...	f_n	$F_{n=0}$	$G_{n=100}$

TABLA 1. Presentación típica de los resulta- dos de un análisis granulométrico.

En este arreglo de la Tabla 1, se cumplen las si- guientes relaciones :

$$G_i = \sum_{k=0}^i f_k \quad (18)$$

$$100 = F_i + G_i \quad (19)$$

$$100 = \sum_{i=0}^n f_i \quad (20)$$

2.2.2.1 Representación Matemática de la Distribución de Tamaños de Partículas.

Los resultados de un análisis granulométrico pueden ser generalizados y cuantificados por expresiones matemáticas llamadas "funciones de distribuciones de tamaños", que relacionan el tamaño de partícula (o la abertura del tamiz que retiene o deja pasar la partícula) con un porcentaje en peso (puede ser el acumulado retenido o el acumulado fino).

Las funciones de distribución de tamaño de mayor uso son :

a. Función de Gaudin-Schumman (G-S).

$$F(d) = 100 \cdot \left(\frac{d}{d_0} \right)^{\alpha} \quad (21)$$

Donde :

$E(d)$ = porcentaje en peso menor que el tamaño de partícula "d" .

α, d_0 = constantes obtenidas del ajuste de los datos experimentales de la ecuación de G-S.

Para un ajuste a la recta de mínimos cuadrados de los "n" porcentajes en peso acumulado fino (F_0, F_1, \dots, F_{n-1}).

La ecuación 21 se puede linealizar obtenido :

$$\underbrace{\lg F(d)}_Y = \underbrace{\alpha \lg d}_{B.X} + \underbrace{\lg \left(\frac{100}{d_0^\alpha} \right)}_A \quad (22)$$

Donde :

$$A = \lg \left(\frac{100}{d_o^\alpha} \right)$$

Los valores de A y B se calculan por las siguientes fórmulas :

$$A = \frac{\sum X^2 \cdot \sum Y - \sum X \cdot \sum X \cdot Y}{N \sum X^2 - (\sum X)^2} \quad (23)$$

$$B = \frac{N \cdot \sum X \cdot Y - \sum X \cdot \sum Y}{N \cdot \sum X^2 - (\sum X)^2} \quad (24)$$

Teniendo A y B se puede calcular :

$$d_o = (10)^{\frac{2-A}{\alpha}} \quad (25)$$

El coeficiente de correlación del ajuste será :

$$r = \sqrt{\frac{A \cdot \sum Y + B \cdot \sum X \cdot Y - \frac{1}{N} (\sum Y)^2}{\sum Y^2 - \frac{1}{N} (\sum Y)^2}} \quad (26)$$

Es importante recalcar que el tamaño de partícula - "d" expresado en micrones, será el que corresponde a la menor abertura de malla presente en cada rango.

b. Función de Rossin-Rammler (R-R).

$$F(d) = 100 - 100 \exp \left[- \frac{d}{d_o} \right]^a \quad (27)$$

Donde :

$F(d)$ = porcentaje en peso menor que el tamaño de partícula "d"

a, d_0 = constantes obtenidas del ajuste de los datos experimentales a la ecuación de R-R

Los cálculos de porcentajes parciales y porcentajes acumulados pueden ser resueltos utilizando la opción 1 del programa MECMET 8401, mientras que el ajuste de los datos experimentales a la curva de G-S se puede obtener utilizando la opción 3 del mismo programa (ver apéndice I).

En la práctica cuando los valores experimentales no se ajustan a la ecuación matemática de Gaudin-Schumman, se traza la curva a mano alzada pero sigue conservando la misma denominación.

De esta curva se obtiene un tamaño "promedio" o P_{80} que es aquella abertura (en micrones) por la cual pasa el 80% en peso de los sólidos de la muestra analizada y cuyo valor sirve para dar una idea global de la distribución granulométrica de la muestra. También se utiliza en el cálculo del "índice de trabajo (W_i)", [ref. 2] .

2.3 Clasificadores en Circuitos de Molienda.

Los clasificadores frecuentemente encontrados en los circuitos de molienda de las plantas concentradoras de minerales son los clasificadores helicoidales y los hidrociclones.

Aunque no los únicos, los arreglos más frecuentes de

estos clasificadores en los circuitos de molienda son los que muestran las figuras 4 y 5.

En la figura 4, aparece lo que se conoce como circuito cerrado de molienda, donde el flujo de descarga del clasificador retorna al molino para ser reducido, pudiendo suceder que los sólidos pasen dos o más veces por el molino hasta obtener el tamaño requerido.

La disposición que se muestra en la figura 5, se conoce como circuito abierto de molienda y se presenta en casos de minerales blandos que no necesitan que los sólidos retornen varias veces al molino para conseguir la reducción adecuada.

2.3.1 Carga Circulante.

Se denomina carga circulante a aquella parte de los sólidos alimentados al molino que provienen del clasificador. Según el esquema de la figura 4, la carga circulante será :

$$C.C. = \frac{\dot{m}_{sd}}{\dot{m}_{sf}} \quad (28)$$

Donde :

C.C. = carga circulante

\dot{m}_{sd} = flujo de sólidos que sale por la descarga del clasificador.

\dot{m}_{sf} = flujo de sólidos fresco que ingresará al molino.

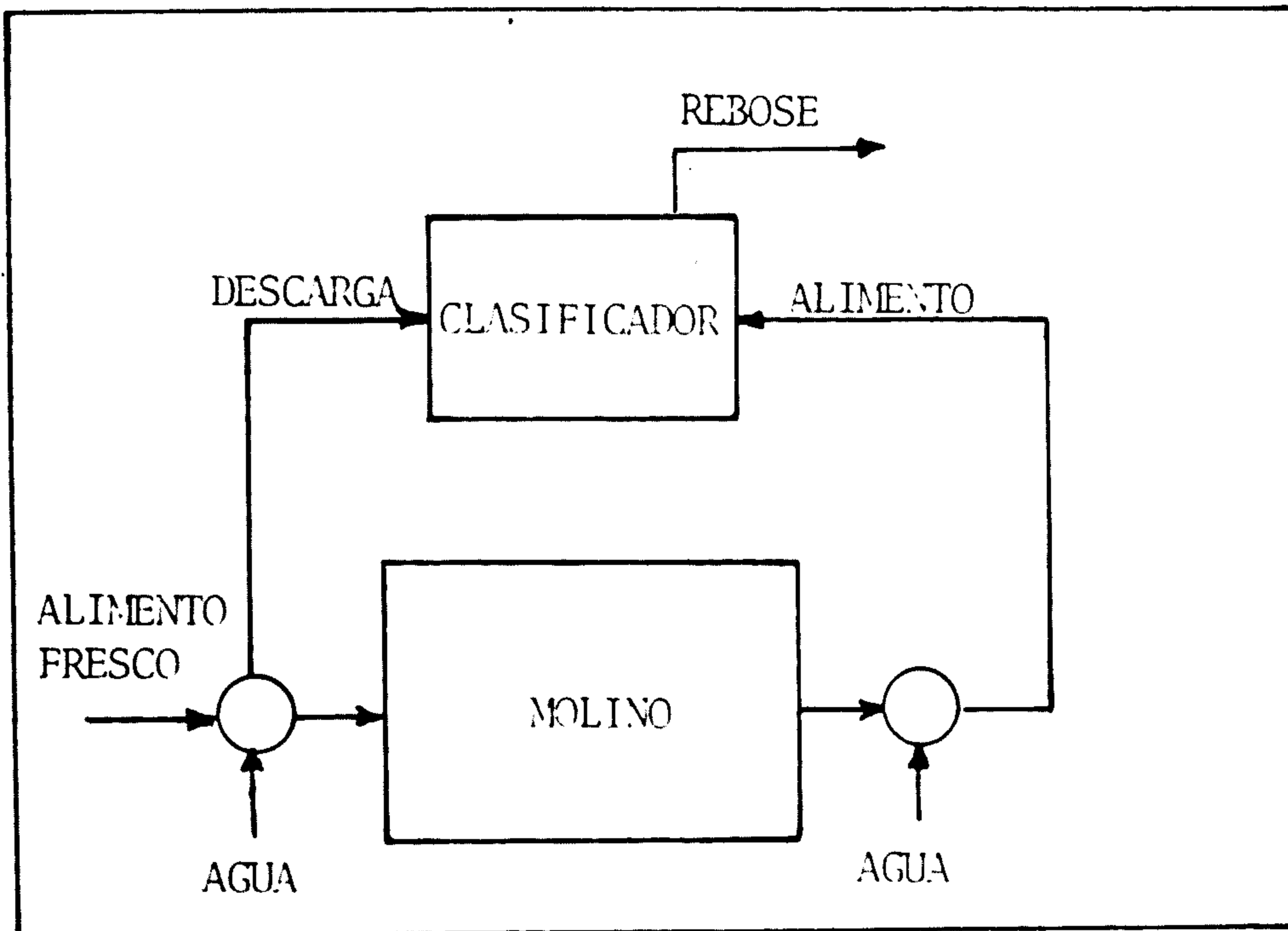


FIGURA 4. Representación esquemática de un circuito cerrado de molienda.

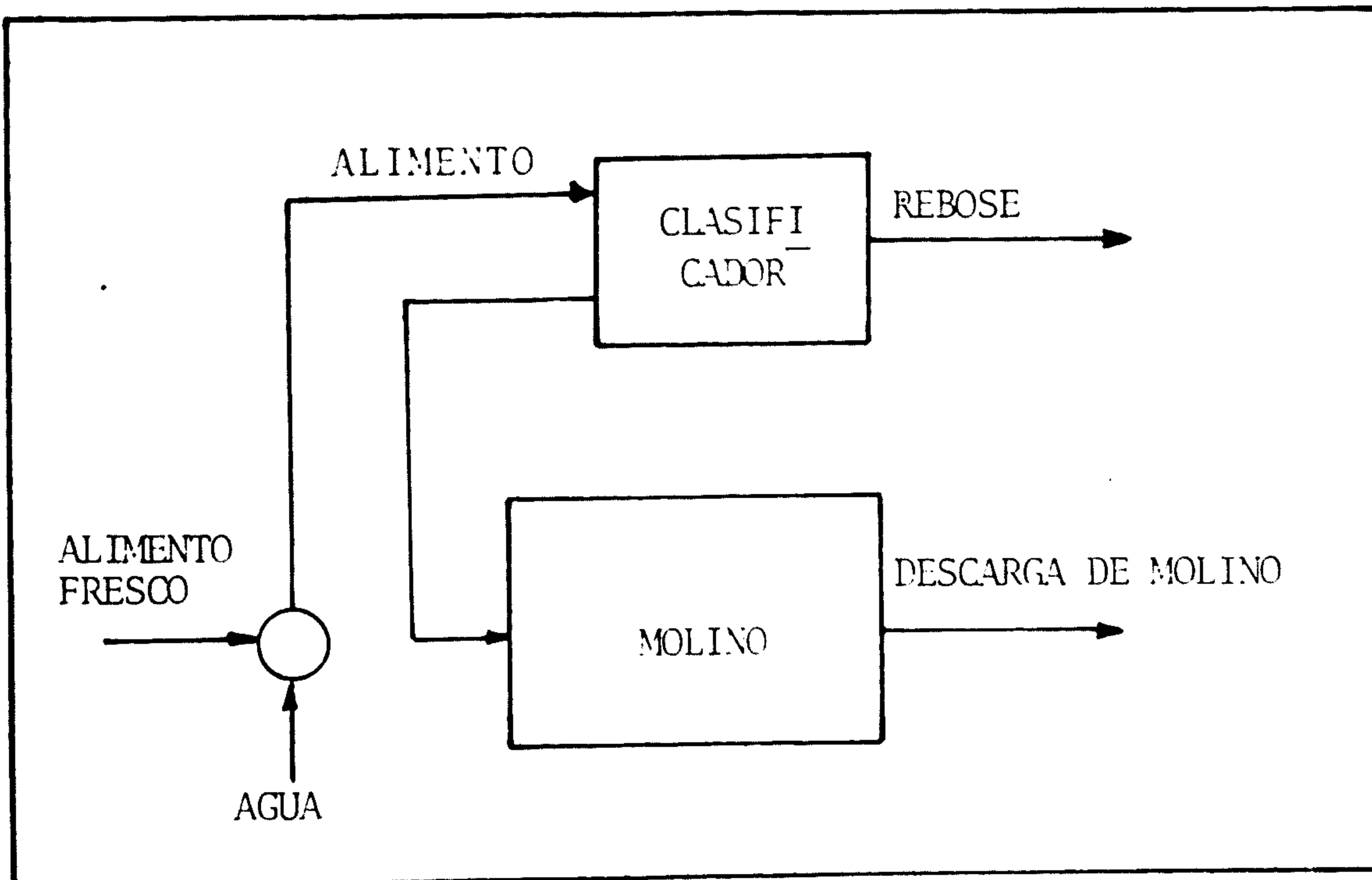


FIGURA 5. Representación esquemática de un circuito abierto de molienda.

De un balance de sólidos en el circuito completo :

$$\dot{m}_{sf} = \dot{m}_{sr} \quad (29)$$

Donde :

\dot{m}_{sf} = flujo de sólidos fresco que ingresará al molino.

\dot{m}_{sr} = flujo de sólidos que sale por el rebose del clasificador .

Por lo tanto la carga circulante será :

$$C.C. = \frac{\dot{m}_{sd}}{\dot{m}_{sr}} \quad (30)$$

A partir de las ecuaciones 41, 42, 43 y 44 se podrá obtener la carga circulante en función de los porcentajes parciales por rango de malla (f) y de los porcentajes de sólidos en peso (X):

$$C.C. = \frac{f_{ir} - f_{ia}}{f_{id} - f_{ia}} \quad (31)$$

$$C.C. = \frac{(X_r - X_a) \cdot X_d}{(X_a - X_d) \cdot X_r} \quad (32)$$

2.3.2 Balance de Masa en un Circuito de Molienda.

Muy frecuentemente no es posible medir los flujos de mezcla en las distintas partes de un circuito, sea por que el flujo de mezcla es muy grande o por no existir acceso al punto de medición. Inclusive, a pesar de poder efectuarse la medición de un flujo en algún punto del circuito en particular, los errores propios de medición pueden conducir a resultados inconsistentes.

Para mostrar lo dicho anteriormente, utilizaremos un balance efectuado sobre un circuito cerrado de molienda de Brenda Mines Ltd. [ref. 10] .

En el circuito en mención (figura 6) el mineral in gresa a un molino de barras de 13.5 x 18 pies (1950 HP). La descarga del molino de barras se une a la proveniente de un molino de bolas de 13.5 x 22 pies (2750 HP) en el sumidero de una bomba de sólidos de 14 x 12 pulgadas .

La mezcla es bombeada a dos hidrociclones de 30 pulgadas de diámetro que operan en paralelo.

La descarga proveniente de los hidrociclones constituye el alimento al molino de bolas.

En la tabla 2, aparecen los resultados de uno de los muestreos efectuados durante la operación del circuito.

Con estos datos se pueden efectuar por lo menos siete

balances diferentes, asumiendo en cada caso diferentes-
condiciones de estado estable. Se puede ver en la ta
bla 3, que los métodos conducen a obtener cargas circu
lantes diferentes.

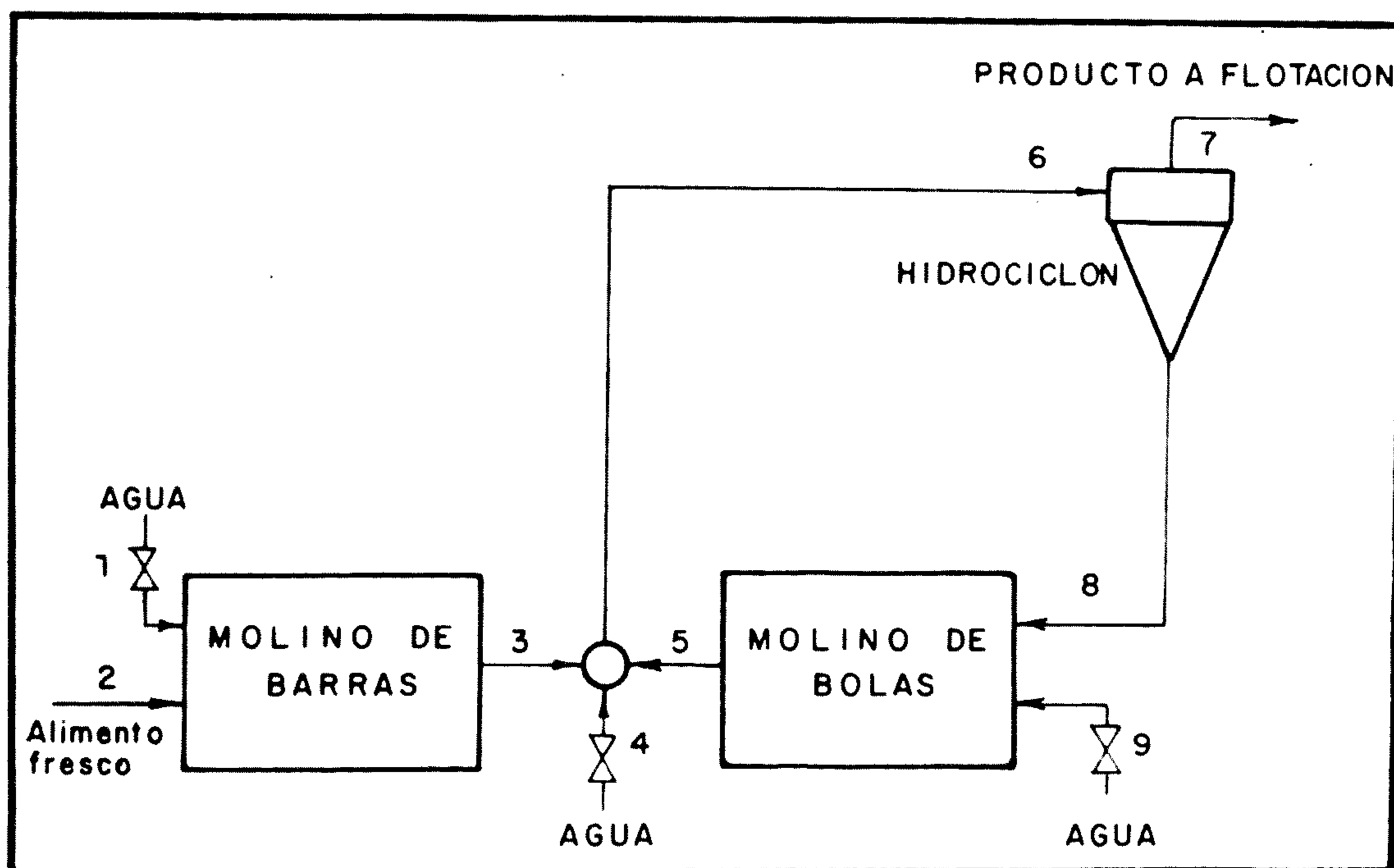


FIGURA 6. Diagrama de flujo de circuito ce
rrado de molienda de Brenda Mi
nes Ltd. [ref.10]

Definición de Símbolos

- \dot{m}_{s2} = Flujo de sólidos que ingresan al molino de barras.
- Q_6 = Flujo de mezcla alimento al hidrociclón.
- \dot{m}_{a1} = Flujo de agua que ingresa al molino de barras.
- \dot{m}_{s8} = Flujo de sólidos que ingresa al molino de bolas.
- \dot{m}_{a9} = Flujo de agua que ingresa al molino de bolas.
- \dot{m}_{a4} = Flujo de agua agregada al sumidero de la bomba.
- \dot{m}_{a6} = Flujo de agua alimento al hidrociclón.
- \dot{m}_{a5} = Flujo de agua que sale del molino de bolas.
- \dot{m}_{ax} = Flujo de agua extra al sumidero de la bomba.
- X_7 = Porcentaje de sólidos en peso, rebose hidrociclón.
- X_8 = Porcentaje de sólidos en peso, descarga hidrociclón.
- X_3 = Porcentaje de sólidos en peso, descarga molino de barras.
- X_5 = Porcentaje de sólidos en peso, alimento hidrociclón.
- f_a = Gravedad específica del agua.
- f_s = Gravedad específica del sólido.
- f = Gravedad específica de la mezcla alimento hidrociclón.
- \dot{m}_{a7} = Flujo de agua en el rebose del hidrociclón.
- \dot{m}_{a8} = Flujo de agua en la descarga del hidrociclón.
- f_{i3} = i-ésimo porcentaje parcial de sólidos, descarga del molino.
- f_{i7} = i-ésimo porcentaje parcial de sólidos, rebose hidrociclón.
- f_{i8} = i-ésimo porcentaje parcial de sólidos, descarga hidrociclón.
- f_{i5} = i-ésimo porcentaje parcial de sólidos, decarga del molino de bolas.

$$\begin{aligned} \dot{m}_{s2} &= 257.9 \text{ TCS/h} & \dot{m}_{a1} &= 99.7 \text{ TCS/h} & Q_6 &= 4516 \text{ GPM} \\ X_6 &= 65.3\% & X_7 &= 36.1\% & X_8 &= 77.6\% \\ \dot{m}_{a9} &= 15.0 \text{ TCS/h} & \dot{m}_{a4} &= 275.3 \text{ TCS/h} & X_5 &= 75.7\% \end{aligned}$$

DISTRIBUCION GRANULOMETRICA

Tamaño, i	f_{i3}	f_{i5}	f_{i7}	f_{i8}
1	.05	.0	.0	.01
2	.91	.05	.0	.32
3	8.46	1.39	.06	3.91
4	19.56	6.53	.14	12.91
5	20.17	21.45	1.51	27.54
6	15.17	32.61	17.97	31.83
7	10.73	16.89	24.12	12.50
8	6.66	7.15	14.79	4.42
9	18.29	13.93	41.40	6.55

Gravedad específica del sólido = 2.65

$$\dot{m}_{ax} = \text{se estimó en } 35.2 \text{ TCS/h.}$$

TABLA 2. Datos de un muestreo efectuado en el circuito de molienda Brenda Mines Ltd. [ref. 10].

Método	Condiciones de estado estable	$\dot{m}_{s8}/\dot{m}_{s2}$ calculado según :	$\dot{m}_{s8}/\dot{m}_{s2}$
1	Densidad de la mezcla alimentada al hidrociclón, flujo de sólidos alimentado al molino de barras.	$\left[\frac{1}{\dot{m}_{s2}} \left[\frac{0.2501 \cdot \rho_s \cdot \rho_a \cdot Q_6 \cdot X_6}{100 \rho_s - (\rho_s - \rho_a) \cdot X_6} \right] - 1 \right]$	3.82
2	$\dot{m}_{a8} + \dot{m}_{a9} = \dot{m}_{a5}$	$\frac{\dot{m}_{a9} \cdot X_8 \cdot X_5}{100 (X_8 - X_5) \cdot \dot{m}_{s2}}$	3.00
3	$\dot{m}_{a6} = \dot{m}_{a7} + \dot{m}_{a8}$	$\frac{X_8}{X_7} \cdot \frac{(X_6 - X_7)}{X_8 - X_6}$	5.10
4	$\dot{m}_{a6} = \dot{m}_{a1} + \dot{m}_{a5} + \dot{m}_{a4} + \dot{m}_{ax}$	$\frac{X_6 \cdot X_5 \cdot (\dot{m}_{ax} + \dot{m}_{a4} + \dot{m}_{a1}) - (100 - X_6) \cdot \dot{m}_{s2} \cdot X_5}{100 (X_5 - X_6) \cdot \dot{m}_{s2}}$	5.03
5	$\dot{m}_{a7} + \dot{m}_{a8} = \dot{m}_{a1} + \dot{m}_{a4} + \dot{m}_{ax} + \dot{m}_{a5}$	$\frac{X_8 \cdot X_5 (100 - X_7) \cdot \dot{m}_{s2} - X_6 \cdot X_8 \cdot X_5 (\dot{m}_{a1} + \dot{m}_{a4} + \dot{m}_{ax})}{100 (X_8 - X_5) \cdot \dot{m}_{s2} \cdot X_7}$	5.55
6	$f_{i3} \cdot \dot{m}_{s2} + f_{i5} \cdot \dot{m}_{s8} = f_{i7} \cdot \dot{m}_{s2} + f_{i8} \cdot \dot{m}_{s8}$	$\frac{1}{9} \sum_{i=1}^9 \left(\frac{f_{i3} - f_{i7}}{f_{i8} - f_{i5}} \right)$	3.39
7	Ajuste de micrones cuadrados $Y_i = a_0 + a_1 \cdot X_i$, $Y_i = f_{i8} - f_{i5}$ $a_0 = 0$, $a_1 = \dot{m}_{s2}/\dot{m}_{s8}$ $X_i = f_{i3} - f_{i7}$	$\frac{(\sum X_i)^2 - 9 (\sum X_i^2)}{(\sum X_i)(\sum Y_i) - 9 (\sum X_i \cdot Y_i)}$	3.09

TABLA 3. Métodos opcionales de balance de masa en el circuito de Brenda Mines Ltd. [ref. 10]

Para eliminar la inconsistencia entre los datos existen varios métodos de ajuste los cuales se basan generalmente en la minimización de la suma de desviaciones entre valores experimentales y valores ajustados.

El método de ajuste de A.L. Mular [ref. 10] es bastante completo y su empleo se justifica para obtener constantes empíricas que servirán para modelos matemáticos de plantas concentradoras, así también se emplea en estudios de recuperación económica que involucra reducción de costos y mejoramiento de eficiencias.

El método de ajuste de K.J. Reid [ref. 9] también proporciona una solución aceptable para eliminar el efecto de errores de muestreo. Este método se basa en encontrar la carga circulante para la cual la suma del cuadrado de las desviaciones entre los porcentajes parciales experimentales (obtenidos de un análisis granulométrico de los tres flujos de un clasificador) y los porcentajes parciales ajustados se hace mínimo .

Matemáticamente :

$$\text{Minimizar } J (R_i) = \sum_{i=1}^n J_i (R_i) \quad (33)$$

Donde "n" es el número de rangos de malla y J_i es la suma del cuadrado de los ajustes para un juego de datos:

$$J_i (R_i) = \sum_{k=1}^3 \left(\hat{f}_{ik} - f_{ik} \right)^2 \quad (34)$$

Donde :

f_{ik} = es el porcentaje parcial i-ésimo (experimental) correspondiente al flujo "k".

f_{ik} = es el porcentaje parcial i-ésimo ajustado correspondiente al flujo "k"

Los porcentajes parciales ajustados que minimizan J_i y satisfacen la ecuación 37, para un valor escogido de R se obtiene de :

$$f_{ik} = f_{ik} + S_i \cdot P_{ik} \quad \text{para } i = 1, \dots, (n-1) \\ k = 1, 2, 3 \quad (35)$$

$$f_{nk} = 100 - \sum_{i=1}^{n-1} f_{ik} \quad \text{para } k = 1, 2, 3 \quad (36)$$

$$P_{ik} \begin{cases} -(1+R_i) & \text{para } k = 1 \text{ (alimentación)} \\ 1 & \text{para } k = 2 \text{ (rebose)} \\ R_i & \text{para } k = 3 \text{ (descarga)} \end{cases}$$

$$R_i = \frac{f_{i2} - f_{i1}}{f_{i3} - f_{i1}} \quad (37)$$

$$S_i = (f_{i1} \cdot (1+R_i) - f_{i2} - f_{i3} \cdot R_i) / (2(1+R_i+R_i^2)) \quad (38)$$

Donde :

R_i = carga circulante en el rango de malla i-ésimo.

Este método ha sido llevado a un programa el cual se encuentra en el Apéndice I, de esta tesis.

2.4 Eficiencia de Clasificación y Tamaño de Corte.

Cuando la mezcla sólido-líquido sale del molino con - tiene partículas de distintos tamaños. Al ingresar al - clasificador puede suceder que no todas las partículas - de un mismo tamaño salgan por un mismo flujo. Es por ello que para cuantificar este efecto se define una eficiencia de clasificación para cada tamaño de partícula y consiste en el cálculo de la fracción de sólidos de un tamaño de partícula que reporta a la descarga :

$$E(d_i) = \frac{\dot{m}_{sd} \cdot f_d(d_i)}{\dot{m}_{sa} \cdot f_a(d_i)} \quad (39)$$

Donde :

$E(d_i)$ = eficiencia de clasificación para el tamaño de partícula d_i .

\dot{m}_{sd} = flujo de sólidos en la descarga del clasificador.

\dot{m}_{sa} = flujo de sólidos en el alimento del clasificador.

$f_d(d_i)$ = porcentaje parcial de sólidos del tamaño de partícula d_i presentes en el flujo de descarga.

$f_a(d_i)$ = porcentaje parcial de sólidos del tamaño de partícula d_i presentes en el flujo de alimentación.

La eficiencia de clasificación ($E(d_i)$), también se conoce como eficiencia aparente, eficiencia calculada, eficiencia observada o eficiencia de gruesos ($E_G(d_i)$).

Similar a la eficiencia de gruesos existe la eficiencia de finos, que consiste en la fracción de sólidos de un tamaño dado la partícula que reporta el rebose :

$$E_F (d_i) = \frac{\dot{m}_{sr} \cdot f_r(d_i)}{\dot{m}_{sa} \cdot f_a(d_i)} \quad (40)$$

Donde :

$E_F(d_i)$ = eficiencia de finos para el tamaño de partícula d_i .

\dot{m}_{sr} = flujo de sólidos en el rebose del clasificador.

\dot{m}_{sa} = flujo de sólidos en el alimento del clasificador.

$f_r(d_i)$ = porcentaje parcial de sólidos del tamaño de partícula d_i presentes en el flujo de rebose.

$f_a(d_i)$ = porcentaje parcial de sólidos del tamaño de partícula d_i presentes en el flujo de alimentación.

La eficiencia de clasificación ($E(d_i)$) puede ser escrita totalmente en función de los porcentajes parciales de sólidos. Para ello se efectúa en el clasificador (figura 7).

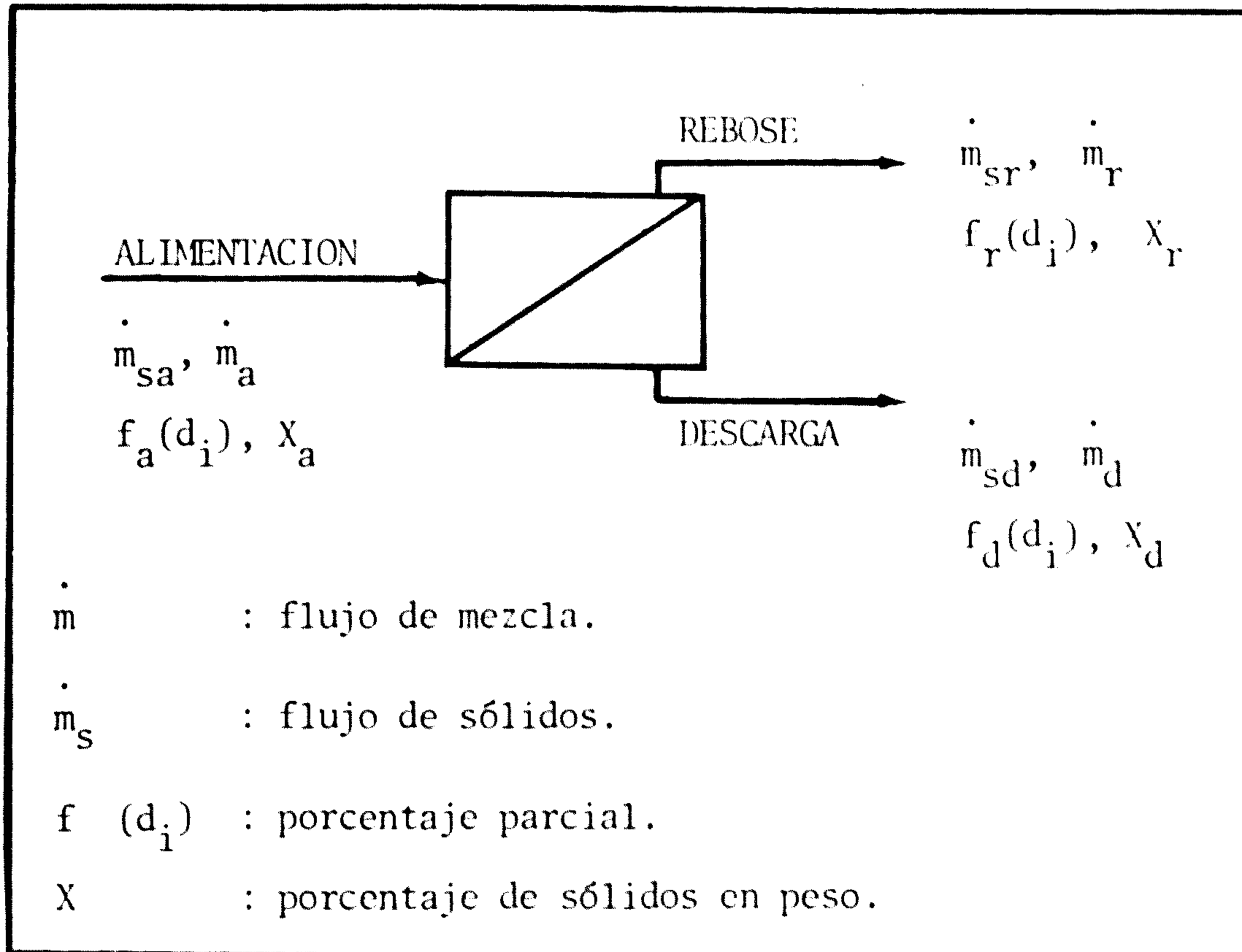


FIGURA 7. Esquema de balance de sólidos de un clasificador.

Balance de mezcla sólido-líquido :

$$\dot{m}_a = \dot{m}_r + \dot{m}_d \quad (41)$$

Balance de sólidos :

$$\dot{m}_{sa} = \dot{m}_{sr} + \dot{m}_{sd} \quad (42)$$

ó

$$\dot{m}_a \cdot X_a = \dot{m}_r \cdot X_r + \dot{m}_d \cdot X_d \quad (43)$$

Balance de sólidos de tamaño (d_i) :

$$\dot{m}_{sa} \cdot f_a(d_i) = \dot{m}_{sr} \cdot f_r(d_i) + \dot{m}_{sd} \cdot f_d(d_i) \quad (44)$$

En base a las ecuaciones 41, 42, 43, 44; se puede calcular la relación $\dot{m}_{sd}/\dot{m}_{sa}$ obteniéndose :

$$\frac{\dot{m}_{sd}}{\dot{m}_{sa}} = \frac{f_r(d_i) - f_a(d_i)}{f_r(d_i) - f_d(d_i)} \quad (45)$$

ó

$$\frac{\dot{m}_{sd}}{\dot{m}_{sa}} = \frac{(X_r - X_a) \cdot X_d}{(X_r - X_d) \cdot X_a} \quad (46)$$

Finalmente, la eficiencia de clasificación en función de los porcentajes parciales :

$$E(d_i) = \frac{(f_r(d_i) - f_a(d_i)) \cdot f_d(d_i)}{(f_r(d_i) - f_d(d_i)) \cdot f_a(d_i)} \quad (47)$$

Si tomáramos muestras de los flujos de alimentación, rebose y descarga de un clasificador y realizáramos un análisis granulométrico, al aplicar la ecuación 47, sobre los datos obtenidos y graficar los resultados, la curva de eficiencia sería la que muestra la figura 8.

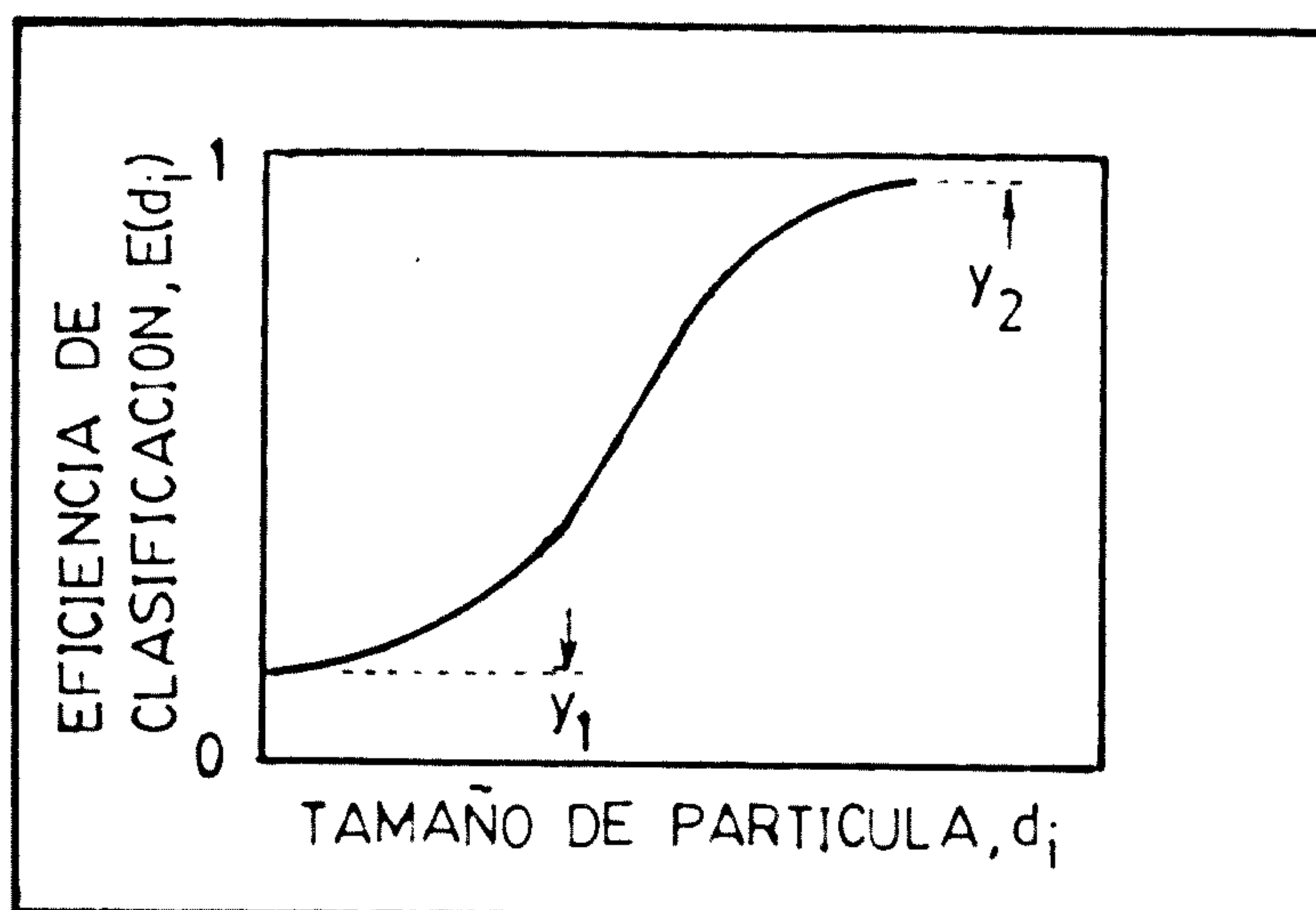


FIGURA 8. Curva de Eficiencia de Clasificación.

La mezcla entre partículas de distintos tamaños y la obstrucción que ejercen las partículas grandes sobre las pequeñas produciría entre otras cosas la dispersión de la curva de eficiencia a lo largo del eje de las abscisas.

Las imperfecciones de la curva mostradas como y_1 e y_2 se deben a que parte del flujo que ingresa no sufre el efecto de clasificación.

El efecto anotado como y_1 es el más común y se debe a la presencia de partículas finas en la descarga. Esta fracción puede ser estimada en buena medida asumiendo que las partículas más finas se comportan como agua y por lo tanto la fracción y_1 será la misma que la fracción de agua que va hacia la descarga.

La fracción y_2 de valor generalmente despreciable se debe al material cortocircuitado; o sea, que no sufre cla

sificación, que va hacia el rebose.

Si la clasificación fuera perfecta, la curva de eficiencia de clasificación sería de la forma que muestra la figura 9, donde el d_{50} es conocido como el tamaño de corte (otro nombre, tamaño de separación) y se define como aquel tamaño de partícula que al ingresar al clasificador tiene igual probabilidad (50 por ciento) de salir por el rebose o por la descarga.

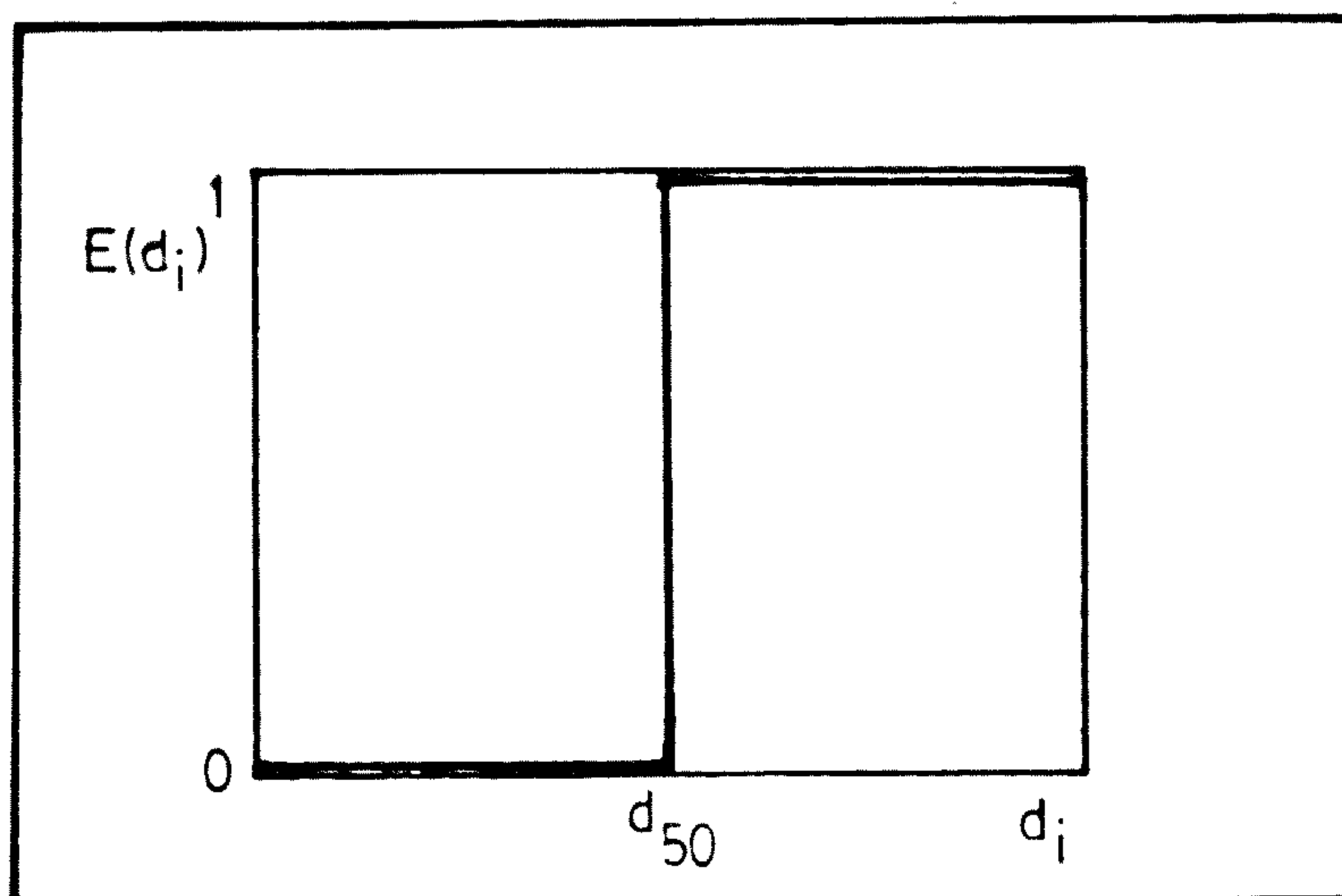


FIGURA 9. Curva de eficiencia para una clasificación perfecta.

2.4.1 Eficiencia de Tromp, Eficiencia Corregida y Eficiencia Reducida.

La ecuación de la eficiencia de Tromp es la ecuación-escrita en función de los porcentajes parciales de descarga y rebose ($f_d(d_i)$, $f_r(d_i)$) y del cociente :

$\dot{m}_{sd}/\dot{m}_{sa}$ el cual denominaremos θ .

Así a partir de:

$$\theta = \frac{f_r(d_i) - f_a(d_i)}{f_r(d_i) - f_d(d_i)} \quad (48)$$

Se obtiene :

$$f_a(d_i) = f_r(d_i) - \theta \cdot (f_r(d_i) - f_d(d_i)) \quad (49)$$

Reemplazando la ecuación 49 en la ecuación 47 :

$$E_T(d_i) = \frac{\theta \cdot f_d(d_i)}{\theta \cdot f_d(d_i) + (1 - \theta) \cdot f_r(d_i)} \quad (50)$$

Como se vió en la sección 2.2.2, en la práctica los análisis granulométricos se hacen por rango de mallas y no para cada tamaño de partícula d_i . Es así que $f_d(d_i)$ se reemplazará por f_{id} que es el porcentaje parcial de sólidos de la descarga retenidos en el rango i -ésimo de malla y $f_r(d_i)$ se reemplazará por f_{ir} que es el porcentaje parcial de sólidos en el rebose retenidos en el rango i -ésimo de malla.

La ecuación de eficiencia de Tromp será finalmente :

$$E_{Ti} = \frac{\theta \cdot f_{id}}{\theta \cdot f_{id} + (1 - \theta) \cdot f_{ir}} \quad (51)$$

En adelante se trabajará con esta ecuación, ya que como dijimos sería imposible calcular la eficiencia para cada tamaño de partícula.

Para graficar la curva de eficiencia de Tromp es necesario tomar un tamaño promedio de partícula entre cada rango de malla, este promedio puede ser aritmético o geométrico. Como el gráfico de la ecuación de eficiencia de Tromp es similar al de la figura 8, y en ella aparece el efecto de material no clasificado, será necesario modificar la ecuación 51, para obtener la "eficiencia corregida" (ó curva de Tromp corregida) que muestra solo los efectos de clasificación. Para el caso de la curva de eficiencia corregida el tamaño de corte se conoce como "tamaño de corte corregido" (d_{50c}), (figura 10).

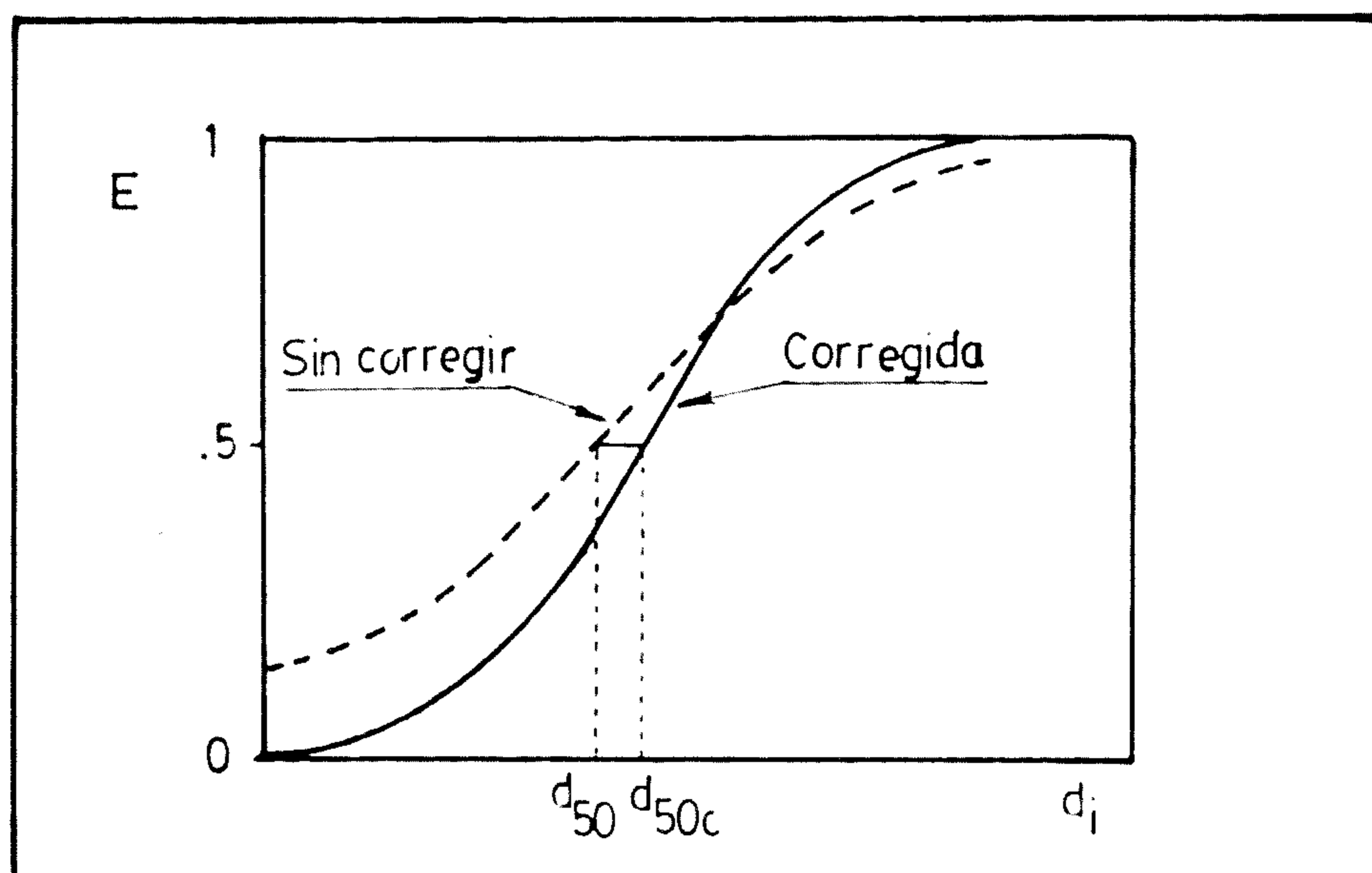


FIGURA 10. Diferencias entre la curva de Eficiencia sin Corregir y la Curva de Eficiencia Corregida.

La expresión que se utiliza para graficar la curva de eficiencia corregida :

$$E_{ci} = \frac{E_{Ti} - y_1}{1 - y_1 - y_2} \quad (52)$$

Donde :

E_{ci} = eficiencia corregida para el rango i-ésimo de malla.

E_{Ti} = eficiencia de Tromp para el rango i-ésimo de malla.

y_1, y_2 = fracciones de sólidos cortocircuitadas (que no sufren clasificación).

Como y_2 es generalmente despreciable :

$$E_{ci} = \frac{E_{Ti} - y_1}{1 - y_1} \quad (53)$$

Además y_1 es aproximadamente igual a :

$$y_1 = \frac{\dot{m}_{ad}}{\dot{m}_{aa}} \quad (54)$$

Donde :

\dot{m}_{ad} = flujo de agua que sale por la descarga del clasificador.

\dot{m}_{aa} = flujo de agua que ingresa al clasificador.

Si dividimos entre el tamaño de corte corregido d_{50c} los

valores obtenidos de eficiencia corregida, obtendremos lo que se conoce como "eficiencia reducida" (E_{R_i}), (figura 11).

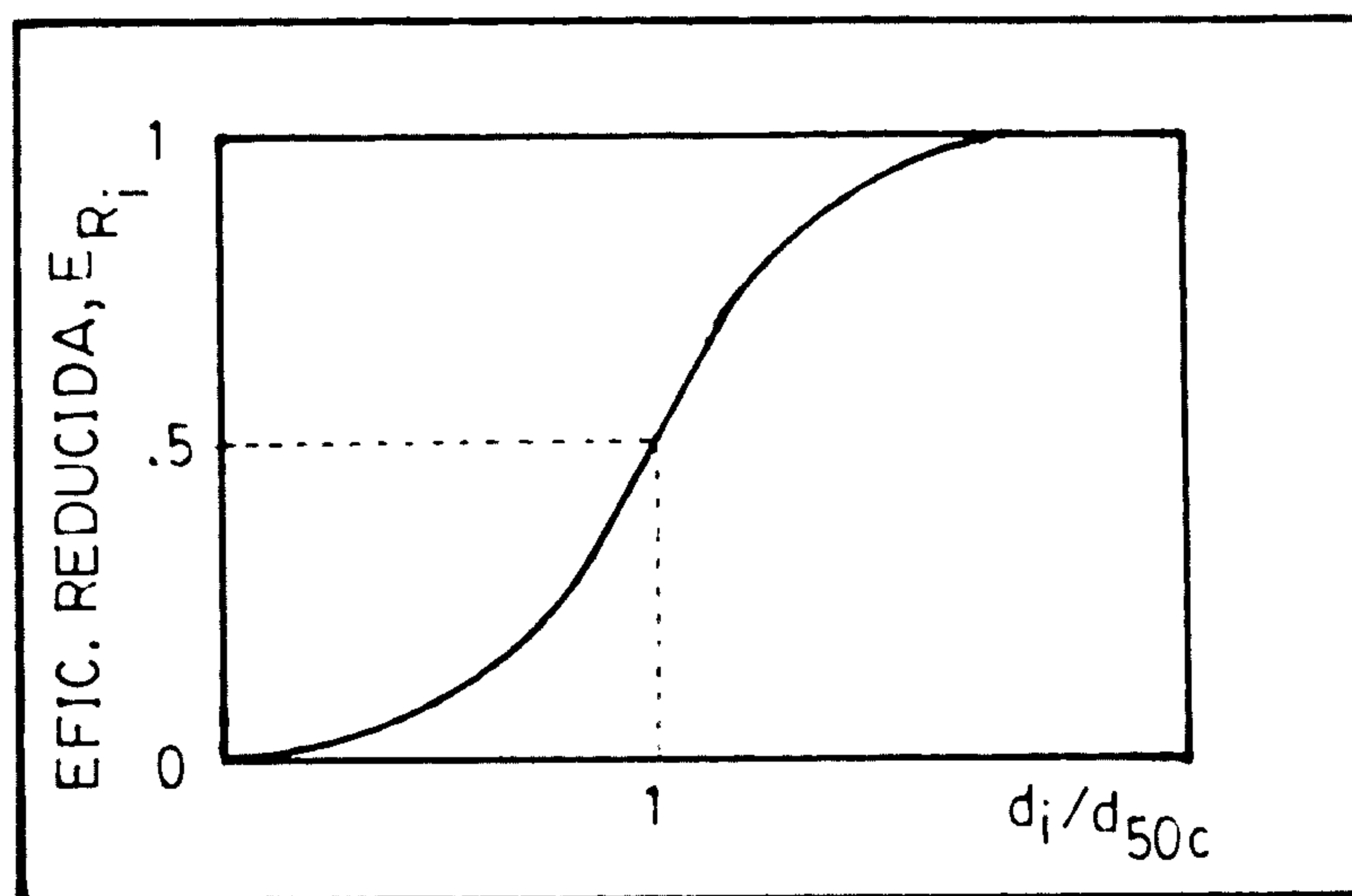


FIGURA 11. Curva de eficiencia reducida.

Las ecuaciones de esta sección 2.4, han sido llevadas al programa MECMET 8402, que aparece en el Apéndice II de esta tesis, permitiendo un cálculo rápido de las eficiencias y un posterior ajuste de los resultados de eficiencia corregida a la curva de Plitt (ver sección 2.5.7.2).

2.5 Fundamentos de Clasificadores Hidráulicos en Circuitos de Molienda.

2.5.1 Aspectos Generales

El clasificador hidráulico mas difundido en los circuitos de molienda es el hidrociclón y por ser tema de esta tesis desarrollaremos la teoría sobre este clasifica -

dor.

El hidrociclón en su concepción más simple (figura 12) está compuesto de una cámara de alimentación, siendo la más eficiente la de tipo involuta, permitiendo a través de su orificio de alimentación el ingreso de la mezcla sólido-líquido a presión y con la menor turbulencia posible. La cámara de alimentación está provista en su parte superior de un diafragma de rebose que evita que el flujo que ingresa por el orificio de alimentación salga directamente sin clasificar por el orificio de rebose. Como prolongación al diafragma de rebose está la chimenea de rebose que generalmente tiene forma de U invertida y es por donde salen los productos finos de la clasificación. Anexado a la cámara de alimentación sigue el cuerpo cilíndrico y finalmente el cuerpo cónico que termina en una boquilla por donde se descargan los productos gruesos.

El patrón de flujo es como se muestra en la figura 13. La mezcla sólido-líquida ingresa a presión y tangencialmente a la sección cilíndrica. Este ingreso tangencial impulsa a que la mezcla describa un recorrido helicoidal dentro del hidrociclón el cual se distingue por presentar dos vórtices: el vórtice primario y el vórtice secundario.

El vórtice primario está próximo a la pared interior del hidrociclón y recoge las partículas rechazadas por el vórtice secundario que es donde existen mayores velocidades.

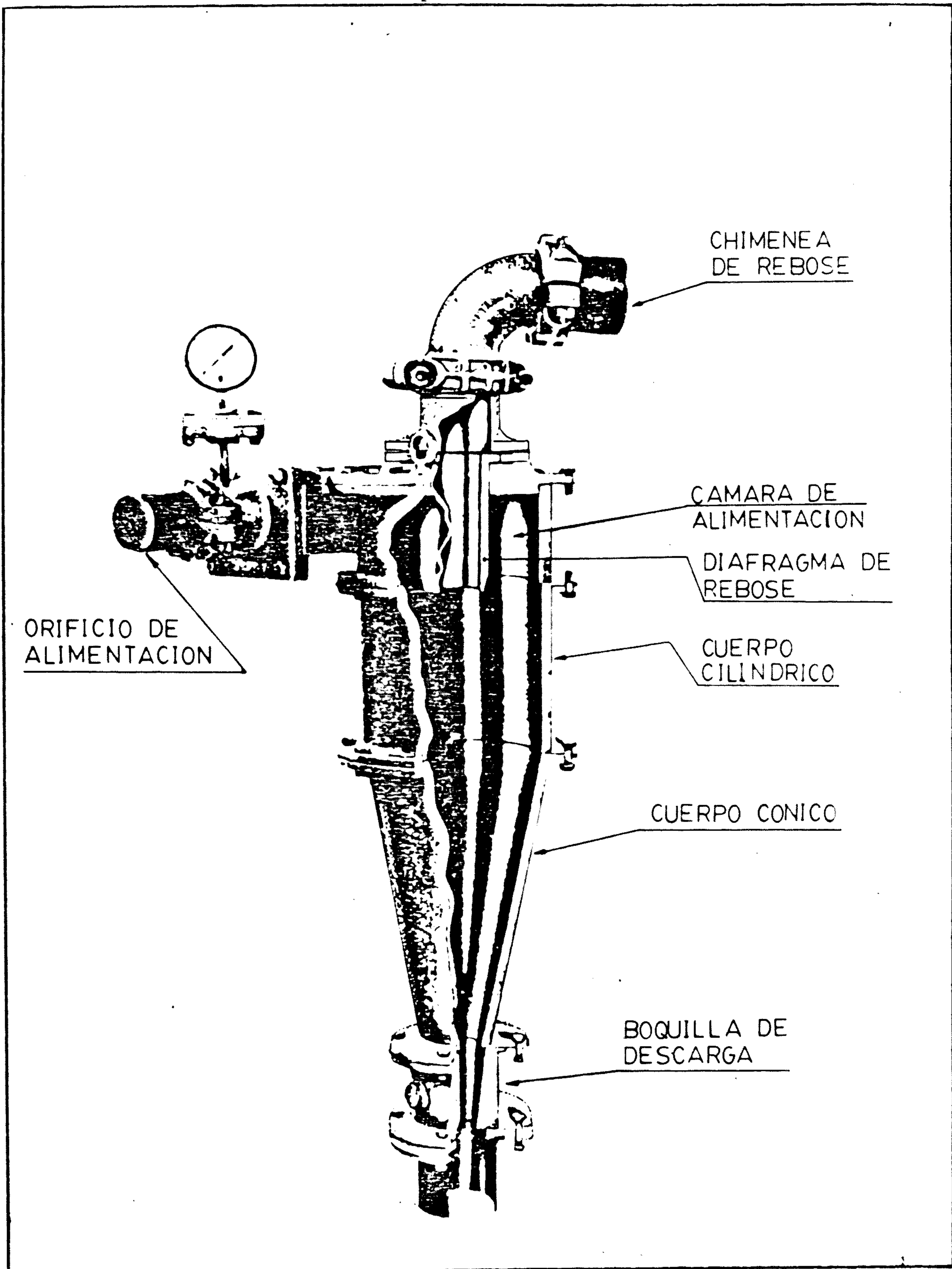


FIGURA 12. Partes de un Hidrociclón.

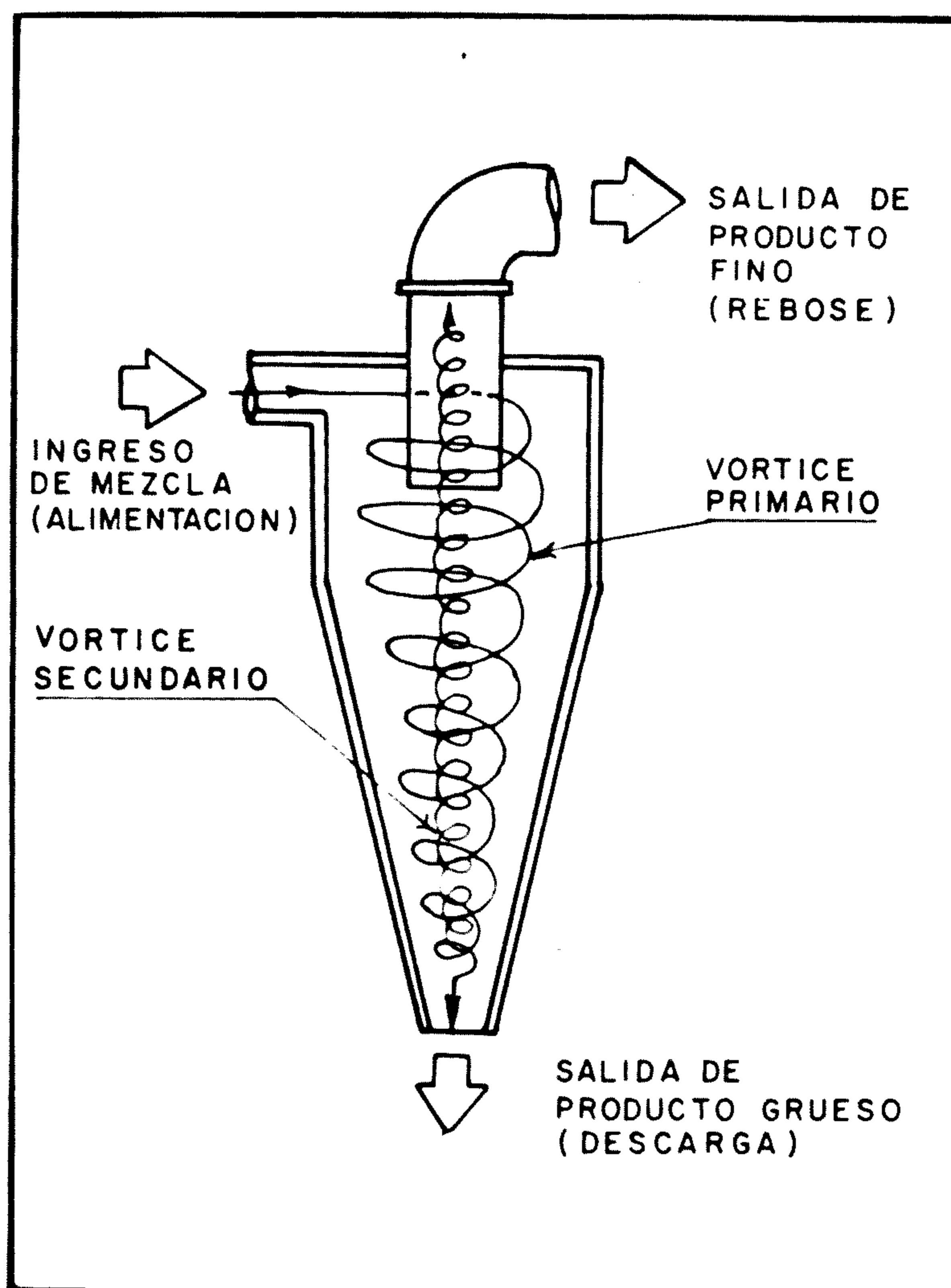


FIGURA 13. Flujos en un hidrociclón.

des tangenciales y por ende mayores fuerzas centrífugas - que sólo permite que permanezcan en él las partículas - con velocidades relativamente bajas de asentamiento (par - tículas finas). Dentro de este vórtice secundario, de - bido a las altas velocidades se produce un vacío y por - lo tanto una succión de aire que ingresa a través del orificio de descarga. El aire y la mezcla en el vórtice secundario son arrastrados por esta succión hacia la sa - lida de rebose.

Las partículas sólidas con velocidades de asentamien -

to relativamente altas (partículas gruesas) son conducidas por el vórtice primario hacia la descarga. Al producto de gruesos acompaña algo de líquido, llenando los intersticios entre las partículas. Este líquido lleva su distribución proporcionada de partículas de todos los tamaños incluyendo aquellas de velocidades de asentamiento bajas. De esta manera una porción de toda la fracción de tamaños pasa el producto grueso sin sufrir ninguna acción de clasificación.

Generalmente los hidrociclones separan partículas dentro de un rango de tamaños desde 0.004 mm. (4 micrones) hasta alrededor de 0.6 mm. (600 micrones).

Las ventajas principales del hidrociclón giran alrededor de su simplicidad, tamaño reducido comparado con otros clasificadores y bajo costo de comparación con otros equipos. El ahorro de espacio en el caso de clasificación puede ser de pequeña importancia, pero puede ser del orden de 10^4 para operaciones de espesado.

Los bajos costos obtenidos por la simplicidad del hidrociclón se pueden ver desmerecidos por la necesidad de utilizar una bomba potente para vencer las restricciones impuestas por el hidrociclón. Como consecuencia, el hidrociclón utiliza más energía que otros clasificadores y espesadores (excepto centrífugas), sin embargo la diferencia no será tan grande como se piensa, ya que el resto de clasificadores necesita de una bomba adicional para transportar el alimento o el producto.

Debido a los altos esfuerzos cortantes que se producen dentro del hidrociclón es ideal para procesar material -floculado y suspensiones con alta viscosidad aparente.

Un factor final de considerable importancia en el control de circuitos cerrados de molienda es el corto tiempo de residencia dentro del hidrociclón. Esto tiene efecto sobre la velocidad con que el control puede ser realizado.

Para que el hidrociclón opere correctamente el flujo en la alimentación debe ser estable.

Finalmente los problemas de erosión pueden ser aliviados con el uso de caucho o recubrimientos reemplazables.

2.5.2 Flujos Secundarios y Velocidades dentro del Hidrociclón.

La figura 14, muestra dos flujos adicionales que se producen dentro del hidrociclón. Un flujo de cortocircuito próximo al techo de la cámara de alimentación se forma debido a que las partículas en esa zona no adquieren la suficiente velocidad tangencial chocando contra el diáfragma de rebose cuya misión es minimizar ese flujo.

El otro flujo secundario es el que se produce debido a que el orificio de rebose no puede captar todo el flujo-

ascendente y por lo tanto la mezcla no captada circula en la parte superior del hidrociclón.

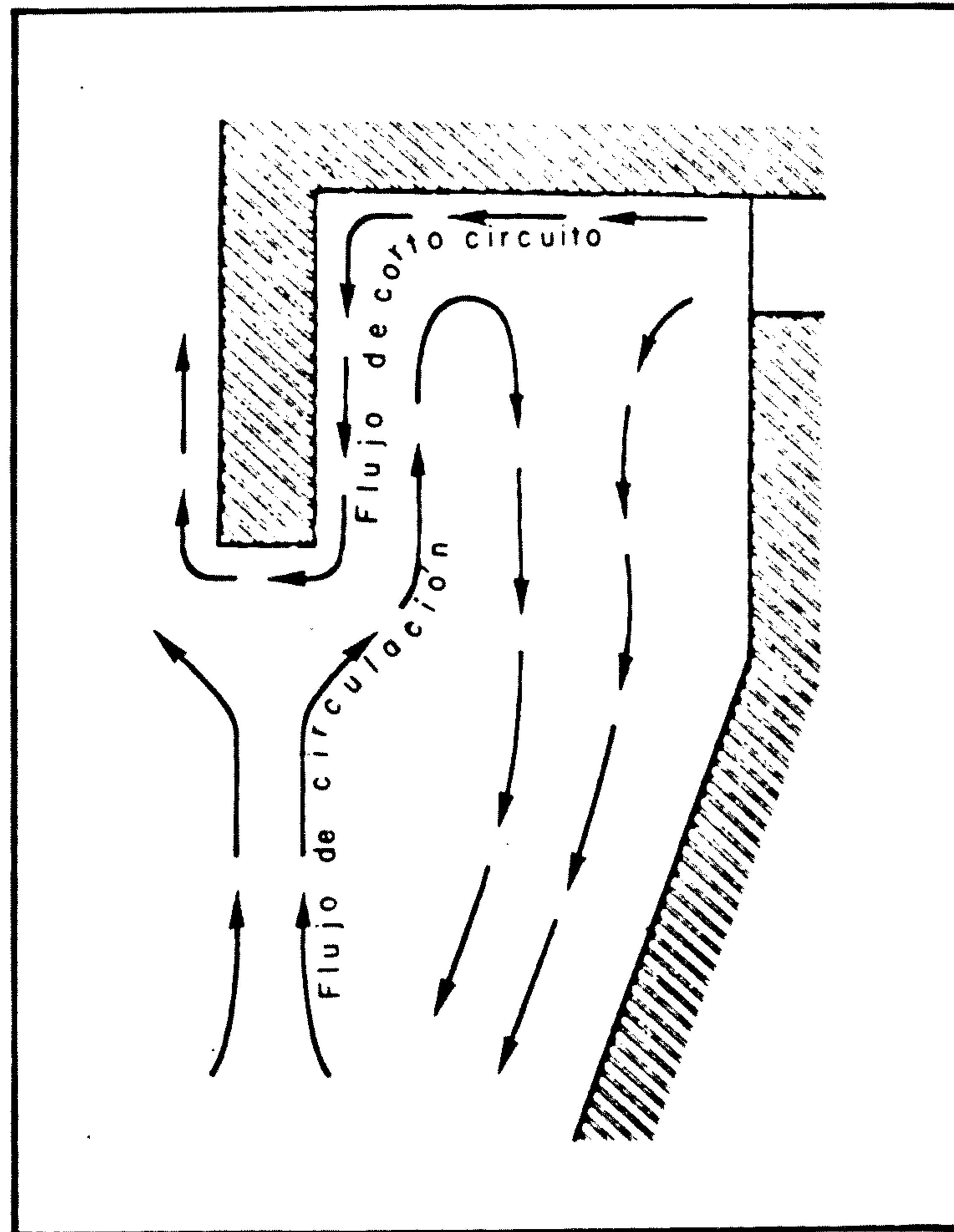


FIGURA 14. Flujos secundarios de el hidrociclón.[ref.24]

También es importante mencionar los estudios realizados por D. Bradley y otros [ref. 24] , quienes ubicaron un contorno de diámetro 0.43 veces el diámetro del hidrociclón y donde la velocidad vertical es nula, (ver figura 15). Si bien es cierto que los estudios se han realizado con mezclas diluídas, es importante notar que este contorno conserva su forma cilíndrica hasta dentro del cuerpo cónico del hidrociclón. Más abajo (a 0.7 veces-

el diámetro del hidrociclón) el contorno es atravesado por partículas que ascienden a través del vórtice secundario, lo que quiere decir que aún en la zona mas baja del hidrociclón las partículas todavía tienen probabilidad de ir al rebose.

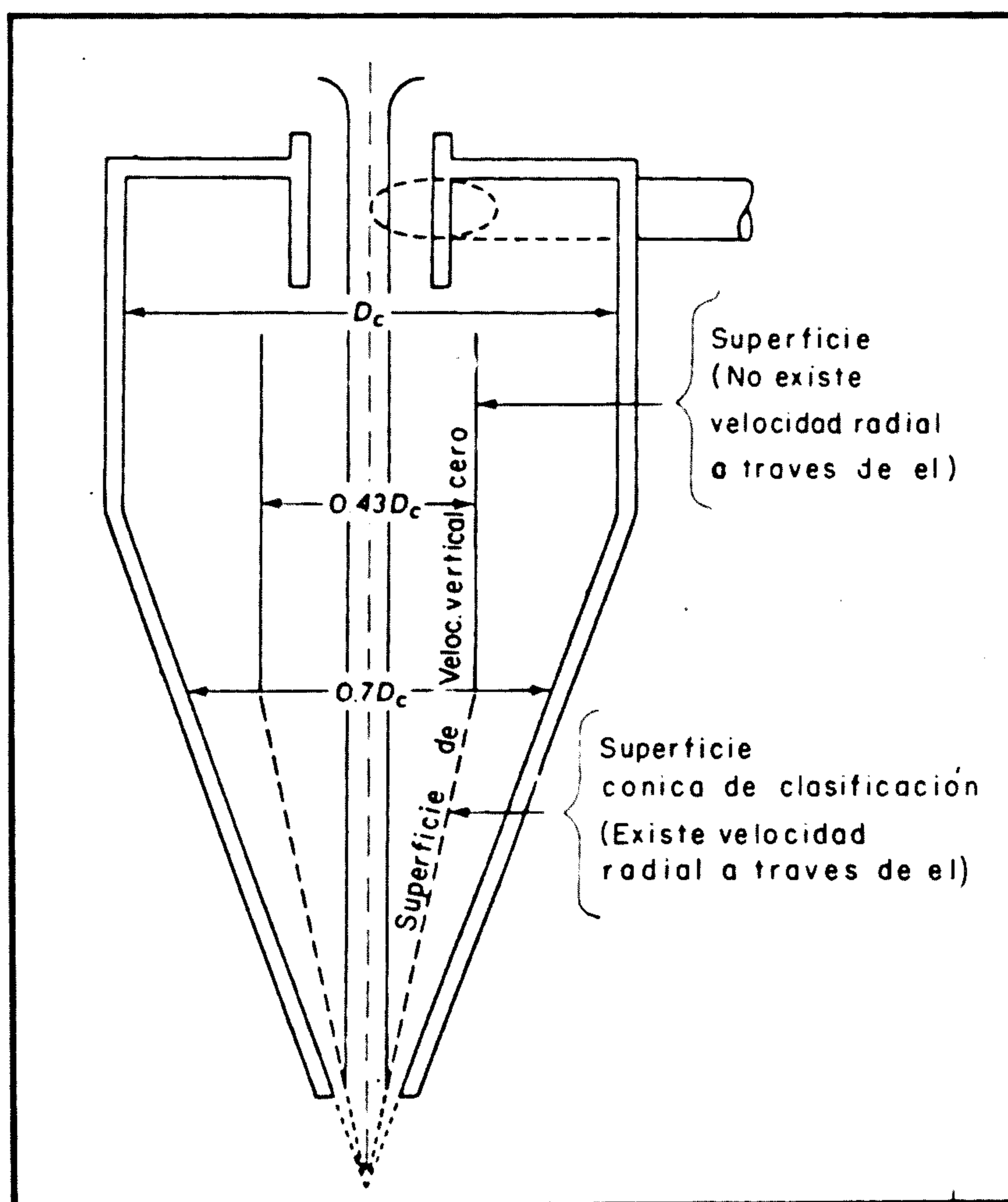


FIGURA 15. Ubicación del contorno de velocidad vertical cero en un hidrociclón. [ref. 24] .

La velocidad de una partícula sólida o líquida en cualquier punto tiene tres componentes, (figura 16) :

La componente vertical o axial V_a , la componente radial V_r , y la componente tangencial V_t .

Hasta ahora no se ha logrado medir satisfactoriamente estas tres componentes en soluciones poco diluídas, pero estudios hechos por Kelsall [ref. 24], usando una solución bien diluída de partículas muy finas muestran que existen patrones de flujo.

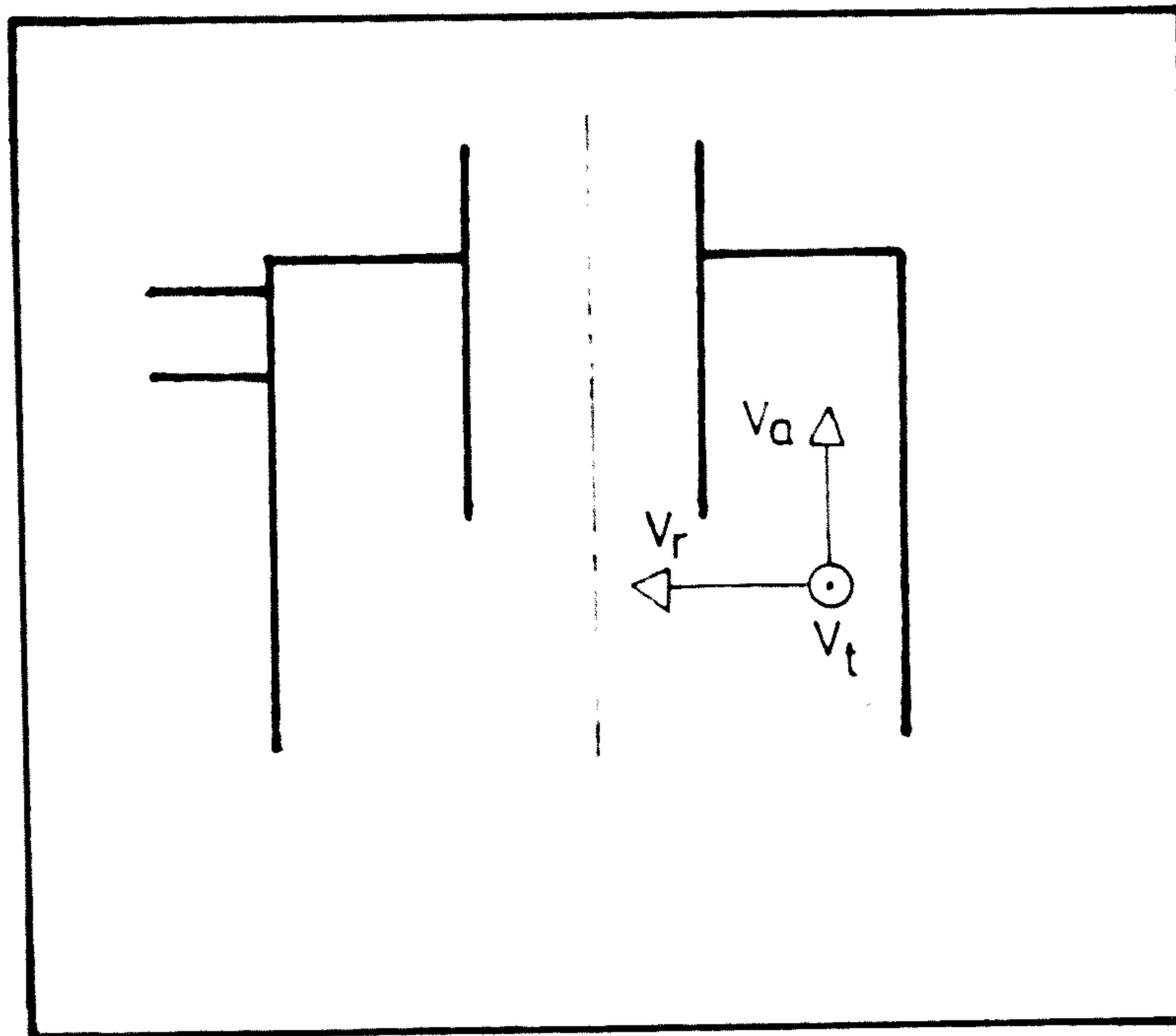


FIGURA 16. Componentes de la velocidad de una partícula dentro del hidrociclón.

2.5.2.1 Componente Vertical de la Velocidad.

Esta componente indica la magnitud de las dos espirales y está relacionado con la distribución de mezcla entre rebose y descarga. Se puede apreciar en la figura-17a, que existe un contorno donde la velocidad vertical es cero. Debajo del diafragma de rebose el líquido que se encuentra a la izquierda del contorno se desplazará hacia arriba y el líquido de la derecha se desplazará hacia

abajo. En cada caso la componente de velocidad aumenta al alejarse del contorno y se puede ver que la velocidad vertical en el sentido ascendente es mucho mayor que en el sentido descendente.

Se puede apreciar también en la figura 17a, que encima del orificio de rebose la velocidad vertical es solo descendente, por efecto del flujo de cortocircuito.

2.5.2.2 Componente Radial de la Velocidad.

El sentido de la velocidad radial es hacia el centro del hidrociclón y es contra esta "corriente" que deben luchar las partículas sólidas que serán removidas al orificio de descarga por efecto de la fuerza centrífuga. Esta componente de velocidad es la menor de las tres y aumenta conforme se está más próximo a la pared, (figura 17b).

2.5.2.3 Componente Tangencial de la Velocidad.

La velocidad tangencial, como lo demuestran los estudios hechos por Kelsall, [ref. 24], es creciente hacia el centro del vórtice primario (figura 17c).

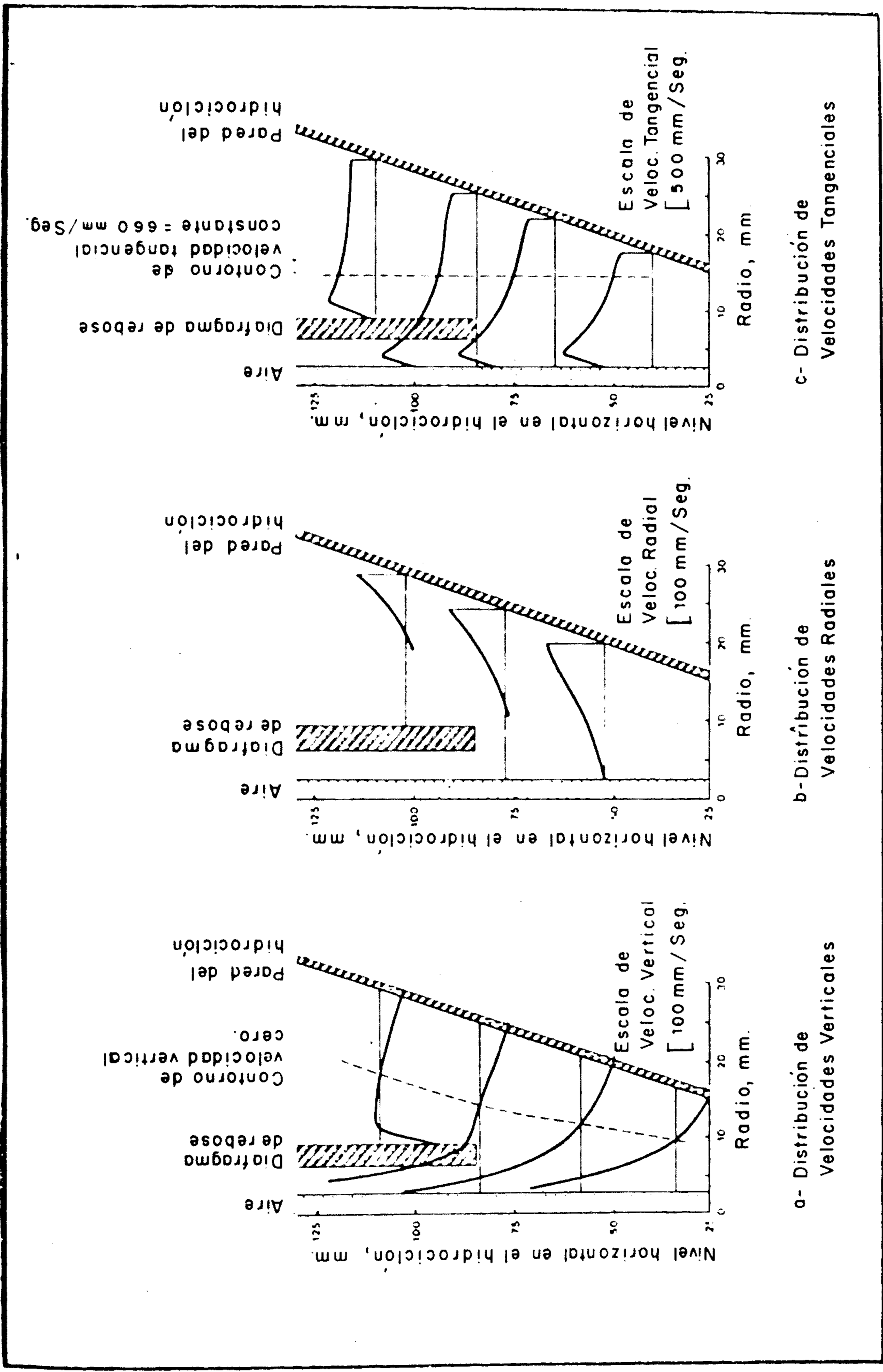


FIGURA 17. Los tres componentes de velocidad en un hidrociclón. [ref. 24]

El comportamiento observado puede ser representado matemáticamente por la ecuación de Helmholtz para el caso de un vórtice ideal sin fricción :

$$V_t \cdot r = \text{constante} \quad (55)$$

$$V_{to} \cdot r_o = V_t \cdot r \quad (56)$$

Donde :

V_t = velocidad tangencial para un radio.

V_{to} = velocidad tangencial para el radio del ciclón.

r = distancia radial.

r_o = radio del ciclón.

La experiencia ha demostrado que cuando se toman en cuenta las fuerzas de fricción, la ecuación anterior toma la forma :

$$V_t \cdot r^n = \text{constante} \quad (57)$$

Según estudios hechos por Bradley, éste determinó que "n" tiene un valor promedio de 0.7 para el caso del agua [ref. 7]. Krijgsman halló que "n" es igual a 0.5 [ref. 1] aproximadamente para suspensiones. De este valor de Krijgsman la ecuación de vórtice será :

$$V_{to} \cdot \sqrt{r_o} = \text{constante} \quad (58)$$

$$V_t \cdot \sqrt{r} = V_{to} \cdot \sqrt{r_o}$$

$$V_t = V_{to} \cdot \sqrt{\frac{r_o}{r}} \quad (59)$$

Como :

$$V_t = W \cdot r \quad (60)$$

Entonces :

$$\begin{aligned} W_r &= W_0 \cdot r_0 \cdot \sqrt{\frac{r_0}{r}} \\ W &= W_0 \left(\frac{r_0}{r}\right)^{3/2} \end{aligned} \quad (61)$$

Introduciendo la aceleración centrífuga :

$$a_c = \frac{V_t^2}{r} = W^2 \cdot r \quad (62)$$

$$a_c = W_0^2 \cdot \left(\frac{r_0}{r}\right)^3 \cdot r$$

$$a_c = W_0^2 \cdot r_0 \cdot \left(\frac{r_0}{r}\right)^2$$

$$a_c = a_0 \cdot \left(\frac{r_0}{r}\right)^2 \quad (63)$$

La ecuación 63, muestra claramente que la aceleración centrífuga en el vórtice secundario es mayor que en el vórtice primario. Es obvio entonces que el vórtice interno determine el tamaño de separación de partículas que irán al rebose.

Adicionalmente podemos decir que el flujo dentro del hidrociclón se caracteriza por altos esfuerzos cortantes debido a la rápida variación de la velocidad tangencial a lo largo del radio :

$$\tau = \mu \frac{dV}{dr} \quad (64)$$

Estos altos esfuerzos cortante previenen la flocula -

ción de las partículas de pequeño tamaño.

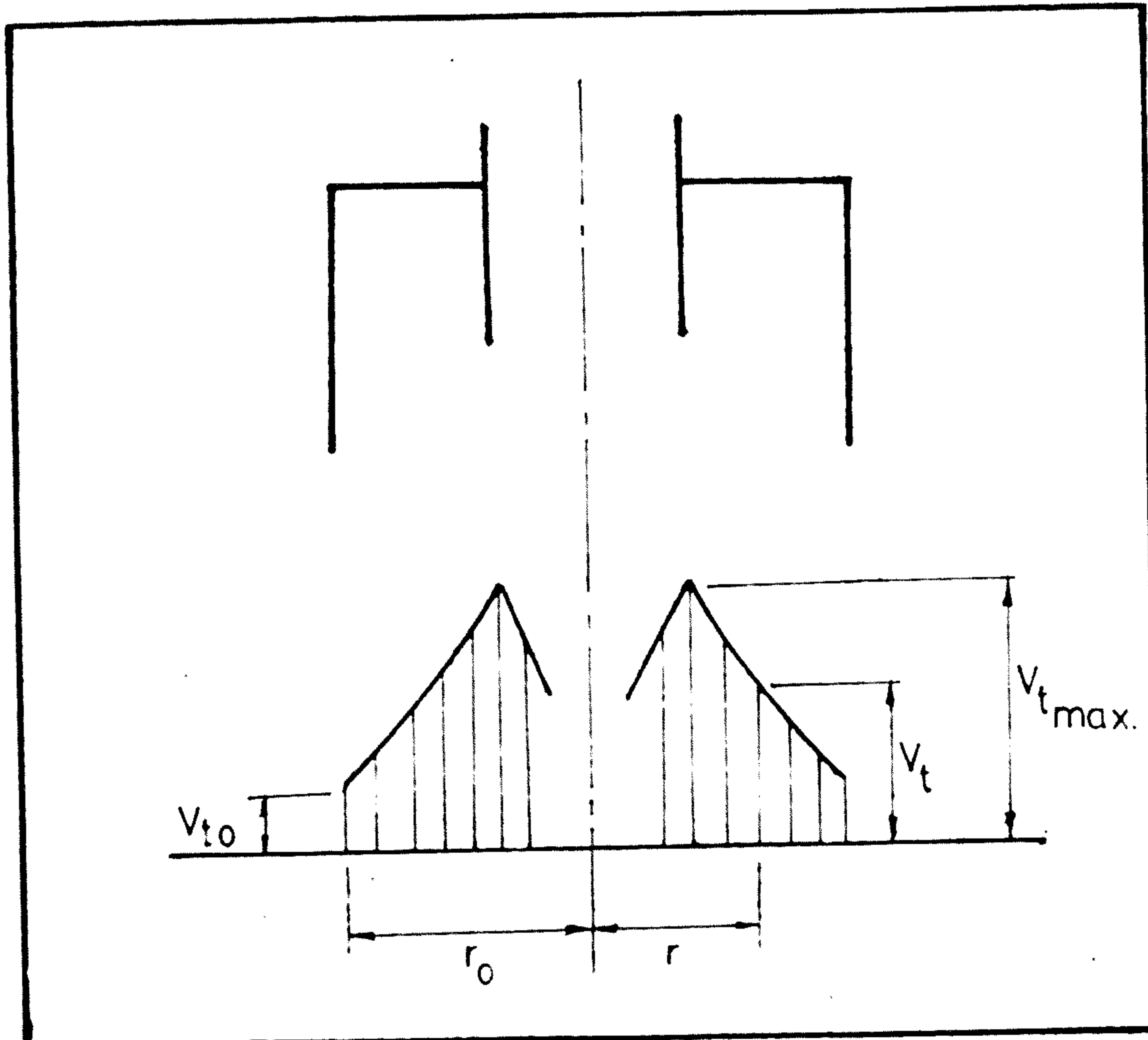


FIGURA 18. Variación de la velocidad tangencial en el hidrociclón.

2.5.3 Teoría de la Orbita de Equilibrio y Tamaño de Corte.

En la sección 2.1 se dedujo que un balance sobre una partícula sometida a la fuerza centrífuga y fuerza de arrastre daba :

$$F_{neta} = \frac{\pi D_s^3}{6} \cdot a_c \cdot (\rho_s - \rho_f) - \left(\frac{\pi}{4} D_s^2\right) \cdot C_D \cdot V_r^2 \cdot \rho_f \quad (65)$$

Donde :

D_s = diámetro de la partícula. (caso de esfera).

ρ_s = densidad del sólido.

ρ_f = densidad de fluido.

a_c = aceleración centrífuga.

C_D = coeficiente de arrastre.

V_r = velocidad en el sentido radial.

Solo considerando estas fuerzas podemos decir que si la fuerza centrífuga es superior a la fuerza de arrastre la partícula se alejará del centro del hidrociclón y lo más probable es que salga por el orificio de descarga.

Si la fuerza centrífuga es menor que la fuerza de arrastre la partícula se moverá hacia el centro y saldrá por la abertura de rebose del hidrociclón .

Cuando la fuerza centrífuga sea igual a la fuerza de arrastre, obtendremos la siguiente expresión :

$$2 \cdot D_s \cdot (\rho_s - \rho_f) \cdot a_c = 3 \cdot C_D \cdot \rho_f \cdot V_r^2 \quad (66)$$

que es conocida como la "ecuación de la órbita de equilibrio" (también conocida como la ecuación de fuerza de cono).

Si el régimen de flujo fuera laminar, podríamos reemplazar la ecuación 3 en 2 y siendo la fuerza neta cero :

$$3 \cdot \pi \cdot D_s \cdot V_r \cdot \mu = \pi \cdot \frac{D_s^3}{6} \cdot (\rho_s - \rho_f) \cdot a_c \quad (67)$$

En este caso de equilibrio la partícula se desplazará con una velocidad conocida como "velocidad terminal de asentamiento" y denotada por U_s .

Por lo tanto haciendo $V_r = U_s$ y despejando U_s :

$$U_s = \frac{D_s^2 \cdot (\rho_s - \rho_f) \cdot a_c}{18 \cdot \mu} \quad (68)$$

La ecuación 68, también se conoce como "ecuación de Stokes".

Si despejamos de la ecuación de Stokes el tamaño de partícula :

$$D_s = \left[\frac{18 \cdot \mu \cdot U_s}{(\rho_s - \rho_f) \cdot a_c} \right]^{1/2} \quad (69)$$

Este tamaño de partícula es el que se conoce como tamaño de corte (d_{50}) y es la partícula que tendría la misma probabilidad de ir al rebose o a la descarga.

Muchas de las fórmulas de correlación para obtener el tamaño de corte se basan en la ecuación de Stokes que resume la hipótesis de la órbita de equilibrio y las ecuaciones obtenidas se diferencian en que asume una diferente ubicación del contorno de velocidad vertical cero.

2.5.4 Otras Teorías del Comportamiento de las Partículas Dentro del Hidrociclón.

Rietema y otros investigadores no están de acuerdo con la hipótesis de la órbita de equilibrio y basan su oposición en que un tiempo de permanencia de las partículas 1 ó 2 segundos dentro del hidrociclón no es suficiente para que se alcance el equilibrio de fuerzas.

Ellos proponen la "Hipótesis del tiempo de retención" que sostiene que la partícula d_{50} es aquella que ingresa por el centro del orificio de admisión y choca con la pared interior justo al momento de salir por el orificio de descarga. La ecuación de la ley de Stokes sirve para calcular en forma teórica el tiempo que demoraría la partícula en viajar hasta la pared del hidrociclón.

$$\text{Introduciendo } U_s = \frac{dr}{dt} \quad \text{y} \quad a_c = W^2 \cdot r$$

En la ecuación 68, obtenemos :

$$\frac{dr}{dt} = W^2 \cdot r \cdot \frac{D_s^2 \cdot (\rho_s - \rho_f)}{18 \cdot \mu}$$

$$r \cdot dr \cdot \frac{(W \cdot r)^2 \cdot D_s^2}{18 \cdot \mu} \cdot (\rho_s - \rho_f) dt \quad (70)$$

La velocidad tangencial aumenta conforme la partícula se acerca a la pared, como la distancia que viaja la partícula es corta, no se producirá gran error si asumimos-

que la velocidad tangencial se mantiene constante :

$$r \cdot dr = \frac{V_t^2 \cdot D_s \cdot (\rho_s - \rho_f)}{18 \cdot \mu} dt \quad (71)$$

Integrando la ecuación (71) en los radios r_o y r_i se obtiene :

$$\frac{r_o^2 - r_i^2}{2} = \frac{D_s^2 \cdot V_t^2 (\rho_s - \rho_f) \cdot t}{18 \cdot \mu} \quad (72)$$

Sea "n" el número de vueltas que dará la partícula dentro del hidrociclón antes de abandonar por el orificio de descarga. El tiempo para "n" vueltas será :

$$t = \frac{2 \cdot \tilde{\pi} \cdot n}{W} \quad (73)$$

puede ser escrita de la forma :

$$t = \frac{2 \cdot \tilde{\pi} \cdot n \cdot r_o}{W \cdot r_o} \quad (74)$$

y $W r_o$ será igual a V_t que la hemos asumido constante:

$$t = 2 \cdot \tilde{\pi} \cdot n \cdot r_o / V_t \quad (75)$$

Sustituyendo la ecuación (75) en la ecuación (72) se obtiene :

$$r_o^2 - r_i^2 = \frac{2 \cdot \tilde{\pi} \cdot D_s \cdot V_t \cdot (\rho_s - \rho_f) \cdot n}{9 \cdot \mu} \quad (76)$$

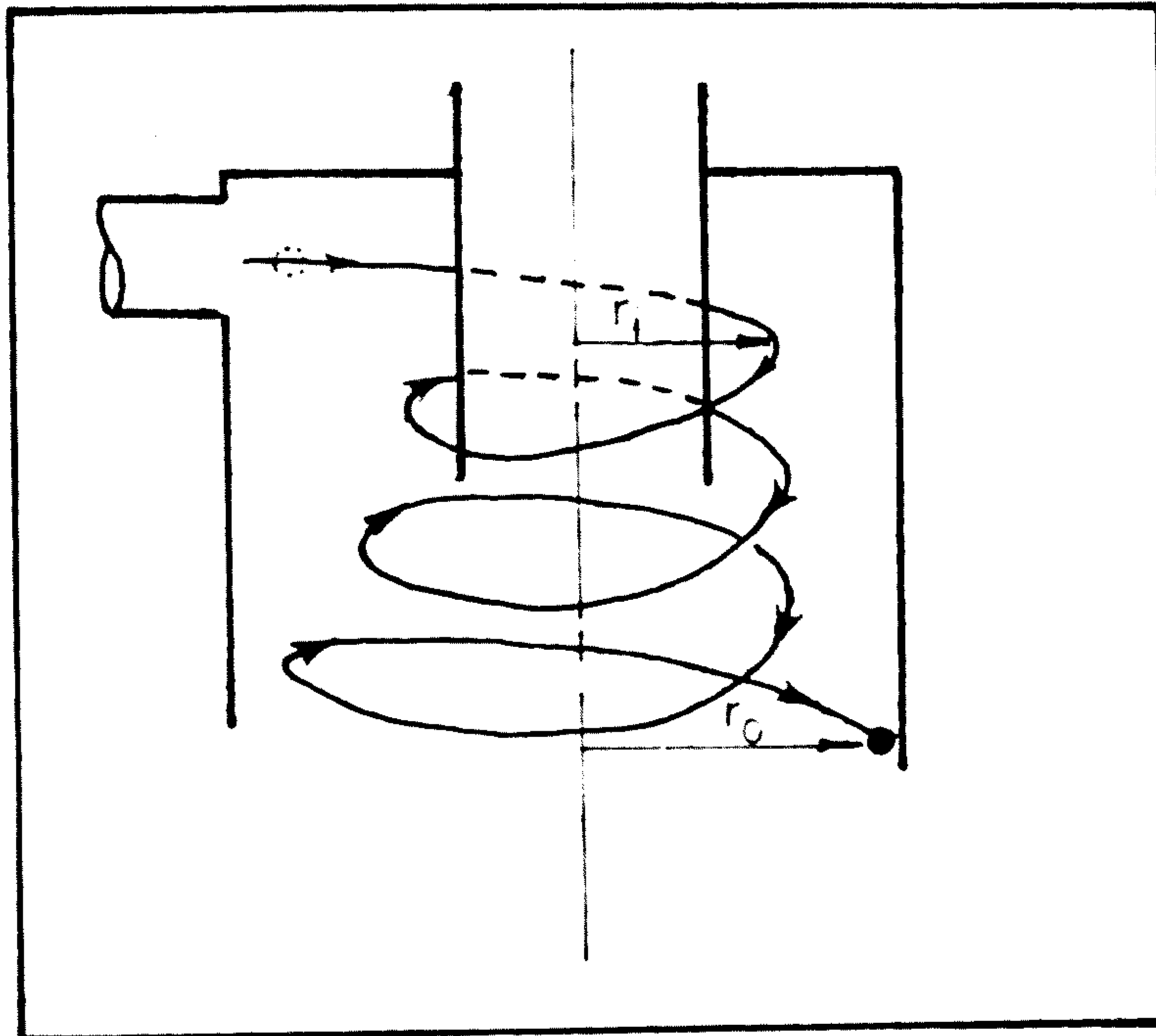


FIGURA 19. Recorrido de la partícula dentro del hidrociclón. Hipótesis del tiempo de retención.

Existe una tercera teoría llamada "hipótesis del congestionamiento" propuesta por Fahlstrom, quien postula - que, exceptuando las operaciones con bajas densidades de mezcla, el tamaño d_{50} es básicamente función de la capacidad del orificio de descarga y la distribución granulométrica del alimento. De acuerdo a esta teoría la fracción mas gruesa inunda el orificio de descarga dejando a las partículas finas que salgan a través del orificio de rebose.

La hipótesis de congestionamiento pone énfasis sobre el efecto del diámetro de descarga en el tamaño de separación. En la práctica, el efecto de congestionamiento-

puede ser observado si se reduce lo suficiente el diámetro de descarga. En base a esto último, los fabricantes de hidrociclones especifican la capacidad de sólidos de los orificios de descarga.

Realmente ninguna de las tres teorías describe el comportamiento de las partículas a entera satisfacción. Esto se debe probablemente a que en la mayoría de los casos las condiciones ideales asumidas por las distintas teorías no se producen aisladamente.

E. H. Cohen y otros [ref. 24] realizaron experimentación sobre hidrociclones operando con mezclas diluídas encontrando que por acción de las fuerzas anteriormente descritas, se producen regiones de tamaños de partículas predominantes. Ellos encontraron que el interior de un hidrociclón puede ser dividido en cuatro regiones (ver figura 29). La región "A", cuyo análisis granulométrico muestra que contiene material no clasificado (o sea partículas de todos los tamaños sin distinción). La región "B", formada por la mayor parte del cuerpo cónico, tiene gran cantidad de partículas gruesas. Rodeando y extendiéndose por debajo de la chimenea de rebose se encuentra la región "C", que la conforma en su mayoría partículas finas. La cuarta región "D", es un toroide entre "C" y "A"- "B". Las partículas en esta región son de tamaño intermedio y tienen la tendencia a aglomerarse en esa zona hasta que son desplazados por falta de espacio. Esto indica que esa región es el foco de una activa cla-

sificación. Por lo tanto una deficiente clasificación - ocurrirá cuando la región "D" no este bien constituida - debido tal vez a un mal diseño del hidrociclón o defi - cientes condiciones de operación como cuando la densidad de la mezcla es muy alta.

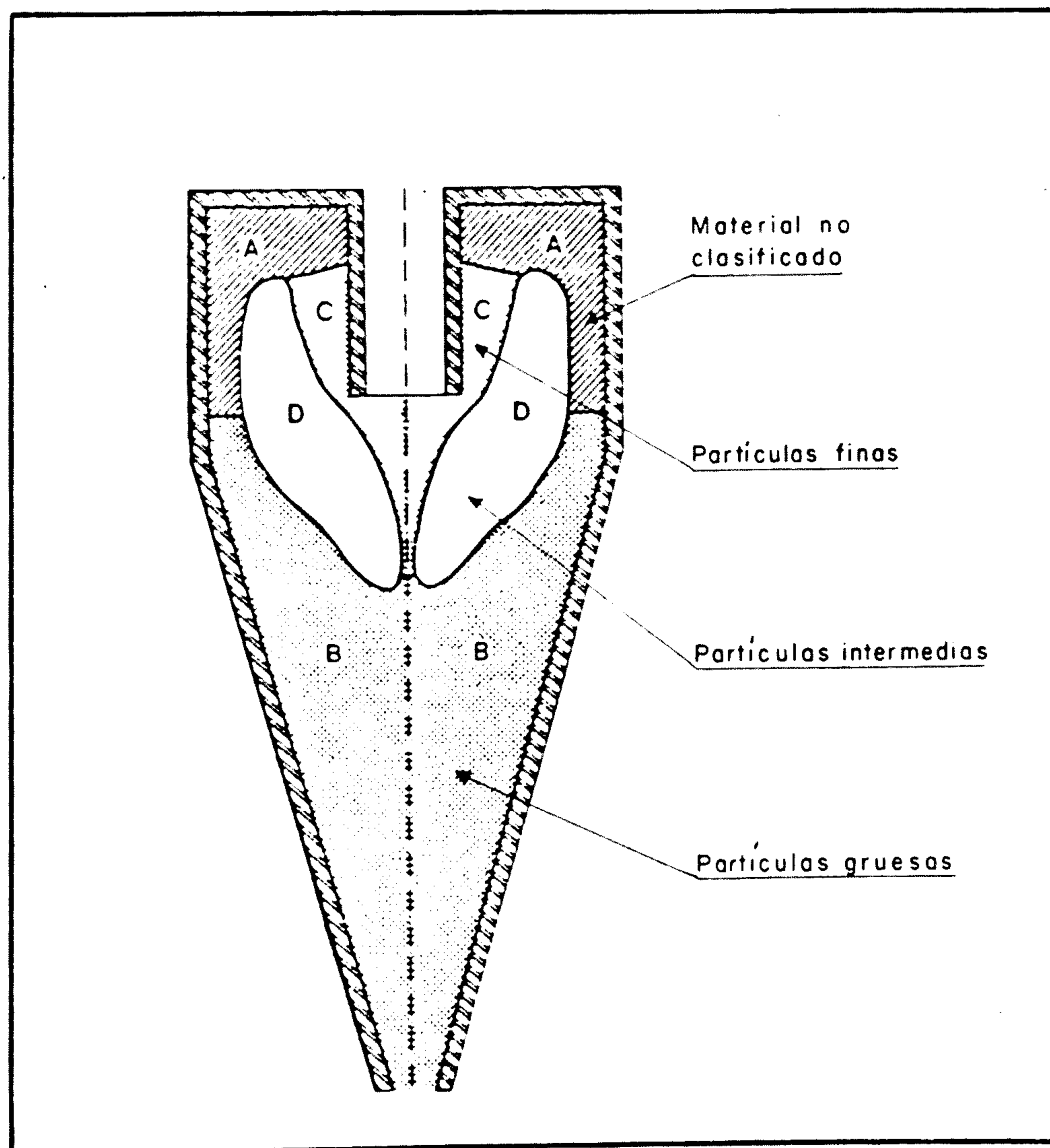


FIGURA 20. Distribución de las regiones de partículas de tamaños similares. [ref. 24]

2.5.5 Eficiencia General de un Hidrociclón.

Además de las eficiencias mencionadas, en la sección 2.4, existe la "eficiencia general del hidrociclón" que permite tener una idea de la operación global de clasificación.

Para calcular esta deficiencia se lleva el tamaño de corte (d_{50}) sobre las curvas de distribución granulométrica del alimento rebose y descarga (figura 21) y se determina en cada caso el porcentaje acumulado fino F' correspondiente al d_{50} . Haciendo un balance de sólidos en el hidrociclón :

$$\dot{m}_{sa} = \dot{m}_{sr} + \dot{m}_{sd} \quad (77)$$

para partículas menores al d_{50} :

$$F'_a \cdot \dot{m}_{sa} = F'_r \cdot \dot{m}_{sr} + F'_d \cdot \dot{m}_{sd} \quad (78)$$

se obtiene :

$$\frac{\dot{m}_{sr}}{\dot{m}_{sa}} = \frac{F'_a - F'_d}{F'_r - F'_d} \quad (79)$$

$$\frac{\dot{m}_{sd}}{\dot{m}_{sa}} = \frac{F'_a - F'_r}{F'_d - F'_r} \quad (80)$$

La eficiencia global del hidrociclón para finos :

$$E_r = \frac{F'_r \cdot \dot{m}_{sr}}{F'_a \cdot \dot{m}_{sa}} = \frac{F'_r}{F'_a} \cdot \frac{F'_a - F'_d}{F'_r - F'_d} \quad (81)$$

La eficiencia global para gruesos :

$$E = \frac{(100 - F'_d) \cdot \dot{m}_{sd}}{(100 - F'_a) \cdot \dot{m}_{sa}} = \frac{(100 - F'_d)}{(100 - F'_a)} \cdot \frac{(F'_a - F'_r)}{(F'_d - F'_r)} \quad (82)$$

Finalmente la eficiencia general del hidrociclón :

$$E = E_r \cdot E_d \quad (83)$$

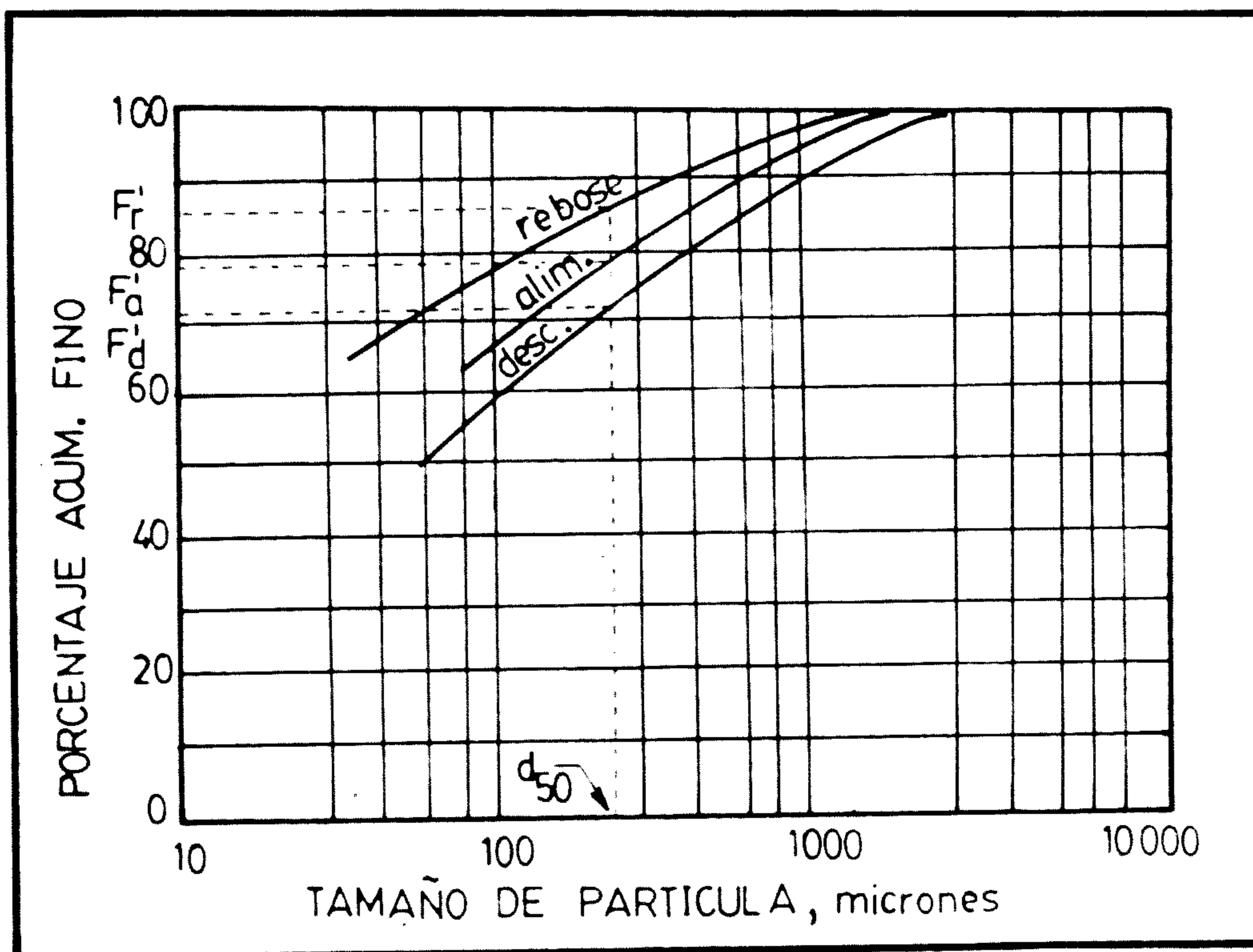


FIGURA 21. Curvas de distribución granulométrica de los tres flujos de un hidrociclón.

2.5.6 Parámetros Determinantes del Funcionamiento de los Hidrociclones.

A partir de la ecuación de Stokes (ecuación 68) podemos establecer relaciones de proporcionalidad entre el tamaño de corte y las demás variables. Para ello llamaremos área de clasificación al cociente entre caudal de alimentación Q y la velocidad terminal de asentamiento

U_s :

$$A_c = \frac{Q}{U_s} \quad (84)$$

Haremos esta área de clasificación proporcional al diámetro del hidrociclón D_c y a la longitud efectiva L_e de éste. Esta longitud efectiva es la distancia entre el extremo inferior del diafragma de rebose y el orificio de descarga. Por lo tanto :

$$A_c \simeq L_e \cdot D_c \quad (85)$$

Introduciendo el término relación de esbeltez :

$$\lambda = L_e/D_c \quad (86)$$

el área de clasificación será : $A_c \simeq \lambda \cdot D_c^2$ (87)

La aceleración centrífuga (a_c) se puede hacer proporcional a la aceleración de la gravedad mediante un factor de aceleración (Z). Además consideraremos la aproximación de que la aceleración centrífuga es proporcional al cuadrado de la velocidad media (V) del flujo que ingresa al hidrociclón dividido al radio del hidrociclón: (r_c). Además considerando que existe proporcionalidad entre la velocidad con que ingresan las partículas y la presión de alimentación podemos hacer : $V \simeq \sqrt{2g \cdot H}$ donde H es la altura de presión (la lectura del manómetro dividida por la densidad de mezcla).

Finalmente el factor de aceleración (Z) será :

$$Z \simeq \frac{2gH}{D/2} \cdot \frac{1}{g} = 4H/D \quad (88)$$

En la forma empírica se ha determinado la siguiente - relación de proporcionalidad entre el caudal de alimenta- ción, el diámetro del hidrociclón y la presión de alimen- tación :

$$Q = X \cdot D^2 \cdot \sqrt{H} \quad (89)$$

Donde X es un factor que considera las dimensiones - geométricas del hidrociclón (longitud del cilindro, ángu- lo de cono, diámetro de la tubería de admisión, etc). Es así que finalmente podemos obtener entre el tamaño de corte d_{50} y el resto de las variables :

$$d_{50} \approx \sqrt{\frac{\mu}{g(\rho_s - \rho_f)}} \cdot \sqrt{\frac{X}{\lambda}} \cdot \frac{\sqrt{D_c}}{\sqrt[4]{H}} \quad (90)$$

La relación 90, aunque deducida para un régimen de - flujo laminar permite comprender los principios básicos- de operación del hidrociclón.

Podemos ver que en esta relación existen dos tipos de variables. El primer tipo (variables geométricas) mues- tra la influencia de las dimensiones del hidrociclón sobre

el tamaño de corte. El segundo tipo (variables de operación) muestran la influencia de las características del fluido y de las condiciones de operación del hidrociclón.

2.5.6.1 Influencia de las Variables Geométricas en la Operación del Hidrociclón.

a. Diámetro del Hidrociclón.

Como muestra la relación 90, una separación fina (tamaño de corte bajo) requiere de hidrociclones de diámetro pequeño, aunque en teoría podríamos obtener tamaños de corte relativamente bajos en hidrociclones grandes siempre y cuando la presión sea suficientemente alta :

$$d_{50} = \sqrt[4]{\frac{D_c}{H}}$$

Esto elevaría los costos de operación, ya que aumentaría la potencia de bombeo y aceleraría el proceso de desgaste de las piezas del hidrociclón.

b. Diámetro del Diafragma de Rebose.

Esta es una de las más importantes variables geométricas para modificar el tamaño de corte. Cuanto mayor sea el diámetro de la abertura de rebose, mayor será la cantidad de partículas gruesas que saldrán por el, y mayor su capacidad.

El extremo inferior del diafragma de rebose debe estar por debajo del orificio de alimentación (para evitar que la mezcla que ingrese salga sin clasificar) y por encima de la sección cónica para limitar la cantidad de partículas gruesas que saldrán por el orificio de rebose.

c. Orificio de Alimentación.

El área del orificio de alimentación determina la velocidad de entrada de la mezcla y es uno de los factores que gobierna la distribución de velocidades tangenciales. En consecuencia un cambio en el área afectará el proceso de transición de vórtice libre a vórtice forzado dentro del hidrociclón.

El área de alimentación también determina la capacidad del hidrociclón.

Finalmente podemos decir que experimentalmente se ha comprobado que una sección de alimentación de forma rectangular es más eficiente que una sección circular.

d. Diámetro de la Abertura de Descarga.

Este diámetro determina la capacidad de sólidos y la densidad de la mezcla en la descarga. Debe ser lo suficientemente grande para permitir la salida de todas las partículas gruesas separadas dentro del hidrociclón. Asimismo, debe permitir la formación en el centro de un

cilindro de aire el cual se proyecta hasta la salida de rebose.

Los hidrociclones deben ser operados a la más alta densidad de mezcla en la descarga posible, ya que el material que quedará sin clasificar será proporcional a la fracción de agua que sale por la descarga.

Cuando el hidrociclón está operando normalmente, la mezcla que sale por la descarga forma un cono de 20 a 30 grados de abertura (figura 23), a eso se le conoce como descarga "tipo paragua".

Cuando la abertura es pequeña para la cantidad de mezcla que se procesa, se produce el "efecto soga" o sea que la mezcla sale por la descarga sin dejar que penetre aire el interior del hidrociclón, debido a esto las partículas gruesas que no pueden salir por la descarga lo harán por el rebose aumentando el tamaño de corte.

La figura 22, muestra los límites aproximados del porcentaje sólidos en peso en la descarga para evitar el efecto soga.

Tambien de datos empíricos se ha obtenido la siguiente fórmula de correlación :

$$D_d = 4.16 - \left(\frac{16.43}{2.65 - \rho_s + \frac{100 \rho_s}{X_d}} \right) + 1.1 \ln \left(\frac{\dot{m}_{sd}}{\rho_s} \right) \quad (91)$$

Dónde :

D_d = diámetro de la descarga en pulgadas.

ρ_s = gravedad específica del sólido, (G.E.)

X_d = porcentaje de sólidos en peso en la descarga.

\dot{m}_{sd} = flujo de sólidos en la descarga en toneladas cortas por hora (TC/h).

Esta fórmula 91, permite obtener un diámetro aproximado del orificio de descarga.

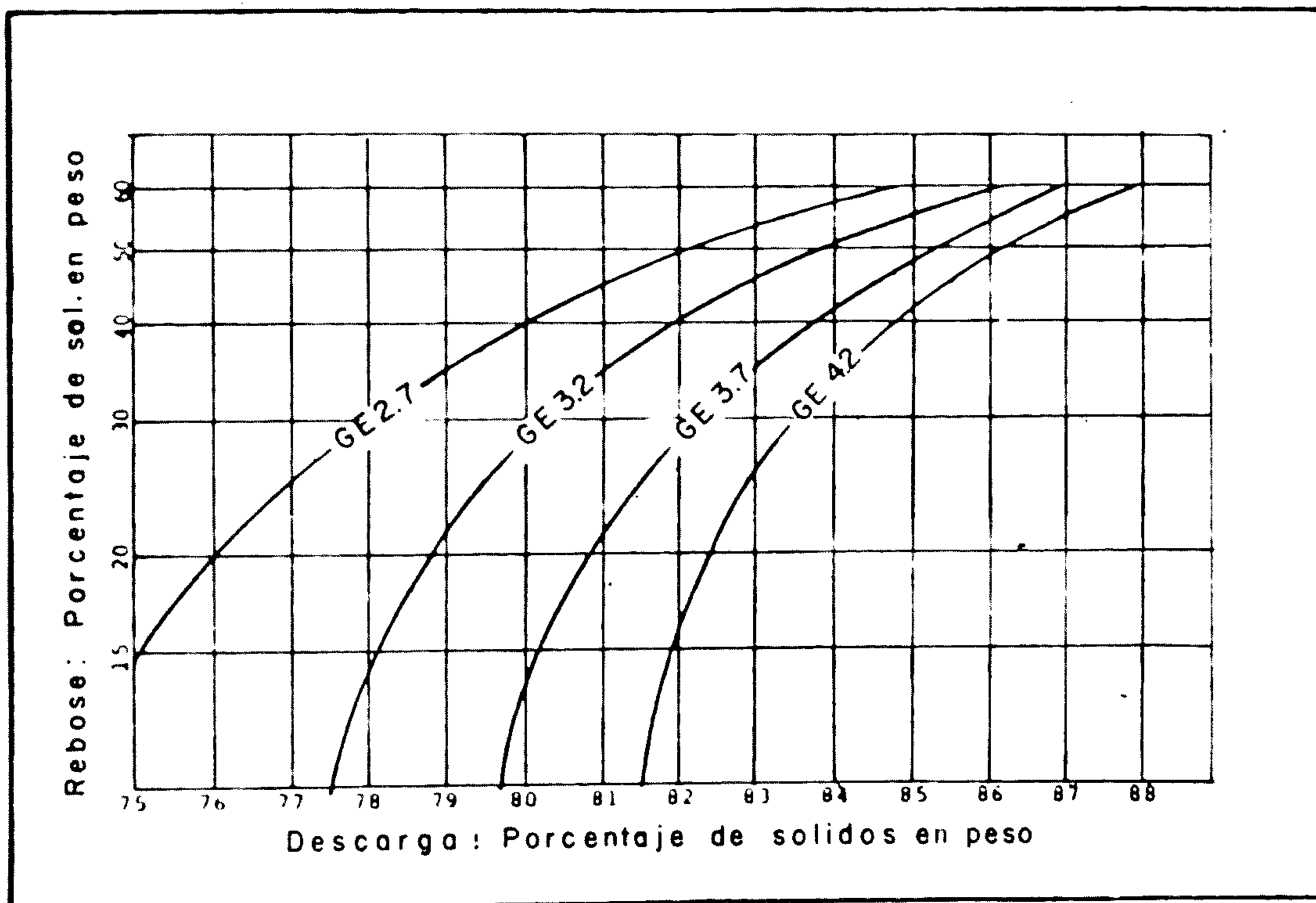


FIGURA 22.

Límites aproximados en los porcentajes de sólidos en peso de un hidrociclón para evitar el efecto soga. A la izquierda de las curvas no se produce el efecto soga. [ref. 2].

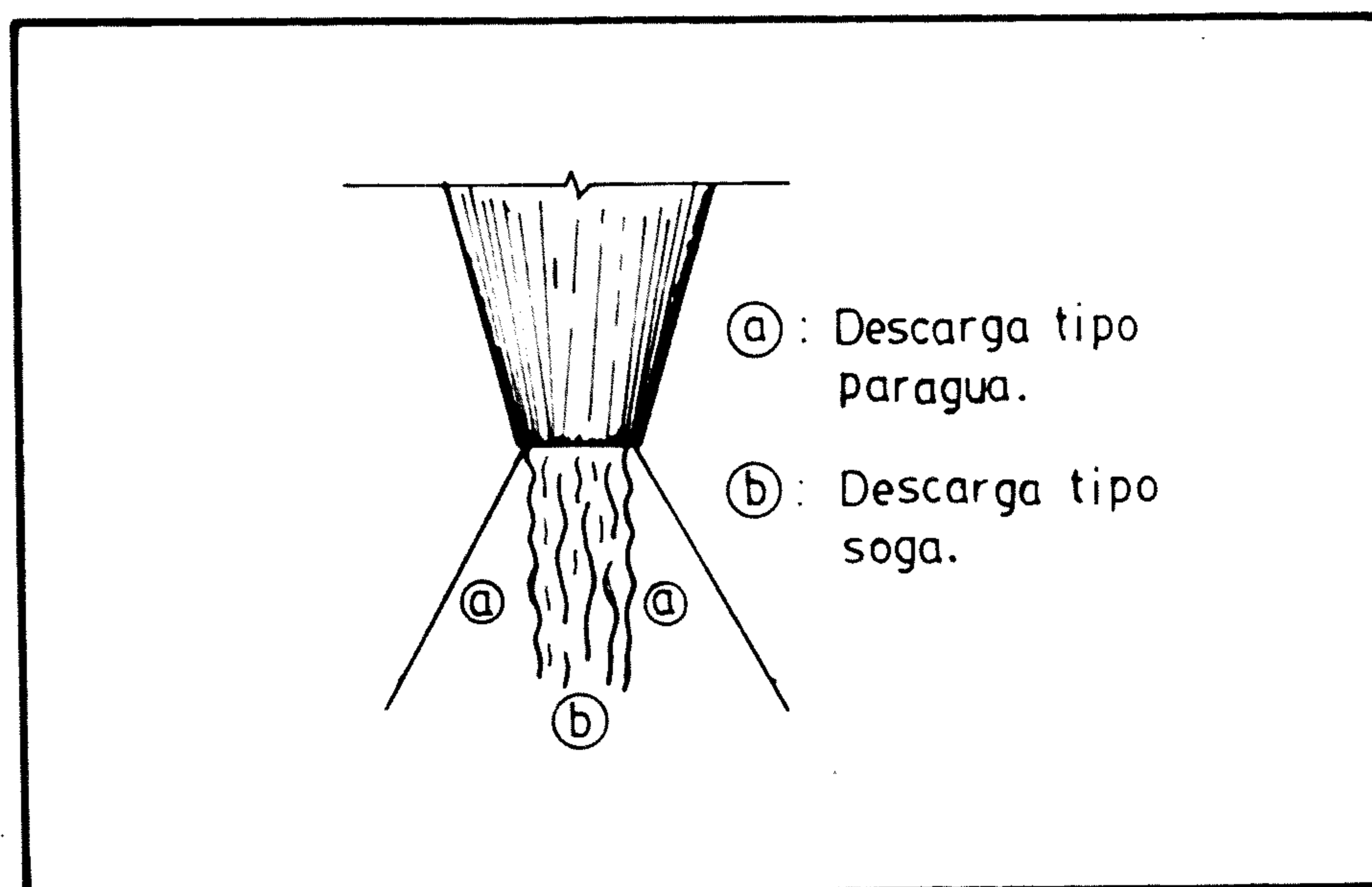


FIGURA 23. Representación de los tipos de descarga en un hidrociclón.

No siempre la descarga tipo soga es perjudicial. En ciertos casos como cuando se opera dos hidrociclones en serie es conveniente [ref. 1] , operar el hidrociclón de la primera etapa con descarga tipo paragua, mientras que el hidrociclón de la segunda etapa con descarga tipo soga (figura 24).

Esta disposición tiene el inconveniente de requerir generalmente de dos bombas de sólidos, pero produce ventajas tales como el reducir la fluctuación del porcentaje de sólidos y la distribución granulométrica en la alimentación, mejorando la eficiencia del circuito.

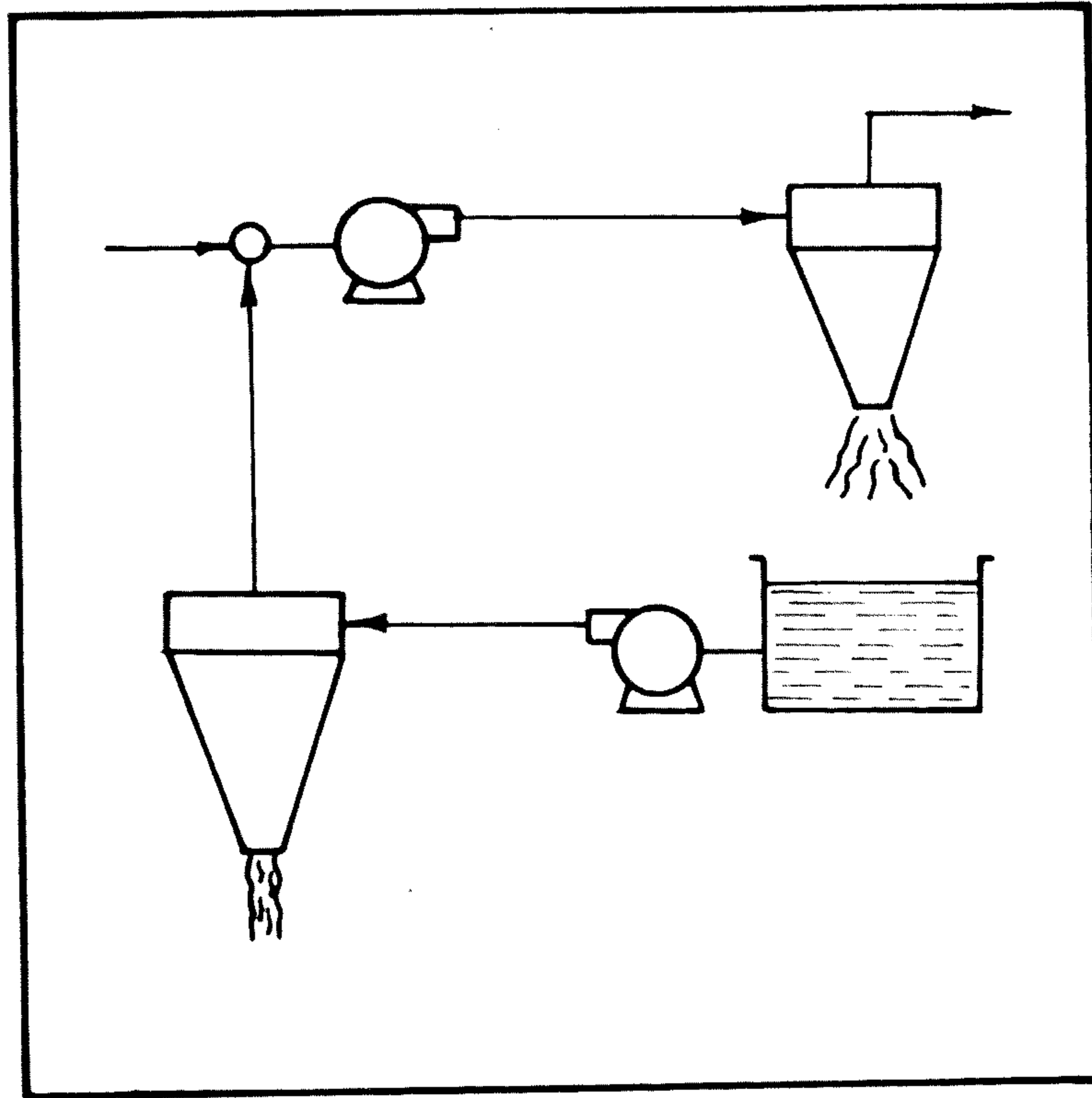


FIGURA 24. Dos hidrociclones conectados en serie (uno con descarga - tipo paraguas y el otro con descarga tipo sogas).

e. Angulo del Cono y Longitud de la Sección Cilíndrica.

La función del cono es conducir las partículas gruesas hacia el centro para obtener un producto concentrado en la descarga. El rango de variación del ángulo del cono es de 12 a 20 grados.

De la relación 90 podemos extraer :

$$d_{50} \approx \frac{\sqrt{X}}{\sqrt{\lambda}} \quad (92)$$

como la relación de esbeltez es : $\lambda = L_e/D_c$

reemplazamos este valor en 92, y obtenemos :

$$d_{50} \approx \frac{\sqrt{D_c}}{\sqrt{L_e}} \cdot \sqrt{X} \quad (93)$$

De esta relación es posible afirmar que si la longitud efectiva del hidrociclón es predominante, el d_{50} será menor. Esto ocurre realmente en la práctica y origina las diversas aplicaciones de los hidrociclones, (figura 25), puede explicarse ésto, porque al incrementarse la longitud especialmente de la sección cilíndrica las partículas gruesas son forzadas hacia la pared del cono alejándose del diafragma de rebose.

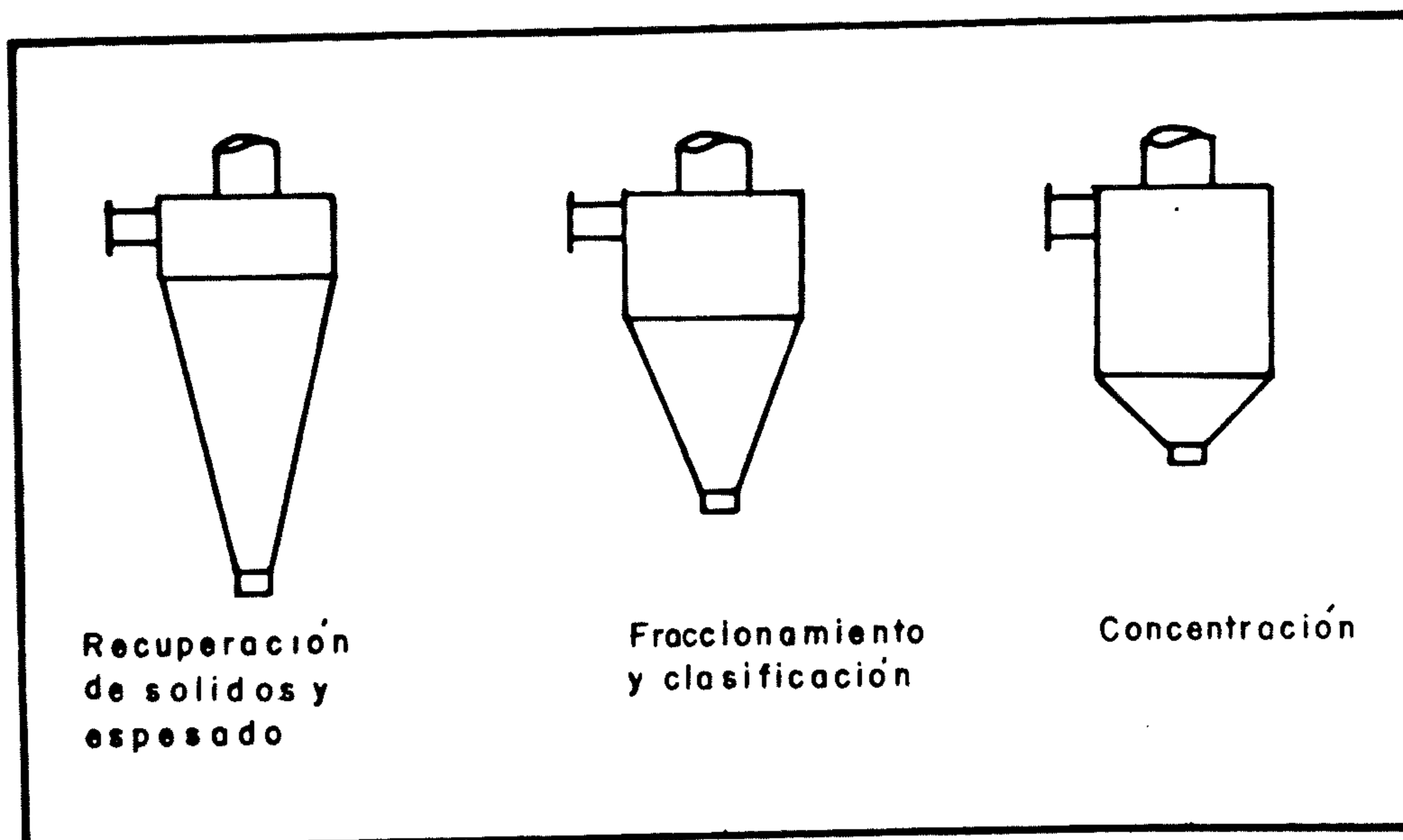


FIGURA 25. Forma de hidrociclones y Aplicaciones. [ref. 1]

f. Chimenea de Rebose.

Existen casos donde la presión de salida en el rebose es menor que la atmósfera. Esta condición disminuye la eficiencia de clasificación, ya que mayor cantidad de partículas gruesas reportarán el rebose por el vacío generado. Lo anterior sucede cuando el extremo de la chimenea de rebose (U invertida) se encuentra en un punto por debajo del orificio de alimentación. Este fenómeno se conoce como "efecto sifón" (figura 26a) y puede ser corregido como muestran las figuras 26b y 26c.

En el primer caso (figura 26b), se corta la tubería a un nivel por encima del orificio de alimentación y en el segundo caso (figura 26c) se perfora un orificio en el codo para permitir el ingreso de aire.

Conviene recordar que el codo no debe ser demasiado curvado ya que el cilindro de aire que se forma en el centro del hidrociclón se prolonga hasta dentro del codo.

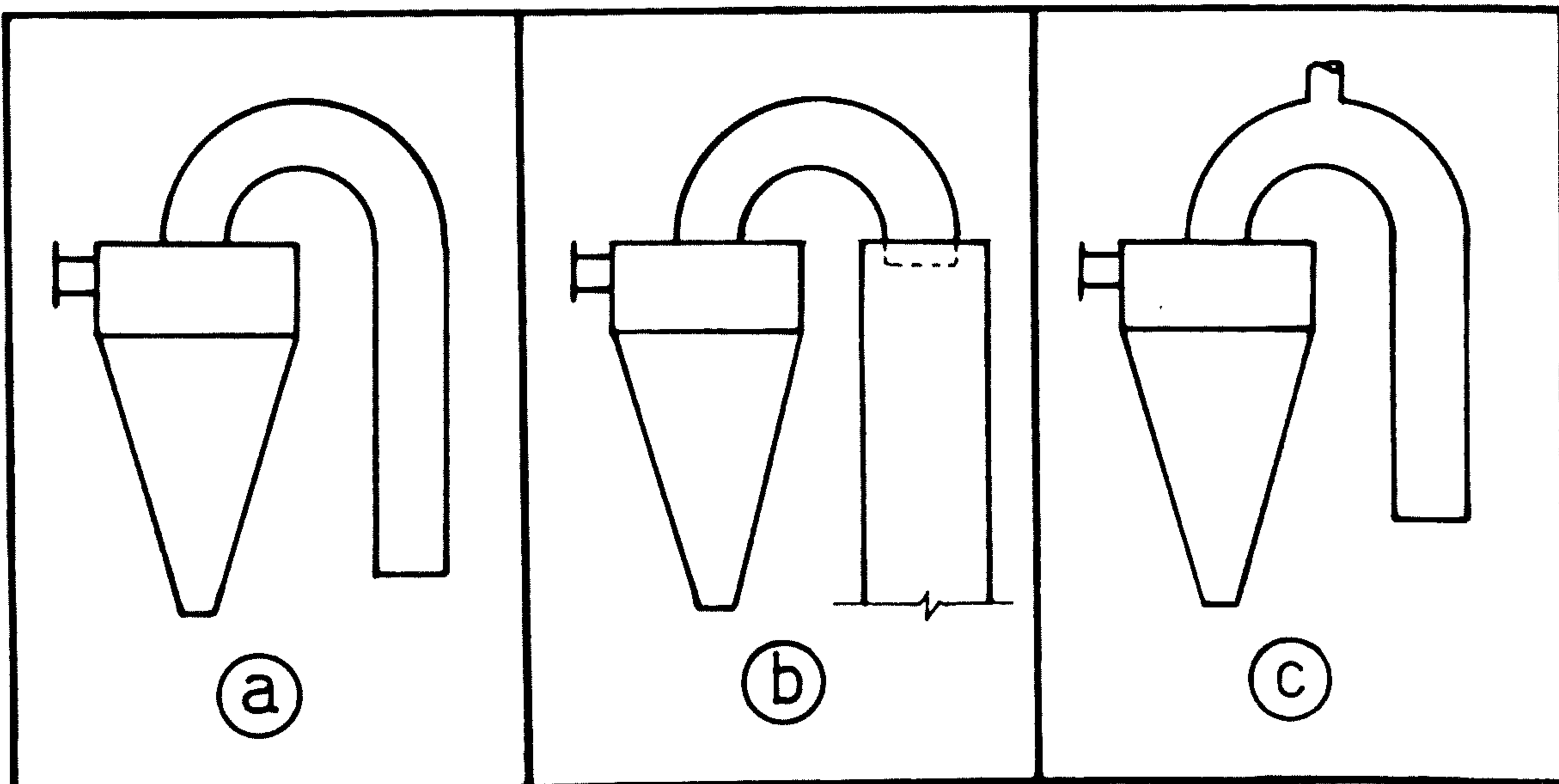


FIGURA 26. Efecto sifón en el rebose y como evitarlo.

g. Distribuidores de Flujo.

Cuando se trata de colocar mas de dos hidrociclones en paralelo es preferible obtener una distribución radial (nido de hidrociclones) para que todos los hidrociclones trabajen con similar porcentaje de sólidos y distribución granulométrica. Esto no sucede en el caso de dos hidrociclones en paralelo (figura 27) que obliga a utilizar un distribuidor en línea en cuyo caso el hidrociclón "B" recibe generalmente sólidos más gruesos, ya que son los sólidos finos los que pueden en su mayoría seguir el cambio de dirección impuesto por la trayectoria para ingresar al hidrociclón "A" [ref. 17] .

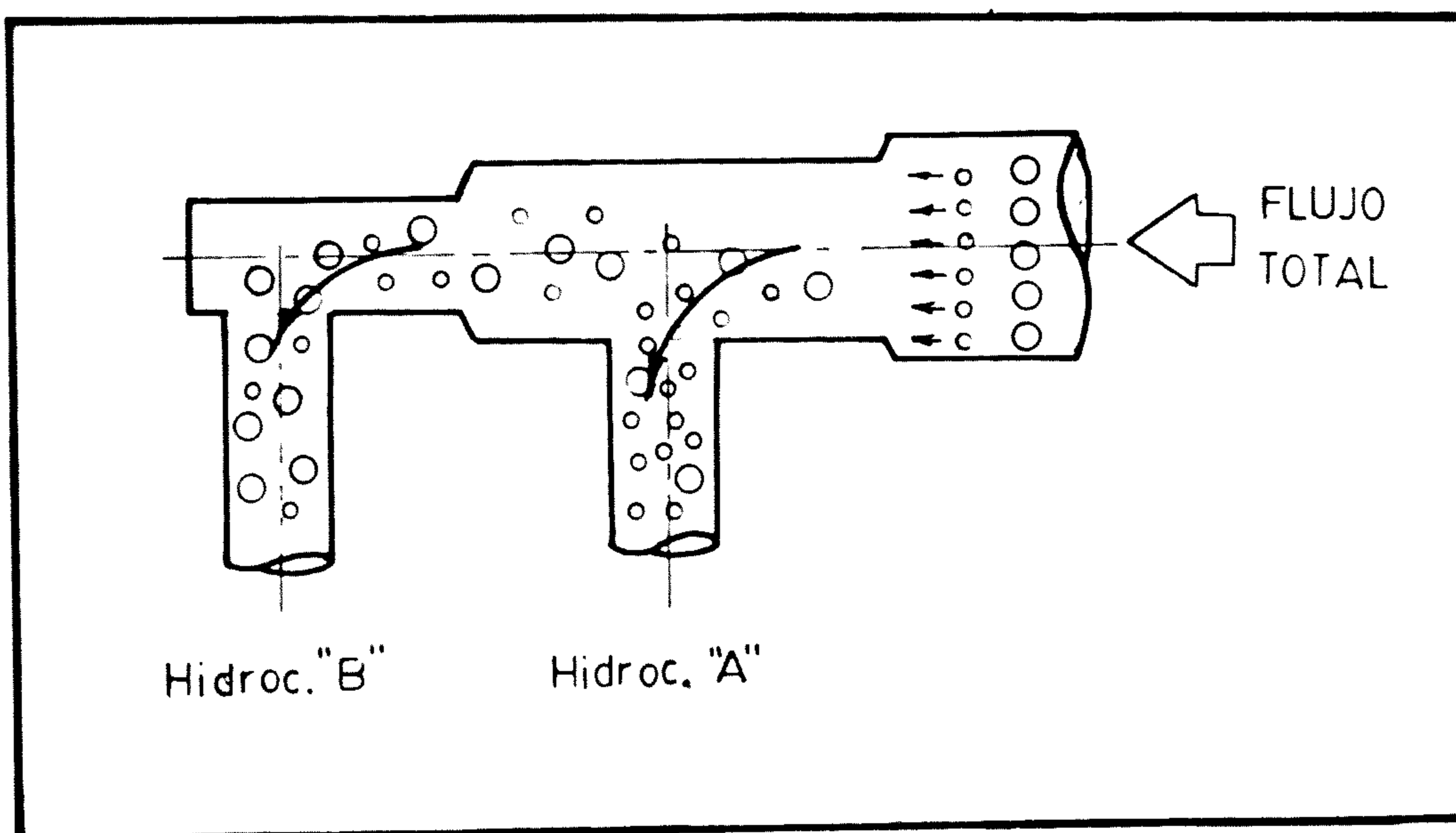


FIGURA 27. Distribuidor lineal de flujo y sus efectos sobre la distribución de partículas.

2.5.6.2 VARIABLES DE OPERACIÓN.

a. Características del Fluido.

La viscosidad de la mezcla aumenta con la mayor presencia de sólidos por unidad de volumen y esto produce un aumento en el tamaño de corte ya que, un incremento en la viscosidad produce mayores fuerzas de arrastre sobre las partículas gruesas siendo éstas arrastradas en mayor proporción hacia el rebose que cuando la viscosidad era baja.

Por lo tanto, es recomendable cuando se trate de obtener tamaños de corte bajos y eficientes que muestren poca dispersión, trabajar con bajas concentraciones de sólidos y altas caídas de presión (figura 28).

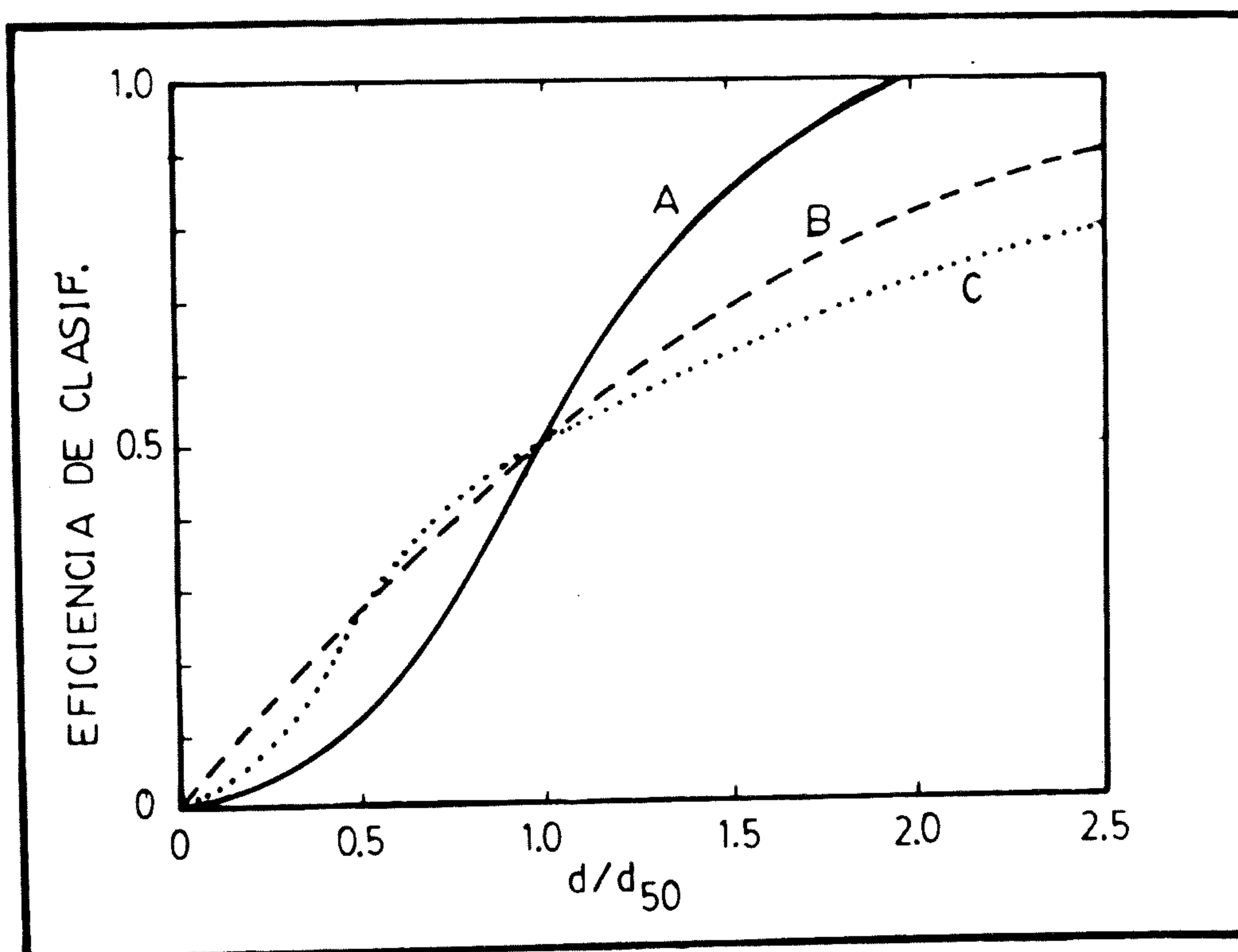


FIGURA 28. Eficiencia de clasificación de ra diferentes concentraciones de sólidos.
Curva A : Concentración Moderada
Curva B y C : Sobrecarga. [ref.24]

b. Presión de Alimentación.

El aumentar la presión de alimentación al hidrociclón produce un mayor flujo de mezcla a través de éste; y si las aberturas de rebose y descarga no cambian, la caída de presión en el clasificador aumentará.

El efecto de la presión de alimentación sobre el tamaño de corte no es tan crítico si observamos que la relación 90, muestra que sería necesario cuadruplicar la presión para reducir el tamaño de corte a $d_{50}/\sqrt{2}$.

2.5.7 Simulación Matemática de Procesos de Clasificación con Hidrociclones.

El conjunto de ecuaciones para representar una unidad específica de un proceso es llamado "modelo". Dependiendo del propósito de la simulación, estos modelos pueden ser dinámicos (dependientes del tiempo) o de condiciones estacionarias (independientes del tiempo).

Los modelos dependiendo de como se obtuvieron pueden ser teóricos o empíricos. Los modelos teóricos están basados en el estudio de los mecanismos de como se realiza el proceso. Estos modelos generalmente son válidos para un amplio rango de valores en las condiciones de operación y requieren de bastante tiempo para ser desarrollados. Por otro lado, los modelos empíricos son resultado del ajuste de ecuaciones polinómicas a datos obtenidos -

por experimentación directa. Usualmente, son menos costosos de obtener.

En la práctica los modelos se obtienen como resultado de ajustes experimentales y estudios teóricos. Hasta los modelos teóricos obtienen sus constantes en forma experimental.

En el caso de los hidrociclones las ecuaciones que describen su comportamiento contienen variables que se pueden dividir en dos grupos. El primer grupo son las dimensiones geométricas y proporciones del hidrociclón, por ejemplo: las aberturas de rebose, descarga y alimentación, el diámetro del hidrociclón, etc.

El segundo grupo de variables, dependientes entre si lo conforman las llamadas variables de operación que están referidas generalmente al flujo de alimentación, por ejemplo: el flujo de mezcla, caída de presión, concentración de sólidos, tamaño y forma de partículas, viscosidad de la mezcla, etc.

Las ecuaciones que más se utilizan para describir el comportamiento del hidrociclón son: la del tamaño de corte (d_{50}), la razón entre el flujo de mezcla de rebose y de descarga, y la caída de presión.

2.5.7.1 Modelo de Lynch y Rao.

Lynch y Rao, obtuvieron un conjunto de ecuaciones em-

píricas en base a la experimentación con hidrociclones de 4, 6, 10, 15 y 20 pulgadas de diámetro, [ref. 3] . Las pruebas se llevaron a cabo en el Centro de Investigación de Minerales Julius Kruttschmitt y en el Mount Isa Mines Limited (Australia), en aparatos diseñados específicamente para esa finalidad.

Las pruebas en el Centro de Investigación de Minerales fueron llevadas a cabo en hidrociclones de 4, 6, 10, y 15 pulgadas de diámetro suministrados por la Krebs Engineers.

En la misma localidad en que se realizaban las pruebas se consiguió una caliza de pureza de 99%, la cual fué molida en un molino de bolas hasta la finura requerida. Las tres distribuciones granulométricas utilizadas para caliza se muestran en la tabla 4.

<u>Tamaño Promedio</u> (micrones)	<u>Porcentaje Acumulado Fino</u>		
	<u>Grueso</u>	<u>Medio</u>	<u>Fino</u>
1180	99.4	99.8	99.9
850	96.1	98.2	99.1
600	85.0	89.3	95.5
425	74.3	80.8	91.0
300	67.7	74.3	87.8
212	60.4	68.7	84.2
150	55.2	63.9	81.5
106	49.2	58.5	77.5
75	43.1	53.2	72.4
53	36.9	49.7	65.8

TABLA 4. Distribución Granulométrica de caliza utilizadas en pruebas del Centro de Investigación de Minerales.

Las ecuaciones del modelo describen :

- a. La relación presión-caudal.
- b. La distribución de agua.
- c. La curva de rendimiento reducido .
- d. El tamaño de corte (d_{50c}).

a. Relación Presión-Caudal.

Para una mezcla alimentada al hidrociclón con porcentaje de sólidos y distribución granulométrica constante, los investigadores han encontrado que el caudal que pasa a través del hidrociclón varía como la raíz cuadrada de la presión:

$$Q_a = K' \cdot (P)^{0.5} \quad (94)$$

Ha sido también descubierto que la relación entre el diámetro de la boquilla en la descarga y el caudal alimentado a presión constante viene dado por la ecuación:

$$Q_a = K'' \cdot (D_R)^{1.0} \quad (95)$$

Cuando la abertura del rebose es apreciablemente más grande que la abertura de descarga y éste es el caso normal industrialmente hablando. El cambio en el diámetro de descarga tiene un efecto despreciable sobre el caudal.

Lynch y Rao obtuvieron la siguiente relación :

$$Q_a = K_1 \cdot D_R \cdot P^{0.5} (X_a)^{0.125} \quad (96)$$

Donde :

Q_a = caudal de mezcla alimentada al hidrociclón.

P = presión de alimentación al hidrociclón.

D_R = diámetro de la abertura de rebose.

X_a = porcentaje de sólidos en peso en la alimentación.

La constante K_1 dependerá de la combinación mineral/hidrociclón, debiendo ser determinada empíricamente para cada tipo de mineral ensayado.

Con respecto a como influye el porcentaje de sólidos en la alimentación sobre el caudal han existido algunos desacuerdos entre los investigadores. Con objeto de resolver esta cuestión, Lynch, Rao y otros colegas llevaron a cabo una serie de pruebas de presión-caudal en hidrociclones de diferentes tamaños a diferentes condiciones operativas y de cuyos resultados se ofrece un compendio en la figura 29.

Ha sido demostrado que la capacidad de un hidrociclón es más alta trabajando con mezcla que con sólo agua, en condiciones operativas normales. Esto explica la observación hecha por Tarr en el sentido de que el incremento

en el porcentaje de sólidos produce un incremento en la capacidad del hidrociclón. Sin embargo como se muestra en la figura 29, la capacidad disminuye con un excesivo incremento en el porcentaje de sólidos..

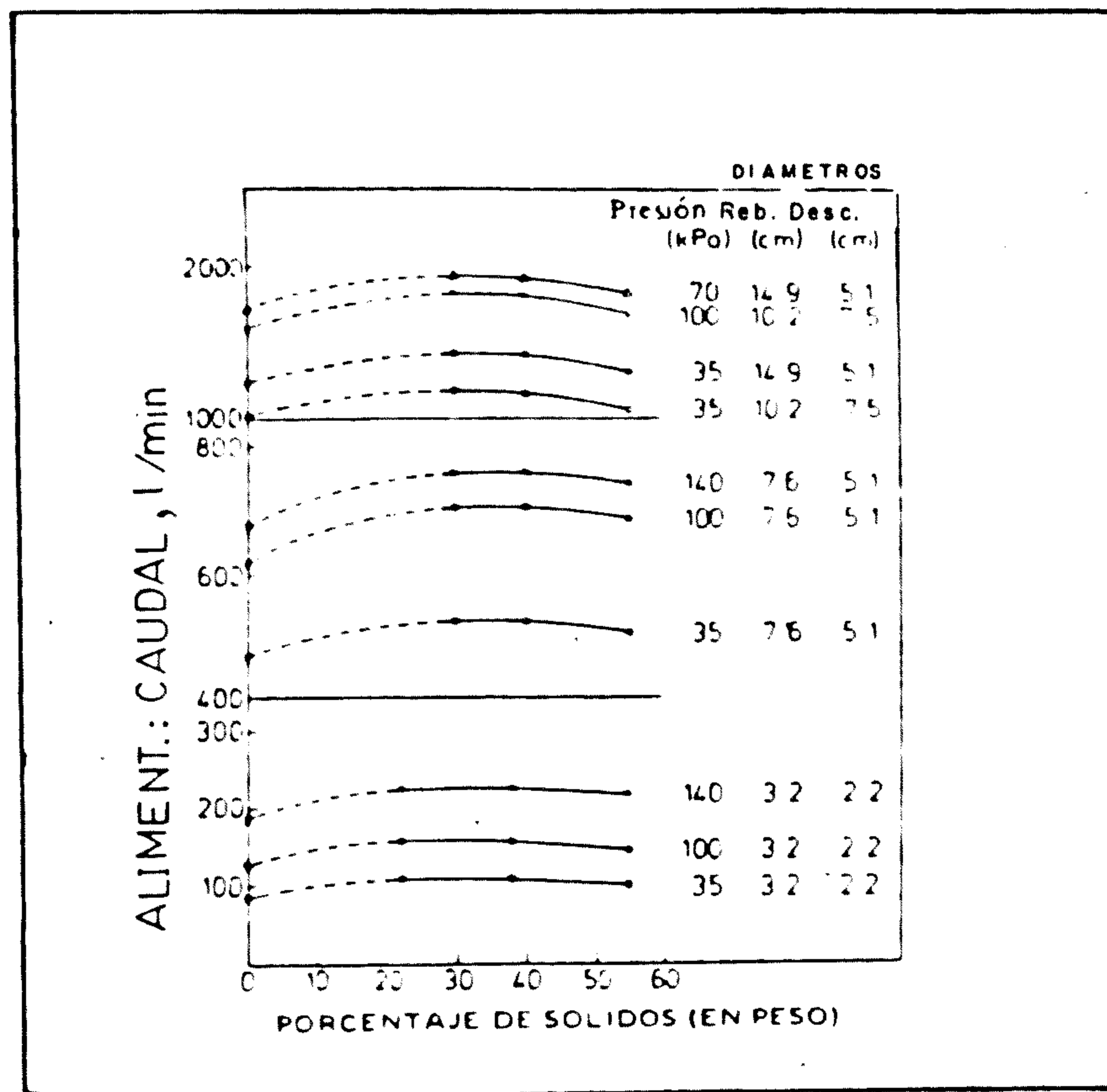


FIGURA 29. Relación entre el caudal, presión de trabajo y porcentaje de sólidos en la alimentación de un hidrociclón [ref. 3] .

b. Distribución del Agua.

Existe una relación lineal entre el agua en el producto fino y el agua en la alimentación sobre una gama muy amplia de condiciones de trabajo. Para una alimentación determinada de mezcla la variable operativa que tiene la

mayor influencia en esta relación es el diámetro de la abertura de descarga, como se muestra en la figura 30.

Una ecuación simple ha sido establecida por Lynch y Rao para describir con razonable precisión la distribución del agua en una amplia gama de condiciones operativas para una distribución granulométrica constante es :

$$\dot{m}_{ar} = 1.07 \cdot \dot{m}_{aa} = 3.94 \cdot D_d + K_2 \quad (97)$$

Donde :

- \dot{m}_{ar} = flujo másico de agua en el rebose (T/h).
- \dot{m}_{aa} = flujo másico de agua en la alimentación (T/h).
- D_d = diámetro de la descarga (pulg.).

La constante K_2 deberá ser calculada empíricamente, para el tipo de mineral ensayado.

El valor de la ecuación 97, es limitado, debido a tres razones :

1. El cambio en la distribución granulométrica de la alimentación tiene un efecto sobre la repartición del agua con todas las otras condiciones constantes.
2. El parámetro que no se precisa en el modelo es la

fracción de agua que se va a la salida inferior.

3. No es adecuado con finalidad de escala.

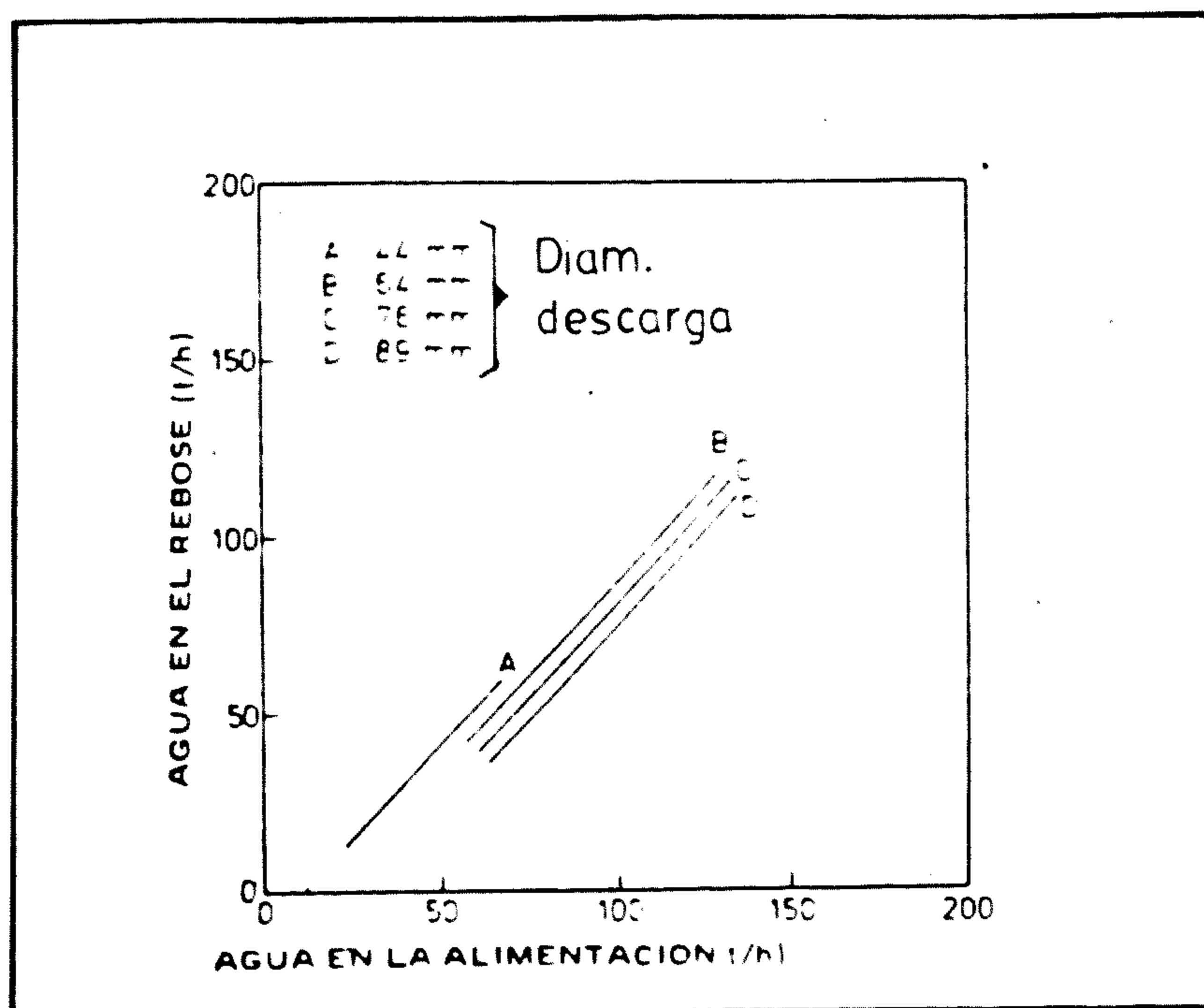


FIGURA 30. Efecto del diámetro de descarga sobre la distribución del flujo de agua en un hidrociclón [ref. 3] .

Las ecuaciones de distribución de agua que tienen más amplia aplicación han sido ahora determinadas para tres distribuciones granulométricas de la alimentación. El porcentaje de agua de alimentación que va a la salida inferior (BP), ha sido relacionado con el coeficiente de caudal de agua en la alimentación y el diámetro de la abertura de descarga.

Las ecuaciones desarrolladas son de la forma siguiente y han sido desarrolladas las técnicas de regresión pa

ra determinar los valores numéricos de las ecuaciones:

$$B_p = C_1 \cdot \frac{D_d}{\dot{m}_{aa}} - \frac{C_2}{\dot{m}_{aa}} + C_3 \quad (98)$$

Las ecuaciones para la granulometría individual de la alimentación son :

grueso :
$$B_p = \frac{152.7 D_d}{\dot{m}_{aa}} - \frac{213.9}{\dot{m}_{aa}} + 6.67 \quad (99)$$

medio :
$$B_p = \frac{102.2 D_d}{\dot{m}_{aa}} - \frac{124.5}{\dot{m}_{aa}} + 7.49 \quad (100)$$

fino :
$$B_p = \frac{225.5 D_d}{\dot{m}_{aa}} - \frac{303.3}{\dot{m}_{aa}} - 7.40 \quad (101)$$

y para todos los datos (todos los tamaños) :

$$B_p = \frac{193.0 D_d}{\dot{m}_{aa}} - \frac{271.6}{\dot{m}_{aa}} - 1.61 \quad (102)$$

Donde :

D_d = diámetro de la descarga (pulgadas)

\dot{m}_{aa} = flujo másico de agua en la alimentación(T/h)

En la figura 31, se muestra una comparación de los valores observados y de los valores calculados procedentes de las ecuaciones de regresión. La influencia del tamaño de alimentación sobre la distribución del agua se muestra claramente.

Los valores para las alimentaciones gruesa y fina se encuentran predominantemente en lados opuestos de la línea de regresión, mientras que aquellos destinados a la alimentación media están en el centro.

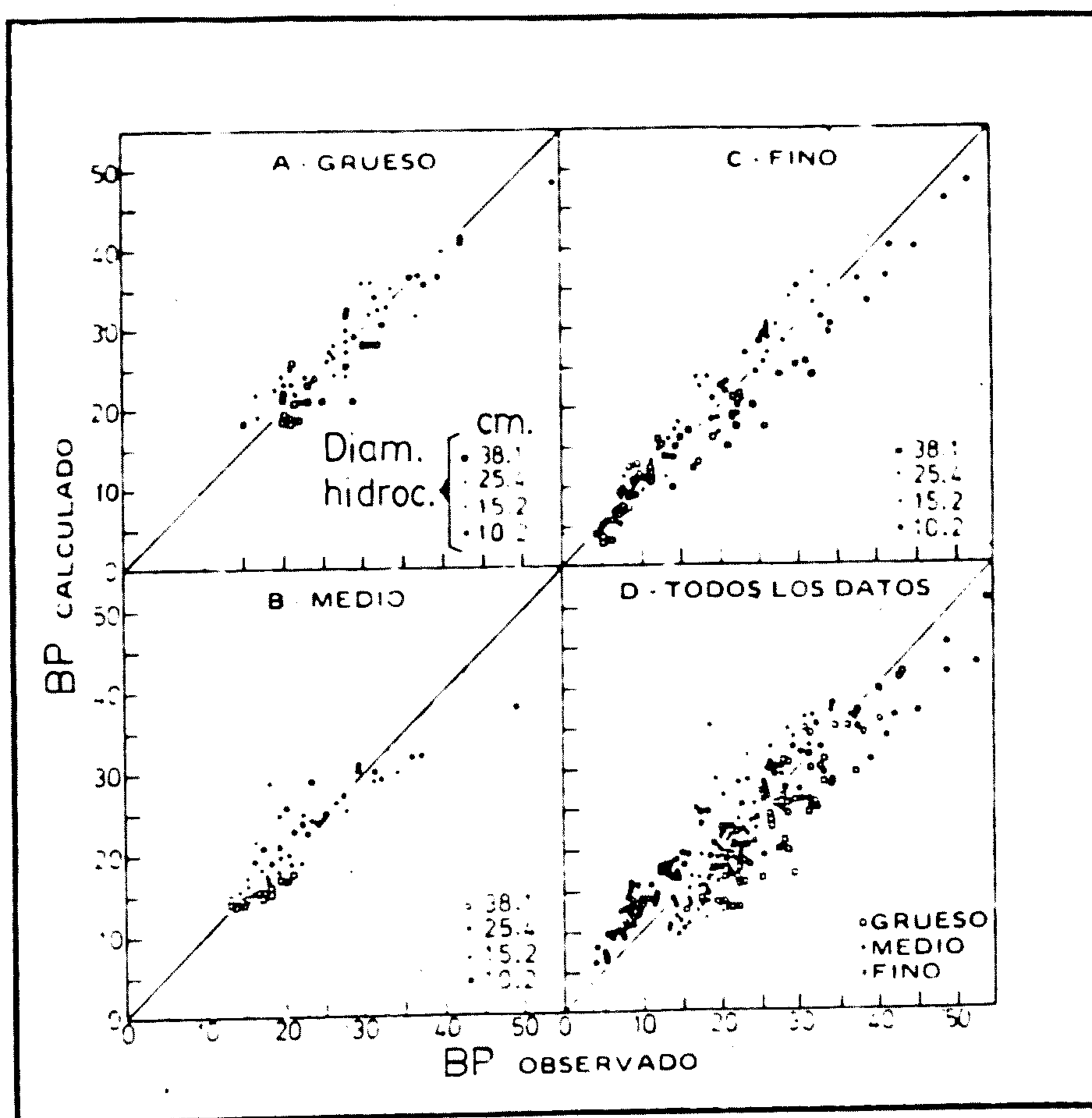


FIGURA 31. Comparación de los valores observados y calculados de BP.
[ref. 3]

c. Curva de Eficiencia Reducida.

Lynch y Rao, determinaron que la curva de eficiencia corregida podía ser expresada en función de la variable-adimensional d/d_{50c} a través de la siguiente fórmula :

$$E_r(d) = \frac{\exp(\beta \cdot d/d_{50c}) - 1}{\exp(\beta \cdot d/d_{50c}) + \exp(\beta) - 2} \quad (103)$$

Donde :

d = tamaño de partícula.

d_{50c} = tamaño de corte corregido.

β = parámetro que representa la agudeza de clasificación.

El parámetro β generalmente toma valores entre 2.5 y 4.5 y se obtiene a través de una solución iterativa de la ecuación 103, [ref. 19] .

d. El Tamaño de Corte.

Para sílice de distribución granulométrica constante clasificada en un hidrociclón Krebs de 20 pulgadas de diámetro (50.8 cm.) el tamaño de corte corregido es :

1. Directamente proporcional al diámetro de la boquilla del vórtice y de la presión de trabajo. 2. Inversamente proporcional al diámetro de la boquilla de descarga y el promedio de caudal de agua que sale por el rebose del hidrociclón. Un resumen de las pruebas realizadas se

pueden ver en la figura 32.

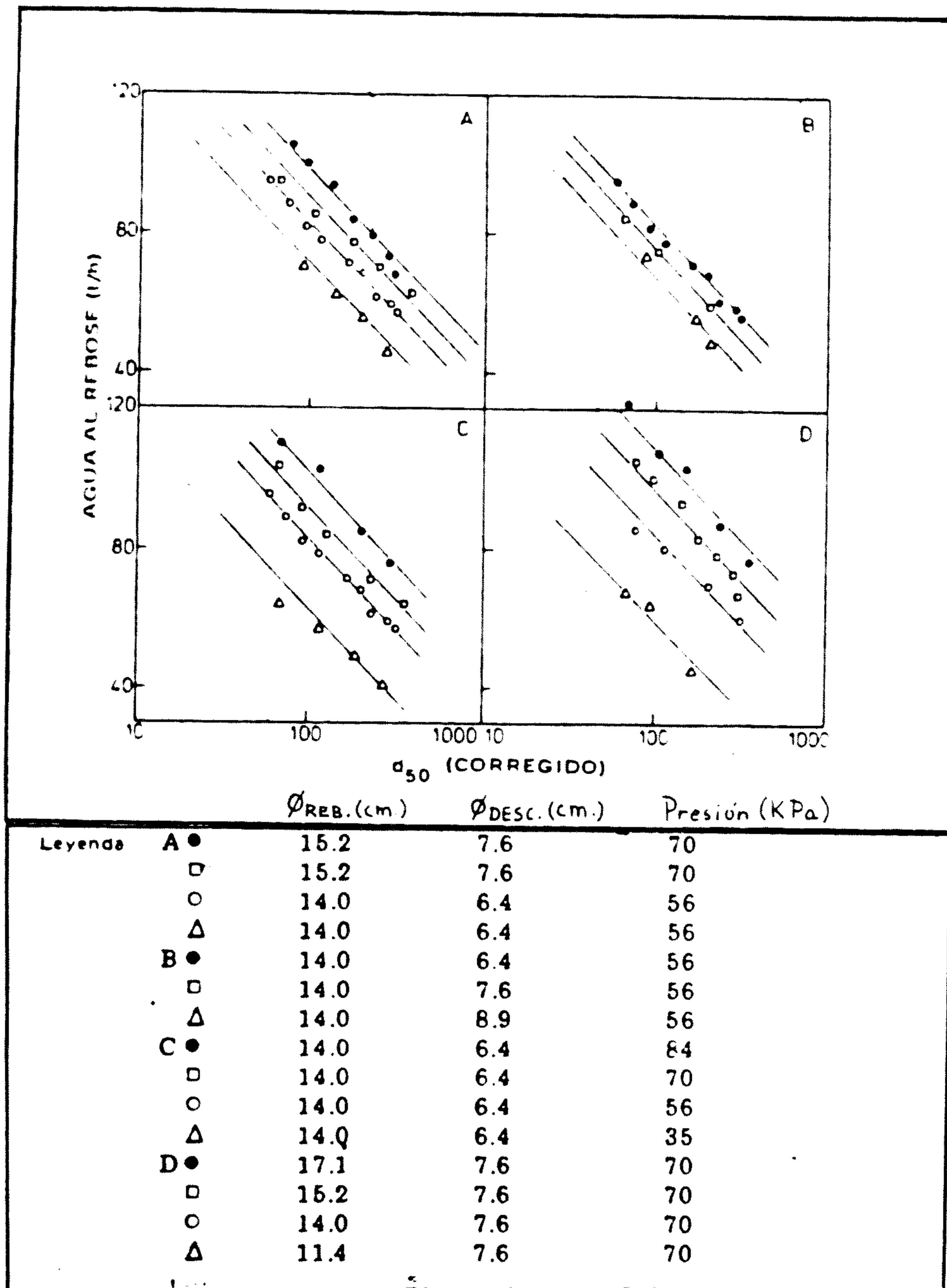


FIGURA 32. Influencia de las variables sobre el tamaño de corte corregido. [ref. 3] .

La relación de regresión entre el tamaño de corte co_rregido y las variables operativas es :

$$\log_{10} d_{50c} = 0.0173 \cdot X_a - 0.0695 \cdot D_d + 0.013 \cdot D_r + 4.8 \times 10^{-5} Q_a + K_4 \quad (104)$$

La constante K_4 deberá ser determinada en forma empírica de pruebas realizadas en planta.

Finalmente, podemos concluir que las fórmulas de correlación obtenidas por Lynch tienen dos aplicaciones fundamentales :

1. Mediante la obtención de las constantes de las ecuaciones con pruebas realizadas sobre el hidrociclón operando en la planta, se puede tener una estadística de su comportamiento y predecir su operación en condiciones similares a las ya experimentadas.

2. Simular y experimentar con hidrociclones en pequeña escala para predecir el comportamiento de hidrociclones grandes. Estas fórmulas difieren de las del caso(1) en que involucran más variables.

2.5.7.2 Modelo de Plitt.

L.R. Plitt, realizó una serie de pruebas en un esfuerzo por desarrollar un modelo general aplicable a hidrociclones, [ref. 5]. El modelo consiste de las siguientes ecuaciones :

- a. Ecuación del tamaño de corte.
- b. Ecuación de la distribución de caudales volumétricos de rebose y descarga.

- c. Ecuación de caída de presión.
- d. Ecuación de eficiencia reducida.
- e. Ecuación de la agudeza de clasificación.

Plitt, efectuó pruebas con hidrociclones de 1 1/4, 2 1/2 y 6 pulgadas de diámetro y reunió sus resultados con los proporcionados por Lynch logrando juntar 197 pruebas que sirvieron para obtener las constantes de sus fórmulas de correlación. Los datos fueron procesados usando un programa de regresión lineal múltiple desarrollada por la Universidad de California.

a. Ecuación del Tamaño de Corte.

La ecuación de correlación obtenida por Plitt fué :

$$d_{50c} = \frac{35 D_c^{0.46} \cdot D_i^{0.60} \cdot D_r^{1.21} \cdot \exp.(0.063 \varphi_a)}{D_d^{0.71} \cdot h^{0.38} \cdot Q_a^{0.45} \cdot (\rho_s - \rho_f)^{0.50}} \quad (105)$$

Donde :

- d_{50c} = tamaño de corte corregido (micrones).
- D_c = diámetro del hidrociclón (pulgadas).
- D_i = diámetro interno de la abertura de alimentación (pulgadas).
- D_r = diámetro de rebose (pulgadas).
- φ_a = porcentaje volumétrico de sólidos en la alimentación (%).
- D_d = diámetro de descarga (pulgadas).

h = distancia entre la parte inferior del diafragma de rebose y el orificio de descarga (pulgada).

Q_a = caudal de alimentación (pie^3/min).

ρ_s = densidad del sólido (gr/cc).

ρ_f = densidad de fluido (gr/cc).

El coeficiente de regresión lineal múltiple de esta ecuación es 0.99, lo que indica un buen ajuste de la ecuación a los datos. Esto se puede ver en la figura 33; los resultados por encima de 50 micrones fueron proporcionados en su mayoría por Lynch.

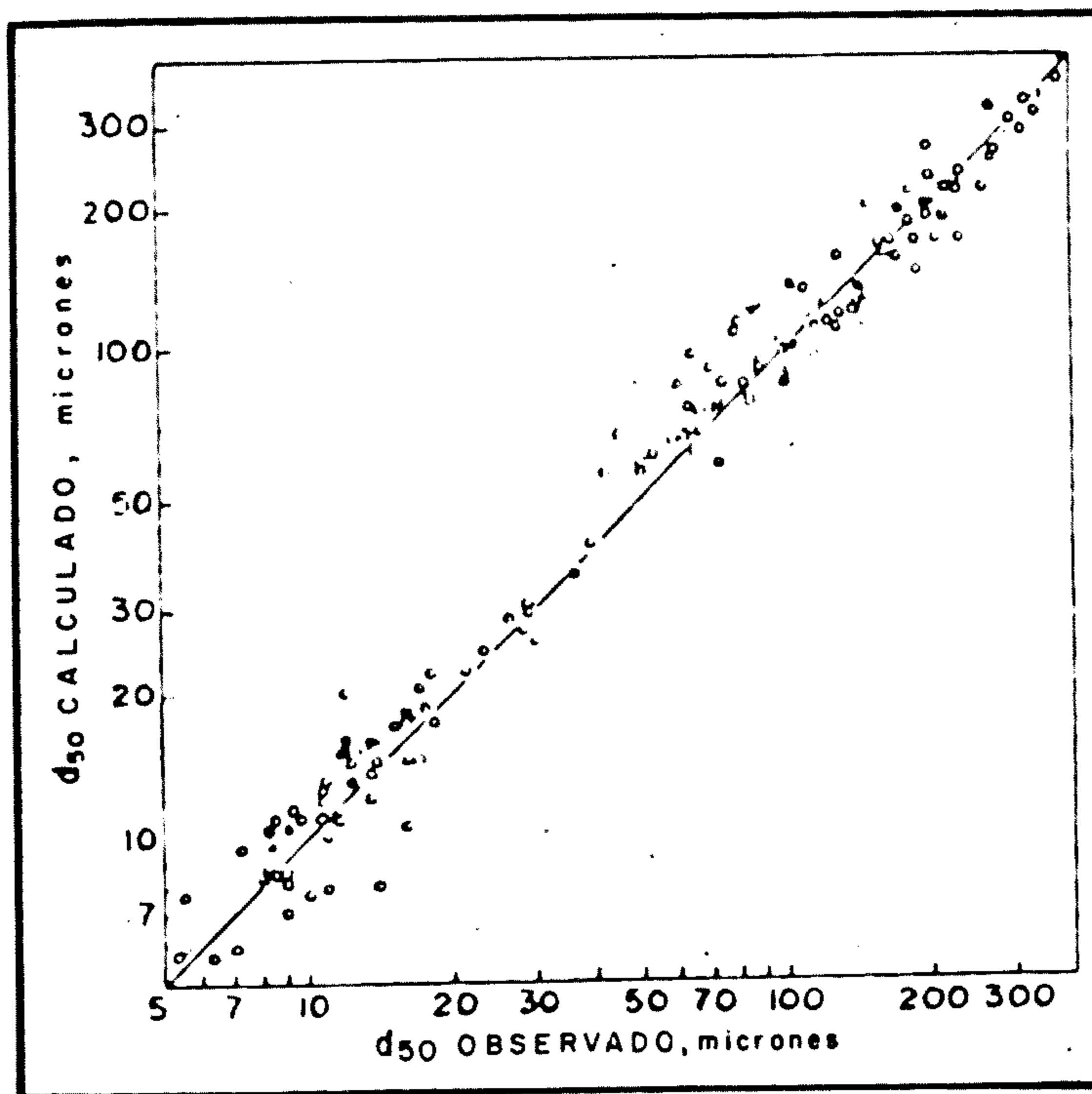


FIGURA 33. Comparación entre el tamaño de corte calculado y observado. [ref. 5]

Dentro de las variables que aparecen en la ecuación 105,

conviene mencionar que Lynch encontró que el porcentaje volumétrico de sólidos en la alimentación es la variable que más influyó en la magnitud del tamaño de corte. Las causas probables de ésto son un incremento de la viscosidad, la interferencia entre partículas y el congestionamiento de los sólidos que salen por la descarga.

La figura 34, permite comparar las curvas de ajuste obtenidas por Lynch, Plitt y Jull, [ref. 5] .

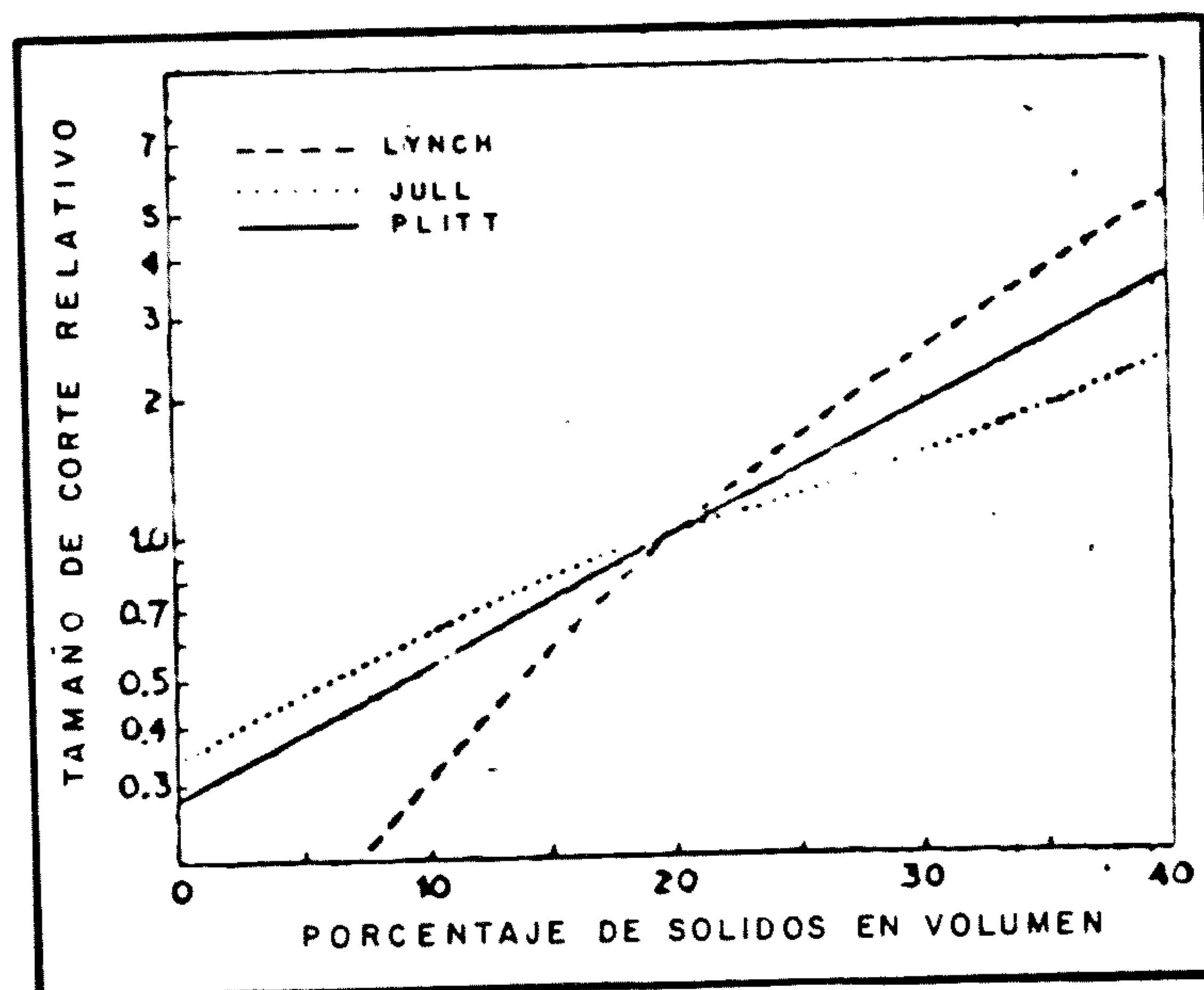


FIGURA 34. Comparación entre las ecuaciones del tamaño de corte de diferentes investigadores [ref. 5] .

b. Ecuación de la Distribución de Caudales Volumétricos de Rebose y Descarga.

La ecuación de regresión obtenida :

$$S = \frac{(D_d/D_r)^{3.31} \cdot h \cdot (D_d^2 + D_r^2)^{0.36} \cdot \exp(0.0054 \varphi_a)}{H^{0.24} \cdot D_c^{1.11}} \quad (106)$$

Donde :

S = cociente entre el caudal volumétrico de mezcla en la descarga y el caudal volumétrico de mezcla en el rebose.

H = presión estática de la mezcla alimentada:

$$\frac{2.31 P}{\rho}$$

P = presión de alimentación (psi).

ρ = densidad de la mezcla (gr/cc).

El coeficiente de correlación del ajuste es 0.9026. - Se debe recalcar que la ecuación sólo es válida para el caso en que el flujo de rebose y descarga no encuentren contrapresión a la salida.

c. Ecuación de Caída de Presión en el Hidrociclón.

La ecuación obtenida en este caso :

$$P = \frac{4.7 \cdot Q_a^{1.78} \cdot \exp(0.0055 \cdot \varphi_a)}{D_c^{0.37} \cdot D_i^{0.94} \cdot h^{0.28} \cdot (D_d^2 + D_r^2)^{0.87}} \quad (107)$$

El coeficiente de correlación múltiple del ajuste es 0.9009.

d. Ecuación de Eficiencia Corregida.

Plitt, asume un modelo clasificador-mezclador [ref.6] para obtener :

$$E_c(d) = 1 - \exp \left(-\ln 2 \cdot (d/d_{50c})^m \right) \quad (108)$$

Donde :

$E_c(d)$ = eficiencia corregida para el tamaño "d" de partícula.

d = tamaño de partícula.

d_{50c} = tamaño de corte corregido.

m = parámetro de agudeza de clasificación.

Esta ecuación se puede linealizar obteniéndose :

$$\underbrace{\ln \left(\ln \left(\frac{1}{1 - E_c(d)} \right) \right)}_Y = \underbrace{\left(\ln (\ln 2) - m \cdot \ln d_{50c} \right)}_A + \underbrace{m \cdot (\ln d)}_B \cdot X \quad (109)$$

De esta forma, mediante la técnica de mínimos cuadrados, los resultados obtenidos mediante la ecuación 53, - en base a datos experimentales de un análisis granulométrico, pueden ser ajustados a la ecuación. Las constantes A y B, y el coeficiente de correlación r, pueden ser obtenidos con las fórmulas 23, 24 y 26 (ver sección 2.2.2.1).

Por lo tanto la agudeza de clasificación (m) y el tamaño de corte corregido (d_{50c}) obtenidos del ajuste serán :

$$m = B \quad (110)$$

$$d_{50c} = \exp \left[\frac{\ln(\ln 2) - A}{m} \right] \quad (111)$$

Para el caso de que se esté calculando la eficiencia para cada rango de malla, se utilizará un tamaño promedio de partícula (geométrico o aritmético) en reemplazo de "d".

En el Apéndice II, de esta tesis se han llevado a un programa las fórmulas de ajuste, de tal forma que "m" y "d_{50c}" sean obtenidos rápidamente.

e. Ecuación de la Agudeza de Clasificación.

El mejor ajuste de los datos fué proporcionada por la siguiente ecuación :

$$m = \exp \left(0.58 - 1.58 \cdot R_v \right) \left(\frac{D_c^2 \cdot h}{Q_a} \right)^{0.15} \quad (112)$$

Donde :

R_v = cociente entre flujo volumétrico de mezcla en la descarga y en la alimentación.

La ecuación 112, tiene el coeficiente de correlación más bajo de todas las ecuaciones (0.75). Este resultado indica que se requiere más investigación para establecer en formas más precisa una correcta relación entre "m"

y las variables de diseño del hidrociclón.

A pesar de la dispersión de los datos, del estudio emergieron dos efectos que mostraban influencia sobre la agudeza de clasificación. El término D_d/D_r , mostraba que conforme este cociente aumentaba, la clasificación se hacía más pobre. Durante las pruebas se notó que cuando el cociente estaba próximo a 1.0 la clasificación era tan deficiente que a veces era muy difícil de terminar con exactitud del tamaño de corte (d_{50c}).

La segunda variable que mostraba una fuerte correlación era $D_c^2 \cdot h/Q_a$ que es representativa del tiempo de retención en un hidrociclón. Es lógico suponer que, a mayor tiempo de retención las partículas tendrán mas probabilidad de ser conducidas por el camino correcto.

Finalmente podemos decir que este modelo permite calcular la performance del hidrociclón con razonable aproximación cuando no se cuenta con suficientes datos. Además la abundante experimentación realizada hace que las ecuaciones sean aplicables sobre un amplio rango de condiciones de operación.

2.5.7.3 Método de Dimensiones Krebs.

Las pruebas realizadas por Arterburn [ref. 11] y por Tarr [ref.24] sobre hidrociclones Krebs, han permitido

obtener un método de dimensionamiento de hidrociclones. Este consiste en multiplicar los factores de corrección de las figuras 35 d, e, f; por el tamaño de corte que se espera obtener y de esta forma obtener el tamaño de corte del hidrociclón "típico" lo cual permitirá entrar a la figura 35a y seleccionar el diámetro del hidrociclón y luego obtener el diámetro de sus aberturas.

Finalmente el factor de corrección para capacidad obtenido de la figura 35e se multiplica por el valor de capacidad obtenido de la gráfica 35 a y así se conoce la capacidad real del hidrociclón requerido.

Con respecto al hidrociclón "típico" podemos decir que sus características son las siguientes :

1. El líquido usado es agua a 20°C (viscosidad 1 cp)
2. Los sólidos en suspensión son esferas con 2.65 de gravedad específica.
3. El porcentaje de sólidos en peso de la mezcla alimentada al hidrociclón es menor de 1%.
4. La caída de presión en el hidrociclón es de 10 psi.
5. $D_r \simeq 0.4 \cdot D_c$
 $A_i \simeq 0.05 \cdot D_c^2$
 $D_d \simeq 0.5 \cdot D_r$

Donde : D_c = diámetro del hidrociclón.

A_i = área del orificio de alimentación.

D_r = diámetro de rebose.

D_d = diámetro de descarga.

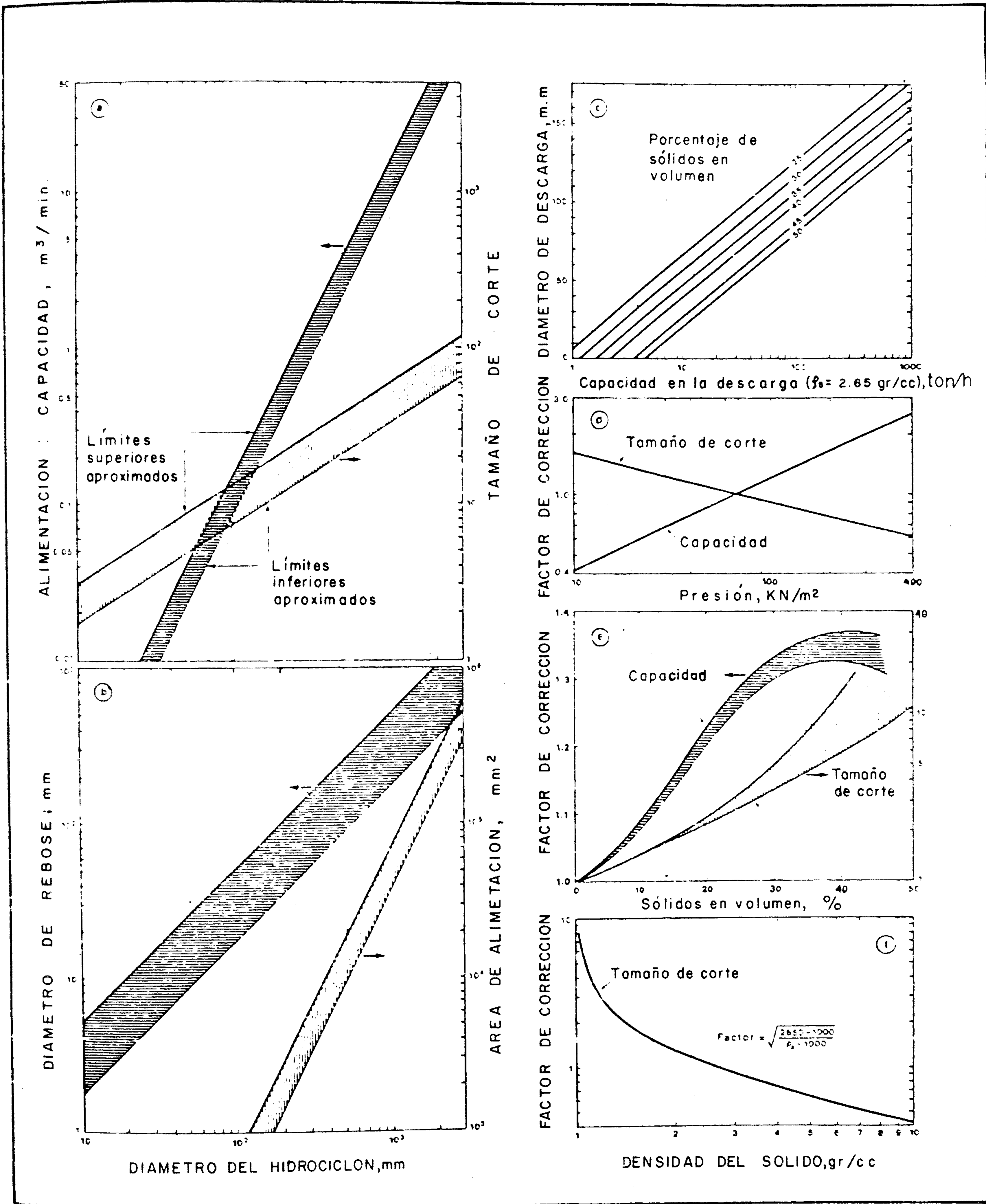


FIGURA 35. Gráficos para un dimensionamiento preliminar de hidrociclones. [ref. 24]

2.6. Fundamentos de Clasificadores Mecánicos en Circuitos de Molienda.

2.6.1 Aspectos Generales.

Los clasificadores más utilizados en los circuitos de molienda son el clasificador helicoidal o tipo Akins y el clasificador de rastrillos.

Siendo el clasificador helicoidal el de más difusión, entraremos a describirlo con más detalle.

Este clasificador (figura 36), consta de un tanque de sedimentación el cual generalmente tiene una inclinación de 3 a 4 pulg/pie. Dentro del tanque una (tipo simple) o dos (tipo duplex) espirales giran lentamente sin tocar los costados o fondo del tanque, siendo movida(s) por un sistema motor eléctrico-transmisión de engranajes.

El tanque de sedimentación está equipado en un extremo con un vertedero y un cajón de rebose donde se reúne el producto fino. El extremo opuesto al rebose es la salida de descarga hacia donde, por acción de la rotación de la espiral, son conducidas las partículas gruesas.

Existe además un sistema de izamiento para poder mover la espiral y así poder limpiar de sólidos e inspeccionar el fondo del tanque.

Debido a que se requiere el mínimo de turbulencia pa-

ra acometer la clasificación, se recomienda el uso de una caja de alimentación ; por la misma razón, el nivel del flujo de mezcla alimentado al clasificador debe estar a nivel o ligeramente por encima del nivel encontrado en el tanque de sedimentación.

La espiral (figura 37), puede ser de "paso simple" o de "paso doble". De acuerdo a la posición de la espiral estos clasificadores pueden ser: de verdadero alto, en los que el extremo inferior de la espiral esta completamente sumergida y los de espiral sumergida.

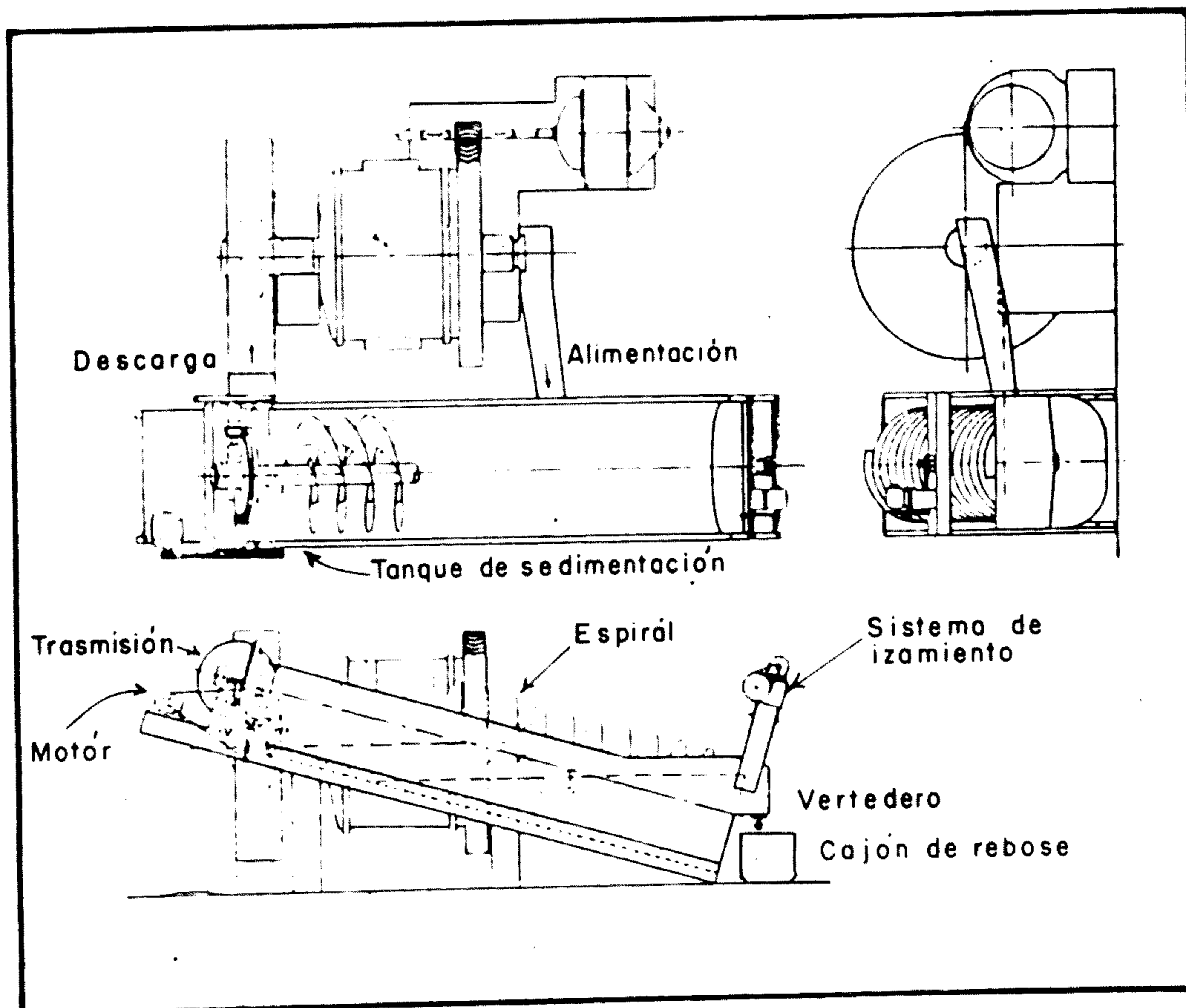


FIGURA 36. Disposición de un clasificador helicoidal de un circuito de molienda.[ref.2]

DIAMETRO DE LA ESPIRAL (pulg.)	VELOCIDAD (RPM)	POTENCIA DEL MOTOR (HP)	CAPACIDAD EN LA DESCARGA (Ton./h)	CAPACIDAD DE SÓLIDOS DEL REBOSE (Ton./h)														
				TIPO VERDADERO ALTO						TIPO ESPIRAL SUMERGIDA								
				% DE SÓLIDOS						MALLA LIMITE								
	40	35	30	25	20	25	22	19	16	13	10	7						
	20	28	35	48	65	48	65	80	100	150	200	325						
* 12	20	1/2	1.76	10.5	6.38	3.97	2.37	1.26	8.59	4.97	2.64	1.55	0.566	0.213	0.055			
* 16	14.8	3/4	3.12	30.4	18.5	11.4	6.88	3.60	12.5	7.26	3.88	2.27	0.849	0.320	0.073			
24	10.1	2	13.4	52.0	31.5	19.6	11.8	6.17	24.1	14.0	7.49	4.35	1.63	0.613	0.146			
30	8.1	2	21.1	85.1	51.6	32.0	19.2	10.1	33.6	19.4	10.5	6.04	2.26	0.880	0.220			
36	6.6	3	30.1	99.2	60.1	37.4	22.4	11.8	55.0	31.9	17.1	9.91	3.71	1.41	0.348			
42	5.8	3	41.2	132.0	80.2	49.8	29.9	15.7	71.7	41.5	22.3	12.9	4.84	1.87	0.457			
48	5.0	5	53.6	175.0	106.0	66.1	39.7	20.9	85.5	49.5	26.6	15.4	5.76	2.21	0.531			
54	4.4	5	67.8	203.0	123.0	76.3	45.8	24.1	116.2	67.2	36.1	20.9	7.81	3.01	0.732			
60	4.0	7-1/2	83.7	263.0	160.0	99.1	59.5	31.3	133.0	76.9	41.3	23.9	8.95	3.44	0.842			
66	3.7	7-1/2	101.0	303.0	180.0	112.0	67.2	35.4	159.0	91.6	49.4	28.6	10.7	4.11	1.01			
72	3.3	10	120.0	324.0	196.0	122.0	73.3	38.5	182.0	105.0	56.5	32.7	12.2	4.69	1.13			
78	3.0	10	141.0	398.0	241.0	150.0	90.1	47.4	209.0	121.0	65.0	37.7	14.1	5.41	1.32			
84	2.8	15	164.0	493.0	299.0	186.0	111.1	58.7	238.0	138.0	74.1	42.9	16.0	6.16	1.50			
PENDIENTE DEL TANQUE			3	4	3.75	3.5	3.5	3.5	3.5	3.5	3.5	3.5	3.5	3.5	3.5			

* La capacidad del rebose y descarga que aparecen son para sólidos con g.e. = 2.65

TABLA 5. Capacidades promedio en el rebose y la descarga para clasificadores helicoidales. [ref. 2]

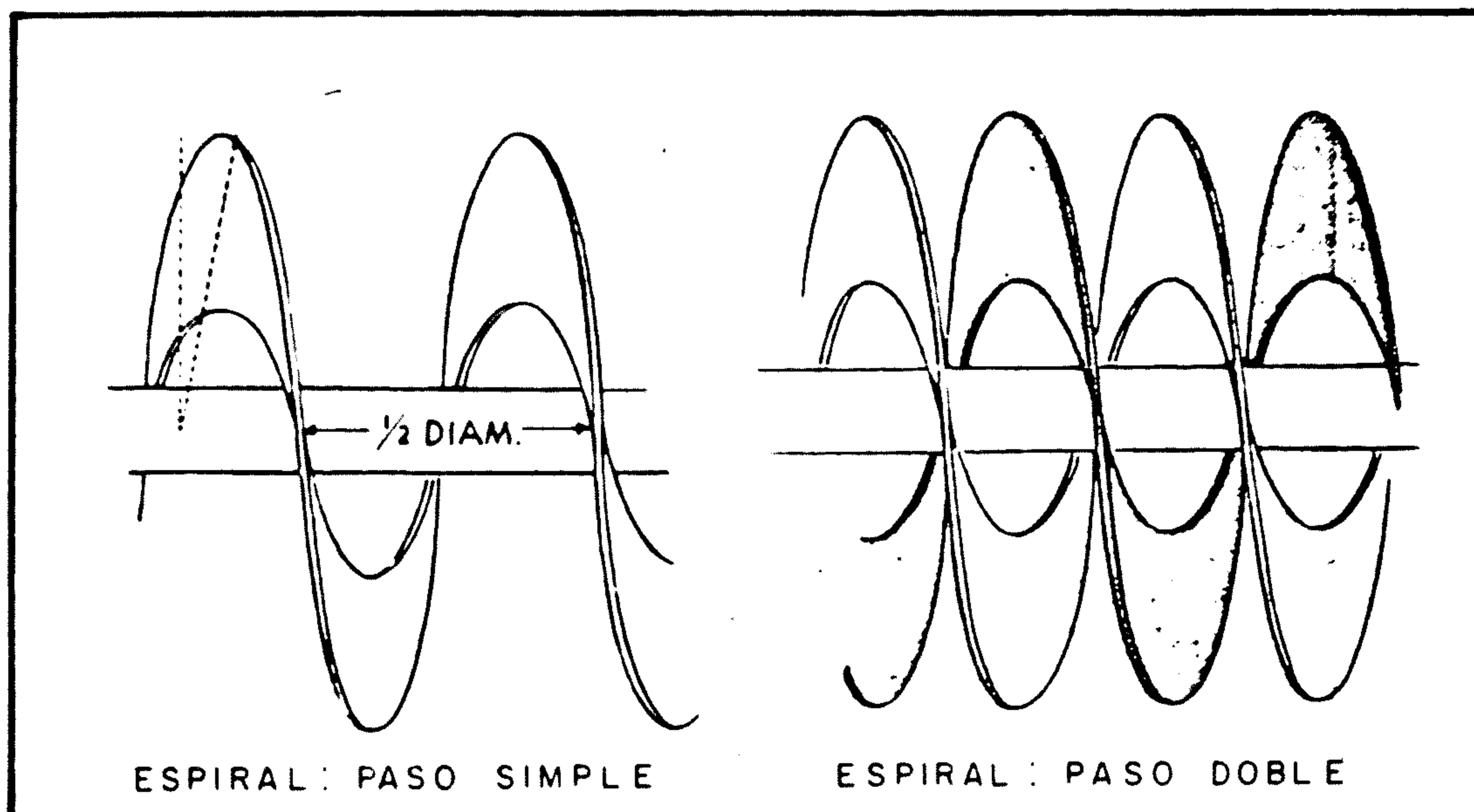


FIGURA 37. Detalle del paso de las espirales.
[ref.2]

2.6.2 Parámetros de Operación.

En la tabla 5, se muestran condiciones de operación promedio de los clasificadores helicoidales. En estos clasificadores las variables más fáciles de controlar son el flujo de sólidos procesado y la turbulencia, haciéndose ésto a través del porcentaje de sólidos en el alimento y de la velocidad de rotación de la espiral.

Cuando se agrega agua a la mezcla que ingresa al clasificador con el fin de disminuir la densidad o viscosidad, puede suceder que este exceso haga que se alcance lo que se conoce como "condición crítica de dilución", en lo cual las partículas gruesas que antes se depositaban en el fondo del tanque son aceleradas y logran salir

por el rebose.

A la inversa, si se disminuye el flujo de agua agregada a la entrada del clasificador, puede suceder que el incremento de viscosidad y la interferencia entre partículas haga que mayor cantidad de partículas gruesas salgan por el rebose.

CAPITULO 3

ESTUDIO DEL SISTEMA

El circuito "A" de molienda y clasificación de la planta concentradora de la mina Raúl está formado por un molino de bolas de 9 1/2' x 8', mas dos clasificadores. La mezcla que sale del molino va hacia el clasificador-helicoidal de 60" x 32'. El flujo que sale por el rebose de este clasificador es bombeado a un hidrociclón de 15 pulgadas de diámetro. Finalmente, el producto que sale por el rebose del hidrociclón va hacia las celdas de flotación.

Los flujos que salen por la descarga de ambos clasificadores retornan al molino.

Un muestreo efectuado en distintos puntos del circuito durante 24 horas (figura 38) ha permitido tomar datos que con la ayuda de las cargas circulantes obtenidas de las distribuciones granulométricas, ha permitido completar el balance.

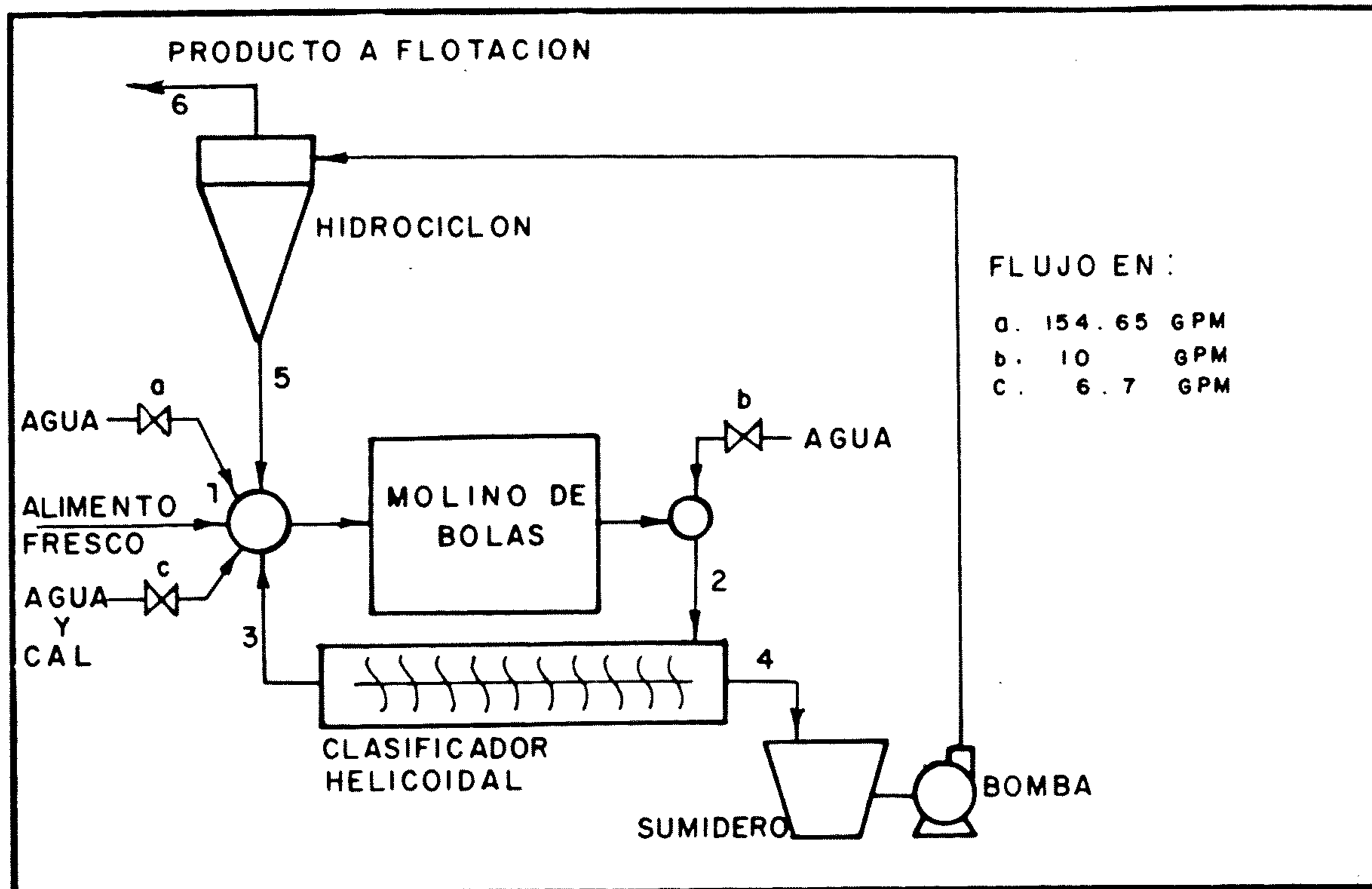


FIGURA 38. Diagrama de flujo del circuito "A" de molienda de la mina Raúl.

3.1 Datos Técnicos del Molino.

Tipo : Molino de bolas de 9 1/2' x 8' .

Marca : COMESA

Dirección de rotación : Antihorario.

Velocidad crítica : 25.5 RPM.

Velocidad real : 19.5 RPM.

Porcentaje de velocidad crítica : 76.5%

Los datos del motor eléctrico son :

Marca : ASEA.

Potencia : 300 Kw = 402 HP.

Amperaje máximo : 470 A.

Amperaje consumido : 450 A.

Voltaje : 440 volt.

Velocidad de rotación : 1,185 RPM.

Cos. \emptyset : 0.88

El consumo de las bolas de acero fundido es de 0.25 kg/ton. de mineral fresco.

5.1.1 Consumo de Energía del Molino.

$$\text{Potencia consumida} = \sqrt{3} \cdot (0.44\text{KV}) \cdot (450\text{A}) \cdot 0.88$$

$$P = 301.8 \text{ Kw}$$

$$\text{Consumo de energía} = \frac{\text{Potencia consumida}}{\text{Flujo de sólidos frescos al molino.}}$$

El flujo de sólidos alimentado al molino (alimento fresco) medido en la planta fué 27.09 ton. corta seca por hora TCS/h.

Por lo tanto :

$$\text{Consumo de energía} = \frac{301.8 \text{ Kw}}{27.09 \text{ TCS/h}} = 11.14 \frac{\text{Kwh}}{\text{TCS}}$$

3.1.2 Cálculo de Índice de Trabajo.

Usando la ecuación de Bond, [ref. 2] :

$$\text{Índice de Trabajo} = \frac{\text{Consumo de Energía}}{\left(\frac{10}{\sqrt{P_{80}}} - \frac{10}{\sqrt{F_{80}}} \right)}$$

Donde :

F_{80} = tamaño promedio de partículas en el alimento fresco (micrones).

P_{80} = tamaño promedio de partículas en el rebose del hidrociclón (micrones).

De las curvas de Gaudin-Schumman (figuras 40,41) obtenemos :

$$F_{80} = 4000 \mu$$

$$P_{80} = 200 \mu$$

Finalmente :

$$W_i = \frac{11.14}{0.549} = 20,3 \frac{\text{Kw-hr}}{\text{TCS}}$$

3.2 Datos Técnicos del Clasificador Helicoidal.

Marca : FIMA 60" x 32'

Velocidad de rotación del tornillo : 6 RPM

Potencia del motor eléctrico : 9 Kw = 12 HP

3.3 Datos Técnicos del Hidrociclón.

Marca : KREBS.

Diámetro : 381 mm. = 15 pulg.

Diámetro de rebose : 101.6 mm. = 4 pulg.

Diámetro de descarga : 69.85 mm. = 2 3/4 pulg.

Diámetro tubería de alimentación : 101.6 mm. = 4 pulg.

Diámetro tubería de rebose : 152.4 mm. = 6 pulg.

Bomba : Allis Chalmers SRL C 5 x 4

Los datos del motor eléctrico son :

Marca : Delcrosa

Potencia : 17.9 Kw = 24 HP

Velocidad de rotación : 1745 RPM

Tensión de alimentación : 440 V.

3.4 Balance Metalúrgico del Circuito de Molienda.

Durante el muestreo se obtuvo las siguientes densidades promedio de mezcla en los puntos indicados en la figura 38.

<u>Punto de Muestreo</u>	<u>Densidad de Mezcla</u> (gr/lt)
2	1,752
3	2,309
4	1,536
5	2,007
6	1,330

En el laboratorio se obtuvo la gravedad específica del sólido (g.e.) de las muestras tomadas en los distintos puntos del circuito :

<u>Punto de Muestreo</u>	<u>Gravedad Específica</u>
1	2.77
2	2.77
3	2.84
4	2.77
5	2.81
6	2.77

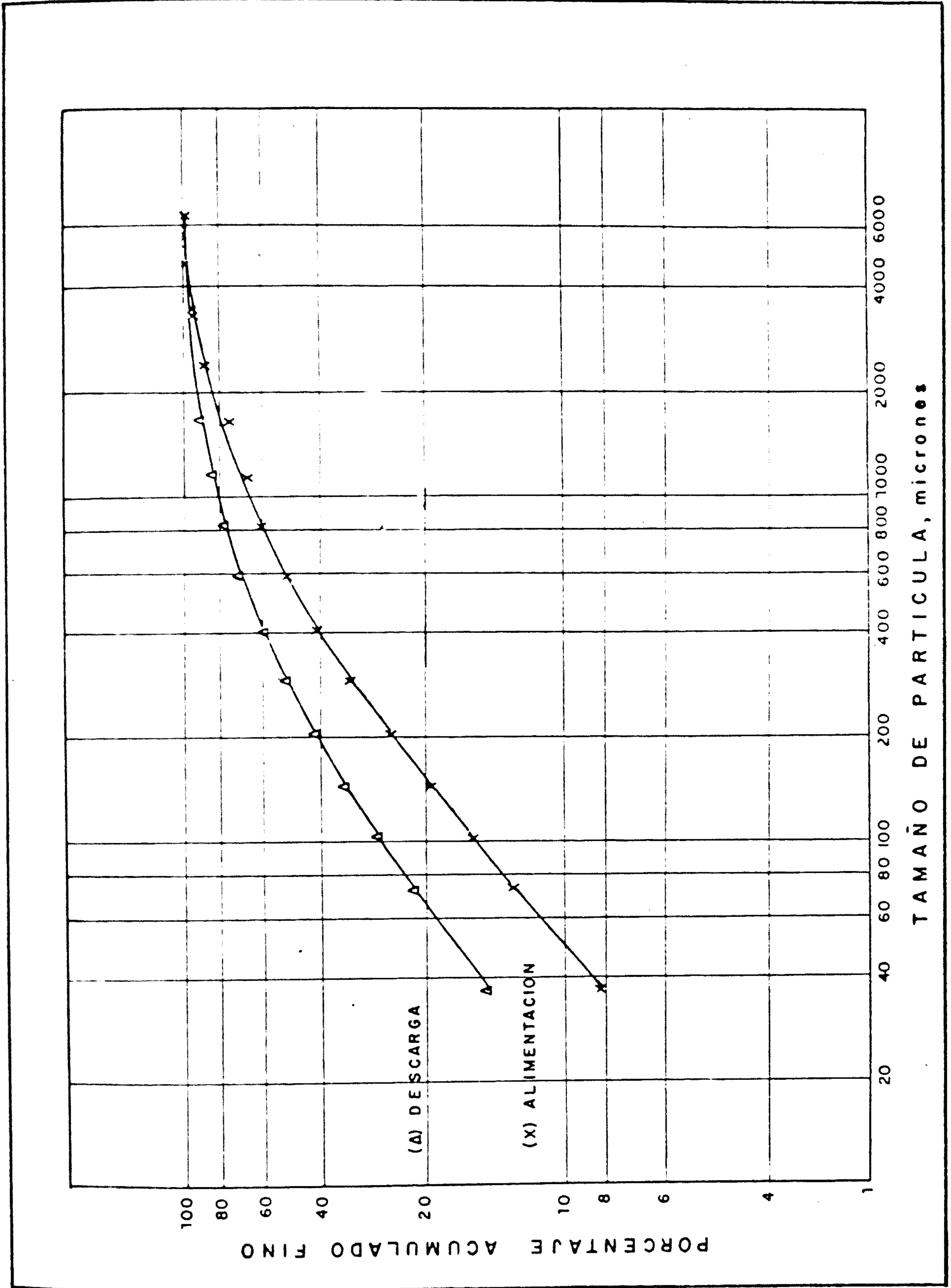


FIGURA 39. Distribución granulométrica en el molino de 9 1/2' x 8' .

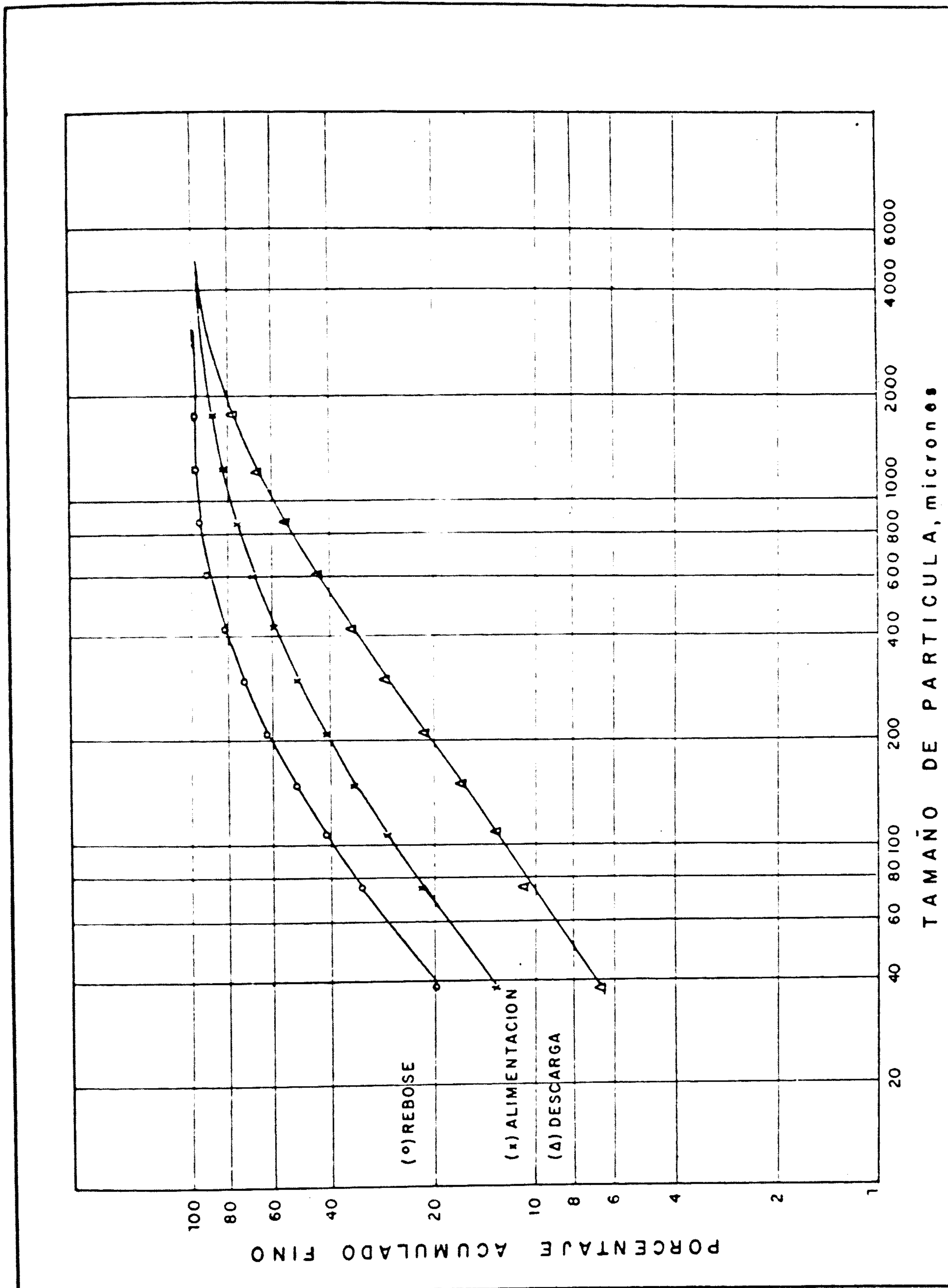


FIGURA 40. Distribución granulométrica en el clasificador helicoidal de 60" x 32' .

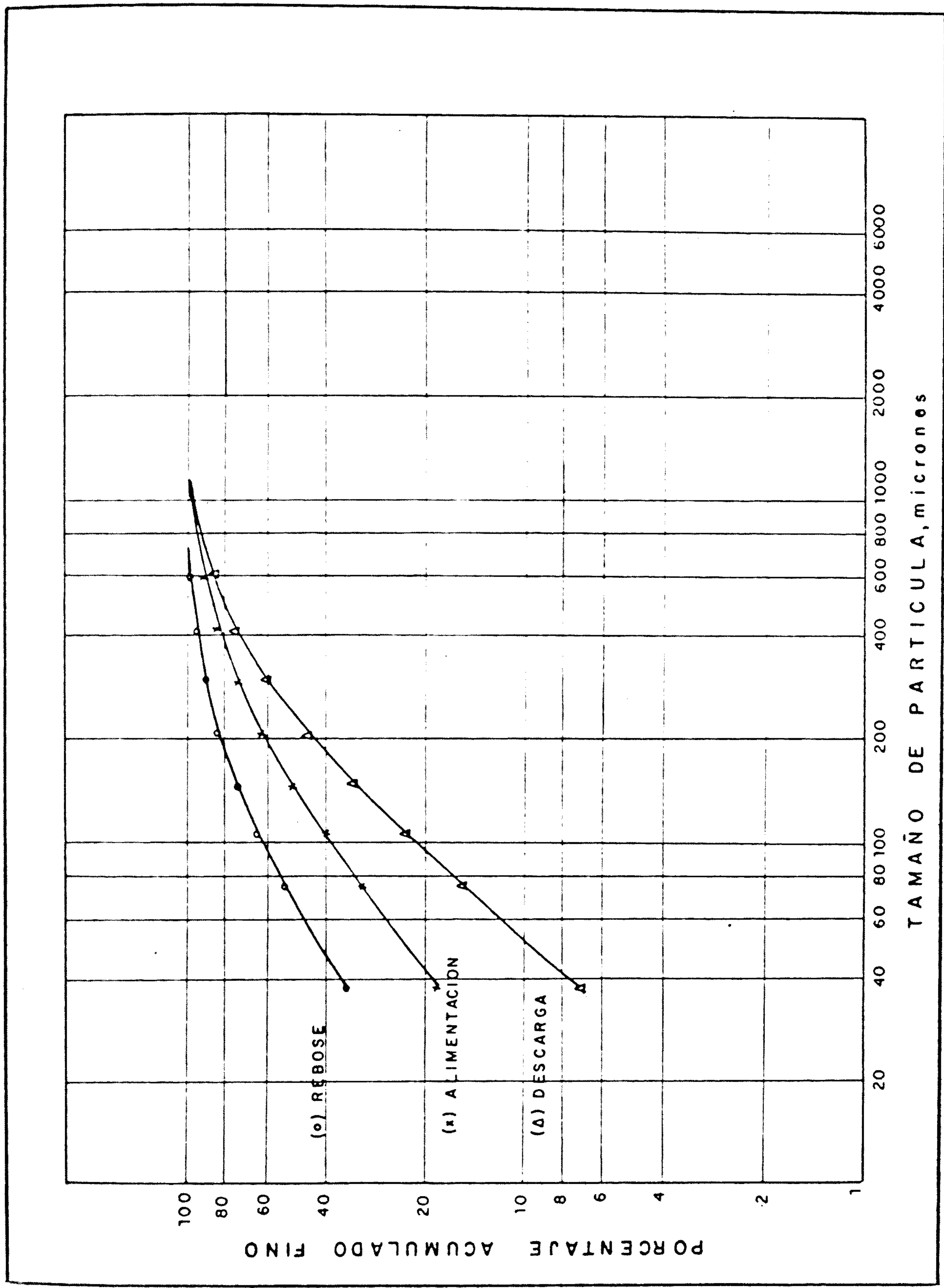


FIGURA 41. Distribución granulométrica en el hidrociclón de 15 pulgadas.

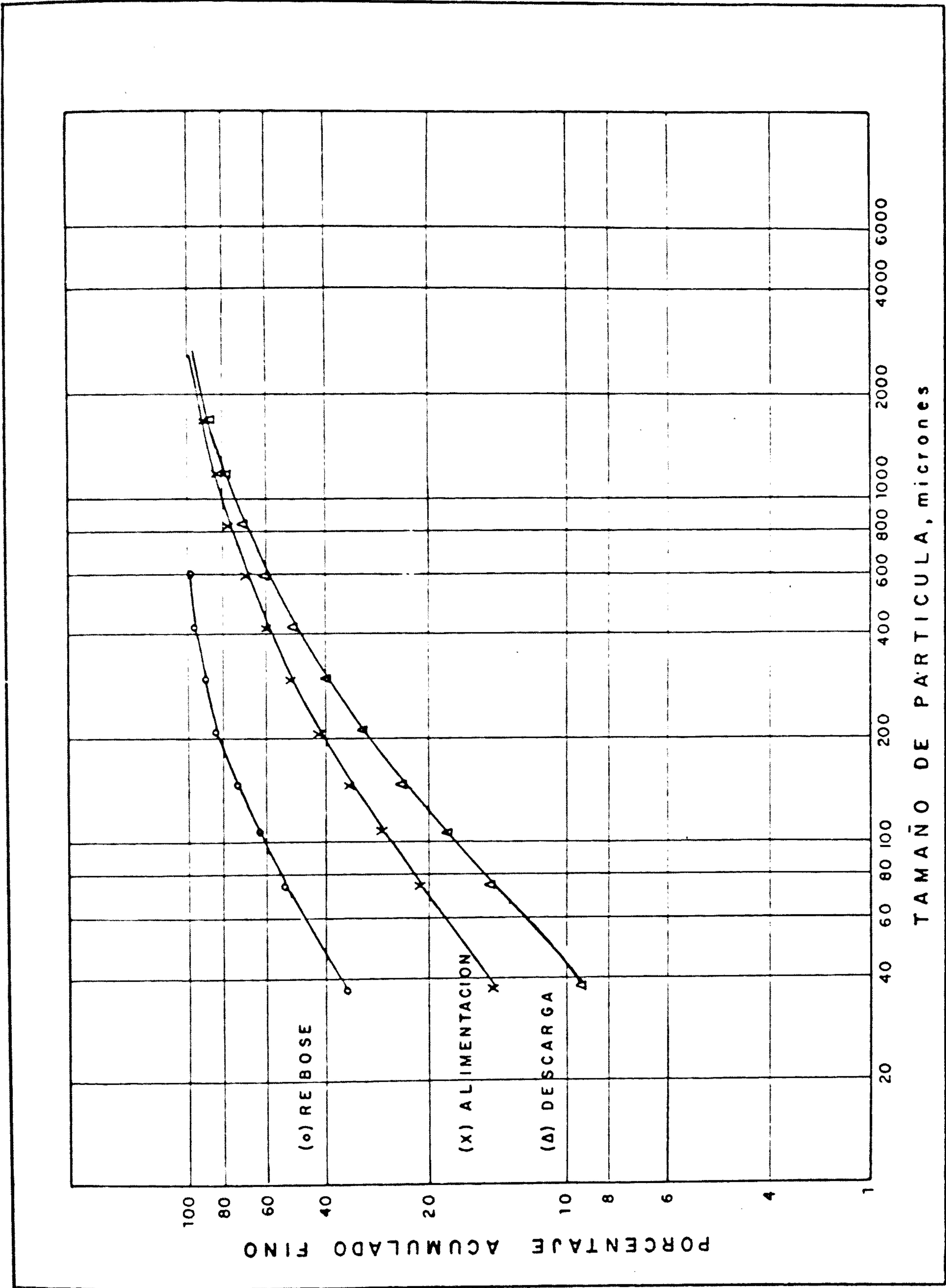


FIGURA 42. Distribución granulométrica de la clasificación global.

La distribución granulométrica experimental en el clasificador helicoidal (tabla 7) da como resultado distintas carga circulantes por rango de malla, por lo tanto, haciendo uso del programa MECMET 8401 (ver Apéndice I) para ajustar los datos experimentales a una sola carga circulante, se obtiene 98% como carga circulante en el clasificador helicoidal (tabla 8).

Para la distribución granulométrica experimental en el hidrociclón también se obtiene distinto valor de carga circulante por rango de malla (tabla 9) por lo tanto, al igual que en el clasificador helicoidal, se procede a corregir los datos para obtener la tabla 10, donde la carga circulante correspondiente al hidrociclón es 136%.

Será posible ahora calcular el flujo de sólidos en los puntos 4 y 5 .

$$\text{Carga Circulante del Hidrociclón.} = \frac{\text{Flujo de Sólidos en Descarga.}}{\text{Flujo de Sólidos en Rebose.}}$$

$$1.36 = \frac{\dot{m}_{s5}}{27.09}$$

Por lo tanto, el flujo de sólidos en la descarga del hidrociclón (punto 5).

$$\dot{m}_{s5} = 36.84 \text{ TCS/h}$$

El flujo de sólidos en la alimentación al hidrociclón:

$$\begin{aligned}\dot{m}_{s4} &= \dot{m}_{s6} + \dot{m}_{s5} \\ &= 27.09 + 36.84 \\ \dot{m}_{s4} &= 63.93 \text{ TCS/h}\end{aligned}$$

El porcentaje de sólidos en peso se calcula mediante:

$$X = \frac{\rho_s \cdot (\rho - \rho_a)}{\rho \cdot (\rho_s - \rho_a)} \cdot 100$$

Donde :

ρ_s = densidad del sólido.

ρ = densidad de la mezcla.

ρ_a = densidad del agua.

El porcentaje de sólidos en peso en los puntos 6, 5, y 4.

$$X_6 = \frac{2.77(1.33-1)}{1.33(2.77-1)} \cdot 100 = 38.83\%$$

$$X_5 = \frac{2.81(2.007-1)}{2.007(2.81-1)} \cdot 100 = 77.9\%$$

$$X_4 = \frac{2.77(1.536-1)}{1.536(2.77-1)} \cdot 100 = 54.61\%$$

El porcentaje de sólidos en volumen se calcula-

mediante :

$$\varphi = \frac{\rho - \rho_a}{\rho_s - \rho_a} \cdot 100$$

En los puntos 6, 5 y 4 :

$$\varphi_6 = \frac{1.33-1}{2.77-1} \cdot 100 = 18.64\%$$

$$\varphi_5 = \frac{2.007-1}{2.81-1} \cdot 100 = 55.64\%$$

$$\varphi_4 = \frac{1.536-1}{2.77-1} \cdot 100 = 30.28\%$$

El flujo volumétrico de mezcla se obtiene mediante la ecuación :

$$\dot{m}_v \text{ (1/s)} = \frac{\dot{m}_s \text{ (TCS/h)}}{\text{g.e. (sólido)}} \cdot \frac{1}{\varphi} \cdot 0.2523$$

Cálculo del flujo volumétrico de mezcla en los puntos 6, 5 y 4 :

$$\dot{m}_{v6} = \frac{27.09 \text{ TCS/h}}{2.77} \cdot \frac{1}{0.1864} \cdot 0.2523$$

$$\dot{m}_{v6} = 13.24 \text{ 1/s} = 209.86 \text{ GPM}$$

$$\dot{m}_{v5} = 5.94 \text{ 1/s} = 94.25 \text{ GPM}$$

$$\dot{m}_{v4} = \dot{m}_{v6} + \dot{m}_{v5}$$

$$\dot{m}_{v4} = 19.18 \text{ l/s} = 304 \text{ GPM}$$

Cálculo del flujo de agua en los puntos 6, 5 y 4 :

$$\dot{m}_{a6} = (1-0.1864) \cdot 13.24 = 10.77 \text{ l/s} = 170.76 \text{ GPM}$$

$$\dot{m}_{a5} = (1-0.5564) \cdot 5.94 = 2.63 \text{ l/s} = 41.69 \text{ GPM}$$

$$\dot{m}_{a4} = \dot{m}_{a6} + \dot{m}_{a5}$$

$$\dot{m}_{a4} = 13.4 \text{ l/s} = 212.42 \text{ GPM}$$

La fracción de agua que va hacia la descarga en el hidrociclón :

$$BP_{\text{hidroc.}} = \frac{\dot{m}_{a5}}{\dot{m}_{a4}} = 0.1963$$

Teniendo el flujo de sólidos en el rebose del clasificador helicoidal (punto 4), se podrá calcular los flujos en los puntos 2 y 3 .

$$\begin{aligned} \dot{m}_{s3} &= (\text{carga circulante}) \cdot \dot{m}_{s4} \\ &= 0.98 \cdot 63.93 \end{aligned}$$

$$\dot{m}_{s3} = 62.65 \text{ TCS/h}$$

$$\dot{m}_{s2} = \dot{m}_{s3} + \dot{m}_{s4}$$

$$\dot{m}_{s2} = 126.58 \text{ TCS/h}$$

El porcentaje de sólidos en peso en los puntos 2 y 3 :

$$X_3 = \frac{2.84(2.309-1)}{2.309(2.84-1)} \cdot 100 = 87.50\%$$

$$X_2 = \frac{2.77(1.752-1)}{1.752(2.77-1)} \cdot 100 = 67.17\%$$

El porcentaje de sólidos en volumen en los puntos 2 y 3 :

$$\varphi_3 = \frac{2.309-1}{2.84-1} \cdot 100 = 71.14\%$$

$$\varphi_2 = \frac{1.752-1}{2.77-1} \cdot 100 = 42.49\%$$

El flujo volumétrico de mezcla en 2 y 3 :

$$\dot{m}_{v3} = \frac{62.65 \text{ TCS/h}}{2.84} \cdot \frac{1}{0.7114} \cdot 0.2523 =$$

$$\dot{m}_{v3} = 7.82 \text{ l/s} = 124 \text{ GPM}$$

$$\dot{m}_{v2} = \dot{m}_{v3} + \dot{m}_{v4}$$

$$\dot{m}_{v2} = 27 \text{ l/s} = 428 \text{ GPM}$$

El flujo de agua en los puntos 2 y 3 :

$$\dot{m}_{a3} = (1-0.7114) \cdot 7.32 = 2.26 \text{ l/s} = 35.78 \text{ GPM}$$

$$\dot{m}_{a2} = \dot{m}_{a3} + \dot{m}_{a4}$$

$$\dot{m}_{a2} = 15.66 \text{ l/s} = 248.24 \text{ GPM}$$

La fracción de agua que va hacia la descarga en el cla
sificador helicoidal:

$$BP_{\text{helic.}} = \frac{\dot{m}_{a3}}{\dot{m}_{a2}} = 0.1443$$

Finalmente todos los valores calculados pueden ser llev
ados a la Tabla 5.

Punto de muestreo :	(1)	(2)	(3)	(4)	(5)	(6)
	Alimento Fresco	Alimento Clasif. Helicoid.	Descarga Clasif. Helicoid.	Rebose Clasif. Helicoid.	Descarga Hidroci.	Rebose Hidroci.
Tonelaje de sólidos (TCS/h)	27.09	126.58	62.65	63.93	36.84	27.09
Gravedad específica	2.77	2.77	2.84	2.77	2.81	2.77
Porcentaje de sólidos en peso (%)	--	67.17	87.50	54.61	77.9	38.83
Porcentaje de sólidos en volumen (%)	--	42.49	71.14	50.28	55.64	18.64
Densidad de mezcla (gr/l)	--	1752	2309	1536	2007	1330
Flujo de agua (l/s)	1.3	15.66	2.26	13.4	2.63	10.77
Flujo de mezcla (l/s)		27.0	7.82	19.18	5.94	13.24
Tamaño promedio de partícula (A_{80})	4000	1000	1700	400	500	200

Carga circulante del clasificador helicoidal = 0.98

Carga circulante del hidrociclón = 1.36

Carga circulante global = 3.67

TABLA 5. Resultados del muestreo sobre el circuito de molienda-clasificación.

RANGO DE MALLA (MALLA TYLER)	DESCARGA CLASIFIC. HELICOID.		DESCARGA HIDROCIC.		ALIMENTO FRESCO		ALIMENTO TOTAL A MOLINO			DESCARGA MOLINO	
	(1)		(2)		(3)		(4)			(5)	
	%PARC.	TCS/h	%PARC.	TCS/h	%PARC.	TCS/h	TCS/h	%PARC.	%AC. (-)	%PARC.	%AC. (-)
+1/4"					2.22	0.60	0.60	0.48	99.52		
-1/4" ... +4					3.59	0.97	0.97	0.77	98.75		
-4 ... +6					27.44	7.43	7.43	5.87	92.88		
-6 ... +8					21.35	5.78	5.78	4.57	88.31		
-8 ... +10	23.27	14.58			11.87	3.22	17.80	14.06	74.25	11.62	88.38
-10 ... +14	10.93	6.85			8.02	2.17	9.02	7.13	67.12	5.99	82.39
-14 ... +20	11.01	6.90			5.30	1.44	8.34	6.58	60.54	6.91	75.48
-20 ... +28	10.85	6.80		4.50	4.19	1.14	12.44	9.82	50.72	7.40	68.08
-28 ... +35	8.85	5.54		4.83	2.60	0.70	11.07	8.75	41.97	9.14	58.94
-35 ... +48	7.53	4.72		5.48	1.86	0.50	10.70	8.45	33.52	8.75	50.19
-48 ... +65	6.06	3.80		5.35	1.54	0.42	9.57	7.56	25.96	8.49	41.70
-65 ... +100	4.69	2.94		4.55	1.85	0.50	7.99	6.31	19.65	7.68	34.02
-100 ... +150	3.60	2.25		3.67	0.84	0.23	6.15	4.85	14.80	6.77	27.25
-150 ... +200	2.73	1.71		2.71	0.68	0.18	4.60	3.64	11.16	5.67	21.58
-200 ... +400	3.94	2.47		3.22	1.56	0.43	6.12	4.83	6.33	8.42	13.16
-400	6.54	4.09		2.53	5.09	1.38	8.00	6.33	0	13.16	0
	100.00	62.65	100.00	36.84	100.00	27.09	126.58	100.00	100.00	100.00	100.00

TABLA 6. Distribución granulométrica en el molino de 9 1/2' x 8'

RANGO DE MALLA (MALLA TYLER)	ALIMENTACION %PARC.	REPOSE %PARC.	DESCARGA %PARC.	CARGA CIRCULANTE %
+10	11.57	0.23	23.29	97
-10 ... +14	6.45	0.91	10.7	130
-14 ... +20	7.43	2.63	10.75	145
-20 ... +28	8.29	3.56	10.41	223
-28 ... +35	8.44	9.77	9.20	-175
-35 ... +48	8.19	10.23	7.81	537
-48 ... +65	7.71	11.26	6.44	280
-65 ... +100	6.89	11.01	5.08	228
-100 ... +150	6.02	10.26	3.97	207
-150 ... +200	5.11	8.83	3.01	177
-200 ... +400	8.08	12.99	4.11	124
-400	15.82	18.32	5.23	24

TABLA 7. Distribución granulométrica experimental en el clasificador helicoidal de 60" x 32' .

RANGO DE MALLA (MALLA TYLER)	ALIMENTACION		REBOSE		DESCARGA			C.C. %
	%PARC.	%AC. (-)	%AC. (+)	%PARC.	%AC. (-)	%AC. (+)	%PARC.	
+10	11.62	88.38	11.62	0.21	99.79	0.21	23.27	98
...	5.99	82.39	17.61	1.14	98.65	1.35	34.20	98
+14	6.91	75.48	24.52	2.89	95.76	4.24	45.21	98
...	7.40	68.08	31.92	4.01	91.75	8.25	56.06	98
+20	9.14	58.94	41.06	9.42	82.33	17.67	64.91	98
...	8.75	50.19	49.81	9.95	72.38	27.62	72.44	98
+28	8.49	41.7	58.30	10.87	61.51	38.49	78.50	98
...	7.68	34.02	65.98	10.61	50.90	49.1	83.19	98
+35	6.77	27.25	72.75	9.88	41.02	58.98	86.79	98
...	5.67	21.58	78.42	8.55	32.47	67.53	89.52	98
+48	8.42	13.16	86.84	12.82	19.65	80.35	93.46	98
...	13.16	--	100	19.65	--	100	100	98
+100								
...								
+150								
...								
+200								
...								
+400								
...								
-10								
...								
-14								
...								
-20								
...								
-28								
...								
-35								
...								
-48								
...								
-65								
...								
-100								
...								
-150								
...								
-200								
...								
-400								

TABLE 8. Distribución granulométrica ajustada en el clasificador helicoidal de 60" x 32' (método de K.J. Reid; usando los valores de la tabla 7).

RANGO DE MALLA (MALLA TYLER)	ALIMENTACION % PARC.	REBOSE % PARC.	DESCARGA % PARC.	CARGA CIRCULANTE %
+28	7.33	1.94	12.48	105
-28 ...	9.77	3.03	12.65	234
-35 ...	10.23	5.33	15.16	99
-48 ...	11.26	7.60	14.69	107
-65 ...	11.01	9.18	12.36	136
-100 ...	10.26	10.22	9.83	-93
-150 ...	8.83	10.18	7.21	83
-200 ...	12.99	17.77	8.53	107
-400	18.32	34.75	7.09	146

TABLA 9. Distribución granulométrica experimental en el hidrociclón de 15 pulgadas.

RANGO DE MALLA (MALLA TYLER)	ALIMENTACION				REBOSE		DESCARGA			C.C. %
	%PARC.	%AC. (-)	%AC. (+)	%PARC.	%AC. (-)	%AC. (+)	%PARC.	%AC. (-)	%AC. (+)	
+28	7.78	92.22	7.78	1.75	98.25	1.75	12.22	87.78	12.22	1.36
-28 ... +35	8.98	83.24	16.76	3.37	94.88	5.12	13.11	74.67	25.33	1.36
-35 ... +48	10.74	72.50	27.50	5.12	89.76	10.24	14.87	59.80	40.20	1.36
-48 ... +65	11.54	60.96	39.04	7.48	82.28	17.72	14.53	45.27	54.73	1.36
-65 ... +100	11.01	49.95	50.05	9.18	73.10	26.90	12.36	32.91	67.09	1.36
-100 ... +150	10.08	39.85	60.13	10.29	62.81	37.19	9.93	22.98	77.02	1.36
-150 ... +200	8.59	31.28	68.72	10.28	52.53	47.47	7.35	15.63	84.37	1.36
-200 ... +400	12.63	18.65	81.35	17.92	34.61	65.39	8.74	6.89	93.11	1.36
-400	18.65	--	100	34.61	--	100	6.89	--	100	1.36

TABLA 10. Distribución granulométrica ajustada en el hidrociclón de 15 pulgadas (método de K.J Reid , usando los valores de la Tabla 9).

RANGO DE MALLA (MALLA TYLER)	ALIMENTACION		REBOSE		DESCARGA	
	%PARC.	%AC. (-)	%AC. (+)	%PARC.	%AC. (-)	%AC. (+)
+10	11.62	88.38	11.62			14.79
-10 ...	5.99	82.39	17.61			7.62
-14 ...	6.91	75.48	24.52			8.80
-20 ...	7.40	68.08	31.92	1.75	98.25	8.94
-28 ...	9.14	58.94	41.06	3.37	94.88	10.71
-35 ...	8.75	50.19	49.81	5.12	89.76	9.74
-48 ...	8.49	41.7	58.30	7.48	82.28	8.76
-65 ...	7.68	34.02	65.98	9.18	73.10	7.27
-100 ...	6.77	27.25	72.75	10.29	62.81	5.81
-150 ...	5.67	21.58	78.42	10.28	52.53	4.41
-200 ...	8.42	13.16	86.84	17.92	34.61	5.83
-400	13.16	-.-	100	34.61	-.-	7.32

TABLA 11. Distribución granulométrica considerando una clasificación global (a partir de datos de Tablas 8 y 10).

3.5 Cálculo de las Eficiencias de los Clasificadores.

Las eficiencias por rango de malla del clasificador helicoidal (clasificador I) se muestran en la tabla 13. Para calcular la eficiencia corregida de este clasificador se utiliza en la ecuación 53. El valor de y_1 es la fracción de agua que va hacia la descarga.

El programa MECMET 8402 permite obtener con rapidez todas las eficiencias y ajustar finalmente los datos a la curva de Plitt. De este ajuste se obtiene un valor de agudeza de clasificación, $m = 1.1019$ y de tamaño de corte $d_{50c} = 475 \mu$.

Con ayuda de las curvas de distribución granulométrica (figura 40), se puede obtener para los flujos de alimentación, rebose y descarga en el clasificador helicoidal, el porcentaje de sólidos menor que el tamaño de corte.

Para el rebose :

$$F'_{rI} = 85\%$$

Para la alimentación :

$$F'_{aI} = 62\%$$

Para la descarga :

$$F'_{dI} = 38\%$$

Eficiencia para partículas finas ; (ecuación 81) :

$$E_{RI} = \frac{85}{62} \cdot \frac{62-38}{85-38} \cdot 100$$

$$E_{RI} = 70\%$$

Eficiencia para partículas gruesas ; (ecuación 82):

$$E_{GI} = \frac{100-38}{100-62} \cdot \frac{62-85}{38-85} \cdot 100$$

$$E_{GI} = 79.84\%$$

La eficiencia total del clasificador ; (ecuación 83) :

$$E_I = E_{RI} \cdot E_{GI} \cdot 100$$

$$E_I = 56\%$$

En forma similar a lo realizado para el clasificador-helicoidal se procede con los datos del hidrociclón (clasificador II) obteniéndose la tabla 14.

Los parámetros de ajuste a la ecuación de Plitt son:

$$m = 0.7686$$

$$d_{50c} = 151 \mu$$

Los datos de la curva de distribución granulométrica- (figura 41) para el cálculo de la eficiencia general en

este caso son :

$$F'_{rII} = 73\%$$

$$F'_{aII} = 51\%$$

$$F'_{dII} = 33\%$$

La eficiencia de partículas finas :

$$E_{R_{II}} = 64.41 \%$$

La eficiencia de partículas gruesas :

$$E_{G_{II}} = 75.20\%$$

La eficiencia total del hidrociclón :

$$E_{II} = 48.4\%$$

La eficiencia general de todo el circuito se puede calcular a base de la distribución granulométrica de los flujos de rebose del hidrociclón, descarga del hidrociclón y clasificador helicoidal, y alimento al clasificador helicoidal. (tabla 11).

Las eficiencias por rango de malla se muestran en la tabla 15, y al ajustar los datos de eficiencia corregida a la curva de Plitt se obtiene :

$$m = 0.7348$$
$$d_{50c} = 108.49 \mu$$

Con el valor del tamaño de corte se puede determinar en las curvas de distribución granulométrica :

$$F'_r = 63\%$$

$$F'_a = 28\%$$

$$F'_d = 18.3\%$$

Por lo tanto :

$$E_R = 64.41\% ; \quad E_D = 75.2\% ; \quad E = 48.4\%$$

Resumiendo los cálculos obtenemos la Tabla 12 :

	<u>d_{50c}</u>	<u>m</u>	<u>%E_R</u>	<u>%E_D</u>	<u>%E</u>
Clasificador Helicoidal	475	1.019	70.0	79.84	56
Hidrociclón	151	0.7686	64.41	75.20	48.4
Clasificación Global	109	0.7348	48.83	88.85	43.4

TABLA 12. Eficiencias de Clasificación del Circuito "A" de la Mina Raúl.

RANGO DE MALLA (MALLA TYLER)	TAMAÑO PROM. (micrones)	EFICIENCIA GRUPOS (%)	EFICIENCIA FINOS (%)	EFICIENCIA TROMP (%)	EFICIENCIA CORREGIDA (%)	EFICIENCIA PLITT (%)
+10	1981	99.12	0.91	99.09	98.94	95.81
-10 ...	1397	90.31	9.61	90.38	88.75	88.46
-14 ...	991	78.86	21.12	78.87	75.30	77.22
-20 ...	701	72.57	27.37	72.61	67.98	63.59
-28 ...	495	47.92	52.05	47.94	39.13	49.77
-35 ...	351	42.59	57.43	42.58	32.87	37.59
-48 ...	246	35.33	64.66	35.33	24.39	27.29
-65 ...	175	30.23	69.77	30.23	18.43	19.66
-100 ...	124	26.32	73.71	26.31	13.84	13.91
-150 ...	89	23.83	76.16	23.83	10.94	9.87
-200 ...	52	23.16	76.9	23.15	10.15	5.59
-400	20	24.60	75.41	24.59	11.83	1.99

TABLA 13. Eficiencias por rango de malla en el clasificador helicoidal de 60" x 32'.

RANGO DE MALLA (MALLA TYLER)	TAMAÑO PROM. (micrones)	EFICIENCIA GRUESOS (%)	EFICIENCIA FINOS (%)	EFICIENCIA TROMP (%)	EFICIENCIA CORREGIDA (%)	EFICIENCIA PLITT (%)
+28	701	90.51	9.53	90.47	88.15	89.48
-28 ...	495	84.13	15.9	84.10	80.23	82.16
-35 ...	351	79.79	20.2	79.80	74.89	73.37
-48 ...	246	72.56	27.47	72.54	65.86	63.47
-65 ...	175	64.69	35.33	64.68	56.09	55.93
-100 ...	124	56.77	43.26	56.75	46.23	44.83
-150 ...	89	49.31	50.71	49.30	36.97	36.93
-200 ...	52	39.88	60.12	39.88	25.26	26.28
-400	20	21.29	78.64	21.30	2.16	13.61

TABLA 14. Eficiencias por rango de malla en el hidrociclón de 15 pulgadas.

RANGO DE MALLA (MALLA TYLER)	TAMAÑO PROM. (micrones)	EFICIENCIA GRUESOS (%)	EFICIENCIA FINOS (%)	EFICIENCIA TROMP (%)	EFICIENCIA CORREGIDA (%)	EFICIENCIA PLITT (%)
+10	1981	100.04	0	100	100	99.71
-10 ...	1397	99.99	0	100	100	98.92
-14 ...	991	100.10	0	100	100	97.05
-20 ...	701	94.96	5.06	94.94	92.65	93.48
-28 ...	495	92.10	7.89	92.11	88.53	87.93
-35 ...	351	87.49	12.52	87.48	81.8	80.65
-48 ...	246	81.10	18.86	81.14	72.59	71.78
-65 ...	175	74.40	25.58	74.41	62.81	62.65
-100 ...	124	67.45	32.53	67.47	52.72	53.45
-150 ...	89	61.13	38.80	61.17	43.56	45.08
-200 ...	52	54.42	45.55	54.44	33.78	33.02
-400	20	43.72	56.28	43.72	18.2	18.13

TABLA 15. Eficiencia global por rango de malla.

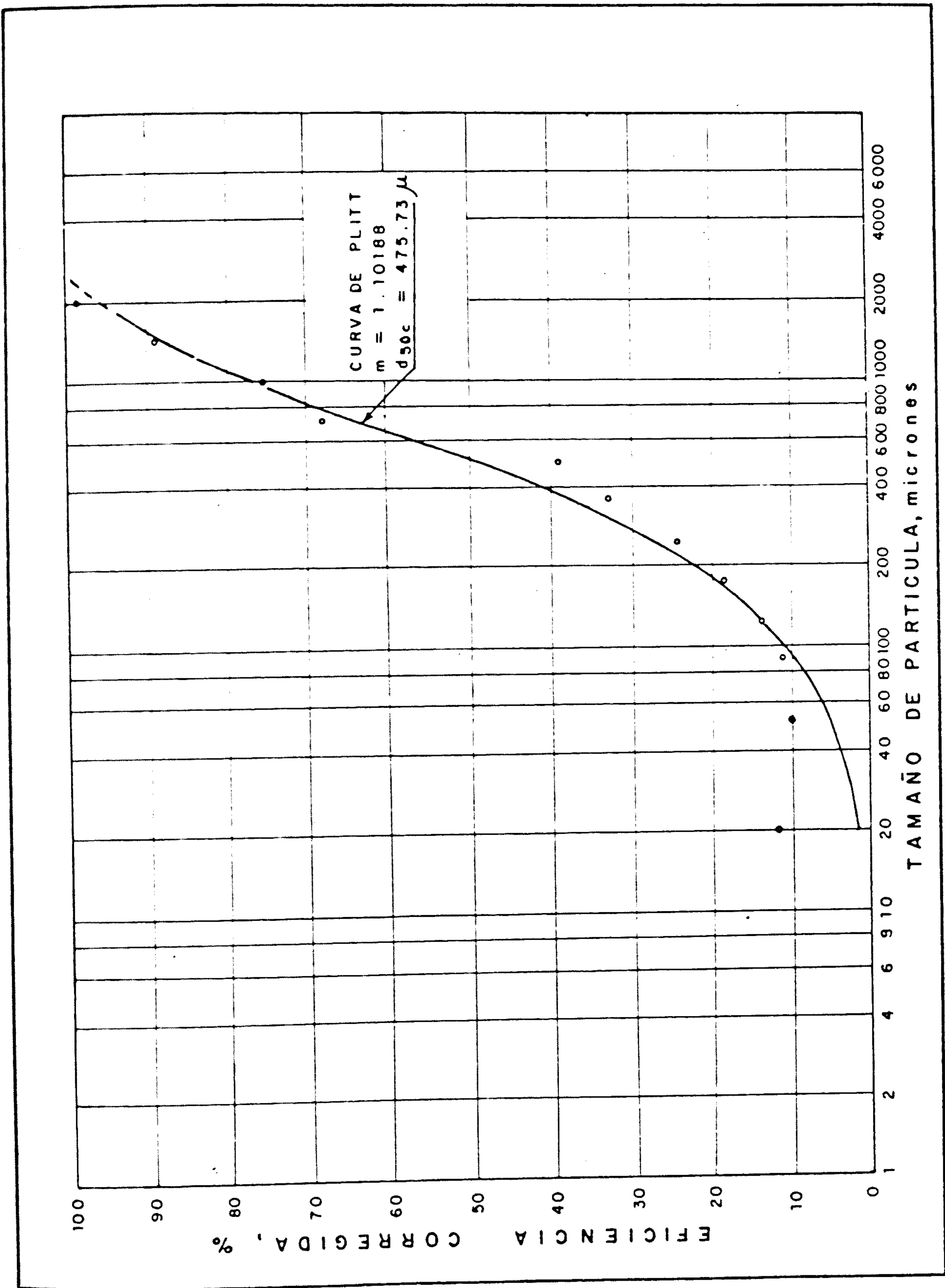


FIGURA 43. Eficiencia en el clasificador helicoidal 60" x 32' .

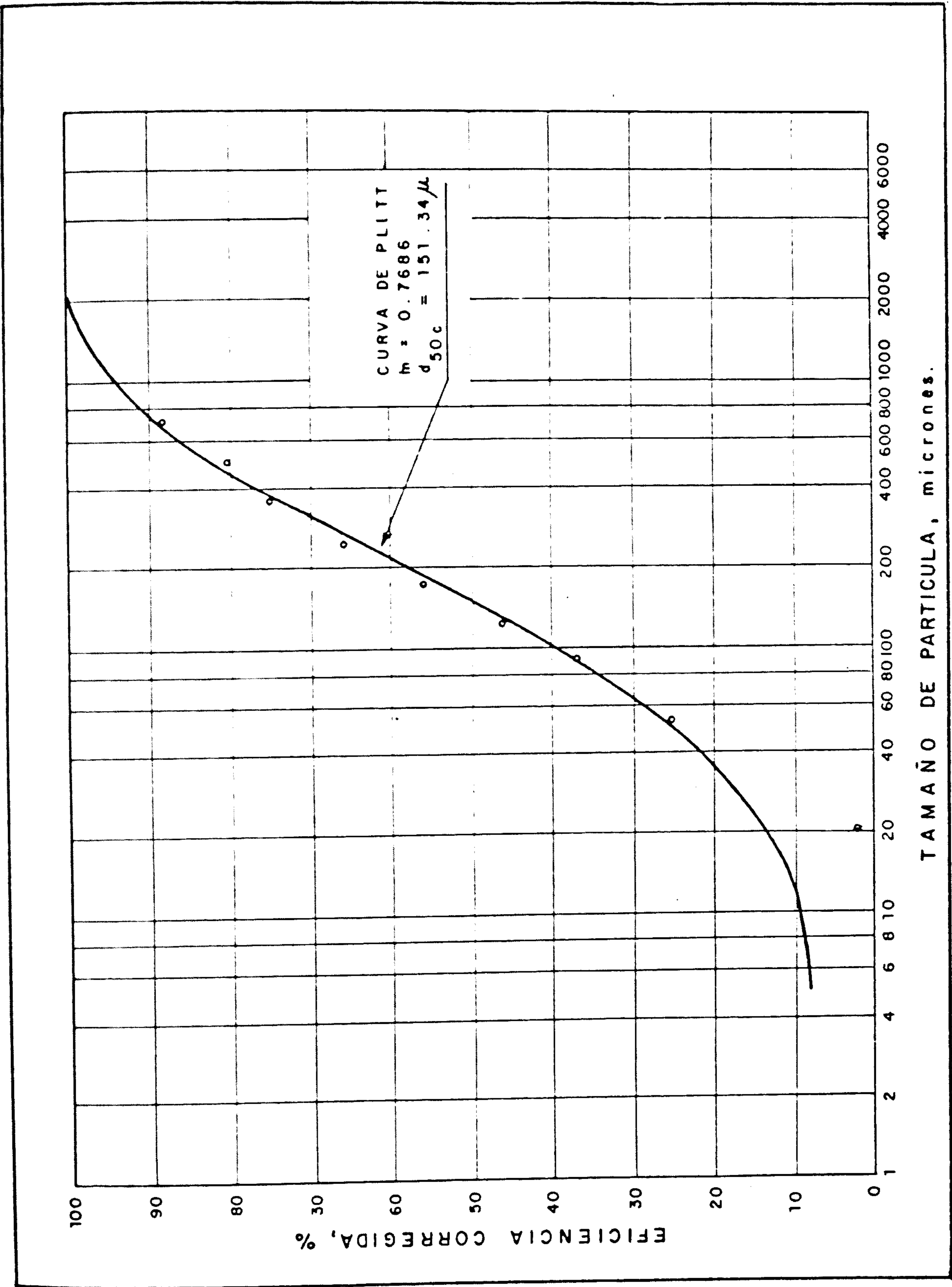


FIGURA 44. Eficiencia en el hidrociclón de 15 pulgadas.

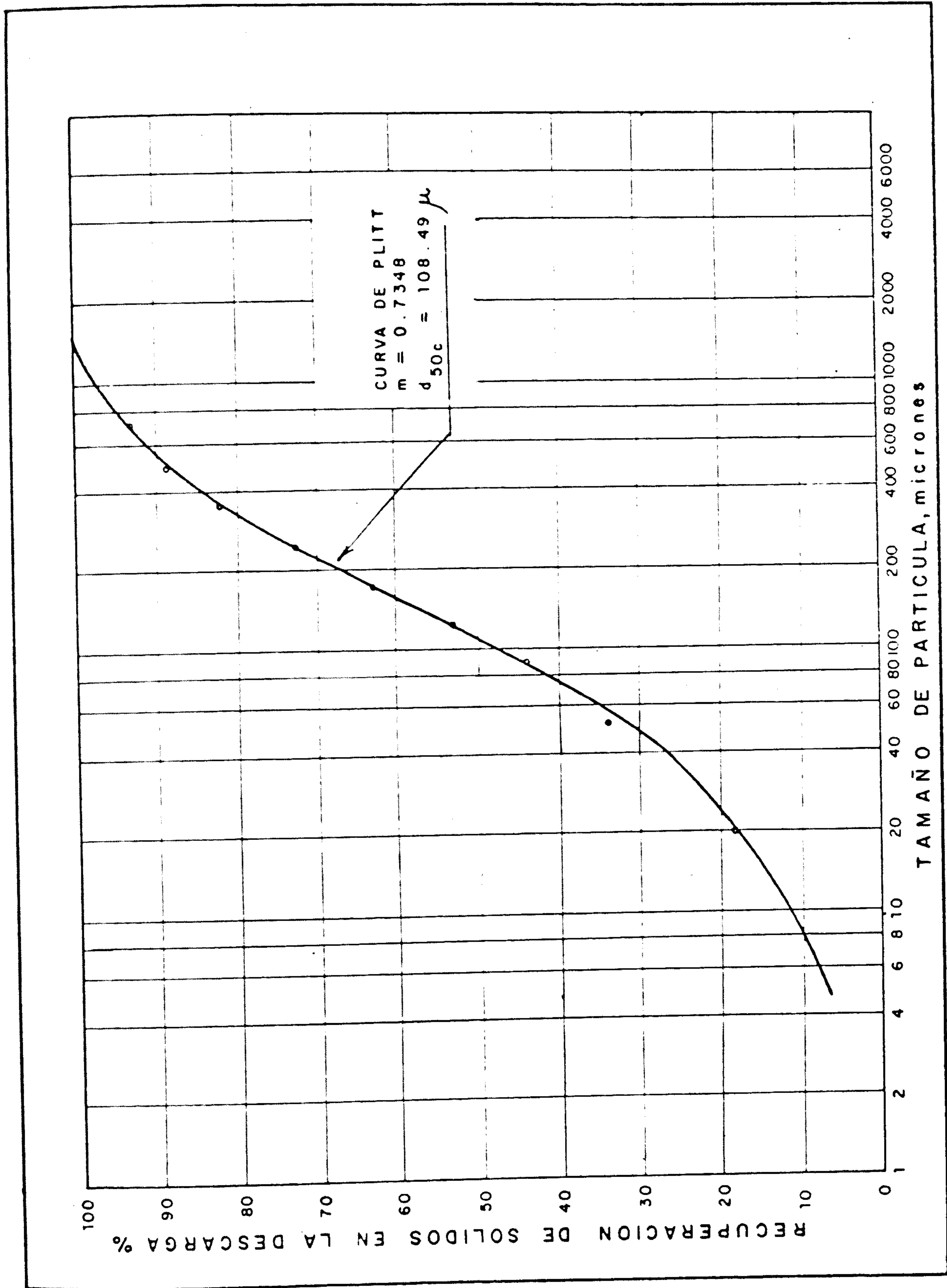


FIGURA 45. Eficiencia global del sistema de clasificación.

De los resultados obtenidos podemos decir que si bien es cierto los valores de carga circulante obtenidos con el ajuste de K.J. Reid se pueden considerar un promedio para el día, es importante recalcar que factores como:

- a. El cambio en la granulometría del alimento fresco.
- b. El desgaste de las bolas del molino a través del tiempo.

producirán cambios en el valor de la carga circulante pudiendo llegar esta inclusive a 500%. Esto producirá una reducción en la recuperación de partículas finas.

En general las consideraciones siguientes hacen factible el reemplazo de un clasificador helicoidal por un hidrociclón:

- a. Usualmente los hidrociclones proporcionan una menor carga circulante, resultando la concentración de energía de molienda sobre rangos estrechos de tamaño de partículas y con esto una menor producción de lamas.

- b. En relación a los clasificadores convencionales los hidrociclones presentan considerablemente menores costos iniciales incluyendo los sistemas de tuberías y equipos de bombeo.

- c. Los hidrociclones requieren de menor espacio y no es necesario la construcción de bases pesadas.

- d. Los hidrociclones siendo relativamente pequeños -

puéden ser instalados teniendo una capacidad en stand by de tal manera que una o más unidades pueden ser paradas sin interrumpir la operación del sistema de molienda y flotación.

e. Los hidrociclones proporcionan una reducción importante en el tiempo de inicio y parada cuando las operaciones de la planta se interrumpen por fallas de energía eléctrica u otras causas.

f. Los costos totales de operación de los sistemas de hidrociclones son frecuentemente mucho menores que los clasificadores convencionales del tipo sedimentación por gravedad.

En el caso particular de la mina Raúl, la conveniencia del reemplazo del clasificador helicoidal por hidrociclón está en elevar la eficiencia del circuito de clasificación manteniendo la carga circulante entre 300 a 400%. La inversión inicial que se haga con la instalación del hidrociclón, equipo de bombeo y tuberías deberá ser pagado con una mayor recuperación de sólidos finos que actualmente salen por la descarga del clasificador helicoidal.

CAPITULO 4

DISEÑO DE LOS HIDROCICLONES

4.1 Disposición de los Hidrociclones.

En vista de que el mineral es duro de moler :
($W_i = 20.3 \text{ Kwh/TCS}$), lo produce un amplio rango de tamaño de partículas que salen del molino, es conveniente, para asegurar una buena clasificación, instalar dos hidrociclones en serie. El esquema del circuito buscado aparece en la figura 46.

Para este caso en especial se podría aprovechar el hidrociclón de 381 mm. (15 pulgadas) de diámetro que actualmente está operando, el cual iría en la segunda etapa de clasificación.

Los dos puntos de adición de agua mostrados en la figura 46, permitirán conservar el porcentaje de sólidos en el molino y la bomba lo más bajo posible con el fin de que, por un lado la molienda sea eficiente y que por otro, la potencia de la bomba no sea excesivamente alta.

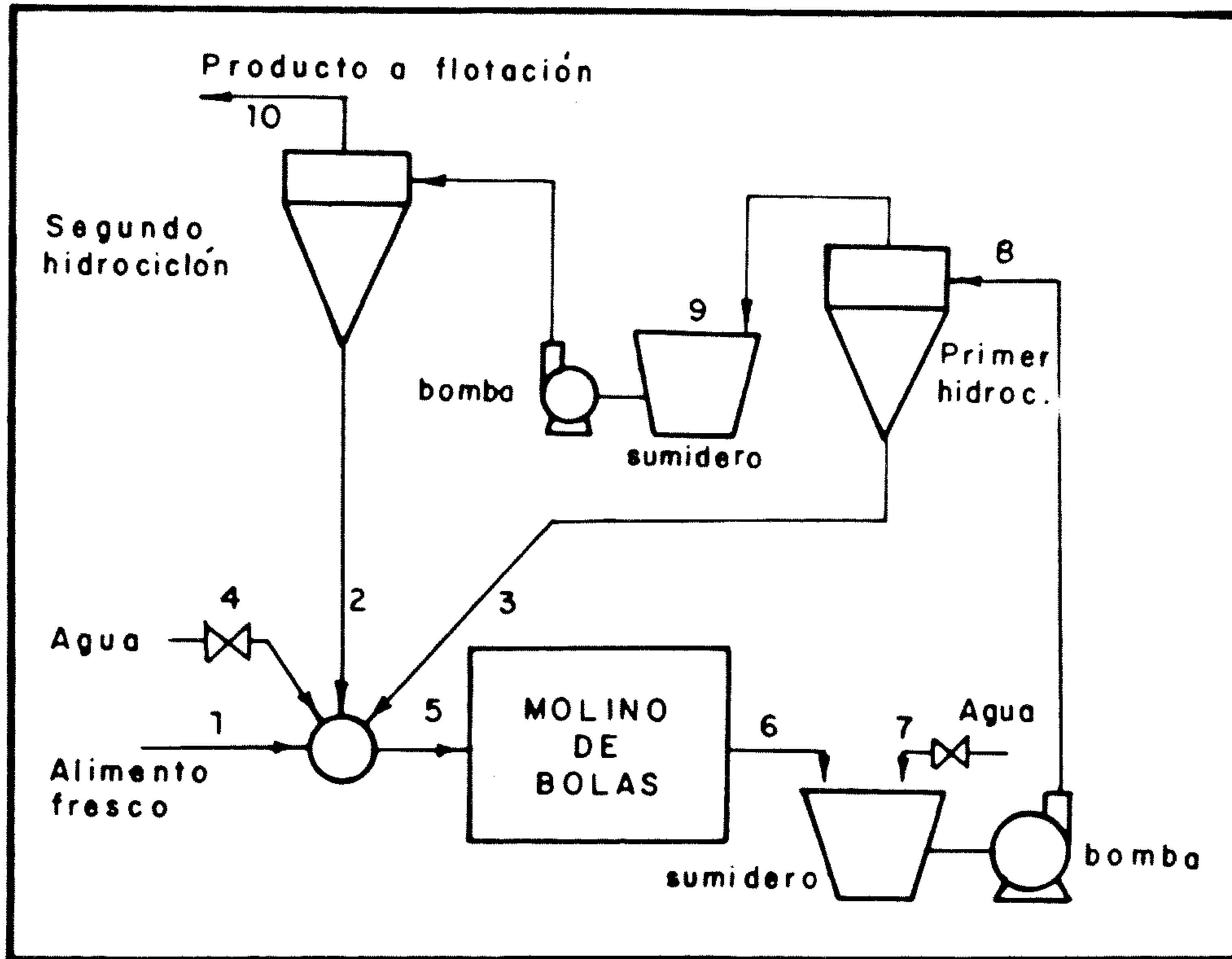


FIGURA 46. Esquema del circuito "A" en la mina Raúl (proyecto).

4.2 Capacidad de los Hidrociclones.

La potencia consumida por el molino de bolas se encuentra en su máximo cuando por el molino pasan 126 TCS/h aproximadamente, si consideramos que el porcentaje de sólidos en peso a la entrada del molino, debe ser 67%, igual a como viene operando tendremos :

$$126 \text{ TCS/h} = \dot{m}_{sf} + \dot{m}_{sd}$$

Donde :

\dot{m}_{sf} = flujo de sólidos fresco que ingresa al molino.

\dot{m}_{sd} = suma de los flujos de sólidos provenientes de la descarga de los dos hidrociclones que ingresa al molino.

Además :

$$\text{Carga circulante global} = \frac{\dot{m}_{sd}}{\dot{m}_{sf}}$$

La intención de reemplazar un hidrociclón por el clasificador helicoidal es mantener la carga circulante entre 300 a 400%, esperando recuperar más partículas finas de las que actualmente se recuperan con el clasificador-helicoidal.

Para la operación del molino a máxima carga, podemos establecer la siguiente correspondiente entre carga circulante y flujo de alimento fresco :

<u>Carga Circulante</u>	<u>Flujo de Alimento Fresco (TCS/h)</u>
300	31.50
350	28.00
400	25.20

Tomaremos 350% como carga circulante promedio del cir

cuito operando con los dos hidrociclones y calcularemos los flujos de agua y de sólidos en los distintos puntos que muestra la figura 46.

Deberemos mantener las características de la mezcla en el rebose del segundo hidrociclón similares a como se vienen dando en el circuito de la planta. Además podemos considerar que la distribución granulométrica a la salida del molino, cuando el circuito opere con los hidrociclones en serie, será similar a la que aparece en la tabla 6, que como se puede ver contiene tamaños de partículas mayores a la malla 10 (1651 micrones) y menores a la malla 400 (37 micrones).

Por lo tanto, para que el hidrociclón de la segunda etapa opere sobre un rango estrecho de tamaños de partículas, debemos eliminar con el hidrociclón en la primera etapa un 40% a 50% del total del flujo de sólidos que ingresen, en este primer hidrociclón. Esto quiere decir que este hidrociclón deberá operar con una carga circulante de alrededor de 100% y en lo posible eliminar por su descarga la mayor cantidad de partículas mayores que la malla 35 (417 micrones).

Asímismo, de acuerdo a los requerimientos en la sección de flotación es conveniente eliminar por la descarga del segundo hidrociclón, al igual que el primero, un 50% del flujo de sólidos que ingresen para tener tamaños

de partículas preferentemente por debajo de la malla 100 (417 micrones).

Es así que de acuerdo a lo dicho, se obtendrá en los dos hidrociclones el balance de sólidos simulado que muestra la figura 47.

Con ayuda de las curvas de la figura 22, podremos hacer una predicción de los caudales de mezcla que pasarán por la bomba de sólidos y los dos hidrociclones.

Para efectos de esta simulación, como debemos mantener las características de la mezcla que sale por el rebose del segundo hidrociclón similares a como viene operando actualmente, escogemos de la figura 22, un punto de operación con 38% de sólidos en peso en el rebose y 77% sólidos en peso de la descarga, punto que está ubicado a la izquierda de la curva que correspondería a un gravedad específica (G.E.) de sólido de 2.77 .

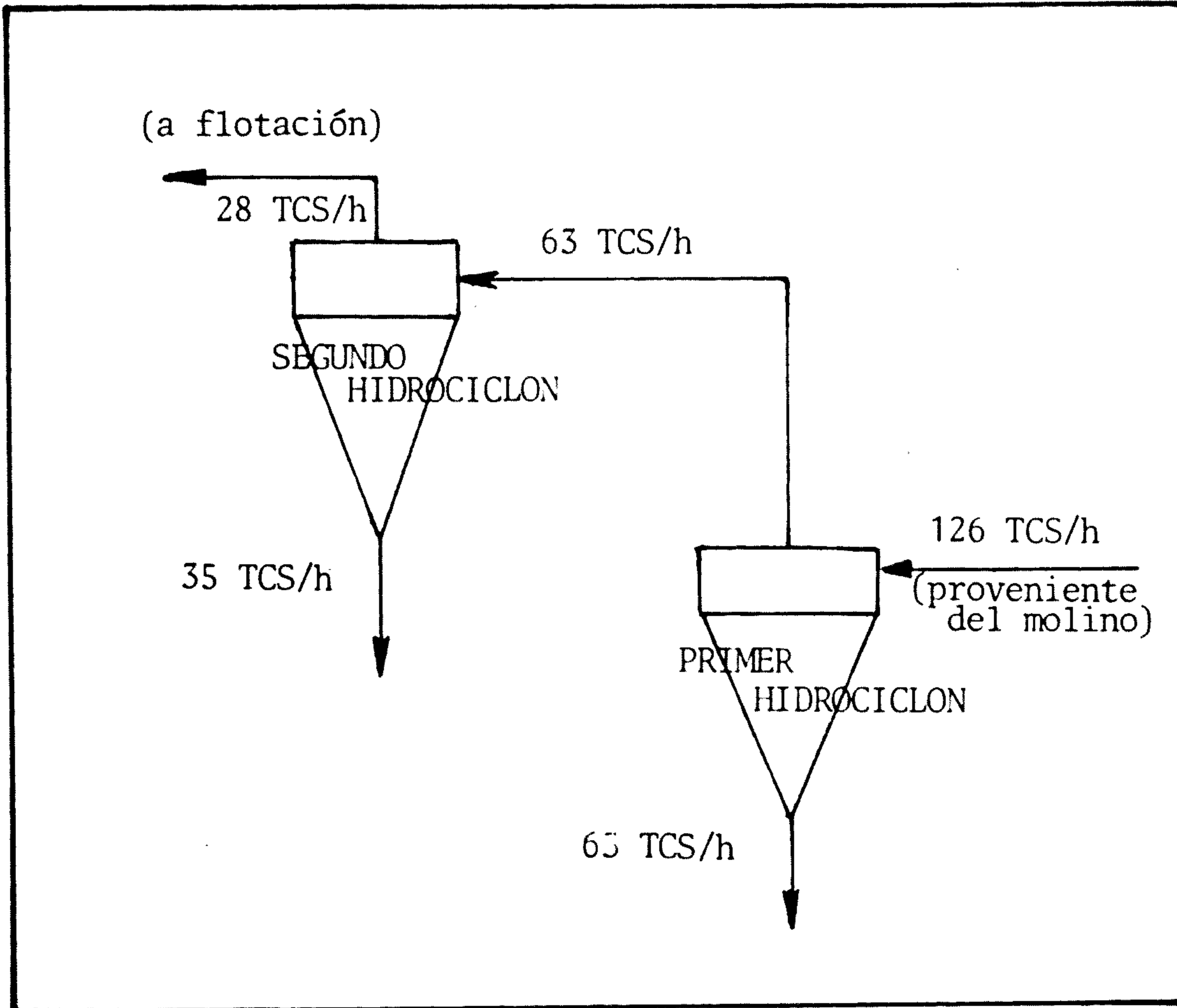


FIGURA 47. Balance de sólidos en los hidrociclones en serie para una carga circulante de 350% (simulación).

Haciendo uso de la relación :

$$Q(1/s) = \frac{\dot{m}(\text{TCS/h})}{\text{g.e.}} \cdot 0.2523$$

podremos completar el balance en el segundo hidrociclón.
Por lo tanto para el segundo hidrociclón.

Cálculos en el Rebose

Flujo másico de mezcla :

$$\dot{m}_{r2} = \frac{\dot{m}_{sr2}}{X_{r2}} = \frac{28 \text{ TCS/h}}{0.38} = 77.78 \text{ TCS/h}$$

Flujo másico de agua :

$$\dot{m}_{ar2} = \dot{m}_{r2} - \dot{m}_{sr2} = 77.78 - 28 = 49.78 \text{ TCS/h}$$

Flujo volumétrico de sólidos :

$$Q_{sr2} = \frac{28}{2.77} \cdot 0.2523 = 2.55 \text{ l/s} = 40.42 \text{ GPM}$$

Flujo volumétrico de agua :

$$Q_{ar2} = \frac{49.78}{1} \cdot 0.2523 = 12.6 \text{ l/s} = 199 \text{ GPM}$$

Flujo volumétrico de mezcla :

$$Q_{r2} = Q_{sr2} + Q_{ar2} = 15.15 \text{ l/s} = 240 \text{ GPM}$$

Porcentaje volumétrico de sólidos :

$$\varphi_{r2} = \frac{Q_{sr2}}{Q_{r2}} \cdot 100 = \frac{40.43}{239.55} \cdot 100 = 16.88\%$$

Gravedad específica de la mezcla :

$$g.e = \frac{77.78}{15.15} \cdot 0.2523 = 1.30$$

Cálculos en la Descarga

Flujo másico de mezcla :

$$\dot{m}_{d2} = \frac{35}{0.77} = 45.45 \text{ TCS/h}$$

Flujo másico de agua :

$$\dot{m}_{ad2} = 45.45 - 35 = 10.45 \text{ TCS/h}$$

Flujo volumétrico de sólidos :

$$Q_{sd2} = \frac{35}{2.77} \cdot 0.2523 = 3.19 \text{ 1/s} = 50.5 \text{ GPM}$$

Flujo volumétrico de agua :

$$Q_{ad2} = \frac{10.45}{1} \cdot 0.2523 = 2.64 \text{ 1/s} = 41.8 \text{ GPM}$$

Flujo volumétrico de mezcla :

$$Q_{d2} = 3.19 + 2.64 = 5.83 \text{ 1/s} = 92.4 \text{ GPM}$$

Porcentaje volumétrico de sólidos :

$$\varphi_{d2} = \frac{3.19}{5.83} \cdot 100 = 54.72\%$$

Gravedad específica :

$$g.e. = \frac{45.45}{5.83} \cdot 0.2523 = 2$$

Los cálculos hechos sobre la alimentación del segundo hidrociclón corresponderían al rebose del primer hidrociclón. Por lo tanto para el primer hidrociclón.

Cálculos en el Rebose

Flujo másico de mezcla :

$$\dot{m}_{r1} = \dot{m}_{r2} + \dot{m}_{d2} = 77.78 + 45.45 = 123.23 \text{ TCS/h}$$

Flujo másico de agua :

$$\dot{m}_{ar1} = \dot{m}_{ar2} + \dot{m}_{ad2} = 49.78 + 10.45 = 60.23 \text{ TCS/h}$$

Flujo volumétrico de sólidos :

$$Q_{sr1} = Q_{sr2} + Q_{sd2} = 2.55 + 3.19 = 5.74 \text{ 1/s} = 91 \text{ GPM}$$

Flujo volumétrico de agua :

$$\begin{aligned} Q_{ar1} &= Q_{ar2} + Q_{ad2} = 12.6 + 2.64 = 15.2 \text{ 1/s} = \\ &= 241.6 \text{ GPM} \end{aligned}$$

Flujo volumétrico de mezcla :

$$Q_{r1} = Q_{sr1} + Q_{ar1} = 5.74 + 15.24 = 20.98 \text{ 1/s} = 332.6 \text{ GPM}$$

Porcentaje de sólidos en peso :

$$X_{r1} = \frac{\dot{m}_{sr1}}{\dot{m}_{r1}} \cdot 100 = \frac{63}{123.23} \cdot 100 = 51.12\%$$

Porcentaje volumétrico de sólidos :

$$\varphi_{r1} = \frac{Q_{sr1}}{Q_{r1}} \cdot 100 = \frac{5.74}{20.98} \cdot 100 = 27.4\%$$

Gravedad específica de la mezcla :

$$g.e. = \frac{123.23}{20.98} \cdot 0.2523 = 1.48$$

Como hemos obtenido 51.12% de sólidos en peso en el rebose del primer hidrociclón, según la figura 22, escogemos 81% de sólidos en peso en la descarga, considerando para ello que es necesario que por la descarga salga el mínimo de agua posible.

Cálculos en la Descarga

Flujo másico de mezcla :

$$\dot{m}_{d1} = \frac{63 \text{ TCS/h}}{0.81} = 77.78 \text{ TCS/h}$$

Flujo másico de agua :

$$\dot{m}_{ad1} = 77.78 - 63 = 14.78 \text{ TCS/h}$$

Flujo volumétrico de sólidos :

$$Q_{sd1} = \frac{63}{2.77} \cdot 0.2523 = 5.74 \text{ l/s} = 91 \text{ GPM}$$

Flujo volumétrico de agua :

$$Q_{ad1} = \frac{14.78}{1} \cdot 0.2523 = 3.73 \text{ l/s} = 59 \text{ GPM}$$

Flujo volumétrico de mezcla :

$$Q_{d1} = 5.71 + 3.73 = 9.47 \text{ l/s} = 150 \text{ GPM}$$

Porcentaje volumétrico de sólidos :

$$\psi_{d1} = \frac{5.74}{9.47} \cdot 100 = 60.61\%$$

Gravedad específica de la mezcla :

$$g.e. = \frac{77.78}{9.47} \cdot 0.2523 = 2.07$$

Se podrá obtener ahora los flujos que serán alimentados al primer hidrociclón y que pasarán por la bomba de sólidos.

Cálculos en la Alimentación al Primer Hidrociclón

Flujo másico de mezcla :

$$\dot{m}_{a1} = 123.23 + 77.78 = 201.01 \text{ TCS/h}$$

Flujo másico de agua :

$$\dot{m}_{aa1} = 60.23 + 14.78 = 75.01 \text{ TCS/h}$$

Flujo volumétrico de sólidos :

$$Q_{s_{a1}} = 5.74 + 5.74 = 11.48 \text{ l/s} = 182 \text{ GPM}$$

Flujo volumétrico de agua :

$$Q_{a_{a1}} = 15.24 + 3.73 = 18.97 \text{ l/s} = 300 \text{ GPM}$$

Flujo volumétrico de mezcla :

$$Q_{a_1} = 11.48 + 18.97 = 30.45 \text{ l/s} = 483 \text{ GPM}$$

Porcentaje de sólidos en peso :

$$X_{a1} = \frac{126}{201.01} \cdot 100 = 62.68 \%$$

Porcentaje de sólidos en volumen :

$$\varphi_{a1} = \frac{11.48}{30.45} \cdot 100 = 37.7\%$$

Gravedad específica de la mezcla :

$$g.e. = \frac{201.01}{30.45} \cdot 0.2523 = 1.67$$

Necesitamos ahora calcular los flujos de agua serán-
adicionados en los puntos 4 y 7 (figura 46), por lo tan-
to, para un flujo de sólidos de 126 TCS/h que ingresan al
molino y un 67% de sólidos en peso, la cantidad de agua
requerida será :

$$\dot{m}_a = \frac{126 \text{ TCS/h}}{0.67} = 126 = 62.06 \text{ TCS/h.}$$

Como de la descarga de ambos hidrociclones proviene - un flujo másico de agua :

$$\dot{m}_{ad1} + \dot{m}_{d2} = 14.78 + 10.45 = 25.23 \text{ TCS/h}$$

La cantidad de agua que deberá ser agregada a la entrada del molino será :

$$\dot{m}_{a4} = 62.06 - 25.23 = 36.83 \text{ TCS/h.}$$

$$\dot{m}_{a4} = 9.29 \text{ l/s} = 147 \text{ GPM.}$$

Finalmente el flujo de agua que deberá agregarse después del molino para tener un 62.68% de sólidos en peso en la bomba es :

$$\begin{aligned} \dot{m}_{a7} &= 75.01 - 62.06 = 12.95 \text{ TCS/h.} \\ &= 3.27 \text{ l/s} = 51.8 \text{ GPM.} \end{aligned}$$

Los resultados de la simulación aparecen en la tabla 16.

Como conclusiones de esta simulación podemos decir - que el flujo volumétrico de mezcla que pasará por la bomba y que irá al primer hidrociclón será menor 31.5 l/s (500 GPM) con un porcentaje de sólidos en volumen de

45. como máximo. Además, a diferencia de como viene operando actualmente el circuito, se requerirá agregar mas agua a la entrada y salida del molino.

<u>Segundo Hidrociclón</u>	<u>TCS/h</u>	<u>g.e.</u>	<u>1/s</u>
<u>Cálculos en el Rebose</u>			
SOLIDOS	28.0	2.77	2.55
LIQUIDO	49.78	1	12.60
TOTAL	77.78	1.30	15.15
PORC.SOL.	38%		16.88%
<u>Cálculos en la Descarga</u>			
SOLIDOS	35	2.77	3.19
LIQUIDO	10.45	1	2.64
TOTAL	45.45	2	5.83
PORC.SOL.	77%		54.72%
 <u>Primer Hidrociclón</u>			
<u>Cálculo en el Rebose</u>			
SOLIDOS	63.0	2.77	5.74
LIQUIDO	60.23	1	15.24
TOTAL	123.23	1.48	20.98
PORC.SOL.	51.12%		27.40%
<u>Cálculos en la Descarga</u>			
SOLIDOS	63.0	2.77	5.74
LIQUIDO	14.78	1	15.24
TOTAL	77.78	1.48	20.98
PORC.SOL.	31%		27.40%
<u>Cálculos en la Alimentación</u>			
SOLIDOS	63.0	2.77	11.48
LIQUIDO	75.01	1	18.97
TOTAL	201.01	1.67	30.45
PORC.SOL.	62.68%		37.70%

TABLA 16. Resultados de la simulación con dos Hidrociclones en serie.

4.3 Dimensiones de los Hidrociclones.

Al seleccionar las dimensiones del hidrociclón de la primera etapa, debemos tomar en consideración lo siguiente :

- a. Su capacidad será de 31.5 l/s (500 GPM).
- b. La relativa alta densidad de la mezcla alimentada al hidrociclón.
- c. La diversidad de tamaños de partículas presentes y sobre todo la presencia de partículas gruesas.
- d. Será conveniente mantener la caída de presión en el hidrociclón lo mas baja posible.
- e. El tamaño de corte del hidrociclón debe ser alto (400 a 500 micrones) ya que se busca eliminar la mayoría de las partículas por encima de 400 micrones.

La consideración (c) indica que en este primer hidrociclón, a igual velocidad de la mezcla con respecto al segundo hidrociclón, estará sometido a un mayor efecto abrasivo debido a las partículas gruesas presentes.

Además, esta consideración (c) junto con la (b) indican que el hidrociclón de la primera etapa tendrá una menor agudeza de clasificación ya que trabajará sobrecargado. Por lo tanto será conveniente que su tiempo de retención sea lo más alto posible, lo que significa que las

partículas esté el mayor tiempo posible dentro del hidrociclón para que la clasificación sea lo más completa posible. Plitt mencionó [ref. 5] que el tiempo de retención. se podía considerar proporcional a :

$$\text{Tiempo de Retención} \propto \frac{D_c^2 \cdot h}{Q_a}$$

Donde :

D_c = diámetro del hidrociclón.

h = altura de vórtice libre.

Q_a = flujo volumétrico de mezcla alimentada al hidrociclón.

esta relación servirá de ayuda para decidir las dimensiones finales del hidrociclón, ya que la obtención de las dimensiones de un hidrociclón no es un cálculo exacto, - deberemos utilizar varios criterios para ir ajustando - las dimensiones e inclusive algunas de éstas no quedarán exactamente definidas hasta que el hidrociclón esté instalado y operando.

Una de las relaciones que sirve en esta estimación es, [ref. 2] :

$$Q_a(1/s) = \frac{1}{38.34} \sqrt{\Delta p(\text{psi}) \cdot (D_c \text{ cm})^4}$$

considerando una caída de presión (Δp) de 0.35 Kg/cm^2 - (5 psi) característico en estos circuitos, y un caudal -

alimentado (Q_a) de 31.5 l/s (500 GPM) obtenemos que el diámetro del hidrociclón es :

$$D_c = \left(\frac{(31.5 \text{ l/s} \cdot 38.34)^2}{0.35 \text{ Kg/cm}^2} \right)^{1/4}$$

$$D_c = 45.18 \text{ cm} = 18 \text{ pulgadas.}$$

El uso de los gráficos de la figura 35, es otro método de estimar las dimensiones de un hidrociclón. En nuestro caso el hidrociclón operará con un 45% de sólidos en volumen como máximo que según la figura 35 producirá un amplio rango de posibles diámetros de hidrociclón. Para salvar parcialmente este obstáculo podemos asumir 30% como porcentaje de sólidos en volumen en la alimentación - para hacer uso de los gráficos y luego hacer una proyección hacia un 45%. La fórmula de correlación de Plitt, ecuación 105, muestra una proporcionalidad entre el tamaño de corte corregido y el porcentaje de sólidos en volumen en la alimentación :

$$d_{50c} \propto \exp (0.063 \cdot \varphi_a)$$

Por lo tanto podemos establecer :

$$\frac{d_{50c}}{400 \mu} = \frac{\exp (0.063 \cdot 30)}{\exp (0.063 \cdot 45)}$$

donde el tamaño de corte para 30% de sólidos en volumen:

$$d_{50c} \approx 155 \mu$$

Para las siguientes condiciones de operación :

Densidad de sólidos = 2.77 gr/cc.

Caída de presión = 0.35 Kg/cm² = 5 psi.

Porcentaje de sólidos = 30%

Tamaño de corte corregido = 155 micrones.

se obtienen los factores de corrección (f.c.) para encontrar el tamaño de corte del hidrociclón "típico" :

f.c. por caída de presión = 1.2

f.c. por densidad del sólido = 0.97

f.c. por porcentaje de sólidos = 4.25 (promedio).

Por lo tanto resulta :

$$d_{50c} \text{ (hidroc. típico)} = \frac{155}{1.2 \cdot 0.97 \cdot 4.25} = 31 \text{ micrones.}$$

Este tamaño de corte llevado a la figura 35a, da un rango de diámetros de hidrociclón de 380 a 1000 mm. en el cual están incluidos los hidrociclones de 38.1 cm. (15 pulgadas) y 50.8 cm (20 pulgadas).

Según la curva de la figura 35a, el hidrociclón de -

381 mm. de diámetro tiene un rango de capacidad aproximado entre $1.1 \text{ m}^3/\text{min.}$ (290 GPM) a $2.2 \text{ m}^3/\text{min.}$ (581 GPM) y el hidrociclón de 508 mm. tiene un rango entre $3 \text{ m}^3/\text{min.}$ (581 GPM) a $5.5 \text{ m}^3/\text{min.}$ (1535 GPM). De esto podría concluir que hidrociclones de 38.1 cm a 50.8 cm. de diámetro podrían ser utilizados para procesar un caudal de 31.5 l/s. El criterio del tiempo de retención (t_r) ayudará a seleccionar el diámetro más conveniente, para ello podemos calcular t_r para tres diámetros 38.1, 45.7 y 50.8 cm. Además consideremos $Q_a = 31.5 \text{ l/s}$ y $h=4 \cdot D_c$ por lo tanto :

<u>i</u>	<u>D_c (cm)</u>	<u>$t_{ri} = D_c^2 \cdot h / Q_a$</u>
1	38.1	7,023
2	45.7	12,120
3	50.8	16,647

de los cocientes :

$$\frac{t_{r3}}{t_{r1}} = 2.37 \qquad \frac{t_{r2}}{t_{r1}} = 1.73$$

podemos decir que el hidrociclón de 50.8 cm. asegurará una mejor clasificación que el de 45.7 cm (18 pulgadas).

Ya seleccionado el diámetro, utilicemos las relaciones entre las dimensiones básicas de un hidrociclón aplicado a circuitos de molienda :

D_i/D_c	D_r/D_c	h/D_c	D_d/D_c	P (psi)
0.20-0.30	0.3-0.4	4-5	0.4-0.5	5-10

TABLA 17. Proporciones típicas de hidrociclones en circuitos de molienda.

Tomando el promedio de estas relaciones y con el diámetro del hidrociclón obtenemos :

$$D_i = 0.25 \cdot 50.8 \text{ cm.} = 12.7 \text{ cm.} = 5 \text{ pulgadas.}$$

$$D_r = 0.30 \cdot 50.8 \text{ cm.} = 15.24 \text{ cm.} = 6 \text{ pulgadas.}$$

$$h = 4.5 \cdot 50.8 \text{ cm.} = 228.6 \text{ cm.} = 90 \text{ pulgadas.}$$

$$D_d = 0.45 \cdot 15.24 \text{ cm.} = 6.86 \text{ cm.} = 2.7 \text{ pulgadas.}$$

$$P = 0.53 \text{ Kg/cm}^2 = 7.5 \text{ psi.}$$

Además considerando :

$$Q_a = 31.5 \text{ l/s}$$

$$\varphi_a = 40\%$$

$$\rho_s = 2.77 \text{ gr/cc.}$$

Reemplazando en la ecuación del tamaño de corte de Plitt; en el sistema métrico :

$$d_{50c} = \frac{8.31 \cdot (50.8)^{0.46} \cdot (12.7)^{0.6} \cdot (15.24)^{1.21} \cdot \exp(0.063 \cdot 40)}{(6.86)^{0.7} \cdot (228.6)^{0.38} \cdot (31.5)^{0.45} \cdot (2.77-1)^{0.5}}$$

$$d_{50c} = 410 \mu$$

La siguiente fórmula de correlación (ver sección 2.5.6.1)

$$D_d = 4.16 - \frac{16.43}{(2.65 - \rho_s + 100 \rho_s) \frac{x_d}{x_d}} + 1.1 \ln \left(\frac{\dot{m}_{sd}}{s} \right)$$

ayudará a encontrar el diámetro de descarga. Por lo tanto considerando :

$$\rho_s = 2.84 \text{ gr/cc.}$$

$$x_d = 81\%$$

$$\dot{m}_{sd} = 63 \text{ TCS/h}$$

el diámetro de descarga es 6.64210 cm. (2.615 pulgadas) que está dentro del rango de la Tabla 17.

Con respecto al hidrociclón de la segunda etapa, podemos utilizar la fórmula de Plitt para comprobar su factibilidad de uso, es así que considerando :

$$D_c = 38.1 \text{ cm.} = 15 \text{ pulgadas.}$$

$$D_i = 10.16 \text{ cm.} = 4 \text{ pulgadas.}$$

$$D_r = 15.24 \text{ cm.} = 6 \text{ pulgadas.}$$

$$D_d = 6.985 \text{ cm.} = 2.75 \text{ pulgadas.}$$

$$h = 152.4 \text{ cm.} = 60 \text{ pulgadas.}$$

$$Q_a = 20.98 \text{ l/s.}$$

$$\varphi_a = 30\%$$

$$\rho_s = 2.77 \text{ gr/cc.}$$

obtenemos :

$$d_{50c} = \frac{8.31(38.1)^{0.46} (10.16)^{0.6} (15.24)^{1.21} \cdot \exp(0.063 \cdot 30)}{(6.985)^{0.7} \cdot (152.4)^{0.38} \cdot (20.98)^{0.45} (2.77-1)^{0.5}}$$

$$d_{50c} = 231 \mu$$

4.4 Características Constructivas de los Hidrociclones.

Al instalar el hidrociclón de 50.8 cm (20 pulgadas) - de diámetro podríamos optar por construirlo o comprarlo.

Si bien es relativamente fácil de construir la parte cónica y cilíndrica del hidrociclón en base a planchas de fierro, la construcción de la espiral requiere de mayor cuidado. Los fabricantes especializados la construyen de fundición de fierro o aluminio para obtener una máxima resistencia y un peso mínimo. La parte interior luego es maquinada para obtener la mejor concentricidad y poder recubrirla.

Para poder modificar la velocidad de la mezcla que ingresa al hidrociclón, el fabricante puede reducir la sección del orificio de alimentación dándole al forro - interno el espesor adecuado hasta conseguir la sección buscada. Otra forma es regulando la caída de presión - con una válvula pinch colocada justo antes del hidrociclón.

Los forros de mayor duración son los de jebe de alta densidad moldeado bajo altas presiones para cumplir con las exigencias de proporcionar una superficie lisa y máxima resistencia a la abrasión.

La pieza que contiene el orificio de descarga es conocido como apex y puede ser de jebe natural, caucho sintético, adiprene o cerámico; siendo el apex cerámico mucho más resistente a la abrasión que el resto de materiales.

El diafragma de rebose recomendado en este caso es de acero al cromo níquel (Ni-Hard) por su alta resistencia a la abrasión.

En el plano N°03, se puede ver el ensamble general del hidrociclón de 50.8 cm (20 pulgadas) marca ICBSA, que se instalará en reemplazo del clasificador helicoidal.

El diámetro a la salida del rebose del hidrociclón es de 20.32 cm (pulgadas), siendo factible intercambiar el diafragma de rebose, o vortex como mayormente se le conoce, por diámetros 15.24 cm (6 pulgadas) a 20.32 cm (8 pulgadas) con variaciones de 1.27 cm (1/2 pulgadas).

La conexión de alimentación para este hidrociclón sólo existe en tamaño de 15.24 cm. y puede conectarse a la tubería mediante brida o conexión victaulica. Si se desea anteponer una válvula pinch al ingreso, se deberá

usar una conexión embridada para el caso de usar una válvula pinch marca ICBSA.

Los forros internos son de jebe de espesor de 1.59 cm. (5/8 pulgada), y en el caso del cabezal de la marca ICBSA el forro tiene un diámetro de alimentación de 12.7 cm. - (5 pulgadas).

Los hidrociclones de marca KREBS, fabricados en el Perú por MAGENSA poseen diferentes secciones de alimenta - ción (11, 17 ó 21 pulgadas cuadradas).

Los diámetros de apex que se pueden probar a intercambiar en este caso son de 5.08 cm (2 pulgadas) hasta 8.26 cm. (3.25 pulgadas), con variaciones de 0.635 cm. (1/4 - pulgada). El material más económico y de fabricación nacional es el apex de adiprene pero su resistencia a la abrasión es mucho menor que el apex cerámico que es importado y puede costar 5 veces más que el adiprene.

La instalación del hidrociclón de 50.8 cm. en la mina Raul, se hará como muestra el Plano N° 02, pudiendo si se desea instalar otro hidrociclón más de reserva.

La tubería seleccionada es de 6 pulgadas de fierro - galvanizado Sch 40 y lleva un codo de radio largo, pudiendo comprarse o construirse uno en base a tramos rec - tos de tubería.

Se instalará una derivación en la descarga de la bomba de 6 x 8, controlado por una llave de compuerta, la cual permitirá descargar la mezcla en caso de una parada de la bomba o cuando se desee recircular la mezcla.

El sumidero de la bomba de 6 x 8 debe tener una capacidad mínima de 31.5 litros (500 galones) y sus dimensiones proyectadas son las que se muestran en el Plano N° 02 . Su construcción se puede hacer en la misma planta y adecuarse de ser necesario las dimensiones a la altura de descarga del molino y la altura de cimentación de acuerdo a la altura del eje de succión de la bomba.

El cajón de descarga del hidrociclón de 50.8 cm. posee dos compartimientos, uno para que descargen las partículas gruesas que reingresarán al molino y otro compartimiento por donde se recoge el producto del rebose, el cual irá a través de una tubería de 15.24 cm. (6 pulgadas) y que deberá tener una inclinación suficiente para que la mezcla caiga por gravedad al sumidero de la bomba de 5 x 4 .

Si se desea un circuito de cicloneo adicional en stand by, deberá colocarse éste en paralelo con el circuito del hidrociclón de 50.8 cm. Ø, que aparece en el Plano N°02. Deberá en este caso utilizarse un sumidero de 1.70 mt. de ancho en vez de 1.40 mt. como aparece en -

el plano a fin de que dos bombas puedan ser conectadas - en forma contigua.

Los Planos N°s. 03 al 08 contienen las dimensiones y desarrollo de las partes del hidrociclón de 50.8 cm. Ø

Estos planos se presentan como una alternativa en caso de no efectuar la compra del hidrociclón.

La construcción de la mayoría de las partes del hidrociclón se puede efectuar mediante planchas soldadas o secciones de tubería por ejemplo: el cabezal, el cuerpo cilíndrico, el cuerpo cónico. Sin embargo existen partes como el diafragma de rebose o vortex y el apex, que se recomienda adquirirlas de los fabricantes especializados, ya que son fabricadas de material especiales de alta resistencia a la abrasión.

Los Planos N°s 06 y 07, muestran el especie del cabezal. Se puede ver que 90° del recorrido sigue una ley logarítmica (espiral) para hacer más eficiente el ingreso de la mezcla.

Para el corte de las piezas que aparecen en los planos se requiere 3 planchas de 1.22 x 2.44 (4 x 8 pies) y espesor 6 mm. (1/4 pulg.). Asimismo se requiere una sección de 0.6 x 0.6 m. (2 x 2 pies) y espesor 9.5 mm.-

(3/8 pulg.).

Con respecto a los forros se requiere jebe de alta densidad de 16 mm. (5/8 pulg.) de espesor. Estos forros se fabrican en rollos de 1.25 mt. (4 pie) de ancho. Por lo tanto se requeriría un tramo de 6 m. por 1.25 m. de ancho. Las piezas de jebe a cortar serán las que aparecen en el Plano N° 08 y adicionalmente las siguientes:

<u>Descripción</u>	<u>Cantidad</u>	<u>Plano</u>
- Semicubierta del cabezal.	1	07
- Tapa del cabezal	1	06

Se requerirá colocar empaquetadoras entre los cuerpos del hidrociclón por lo que deberá adquirirse 1.20 x 2 m. de jebe de 3 mm. (1/8 pulg.) de espesor.

Las empaquetaduras a cortar serán las siguientes :

<u>Descripción</u>	<u>Cantidad</u>	<u>Plano</u>
- Filete N°1	1	05
- Filete N°2	1	05
- Brida N°2	1	05
- Filete Superior del Cabezal	1	06
- Filete Inferior del Cabezal	2	07

CAPITULO 5

CALCULO DEL SISTEMA DE TUBERIAS Y SELECCION DE COMPONENTES

5.1 Flujo de Sólidos en Tuberías.

El transporte en tubería de una mezcla sólido-líquido difiere de la de un líquido puro de varias maneras importantes. Con los líquidos es posible obtener un rango completo de velocidades y la naturaleza del flujo (laminar transitorio o turbulento) queda definido por las propiedades del flujo y del sistema.

Con las mezclas sólido-líquidas (también llamadas lodos) dos flujos distintos aparecen :

1. Flujo Homogéneo de Sólidos; llamado también flujo-no sedimentario. En este caso las partículas están dis

tribuídas homogéneamente en el medio líquido, obteniéndose una mezcla con propiedades distintas a las del líquido. Este tipo de mezclas se caracterizan por los pequeños tamaños de partículas involucradas y porque las concentraciones sólidos pueden ser altas. Estos lodos se comportan frecuentemente con fluidos no Newtonianos.

2. Flujo heterogéneo de sólidos; llamado también flujo sedimentario. En este caso la concentración no es uniforme en las distintas partes de una sección de tubería horizontal aún en el caso de alta turbulencia.

La fase sólida y la fase líquida retienen sus propiedades. Con este tipo de lodos se usan concentraciones bajas y las partículas transportadas son de mayor tamaño que en el caso de lodos no sedimentarios.

Cuando la mezcla es de tipo arenosa y contiene moderada cantidad de partículas finas, se puede aproximar su viscosidad relativa con respecto al agua mediante la figura 48, [ref. 30] .

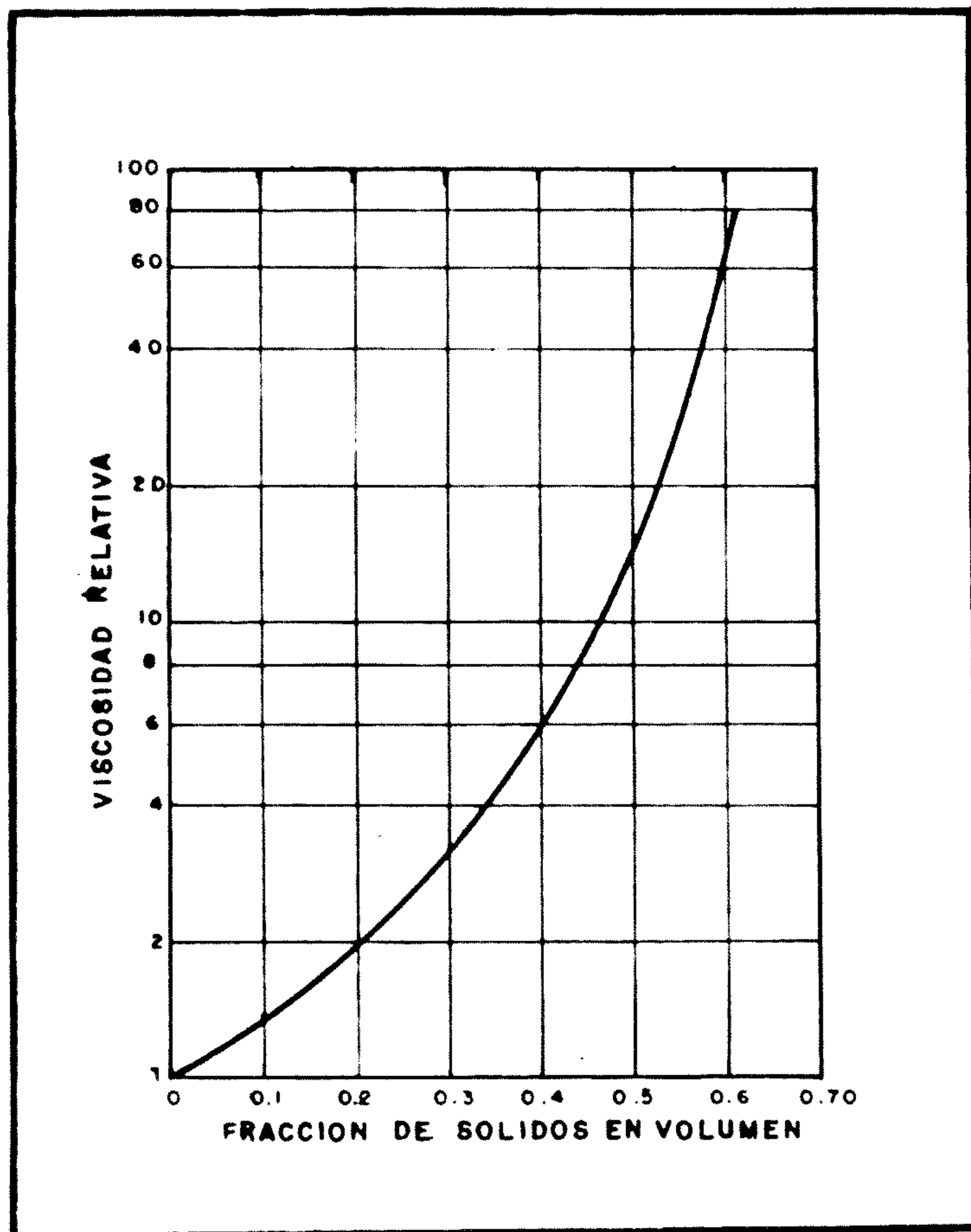


FIGURA 48. Viscosidad relativa de un fluido Newtoniano versus concentración de sólidos en volumen. [ref. 30] .

La figura 49, [ref. 30] muestra una definición del tipo de flujo (homogéneo o heterogéneo) según el tamaño de partícula más grande (presente en un 5% en peso o más y según la gravedad específica del sólido. Todo esto para velocidades de mezcla comprendidas entre 1.22 a 2.13-m/s (4 a 7 pies/s). En esta figura se muestra una zona-intermedia donde el proyectista deberá determinar el flujo predominante. Muchas mezclas pueden caer en esa zona y en este caso las partículas finas se unen con el líquido

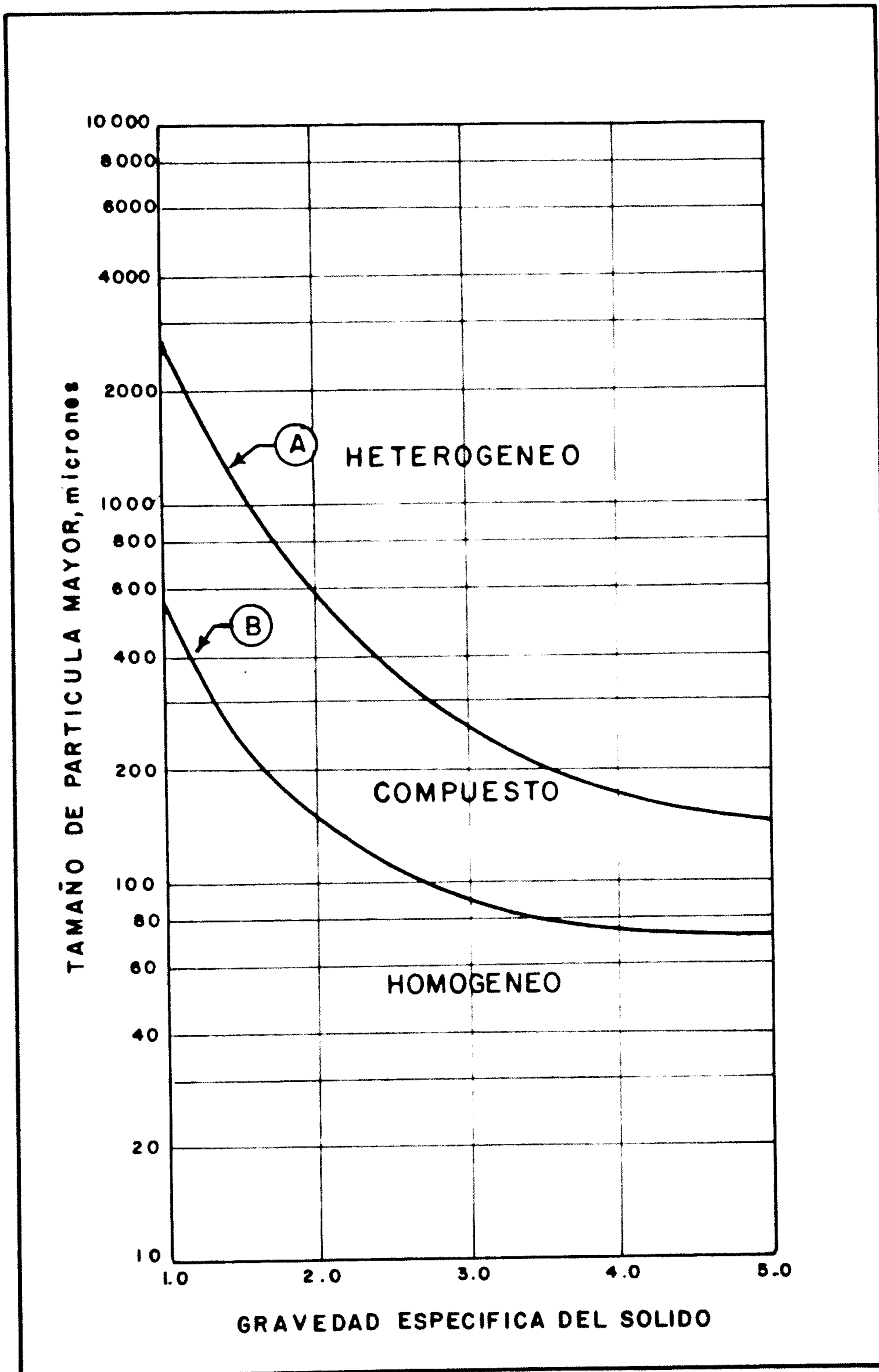


FIGURA 49. Definición del régimen de flujo en función del tamaño de la partícula y de la gravedad específica. [ref.3]

do y forman un fluido con una gravedad específica mayor que la del fluido solo. Esto produce dos efectos :

- a. La diferencia de densidades entre la fase sólida y la fase líquida se reduce.
- b. La proporción de sólidos transportados como tales es menor.

Ambos efectos contribuyen a una reducción en la caída de presión en la tubería ya que también se reduce la velocidad crítica (termino que se definirá mas adelante). La velocidad del flujo puede ser disminuída siempre y cuando se mantenga el arrastre de las partículas finas.

Concentración de sólidos de hasta 40% de sólidos en volumen son manejables cuando la superficie de los sólidos es baja (partículas gruesas). Partículas finas como arcillas pudieran no ser bombeables ni siquiera a una concentración de 10% de sólidos en volumen [ref. 30] .

Como regla general, mezclas con menos de 25% de sólidos en peso con tamaños menores a 44 micrones (malla tyler 325) serán bombeables hasta concentraciones de 40%. Para mezclas más espesas y con mayor cantidad de partículas finas se deberá tener un mejor conocimiento de sus propiedades reológicas.

5.2 Velocidades y Pérdidas por Fricción en el Transporte de Sólidos.

El término velocidad crítica (V_c) especifica aquella velocidad a la cual se produce deposición de sólidos en la tubería y de mantenerse esta velocidad la tubería probablemente se obstruirá.

La velocidad crítica es mayor en el flujo heterogéneo que en el flujo homogéneo. En el caso de tuberías horizontales son fácilmente transportadas, ya que sus velocidades asentamientos son usualmente mucho menores que la velocidad de flujo.

La velocidad de diseño debe estar por encima de la velocidad crítica siendo velocidades de 1.22 m/s a 2.13 m/s usualmente prácticas y económicas [ref. 30]. Velocidades por encima de 2.13 m/s (7 pie/s), pueden ser necesarias para bombear lodos con tamaños de partículas grandes. Con velocidades de 2.44 a 3.05 m/s (8 a 10 pies/s), se deben considerar probables problemas de abrasión los cuales pueden ser serios a velocidades mayores.

La compañía GALIGHER [ref. 25] recomienda las siguientes velocidades de mezcla en tubería para casos de concentraciones de hasta 50% de sólidos en peso como máximo y gravedades específicas de sólido de 2.5 a 3.0 :

<u>Rango de Tamaños de Partículas (malla tyler)</u>	<u>Rango de Velocidades* (m/s)</u>
Malla 200 y mas finos	1 a 1.5 (3 a 5 pie/s).
Malla 20 a malla 200	1.5 a 2 (5 a 7 pies/s).
Malla 4 a malla 20	2 a 3.4 (7 a 11 pies/s)
0.25 pulgadas y mayores	3.4 a 4.3 (11 a 14 pies/s).

* Para el caso de agua como fluido de transporte.

TABLA 18. Velocidades promedio recomendadas en el transporte de sólidos [ref. 25] .

El cálculo de la velocidad crítica y pérdidas por fricción en tuberías para flujo homogéneo se podrá encontrar en la referencia bibliográfica 30.

En el circuito de transporte de la Mina Raúl el flujo es principalmente heterogéneo. Para este caso la figura 50, permite obtener el número de Froude en función de la gravedad específica del sólido y de la concentración de la mezcla. Luego, la velocidad crítica será :

$$V_c = N_{Fr} \cdot \sqrt{g \cdot D_{it}} \quad (113)$$

Donde :

- V_c = velocidad crítica, m/s.
- N_{Fr} = número de Froude (adimensional).
- g = aceleración de la gravedad
($g = 9.81 \text{ m/s}^2$).
- D_{it} = diámetro interno de la tubería, m.

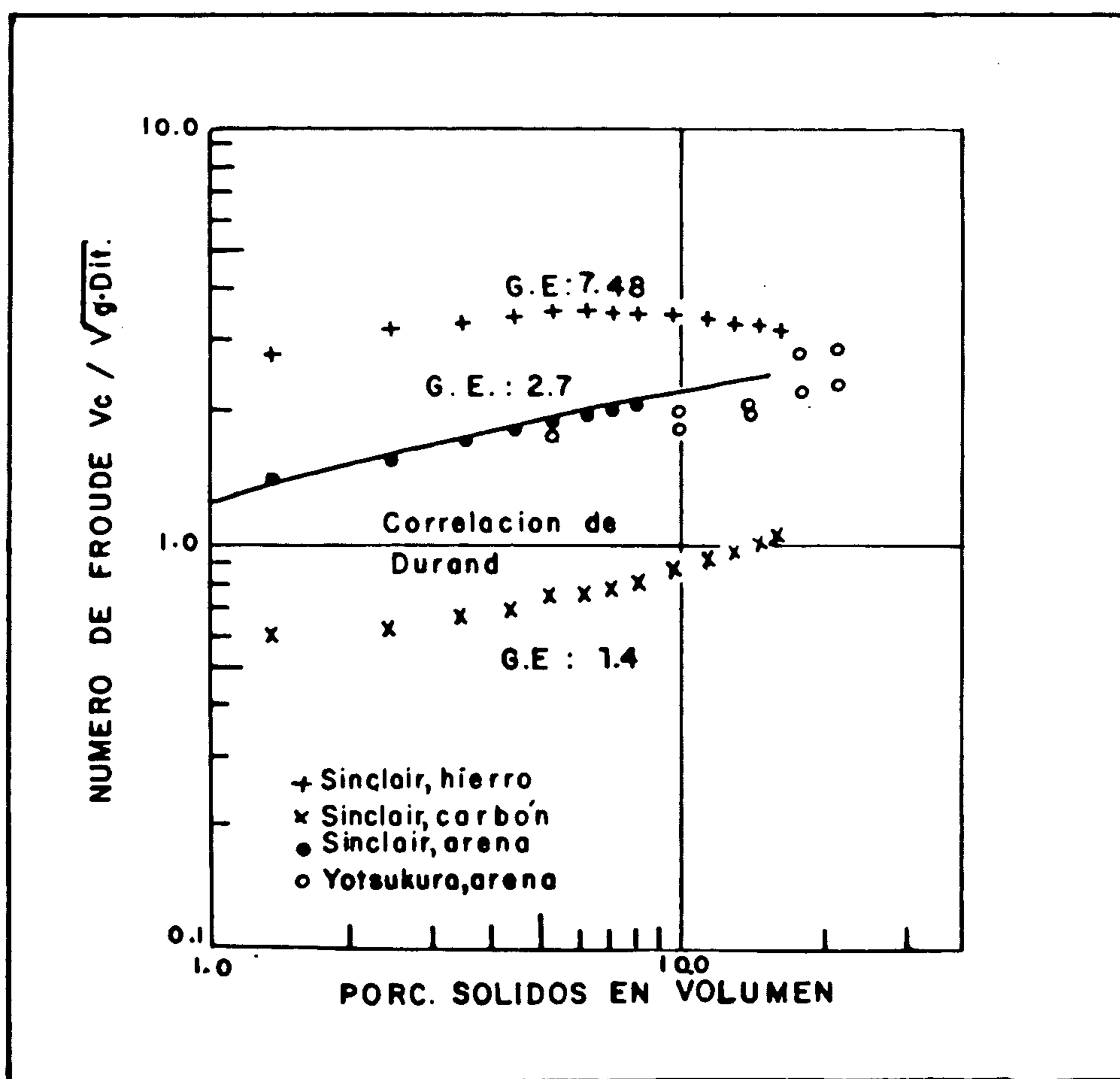


FIGURA 50. Número de Froude en distintas mezclas sólido-líquido [ref.30]

Para el cálculo del factor de fricción en transporte de sólidos en tubería horizontal se puede utilizar la

la fórmula de correlación de Durand :

$$f_m = f_{\text{agua}} \cdot \left(1 + 82 \cdot \left(\frac{g \cdot D_{it}}{V_m^2} \cdot \frac{\rho_m - \rho_{\text{agua}}}{\rho_{\text{agua}}} \right)^{3/2} \cdot \frac{\varphi}{C_D^{3/4}} \right) \quad (114)$$

Donde :

- f_m = factor de fricción para la mezcla.
- f_{agua} = factor de fricción para el agua.
- φ = fracción volumétrico de sólidos.
- g = aceleración de la gravedad.
- ρ_m = densidad de la mezcla.
- D_{it} = diámetro interno de la tubería, m
- V_m = velocidad de la mezcla, m/s.
- C_D = coeficiente de arrastre de la partícula.

El factor de fricción para agua de la fórmula se obtiene del gráfico de Darcy, para lo cual se debe calcular previamente el número de Reynolds para agua :

$$N_{\text{Re(agua)}} = \frac{D_{it} \cdot V_m \cdot \rho_{\text{agua}}}{\mu_{\text{agua}}} \quad (115)$$

Donde :

- D_{it} = diámetro interno de la tubería.
- V_m = velocidad de la mezcla.

ρ_{agua} = densidad del agua.

μ_{agua} = viscosidad del agua.

Para obtener el factor de fricción en tuberías verticales se procede a calcular el número de Reynolds de la mezcla y con el se va al gráfico de Darcy :

$$N_{\text{Re(mezcla)}} = \frac{D_{\text{it}} \cdot V_m \cdot \rho_m}{\mu_m} \quad (116)$$

Donde :

D_{it} = diámetro interno de la tubería.

V_m = velocidad de la mezcla.

ρ_m = densidad de la mezcla.

μ_m = viscosidad de la mezcla.

Finalmente, la caída de presión se obtendrá con la siguiente fórmula :

$$\Delta P = \frac{2f \cdot \rho_m \cdot V_m^2 \cdot L}{g \cdot D_{\text{it}}} \quad (117)$$

Donde :

ΔP = caída de presión.

f = factor de fricción.

ρ_m = densidad de la mezcla.

V_m = velocidad de la mezcla.

L = longitud de la tubería.

g = aceleración de la gravedad.

D_{it} = diámetro interno de la tubería.

Otra manera de estimar las pérdidas de presión en tuberías horizontales es mediante la fórmula de Williams y Hazen [ref. 2] :

$$h = 36.82 \left(\frac{100}{c} \right)^{1.85} \cdot \frac{Q^{1.85}}{D_{it}^{4.8655}} \quad (118)$$

Donde :

h = pérdida de presión en metros de mezcla por cada 10 metros de tubería.

Q_m = flujo de mezcla, l/s.

D_{it} = diámetro interno de la tubería, cm.

C = factor que depende de la rugosidad de la tubería (140 para tubería nueva y 100 para tubería antigua).

5.3 Sistema de Tuberías y Accesorios.

Al diseñar un sistema de tuberías para transportar sólidos se debe tomar en cuenta lo siguiente :

- a. Facilidad para un lavado o descarga de sólidos en la tubería en caso de una parada de emergencia.
- b. Acceso para el reemplazo de las posibles partes sujetas a abrasión (codos, restricciones).
- c. Rotación de los tramos rectos horizontales (caso de

partículas muy gruesas).

El diseñador debe tomar en cuenta que en el caso de las tuberías metálicas de fierro la protección que se forma en la pared interna de la tubería producto de la corrosión, es erosionada por los sólidos resultando en una pérdida más alta de metal de la que existiría cuando se transporta fluido sólo.

Los efectos de erosión serán mas pronunciados donde existan uniones por soldadura, en la parte inferior - del interior de una tubería horizontal, en los codos de masiado cerrados.

Las válvulas a instalarse deberán ser especial para lodos como la válvula pinch que se muestra en la figura:

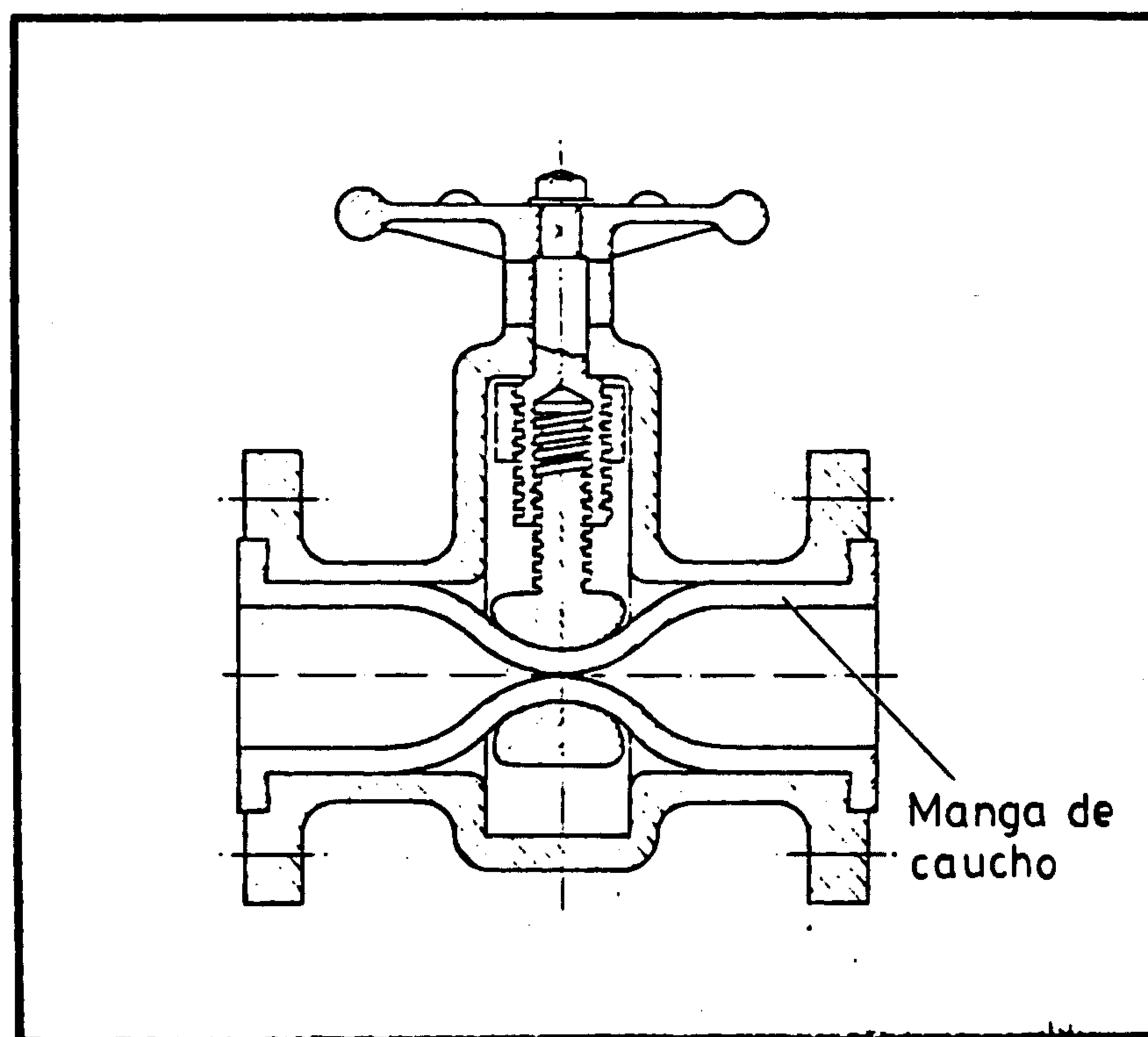


FIGURA 50. Válvula Pinch para lodos.
[ref. 23]

Las válvulas compuerta pueden ser utilizadas en estos casos siempre que operen completamente cerradas o abiertas.

Para medir la presión en cualquier punto de la tubería que puede utilizar un manómetro de diafragma, llamado así ya que entre el manómetro y la mezcla a presión se interpone una membrana elástica o diafragma la cual se dilata proporcionalmente a la presión aplicada. Para evitar que esta membrana esté en constante tensión y pierda su elasticidad, se puede colocar entre la línea de tubería y el manómetro una válvula de tres vías para descargar la presión del manómetro y solo conectarlo cuando se desee tomar una lectura.

5.4 Cálculo de la Velocidad y Pérdidas en el Sistema de Tuberías de la mina Raúl.

Para el hidrociclón de 50.8 cm. que se colocará en reemplazo del clasificador helicoidal, la tubería a instalarse será de fierro galvanizado Schedule 40 cuya resistencia a la abrasión será mayor, y por lo tanto tendrá mayor duración que los recubrimientos de jebe en la bomba e hidrociclón .

Los posibles diámetros a escoger son :

Diámetro Nominal (mm.)	Diámetro Interno (pulg.)	Diámetro Externo (pulg.)
101.6 (4 pulg.)	102.26	114.30
127.0 (5 pulg.)	128.19	141.30
152.4 (6 pulg.)	154.05	168.28

Para un flujo de 31.5 l/s la velocidad promedio en la tubería será :

Diámetro Nominal (mm.)	Velocidad Promedio (m/s)
101.6	3.8
127.0	2.4
152.4	1.7

De acuerdo a la distribución granulométrica de las partículas a la salida del molino, la velocidad recomendada según la Tabla 18, debe estar entre 1.5 a 2 m/s.

Como se puede observar en la figura 49, la mezcla es de características heterogéneas o del tipo sedimentario, por lo tanto, haciendo uso del número de Froude obtenido de la figura 50, podemos determinar la velocidad crítica de la mezcla.

Para una concentración de 35% de sólidos en volumen y una densidad del sólido de 2.77 g/cc. obtenemos un:

$N_{Fr} = 2$, calculando la velocidad crítica en la fórmula se obtiene :

<u>Diámetro Nominal (mm.)</u>	<u>Velocidad Crítica (m/s.)</u>
101.6	2
127.0	2.24
152.4	2.44

Descartamos el diámetro de 101.6 mm. por producir velocidades demasiado altas en la tubería lo que a la larga redundaría en un rápido desgaste del equipo por efecto de la abrasión.

El diámetro de 127 mm. es el que cumple con la condición que $V_{promedio} > V_{crítica}$, pero existe el inconveniente de que este diámetro no es común en estos sistemas de cicloneado, encontrándose en el mercado que el diámetro de la tubería de alimentación del hidrociclón de 50.8 cm. es de 152.4 mm. y del hidrociclón de 38.1 cm. es de 101.6 mm. Asimismo, las válvulas pinch se fabrican en diámetros de 101.6 y 152.4 mm.

Por lo tanto escogemos 152.4 mm. como diámetro de la tubería de alimentación al hidrociclón de 50.8 cm. y las pérdidas serán calculadas para 2.44 m/s (8 pies/s) - que es la velocidad crítica en este caso y la cual nos permitirá utilizar la fórmula de Durand ecua-

ción 114, ya que esta se aplica cuando no existe deposición de sólidos. Luego deberemos aplicar un factor de seguridad a la altura de bombeo obtenida.

Para obtener el factor de fricción para agua, utilizamos los siguientes datos :

Diámetro interno de la tubería = 154.05 mm.

Velocidad promedio = 2.44 m/s.

Densidad del agua = 1 gr/cc = 1000 kg/m³.

Viscosidad del agua = 1 cp = 10⁻³ Kg/m.s

Con ello calculamos el número de Reynolds para agua:

$$N_{Re(\text{agua})} = \frac{(1000 \text{ kg/m}^3) \cdot (2.44 \text{ m/s}) \cdot (0.15405 \text{ m})}{10^{-3} \frac{\text{Kg}}{\text{m.s}}}$$

$$N_{Re(\text{agua})} = 3.76 \times 10^5$$

Del gráfico de Moody obtenemos 0.0050 como factor de fricción para el caso de tubería de fierro galvanizado (rugosidad relativa 0.0012) .

El coeficiente de arrastre (C_D) para el regimen turbulento y para partículas esféricas es 0.44 [ref. 23]. La densidad de la mezcla es 1.7 gr/cc.. Por lo tanto,

junto con el resto de datos podemos reemplazar en la fórmula 114 y obtener así el factor de fricción para el caso de la mezcla en tubería horizontal :

$$f = 0.005 \cdot \left(1 + 82 \cdot \left(\frac{9.81 \text{ m/s}^2 \cdot 0.15405 \text{ m}}{(2.44 \text{ m/s})^2} \cdot \frac{1.7-1}{1.7} \right)^{3/2} \cdot \frac{0.35}{0.44^{3/4}} \right)$$

$$f = 0.005 \cdot (2.795) = 0.0140$$

La caída de presión en 10 m. de tubería será :

$$\Delta P = \frac{2f \cdot \rho_m \cdot V_{prom}^2 \cdot L}{g \cdot D_{it}}$$

$$\Delta P = \frac{2 \cdot 0.014 \cdot (1,700 \text{ Kg/m}^3) \cdot (2.44 \text{ m/s})^2 \cdot (10\text{m})}{(9.81 \text{ m/s}^2) \cdot (0.15405 \text{ m})}$$

$$\Delta P = 0.1875 \text{ kg/cm}^2 \text{ por cada 10 m. de tubería en metros de mezcla.}$$

$$h = (0.1875 \text{ kg/cm}^2) \cdot \left(\frac{10 \text{ mt de H}_2\text{O}}{1 \text{ kg/cm}^2} \right) / 1.7$$

$$h = 1.10 \text{ mt de mezcla por cada 10 mt. de tubería.}$$

Para hacer uso de la fórmula de Hazen deberemos hallar el caudal equivalente cuando la velocidad de la mezcla es de 2.44 m/s. Por lo tanto :

$$\text{caudal} = 2.44 \frac{\text{m}}{\text{s}} \cdot \frac{\pi}{4} \cdot (0.15405 \text{ m})^2$$

$$\text{caudal} = 0.0455 \text{ m}^3/\text{s} = 45.48 \text{ l/s}$$

Reemplazando en la fórmula de Hazen :

$$h = 36.82 \cdot \left(\frac{100}{100} \right)^{1.85} \cdot \frac{(45.48 \text{ l/s})^{1.85}}{(15.405 \text{ cm})^{4.8655}}$$

$$h = 0.0715 \text{ mt. de mezcla por cada } 10 \text{ mt. de tubería.}$$

Por seguridad escogemos el factor de fricción más alto, o sea; $h = 1.10$

El factor de fricción aplicable al tramo vertical de tubería se obtendrá el diagrama de Moody, para lo cual debemos calcular previamente el número de Reynolds para la mezcla.

Debido a que no existen demasiadas partículas finas podemos decir que el fluido se comportará como Newtoniano y por lo tanto de la figura 49, para una concentración de 35% de sólidos en volumen de viscosidad aparente de la mezcla será 4 veces la viscosidad del agua. Por lo tanto el número de Reynolds de la mezcla será :

$$N_{\text{Re(mezcla)}} = \frac{(1,700 \text{ kg/m}^3) \cdot (2.44 \text{ m/s}) \cdot (0.15405 \text{ m})}{4 \times 10^{-3} \text{ kg/m.s}}$$

$$N_{\text{Re(mezcla)}} = 1.60 \times 10^5$$

Del diagrama de Moody se obtiene un factor de fricción de 0.0058 para tubería de fierro galvanizado. Por lo tanto, la caída de presión en tubería vertical :

$$P = \frac{2 \cdot f \cdot \rho_m \cdot V_m^2 \cdot L}{g \cdot D_{it}}$$

$$P = \frac{2 \cdot 0.0058 \cdot (1,700 \text{ kg/m}^3) \cdot (2.44 \text{ m/s})^2 \cdot (10 \text{ m})}{(9.81 \text{ m/s}^2) \cdot (0.15405 \text{ m})}$$

$$P = 0.0777 \text{ kg/cm}^2 \text{ por cada 10 mt. de tub.}$$

Expresado en metros de mezcla :

$$h = 0.457 \text{ mt de mezcla por cada 10 mt. de tub.}$$

Los largos equivalente en diámetros internos de tubería de las válvulas y accesorios del circuito [ref. 24]

	Posición	L_e/D_{it}
Válvula compuerta	Completamente Abierta	13
Válvula Pinch	1/2 abierta	160
Codo de radio largo		20

Considerando un L_e/D_{it} total de 250 podemos calcular la longitud equivalente de válvulas y accesorios :

$$L_e(\text{horiz.}) = 160 \cdot 0.15405 \text{ m} = 24.65 \text{ m}$$

$$L_e(\text{vertic.}) = (13+20) \cdot 0.15405 \text{ m} = 6.62 \text{ m.}$$

Finalmente podemos aplicar la ecuación de Bernoulli -

entre la succión de la bomba y la descarga del hidrociclón :

$$H = \underbrace{\frac{10 \Delta P}{\rho_m}}_{\text{Caída de Presión en el Hidr.}} + \underbrace{\left(f_d \cdot L_d + \frac{v_s^2}{2g} + h_d \right)}_{\text{Descarga}} + \underbrace{\left(f_s \cdot L_s - \frac{v_s^2}{2g} - h_s \right)}_{\text{Succión}}$$

Donde :

$$v_s = 0.966 \text{ m/s.}$$

$$v_d = 2.44 \text{ m/s.}$$

$$\Delta P = 1.05 \text{ kg/cm}^2.$$

$$\rho_m = 1.7 \text{ gr/cc.}$$

$$f_s = f_{d_{\text{horiz.}}} = 1.10 \text{ m. de mezcla/10 m. de tub. horiz.}$$

$$f_{d_{\text{vertic.}}} = 0.457 \text{ m. de mezcla/10 m. de tub. horiz.}$$

$$L_s = 0.60 \text{ m.}$$

$$L_{d_{\text{horiz.}}} = (7.5 \text{ m} + 24.65 \text{ m}) = 31.65 \text{ m.}$$

$$L_{d_{\text{vertic.}}} = (6.5 \text{ m} + 6.62 \text{ m}) = 11.62 \text{ m.}$$

$$h_d = 6.5 \text{ m.}$$

$$h_s = 0.50 \text{ m.}$$

$$H = \frac{(10) \cdot (1.05 \text{ kg/cm}^2)}{1.7 \text{ gr/cc.}} + \left[\frac{1.10}{10} \cdot (32.15 \text{ m}) + \frac{0.457}{10} \cdot (13.12) \right. \\ \left. + \frac{(2.44 \text{ m/s})^2}{2 \cdot (9.81)} + 6.5 \text{ m} \right] + \left[\frac{1.10}{10} \cdot (0.60 \text{ m}) - \frac{(0.966 \text{ m/s})^2}{2 \cdot (9.81)} \right. \\ \left. - 0.50 \text{ m.} \right]$$

$$H = 16.63 \text{ m. de mezcla.}$$

CAPITULO 6

SELECCION DE LA BOMBA

6.1 Características Generales de las Bombas de Sólidos.

En la selección de los materiales óptimos de construcción de una bomba de sólidos, aparte de la abrasión, intervienen otros factores como: efectos de sobrecarga, fatiga y corrosión. La abrasión en una bomba de sólidos cae dentro de estas tres categorías :

1. Abrasión por desbastado; cuando las partículas impactan con mucha fuerza sobre el material, arrancando pedazos de material.
2. Abrasión por molido; cuando las partículas son molidas entre dos superficies.
3. Erosión; cuando las partículas libres impactan sobre una superficie desgastada.

Las partículas de bordes agudos producen mayores desgastes que las partículas redondeadas.

Si el impacto de las partículas es directo, perpendi-

cular a la superficie, es conveniente escoger materiales de gran elasticidad. Si el impacto es relativamente bajo, con el flujo casi paralelo a la superficie, entonces se debe favorecer materiales de construcción de alta dureza. Las partes que en general sufren mayor desgaste son el rodete o impulsor en primer plano y luego la parte interna de la carcasa en el lado de succión.

Con respecto a los materiales utilizados en la construcción podemos decir que cuando se bombea grava o ri - pio (tamaño de partícula : 2 a 8 mm.) y el impacto de las partículas es elevado (abrasión por desbastado) se utiliza acero austenítico al manganeso de 220 de dureza - Brinell.

El acero blanco martensítico tal como el Ni Hard o - una aleación 15/3 soportan la abrasión por molido y la erosión que se produce cuando el impacto de partículas es moderado. Estos aceros poseen un rango de dureza Brinell a 550 a 650 pudiendo alcanzar 750 de dureza con un tratamiento térmico especial. Las bombas con revesti - miento de goma son ideales para bombear lodos (Tabla 19) superando en duración a los metales en muchos casos. Es to debido a que el impacto de las partículas sólidas so bre las superficies interiores es absorbido por la elasticidad de la goma produciéndose una acción de rebote, - en lugar de la acción de deslizamiento que es la mayor - causa del desgaste.

MALLA TYLER	MILIMETROS.	TIPO DE GRANO	CLASIFICACION GENERAL DE BOMBAS						
			MATERIAL DE FABRICACION	TIPO DE BOMBA					
	26.67	GRAVA	RECUBRIMIENTO DE JEBE, IMPULSOR CERRADO. LAS PARTICULAS SON REDONDAS.	ACERO AUSTENICO AL MANGANESO.	BOMBA DE DRAGADO				
	22.43								
	18.85								
	15.85								
	13.33								
	11.20								
	9.423								
2.5	7.925								
3	6.68								
3.5	5.613					ARENA MUY GRUESA	RECUBRIMIENTO DE JEBE - IMPULSOR CERRADO.	FIERRO FUNDIDO	BOMBA DE DRAGADO Y ARENA.
4	4.699								
5	3.962								
6	3.327								
7	2.794								
8	2.362								
9	1.981								
10	1.651								
12	1.397								
14	1.168	ARENA GRUESA	RECUBRIMIENTO DE JEBE - IMPULSOR ABIERTO.		BOMBA DE LODO				
16	0.991								
20	0.833								
24	0.701								
28	0.589								
32	0.495								
35	0.417								
42	0.351								
48	0.295								
60	0.248					ARENA FINA			
65	0.204								
80	0.175								
100	0.147								
115	0.124								
150	0.104								
170	0.089								
200	0.074								
250	0.061								
270	0.053	LIMO							
325	0.043								
400	0.038								
500	0.025								
625	0.020								
1250	0.010								
2500	0.005								
12500	0.001								
						PULVERIZADO			
						FANCO ARCILLA			

TABLA 19. Clasificación de bombas de acuerdo a tamaño de partículas [ref. 26].

El caucho natural de dureza 38 a 44 Shore A, se aplica a lodos con tamaños de partículas inferiores a la malla Tyler 2 (2.794 mm.) y operación continua con temperaturas no más de 66°C.

El neoprene es otro material de recubrimiento que puede operar hasta 93°C y tiene excelente resistencia a la abrasión pudiendo utilizarse en el bombeo de aceites sin hincharse.

Los materiales cerámicos son una solución a problemas de corrosión y temperatura, resistiendo la erosión cuando no hay problemas de impacto de partículas; sin embargo este material es quebradizo y caro.

En lo que respecta al diseño de las partes que conforman la bomba podemos decir que la carcasa requiere una atención especial, ya que tiene un gran efecto sobre el comportamiento de la bomba. Un buen diseño contribuye a mantener una buena eficiencia y los desgastes al mínimo. En una espiral convencional la presión estática alrededor del rodete es uniforme en el punto de operación de mejor eficiencia. Cuando la bomba opera a capacidades parciales o sobrecargado se producen altos gradientes de presión a lo largo de la periferie del rodete causando severas pérdidas de energía y desgaste en la garganta de la carcasa.

Carcasas concéntricas o semiconcéntricas hacen que

la bomba sea menos sensible al cambio de operación fuera del punto de mejor eficiencia y por lo tanto las fuerzas hidráulicas y el desgaste se reducen considerablemente.

A menos que las partículas sean extremadamente finas los rodetes cerrados son preferidos sobre los rodetes abiertos debido a que se produce un desgaste más uniforme sobre el mismo. Los rodetes cerrados son más fuertes y no son tan sensibles a un incremento en las luces o separaciones en la succión.

El sellado de la mezcla abrasiva dentro de la carcasa es un problema que se enfrenta de dos maneras: la primera es mantener las partículas abrasivas lejos de los sellos y la segunda es minimizar la presión por medio de laberintos. Para mantener las partículas alejadas de los sellos en el eje de la bomba se puede colocar alabes en el lado posterior del impulsor de tal forma que exista un efecto de bombeo en la zona cerca a los sellos, alejando de esta forma las partículas.

Debido a que el metal y recubrimiento del rodete son difíciles de reducir en diámetro (manera convencional de obtener la altura de bombeo deseada) las bombas de sólidos son conectadas al motor por medio de fajas, pudiéndose obtener la altura de bombeo por variación de los diámetros de las poleas.

Los motores generalmente son instalados directamente encima de la bomba para ahorrar espacio y minimizar el peligro de que se inunden.

La potencia requerida y la presión de descarga son directamente proporcionales a la gravedad específica de la mezcla bombeada.

Las curvas de comportamiento de las bombas de sólidos se obtienen para una sola y como los sólidos no pueden transmitir presión se tendrán que aplicar factores de reducción para cuando trabajen con sólidos.

Uno de estos factores recomendados es [ref. 2] :

$$FRH = 1 - 0.000385 (\rho_s - 1) \left(1 + \frac{4}{\rho_s}\right) \cdot X_a \cdot \ln (d_{50}/22.7) \quad (119)$$

Donde :

FRH = factor de reducción de altura.

ρ_s = densidad del sólido (gr/cc.).

X_a = porcentaje de sólidos en peso en la alimentación.

d_{50} = tamaño de partícula en micrones que será retenido en un 50%.

La ecuación 119, es menos confiable por encima del 60% de sólidos en peso en la alimentación.

Finalmente, si H_b es la altura de bombeo suministrada para agua, la altura de bombeo para el caso de la mezcla sólido-líquida será :

$$H = (\text{FRH}) \cdot H_b \quad (120)$$

Otro método [ref. 24] , para obtener el factor de reducción de altura y además el factor de reducción de potencia de la bomba es utilizando la figura 52, para lo cual se necesita el d_{50} de la mezcla obtenido de la curva de distribución granulométrica y la densidad del sólido. Obtenido el factor K_{sp} , el factor de reducción de altura y de eficiencia será :

$$\text{FRH}^* = 1 - K_{sp} \cdot \varphi \quad (121)$$

Donde :

FRH^* = factor de reducción de altura y de potencia.

K_{sp} = coeficiente de la bomba de sólidos.

φ = fracción volumétrica de sólidos.

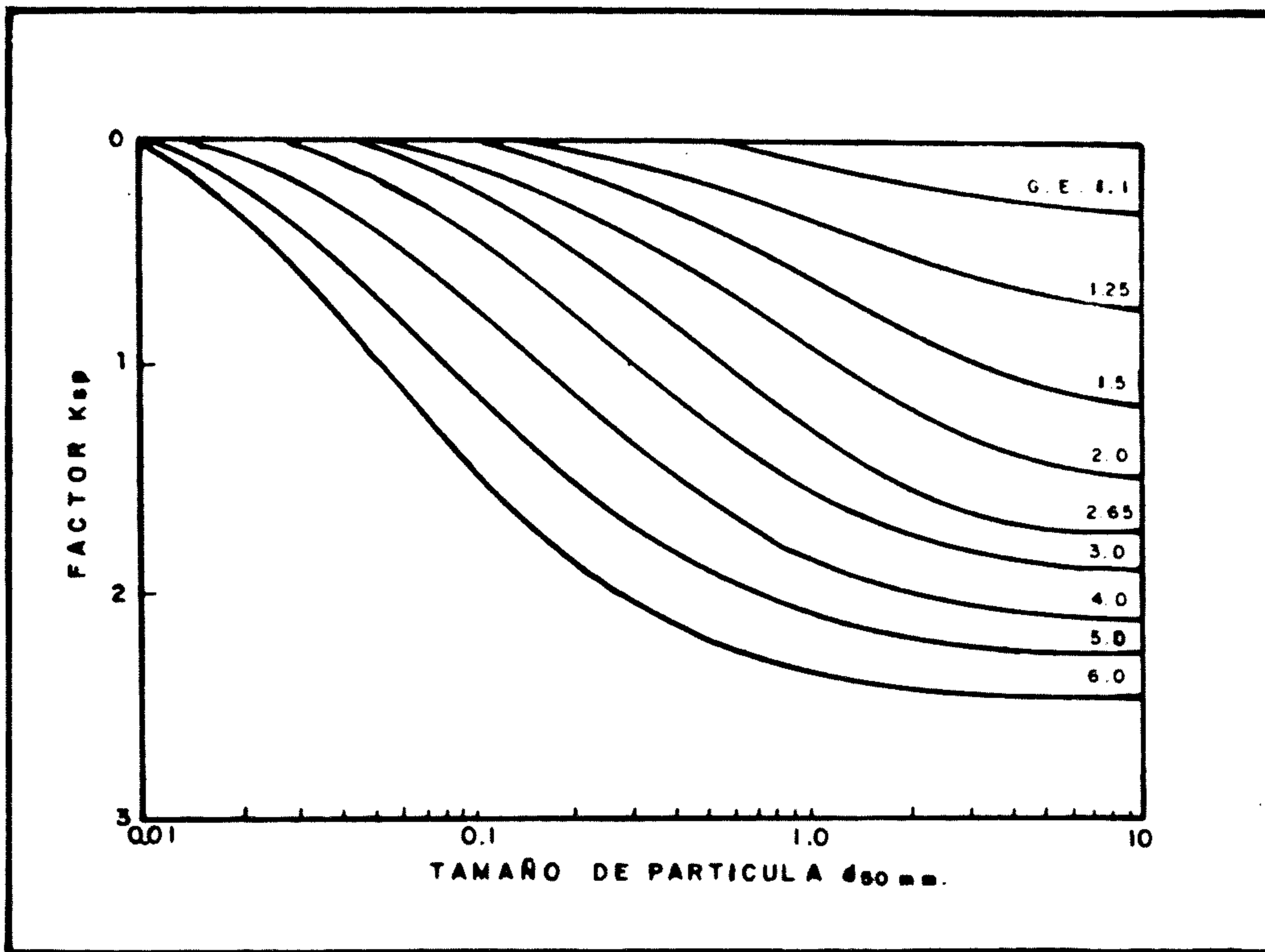


FIGURA 52. Factor de corrección K_{sp} versus tamaño de partícula d_{50} [ref. 24].

Por lo tanto la altura (H) y potencia (P) de la bomba cuando opere con sólidos :

$$H = FRH^* \cdot H_b \quad (122)$$

$$\frac{Q \cdot H_b \cdot \rho_{\text{agua}}}{102 \eta_b \cdot (FRH)}$$

Donde :

Q = caudal en m^3/s .

H_b = altura de bombeo, metros de agua.

$$\rho_{\text{agua}} = \text{densidad del agua, kg/m}^3.$$
$$\eta_b = \text{eficiencia de la bomba.}$$

Otros fabricantes recomiendan multiplicar la potencia calculada para agua por la gravedad específica de la mezcla.

6.2 Selección del Equipo de Bombeo en el Circuito de la Mina Raul.

Utilizando los factores de reducción de altura podremos transformar los 16 m. de mezcla requeridos para bombear en m. de agua. Por lo tanto, reemplazando los siguientes datos en la ecuación 119.

$$\text{Densidad del sólido} = 2.77 \text{ gr/cc.}$$

$$\text{Porcentaje de sólidos} = 60\% \text{ (35\% de sólidos en volumen peso. men).}$$

$$d_{50} = 300 \mu \text{ (obtenido de la figura 40.)}$$

El factor de reducción de altura :

$$\text{FRH} = 0.742$$

Si utilizamos la ecuación 121; de la figura 52, se obtiene $K_{sp} = 0.9$, que para 35% de sólidos en volumen da:

$$\text{FRH}^* = 1 - (0.9) \cdot (0.35)$$

$$\text{FRH}^* = 0.685$$

Tomando por seguridad el menor factor, se tiene que los pies requeridos de agua a bombear son :

$$H_b = \frac{H}{FRH^*} = \frac{16.63}{0.685} = 24.3 \text{ m de agua}$$

$$H_b = 24.3 \text{ m} = 79.7 \text{ pies.}$$

Para 79.7 seis de agua y 500 GPM muy bien podría operar una bomba de 5 x 4 (figura 53), girando a 1200 RPM, y con una eficiencia del 64.5%.

Sin embargo escogemos una bomba de 6x8 para evitar tener que colocar un cambio de diámetro justo a la salida de la bomba y así adecuarnos al diámetro de tubería de 6 pulgadas que es el utilizado en estos casos.

De la curva altura-caudal (H-Q) de la bomba marca Allis-Chalmers, de 6 x 8, (figura 54) observamos que su eficiencia operando con agua es de 59%. Por lo tanto, aplicando el factor de reducción de potencia :

$$P = \frac{0.0315 \text{ m}^3/\text{s}) \cdot (24.3\text{m}) \cdot (1000)}{102 \cdot (0.59) \cdot (0.685)}$$

$$P = 18.6 \text{ KW} = 25 \text{ HP.}$$

Si utilizamos la curva H-Q, de la marca de bombas Denver (figura 55) la potencia requerida para bombear la

mezcla será :

$$P = \frac{(0.0315 \text{ m}^3/\text{s})(24.3\text{m}) \cdot (1000)}{102 \cdot (0.60)} \cdot (1.7)$$

$$P = 21.3 \text{ KW} = 28.5 \text{ HP}$$

Agregando a esta potencia de 28.5 HP un factor de seguridad de 50% la potencia del motor eléctrico será :

$$\text{Potencia motor eléctrico} = (28.5) \cdot (1.4)$$

$$\text{Potencia} = 40 \text{ HP}$$

De tablas de motores "DELCROSA" escogemos un motor - NV200L - 4 polos, 440 volt. 3Ø de 40HP y 1465 RPM.

La transmisión de potencia entre motor eléctrico y bomba se hará por fajas en V especiales para las siguientes condiciones de servicio :

Potencia del motor eléctrico = 40 HP.

Velocidad del motor eléctrico = 1465 RPM.

Distancia entre centros = 26.16 pulgadas.

Factor de servicio = 1.3

Velocidad de rotación del impulsor de la bomba. = 850 RPM.

Polea de 15 y 8.75 pulgadas de 3 canales y 3 fajas - 5V900.

La bomba debe cumplir con :

$$\text{NPSH}_{\text{tubería succión}} > \text{NPSH}_{\text{bomba}}$$

Siendo :

$$\text{NPSH}_{\text{tubería}} = (H_{\text{atm.}} - H_{\text{v}} - H_{\text{s}}) - H_{\text{p}}$$

Donde :

H_{atm} = presión atmosférica del lugar.

H_{v} = presión a vapor.

H_{s} = presión ejercida por la columna de líquido dentro de la tubería de succión.

H_{p} = caída presión por efecto de pérdidas de fricción y pérdidas por choque (turbulencia).

Empresando en metros de agua se tiene :

H_{at} = 9.73 metros (500 m.s.n.m.)

H_{v} = 0.23 metros

H_{s} = 0.60 metros (de la instalación del tanque de la succión).

H_{p} = 1 metro (aproximación).

Por lo tanto :

$$\begin{aligned} \text{NPSH}_{\text{tubería succión}} &= (9.73 - 0.23 + 0.60) - 1 \\ &= 9.1 \text{ m.} = 29.86 \text{ pie.} \end{aligned}$$

Para la bomba Allis Chalmers de 6 x 8 el $\text{NPSH}_{\text{bomba}}$

es menor que 18 pies de agua (figura 54) y para la bomba Denver (figura 55) es 9 pies de agua. Por lo tanto se cumple que :

$$\text{NPSH}_{\text{tubería succión}} > \text{NPSH}_{\text{bomba}}$$

6.3 Curva del Sistema.

Una vez determinado el tipo de bomba graficamos sobre sus curvas de altura de bombeo versus caudal (figuras : 54 y 55) la curva del sistema. En este caso la altura - estática de bombeo es :

$$\begin{aligned} H_{\text{estática}} &= H_{\text{descarga hidroc.}} - H_{\text{succión bomba.}} \\ &= 6.5 - 0.5 \end{aligned}$$

$$H_{\text{estática}} = 6 \text{ m. de mezcla.}$$

Llevado a metro de agua :

$$H_{\text{estática}} = \frac{6 \text{ m}}{0.685}$$

$$H_{\text{estática}} = 8.76 \text{ m.} = 28.7 \text{ pies}$$

Si el fluido se comporta como Newtoniano y si consideramos solo la variación de las pérdidas de fricción, función del caudal (similar a la ecuación de Hazen) podemos ajustar una curva parabólica entre el punto de operación y la altura estática.

Es así que para una ecuación de la forma :

$$H_{\text{sist.}} = A \cdot Q^2 + 28.7$$

Donde :

$H_{\text{sist.}}$ = altura total del sistema, pies.

Q = caudal de la bomba, GPM.

Reemplazando datos :

$$79.7 \text{ pie} = A \cdot (500 \text{ GPM})^2 + 28.7$$

de donde :

$$A = 0.0002$$

La ecuación finalmente a graficarse :

$$H_{\text{sist.}} = 0.0002 Q^2 + 28.7 \quad (124)$$

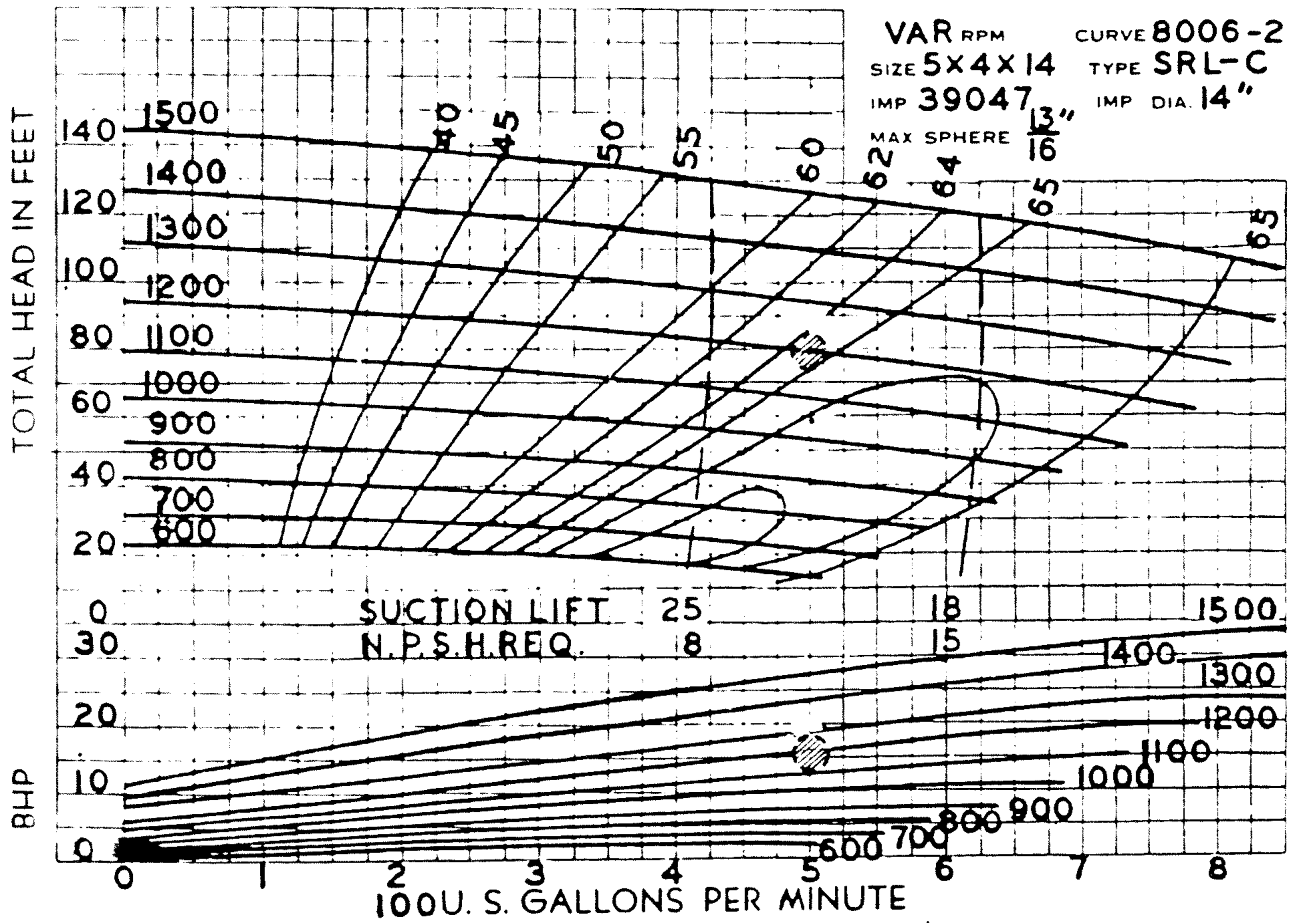
TYPE SRL & SRL-C PUMPS
Oaktree Curves



CP6.6.1
Page 53

5x4x14 SRL-C

March 1972



The curves show approximately the characteristics when pumping clear water at 85 deg. F. No guarantee is made except for the rated point. Figure total dynamic head as 5% above actual requirements.

FIGURA 53. Curvas características de la bomba 5 x 4 x 14 SRL-C Allis Chalmers.

CP6.6.1
Page 54



TYPE SRL & SRL-C PUMPS
Oaktree Curves
8x6x18 SRL-C

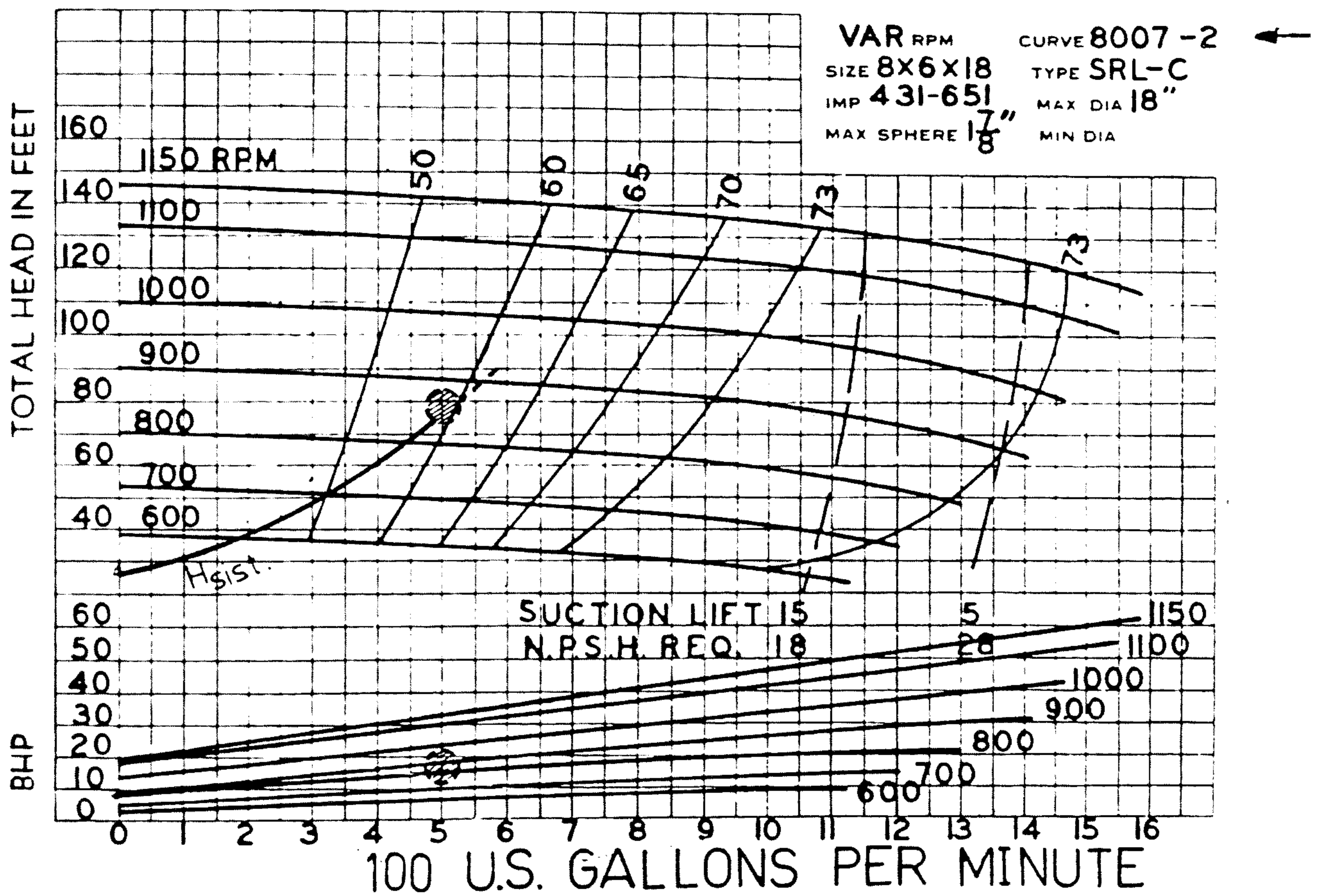


FIGURA 54. Curvas características de la bomba 8 x 6 x 18 SRL-C Allis Chalmers.

DENVER SRLC PUMP

*Soft Rubber Lined

SIZE 8 X 6 X 18

FRAME: FOUR

IMPELLER: AC 1800

MAXIMUM SOLIDS: 1 7/8" DIA.

EYE AREA:
DATE: DEC. 25, 1974

PUMP PERFORMANCE CURVE

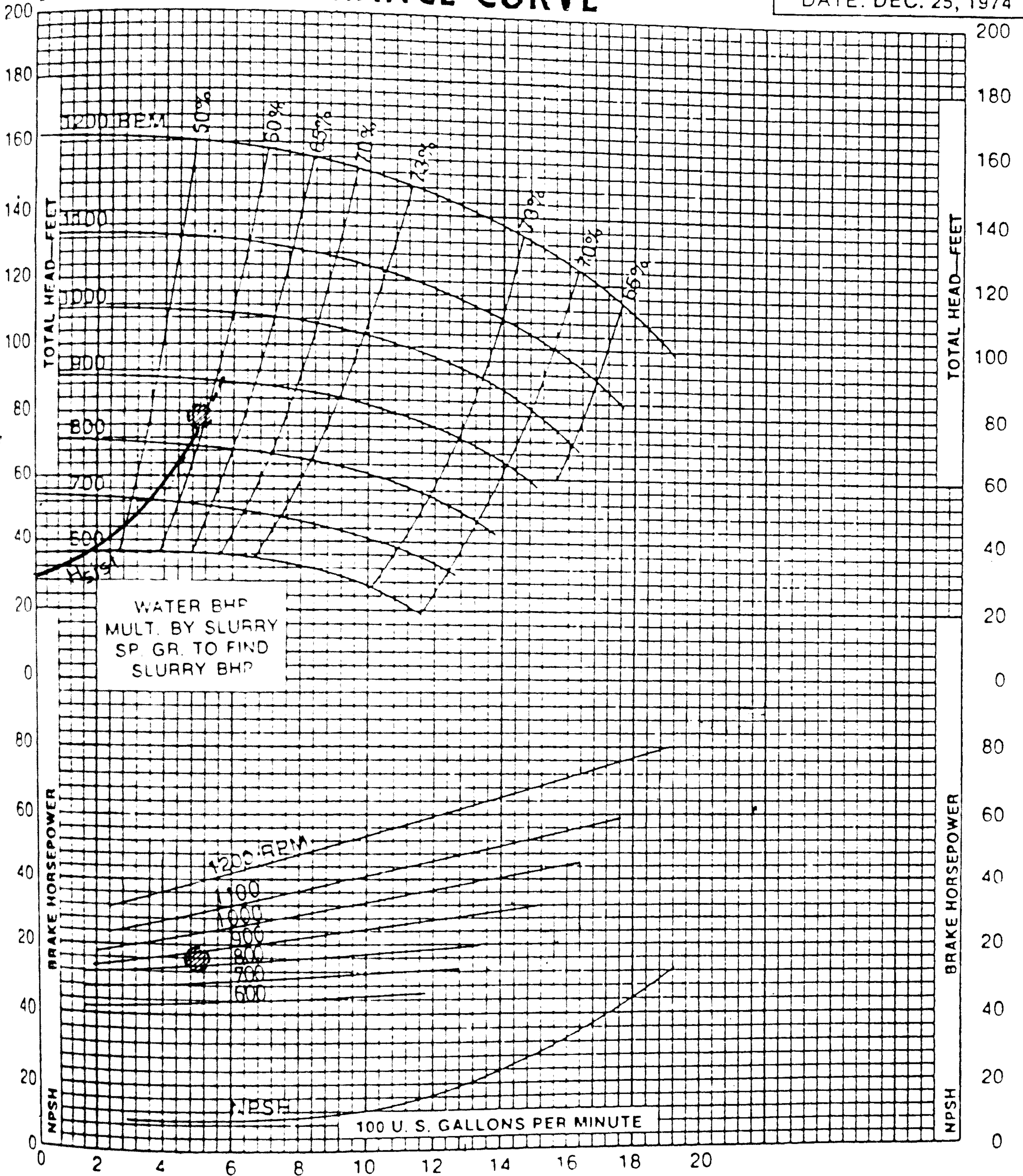
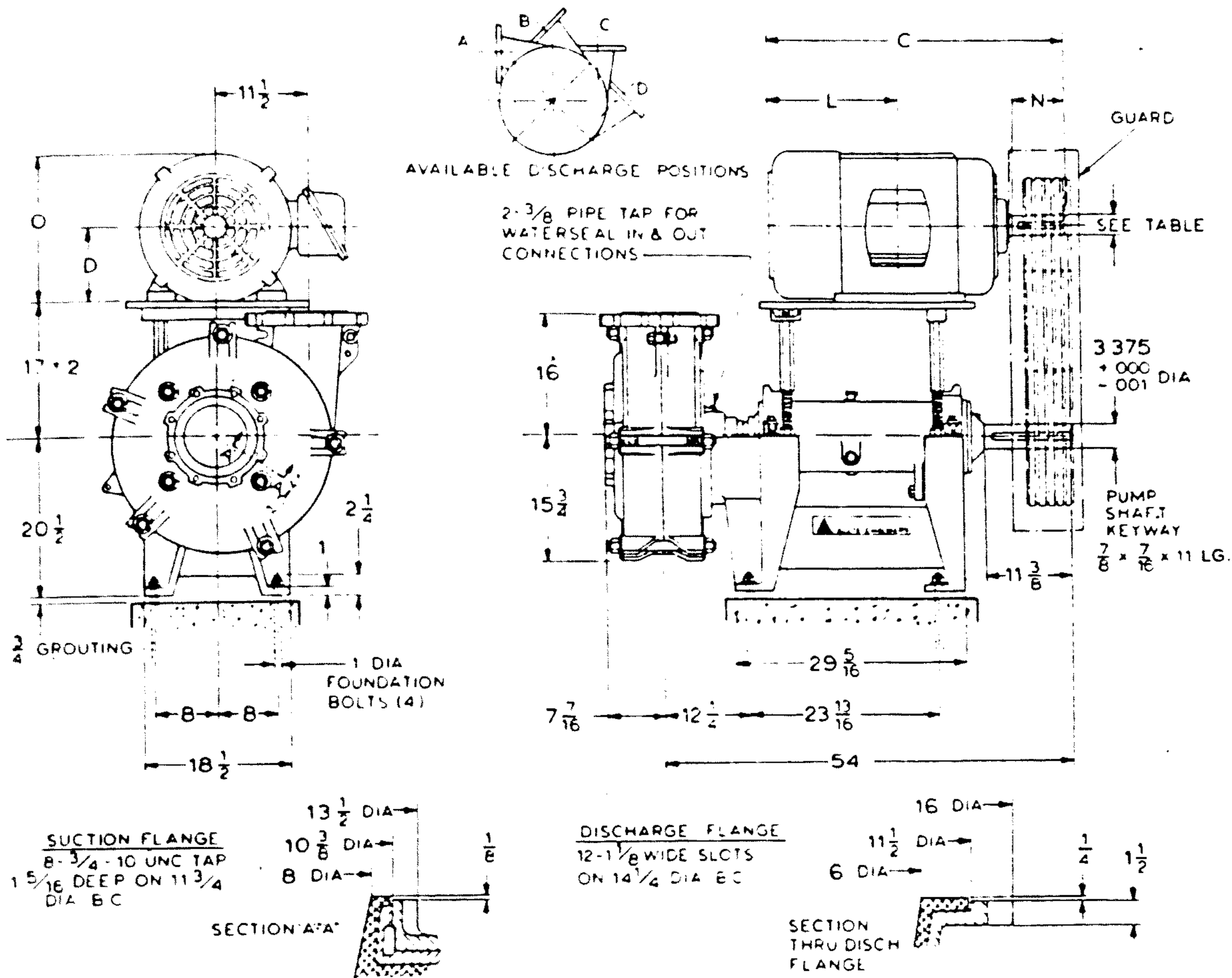


FIGURA 55. Curvas características de la bomba 8 x 6 x 18 SRL-C Denver.



Dimensions

Frame 3: 8x6x18 SRL-C



NEMA MOTOR DIMENSIONS

FRAME NO.	SHAFT DIA.	KEY SIZE	C	D	L	N	O
254T	1.625	3/8 x 3/8 x 2-7/8	21-3/8	6-1/4	9	4	13-3/8
256T	1.625	3/8 x 3/8 x 2-7/8	23-1/8	6-1/4	9-7/8	4	13-3/8
284T	1.875	1/2 x 1/2 x 3-1/4	24-5/8	7	10-1/2	4-5/8	14-3/4
286T	1.875	1/2 x 1/2 x 3-1/4	26-1/8	7	11-1/4	4-5/8	14-3/4
324T	2.125	1/2 x 1/2 x 3-7/8	27-3/4	8	12	5-1/4	16-5/8
326T	2.125	1/2 x 1/2 x 3-7/8	29-1/4	8	12-3/4	5-1/4	16-5/8
364T	2.375	5/8 x 5/8 x 4-1/4	30-7/8	9	13-1/2	5-7/8	18-1/4
365T	2.375	5/8 x 5/8 x 4-1/4	31-7/8	9	14	5-7/8	18-1/4
404T	2.875	3/4 x 3/4 x 5-5/8	36-3/8	10	16-3/8	7-1/4	20-3/8
405T	2.875	3/4 x 3/4 x 5-5/8	37-7/8	10	17-1/8	7-1/4	20-3/8
444T	3.375	7/8 x 7/8 x 6-7/8	42-1/4	11	19	8-1/2	22-3/4
* 445T	3.375	7/8 x 7/8 x 6-7/8	44-1/4	11	20	8-1/2	22-3/4

ASTERISK INDICATES LARGEST TEFC MOTOR THAT CAN BE MOUNTED ON THE UNIT.

NOTE: THIS PRINT IS NOT TO BE USED FOR CONSTRUCTION UNLESS CERTIFIED.

V-BELT DRIVE
 SUPPLIED BY A - C YES NO
 MAKE: _____
 PITCH DIA: MOTOR _____ PUMP _____
 BELTS: NO _____ CAT. NO. _____

BELT GUARD
 SUPPLIED BY A - C YES NO

MOTOR
 SUPPLIED BY A - C YES NO
 MAKE: _____
 TYPE: _____ ENCLOSURE: _____
 FRAME: _____ HP: _____ RPM: _____
 VOLTS: _____ PH: _____ HZ: _____

PUMP
 CAPACITY _____ USGPM. HEAD _____ FT.
 _____ RPM.
 SERIAL NO: _____
 DISCHARGE POSITION: "C" (STD)

CERTIFIED FOR: _____
 CUST. ORDER NO: _____ ITEM NO: _____

 A - C ORDER NO: _____
 CERTIFIED BY: _____ DATE: _____

CAPITULO 7

CONSIDERACIONES DE COSTOS

La alternativa de instalar un circuito de clasificación con hidrociclones presenta la ventaja de que el hidrociclón es un equipo de fácil construcción y de menor costo que otros clasificadores. Sin embargo, esta ventaja inicial se puede ver desmerecida por la necesidad de instalar una bomba de sólidos para bombear la mezcla a través del hidrociclón. La bomba eleva notablemente el costo del circuito de cicloneo y la potencia eléctrica que se requiere para bombear hace que este tipo de circuitos tenga un consumo elevado de corriente eléctrica con respecto a otros circuitos.

Pero sucede, no en pocos casos, que los circuitos de clasificación con clasificadores helicoidales requieren de una bomba adicional para enviar la mezcla del rebose hacia la sección de flotación, haciendo que la diferencia en consumo eléctrico con respecto a los circuitos de cicloneo no sea tan distinta.

Además, se debe pensar que los circuitos de cicloneo - se instalan con la esperanza de recuperar mayor cantidad de sólidos finos en el rebose del hidrociclón de lo que se haría con los clasificadores helicoidales, lo que produce una reducción de la carga circulante y por tanto un menor consumo de potencia en el molino.

El costo global del circuito de cicloneo es función - de la capacidad del circuito. El flujo de mezcla a procesar es el que determinará la capacidad de la bomba. La capacidad del hidrociclón es función del diámetro y de sus aberturas de rebose y descarga.

En cuanto al sistema de tuberías es conveniente mencionar que su diseño debe estar en lo posible lo más libre de codos y restricciones para no elevar las pérdidas del sistema.

Algunos diseñadores al incluir un circuito de cicloneo en stand by lo hacen utilizando la misma tubería del circuito original. Esto quiere decir que habrán dos bombas y dos hidrociclones conectados a una sola línea de tubería. Esto no es recomendable ya que podría existir obstrucción en el sistema de válvulas que controlan la operación alternativa de las bombas e hidrociclones y además el ahorro no es tan significativo.

Para mostrar la diferencia de precios entre circuitos de clasificación operando con hidrociclones y los que operan con clasificadores helicoidales, extraemos curvas

de costos de estos equipos del libro: "Mineral Processing Equipment Cost and Preliminary Capital Cost Estimations" [ref. 28] .

Las curvas obtenidas tienen las siguientes características :

- a. Fueron obtenidas en base a costos de equipo de 47 compañías norteamericanas y canadienses.
- b. Estan referidas al año 1971, cuando existían una relación de cambio de 1 \$Can. = 0.98 \$US.
- c. El error de estimación está entre \pm 10%.
- d. Las curvas de costo siguen la forma :

$$\text{Costo} = a \cdot (X)^b$$

y pueden ser actualizadas utilizando el índice de Marshall y Swift (IMS) de la siguiente forma:

$$\left(\text{Costo en el año n.} \right) = \frac{\text{IMS(año n)}}{\text{IMS(año m)}} \cdot \left(\text{Costo en el año m.} \right)$$

- e. Los costos han sido actualizados al año 1971 utilizando un IMS, para ese año, de 300.

Para hidrociclones se han obtenido las siguientes constantes "a" y "b" que se reemplazarán en la ecuación.

Curva 1 : Costo en dólares (\$US).

<u>Rango, TCS/d basado en 65% -200 malla.</u>	<u>a</u>	<u>b</u>
200 - 1000	86.24	0.45
mayor que 1000	1.90	1.00

X : Capacidad del hidrociclón en TCS/d.

Curva 2 : Costo en dólares (\$US).

<u>Rango, diámetro del hidrociclón en pulgadas.</u>	<u>a</u>	<u>b</u>
6 - 30	129.36	0.91

X : Diámetro del hidrociclón en pulgadas.

Curva 3 : Costo en dólares (\$US) por cada GPM de mezcla alimentada al hidrociclón.

<u>Rango, diámetro del hi drociclón en pulgadas.</u>	<u>a</u>	<u>b</u>
3 - 24	26.46	- 0.77

X : Diámetro del hidrociclón en pulgadas.

Los costos obtenidos con las curvas 1, 2, y 3 son costos totales de equipo (hidrociclón, bomba, tubería, etc).

Para clasificadores helicoidales se tiene :

Curva 4 : Costo en dólares (\$US).

<u>Rango, diámetro de la espiral en pulgadas</u>	<u>a</u>	<u>b</u>
24 - 78	29.4	1.53

X: Diámetro de la espiral en pulgadas.

Los clasificadores helicoidales utilizados para obtener la curva 4, han tenido las siguientes características adicionales :

	<u>Rango</u>
Longitud del tanque	13 - 35 1/3 pies
Potencia del motor eléctrico	3 - 20 HP
Capacidad de sólidos en la descarga (*)	16 - 300 TCS/h

(*) La capacidad de sólidos en la descarga se obtuvo trabajando con mineral de tamaño entre 1/4 pulgada y malla 100, g.e. 2.7 y pendiente del tanque de 3.5 pulgadas por pie.

Si reemplazamos los datos del hidrociclón de 20 pulgadas de diámetro que se desea instalar en la mina Raul se obtiene :

$$\text{Curva 1 : Costo} = 1.94 \cdot \left(126 \frac{\text{TCS}}{h} \right)^1 \cdot 24 \frac{h}{d} \cdot 0.98$$

$$\text{Costo} = 5,749 \text{ US\$}$$

Curva 2 : Costo = $132 \cdot (20 \text{ pulg.})^{0.91} \cdot 0.98$
Costo = 1,976 US\$

Curva 3 : Costo = $27 \cdot (20 \text{ pulg.})^{-0.77} \cdot 500 \text{ GPM} \cdot 0.98$
Costo = 1,317 US\$

Para el clasificador helicoidal que se encuentra operando en la mina Raul :

Curva 4 : Costo = $30 \cdot (60 \text{ pulg.})^{1.53} \cdot 0.98$
Costo = 15,450 US\$.

Podemos ver que según estas ecuaciones el clasificador helicoidal en el año 1971 era 2.71 veces mas caro que el hidrociclón siendo una de las causas por la cual se prefiere estos últimos.

Finalmente presentamos el presupuesto de equipamiento e instalación del circuito de clasificación con un hidrociclón de 20 pulgadas.

PRESUPUESTO N°1 (fecha: 15/02/85)

<u>DESCRIPCION</u>	<u>CANTIDAD</u>	<u>TOTAL</u>
- Hidrociclón ICBA D20B	1	20'000,000
- Bomba Allis Chalmers SRL-C Modelo 6 x 8 x 18	1	65'700,000
- Motor Eléctrico Delcrosa 440 V, 3Ø, de 50 HP, 1645 RPM	1	10'916,000
- Poleas de 9.25 y 15 pulgadas- 3 canales y 3 fajas 5V950. Base para el motor.		2'800,000
- Arrancador estrella-triángulo FC/D50/105	1	4'818,000
- Interruptor blindado QSA-125	1	1'433,000
- Tubería de 6 pulgadas Sch. 40	12 m.	1'500,000
- 1 codo, 1TE, 1 universal de 6 pulgadas.		148,000
- Válvula compuerta de 6 pulg.	2	2'560,000
- Válvula pinch de 6 pulg.	1	3'670,800
- Válvula de 3 vías y manómetro de diáfragma.	1	996,000
- Cajón de descarga de hidrociclón	1	2'697,000
- Sumidero de bomba.	1	8'300,000
- Cemento, arena.		300,000
- Mano de obra y transporte		<u>16'000,000</u>
	<u>COSTO TOTAL</u>	S/. 141'839,700 =====

1 \$USA = S/. 8,700.

De acuerdo al Presupuesto N°1, los costos se pueden estructurar en cuatro grandes rubros :

<u>RUBRO</u>	<u>%</u>
1. Hidrociclón 50.8 cm Ø (incluido caja de descarga)	16.00
2. Bomba-Motor Eléctrico (incluido sumidero)	60.40
3. Sistema de tuberías	12.30
4. Mano de obra.	<u>11.30</u>
	100.00

Se puede ver que el segundo rubro es el mas significativo y el que eleva considerablemente el presupuesto.

Si se opta por fabricar el hidrociclón de 50.8 cm Ø en la planta se tendrá el siguiente presupuesto :

PRESUPUESTO N°2 (fecha: 15/02/85)

<u>DESCRIPCION</u>	<u>CANTIDAD</u>	<u>TOTAL</u>
- Plancha de fierro negro 1.22 m x 2.44 m x 6 mm.	3	2'871,000
- Forro de jebe de 16 mm. de espesor.	6 m	5'760,000
- Forro de jebe de 3 mm. de espesor	2 m	160,000
- Soldadura	30 kg.	225,000
- Apex, Vortex y conexión de rebose marca ICBSA.		3'200,000
- Tramo de tubería de 6 Ø y plancha de 0.6 m x 0.6 m x 9.5 mm		400,000
- Mano de obra y transporte		<u>1'500,000</u>
	S/.	<u>14'116,000</u>

Puede notarse que se produciría un ahorro de casi - S/.6'000,000 (30%) en caso de decidir fabricar el hidrociclón en la planta.

Finalmente debemos decir que el presupuesto que se - presenta no considera el circuito en stand by, lo que - eleva significativamente el costo total del circuito.

CONCLUSIONES

1. La sustitución de un clasificador helicoidal por un hidrociclón no siempre es una solución directa ya que en general los clasificadores helicoidales pueden funcionar en condiciones mas exigentes de las que operan los hidrociclones y ésto debido a que las zapatas de la espiral son de aleaciones duras permitiendo que ingresen al clasificador helicoidal partículas de hasta 25 mm. Además el porcentaje de sólidos en volumen en la alimentación al clasificador helicoidal no es tan crítico como en el caso de los hidrociclones.

Los hidrociclones poseen forros internos de jebe natural los cuales se desgastan en proporción directa al tamaño y angularidad de los bordes de la partícula. Tamaños de partícula menores a 1,400 micrones son aceptables en hidrociclones. Además la concentración de sólidos en volumen debe tratar de mantenerse en lo posible por debajo de 35%, ya que a mayor concentración de sólidos la eficiencia disminuye.

Si se diera el caso de que la granulometría de las partículas no es conveniente para instalar un hidrociclón, deberá estudiarse la posibilidad de instalar otra etapa de molienda a aprovechar un molino ya instalado para derivar parte o todo el flujo hacia él, antes de que este ingreso al hidrociclón.

2. El costo de los circuitos de clasificación con hidrociclones se ha demostrado que es barato en comparación a los clasificadores helicoidales. Actualmente se fabrican en el Perú los hidrociclones y las bombas que son los equipos principales de los circuitos de cicloneo.

La fabricación de un hidrociclón es factible de ser llevada a cabo a base de corte y soldado de planchas, pero debe tenerse cuidado de seleccionar y colocar el forro interno de los hidrociclones.

Los fabricantes especializados proporcionan forros de jebe de alta densidad y de fácil colocación listo para insertarse a la pieza metálica.

3. Dada la importancia y popularidad que tiene el hidrociclón en los circuitos de molienda se han realizado y se siguen realizando estudios para poder predecir el comportamiento de este clasificador. Sin embargo, según la bibliografía estudiada, poco se ha avanzado en la predicción de la partición del flujo de mezcla que irá al rebose y la que irá a la descarga y que permitiría predecir con certeza la carga circulante.

Las formulas para predecir el tamaño de corte de un hidrociclón generalmente presentan la configuración de

la ecuación de Stokes (Teoría de la Órbita de Equilibrio). La más conocida es la fórmula de L.R. Plitt (ecuación 105), sin embargo se debe recalcar de que no están presentes factores como viscosidad y forma de las partículas. Asimismo, el crecimiento exponencial del tamaño de corte con el porcentaje volumétrico de sólidos no es una ley general pudiéndose cometer errores en la predicción de hasta $\pm 50\%$ para concentración en volumen por encima del 30%.

La aparente complejidad de la fórmula de Plitt se reduce si se reemplaza las relaciones características que existen entre las dimensiones del hidrociclón de acuerdo a la función que desempeña el hidrociclón.

4. El método de K.J. Reid [ref. 9], se ha utilizado para obtener una carga circulante promedio de los clasificadores. Este método ha probado ser bastante útil en este caso, sin embargo se debe anotar de que la convergencia del método se logrará cuando no exista demasiada diferencia entre las cargas circulantes por rango de malla. En todo caso los métodos para calcular las cargas circulantes, presentadas en la Tabla 3, muestran que no es este el único método.

BIBLIOGRAFIA

- [1] Trawinski H., "Theory, Applications, and practical -
Opration of Hydrocyclones", Engineering and Mining -
Journal, September, 1976, p. 115 - 127.
- [2] Mular A.L. and Bhappu R.B., "Mineral Processing Plant
Design", Society of Mining Engineers of the AIME, New
York, 1980.
- [3] Lynch A.J., "Circuitos de Trituración y Molienda de
Minerales: Su simulación, Diseño y Control", Edito-
rial Rocas y Minerales, Madrid, 1980.
- [4] Ramirez S., Llerena C., Quiroz I., Mucha N., "Cálcu-
lo de la Eficiencia de un Hidrociclón en un Circui-
to de Clasificación", Facultad de Ing. Geológica, Mi-
nera y Metalúrgica, Universidad Nacional de Ingenie-
ría, p. 19 .
- [5] Plitt L.R., "A Mathematical Model of the Hydrocyclo-
ne Classifier", CIM Bulletin, December, 1976, p.114
123.
- [6] Plitt L.R., "The Analysis of Solid-Solid Separations
in Classifiers", CIM Bulletin, April, 1971, p. 42-47.
- [7] Lilge E.O., "Hydrocyclone Fundamentals", Trans. IMM,
March, 1962, p. 285 - 337.
- [8] Lilge E.O., "Hydrocyclone Fundamentals: Discussions -
and Contributions", Trans. IMM, April, 1962,
p. 523 - 547.
- [9] Reid K.J., "Reconciling Hydrocyclone Particle Size-
Data", Chemical Engineering Mag., June, 1983.
p. 43 - 44.
- [10] Mular A.L., "Mass Balance of a Grinding Circuit", CIM
Bulletin, December, 1976, p. 124 - 129.

- [11] Arterburn R.A. «The Sizing of Hydrocyclones», Krebs-Engineers, October 1976.
- [12] Bloor M.I.G. and Ingham D.B., «Theoretical Investigation of the Flow in a Conical Hydrocyclone», Trans. Instn. Chemical Engrs., Vol. 51, 1973, p.36-41.
- [13] Bloor M.I.G. and Ingham D.B., «On the Efficiency of the Industrial Cyclone», Trans. Instn. Chemical Engrs. Vol. 51, 1973, p. 173 - 176.
- [14] Wills B.A., «Factors Affecting Hydrocyclone Performance Mining Magazine», February, 1980. p. 142-146.
- [15] Zanker A., «Hydrocyclones: Dimensions and Performance», Chemical Engineering Magazine, May 19, p. 122 - 125.
- [16] Quiroz I., «Análisis Granulométrico y Funciones de Distribución de Tamaño», F.I.G.M.M. - UNI. 1980.
- [17] Mular A.L., «Modelling of Parallel Cyclones in the Absence of Flow Measurement», CIM Bulletin, January 1971, p. 51 - 56.
- [18] Perez C.J., «Memorandum Interno: Balance Metalúrgico de la Planta Concentradora Chumpe (Yauricocha)», Centromin Perú, La Oroya, Enero 1974.
- [19] Gutierrez L., «Simulación Matemática de Procesos de Clasificación con Hidrociclones», Centro de Investigación Minera y Metalúrgica. Chile, 1980.
- [20] Anglade R., «Informe de Prácticas sobre la Planta-Concentradora San Vicente de la Compañía Minera San Ignacio de Morococha S.A.», Facultad de Ing. Geol. Min. y Met. de la UNI. 1983.
- [21] Rojas E., «Informe de Prácticas sobre la Compañía - Bombas e Hidrociclones S.R.L.», Facultad de Ing. - Geol., Min. y Met. de la U.N.I., 1982.

- [22] Currie J.M., «Material Handling», Chapter 14, Edit. Burnaby, British Columbia, May, 1973, p. 14.1 - 14.17
- [23] Bain A.G., «The Hydraulic Transport of Solids by Pipeline», Pergamin Press, Oxford, 1976.
- [24] Kelly E.G. and Spottiswood D.J., «Introduction to Mineral Processing», John Wiley & Sons, New York, 1982.
- [25] Galigher Company, «Corporate Bulletin VP-080: Horizontal Pump», Salt Lake City, Utah, U.S.A. 1980.
- [26] Wilson G., «Selecting Slurry Pumps: How to specify the best», World Mining, February, 1980, p. 43 - 45.
- [27] Hukki R.T., «Fundamentals of the Closed Grinding Circuit», Engineering and Mining Journal, April, 1979, p. 102 - 109.
- [28] Parkinson E.A. & Mular A.L., «Mineral Processing - Equipment Costs and Preliminary Capital Cost Estimation», Canadian Institute of Mining and Metallurgy, 1972.
- [29] U.N.I., «Primer Seminario de Fundición: Fundiciones Blancas Aleadas (Ni-Hard)», Departamento Académico de Metalurgia, Julio, 1980.
- [30] Chemical Engineering, «Process Piping Systems», Ed. Mc Graw-Hill, New York, 1981.
- [31] Hori J.J., «Diseño de Elementos de Máquinas», Departamento de Energía y Mecánica, UNI. 1980.
- [32] Marks, «Manual del Ingeniero Mecánico», Edit. Mac Graw-Hill, México, 1982.
- [33] Merril F.H., «Program Calculates Hydrocyclone Efficiency», Chemical Engineering, November 1981. p. 71 - 78.

- [34] Weems F.T., «Metallurgical Applications of the Dorr-clone», Mining Engineering. August, 1951. p. 681 - 690.
- [35] Phillips V. and Blair J., Cyclone Thickeners, « A Practical Solution for Closed Water Circuit Operations», Mining Engineering. August, 1951. p. 699-702.
- [36] Kennedy G.H. and Criner H.E., «Aplication of Cyclo-ne Thickeners to Preparation Plant Water Circuits», - Mining Engineering. March, 1951. p.259-261.
- [37] Dahlstrom D.A., «High Speed Classification and Desliming with the Liquid-Solid Cyclone», Mining Engi - neering, February, 1951. p. 153-165.
- [38] Gault G.A., «Hydrocyclone Classification Studies of a Complex Nickel Ore», Proc. Australas. Inst. Min. Metall., N°280, 1981, p. 61-65.
- [39] Microdigital, «Programación Basic en el Computador - TK85», Microdigital Electrónica Ltda., Sao Paulo, - Brasil, 1983.