

2 Eq. No. 12



# Universidad Nacional Autónoma de México

FACULTAD DE QUIMICA

INFLUENCIA DE LA AEREACION Y ACONDICIONAMIENTO EN  
LA RECUPERACION DE UN MINERAL DE COBRE - PLOMO  
ZINC EN LA PLANTA CONCENTRADORA KIDD CREEK MINES

T E S I S

Que para obtener el Título de  
INGENIERO QUIMICO METALURGICO

P r e s e n t a

ANTONIO HUERTA CERDAN



Universidad Nacional  
Autónoma de México

Dirección General de Bibliotecas de la UNAM

**Biblioteca Central**



**UNAM – Dirección General de Bibliotecas**  
**Tesis Digitales**  
**Restricciones de uso**

**DERECHOS RESERVADOS ©**  
**PROHIBIDA SU REPRODUCCIÓN TOTAL O PARCIAL**

Todo el material contenido en esta tesis esta protegido por la Ley Federal del Derecho de Autor (LFDA) de los Estados Unidos Mexicanos (México).

El uso de imágenes, fragmentos de videos, y demás material que sea objeto de protección de los derechos de autor, será exclusivamente para fines educativos e informativos y deberá citar la fuente donde la obtuvo mencionando el autor o autores. Cualquier uso distinto como el lucro, reproducción, edición o modificación, será perseguido y sancionado por el respectivo titular de los Derechos de Autor.

## INDICE.

0.	Resumen . . . . .	8
----	-------------------	---

### CAPITULO I.

1.0	Introducción. . . . .	10
1.1	Antecedentes. . . . .	11
1.2	Objetivos . . . . .	13

### CAPITULO II BASES TEORICAS.

2.1	Aereación, Acondicionamiento y Flotación. . . . .	15
2.2	Diseño del Tanque Acondicionador. . . . .	19
2.3	Sistema de Escalamiento; Laboratorio-Planta de Operación .	38

### CAPITULO III TRABAJO EXPERIMENTAL

3.1	Pruebas de Escalamiento; Planta de Operación- Laboratorio.	61
3.2	Pruebas de Acondicionamiento. . . . .	63
3.3	Pruebas de Aereación. . . . .	70
3.4	Resultados Generales. . . . .	79

### CAPITULO IV APENDICES.

5.1	Gráficas. . . . .	82
5.2	Resultados Metalúrgicos . . . . .	85

## **C A P I T U L O V.**

5.1	Conclusiones . . . . .	144
5.2	Recomendaciones. . . . .	144
5.3	Equipo Usado . . . . .	144
5.4	Bibliografía . . . . .	145

## 0. Resumen.

En la Planta Concentradora Kidd Creek Mines, se presentó un problema de recuperación de cobre en el área de flotación que consistía en una marcada diferencia de recuperabilidad entre la Planta y el Laboratorio. Se efectuaron estudios en las operaciones unitarias de ae reacción, acondicionamiento y flotación, rediseño de equipo y escalamiento de operaciones Planta de Operación—Laboratorio, llegándose a obtener una solución a dicha problemática.

## CAPITULO I

## 1.0 INTRODUCCION.

El siguiente estudio, presenta el procedimiento para la solución de una problemática de baja recuperabilidad de un mineral de plata, cobre, plomo y zinc, en la Planta Concentradora Kidd Creek Mines del Estado de Ontario, Canadá.

La importancia de este estudio radica en el análisis de la gran diferencia de recuperación de concentrados de mineral procesado en el área de flotación de la Planta de Operación, y el mineral procesado en el Laboratorio Metalúrgico de la misma, obteniéndose en éste, una mayor y marcada recuperación.

Este estudio analiza diferentes tipos de pruebas efectuadas en secciones del área de flotación, acondicionamiento y aereación, con un análisis de rediseño de equipo y la utilización de diferentes parámetros puestos en juego para dar una respuesta y solución a la problemática planteada.



En base al estudio de agitación y aereación se propuso efectuar pruebas en el área de acondicionamiento, en un equipo H. Gordon para diseño e investigación del tanque acondicionador.

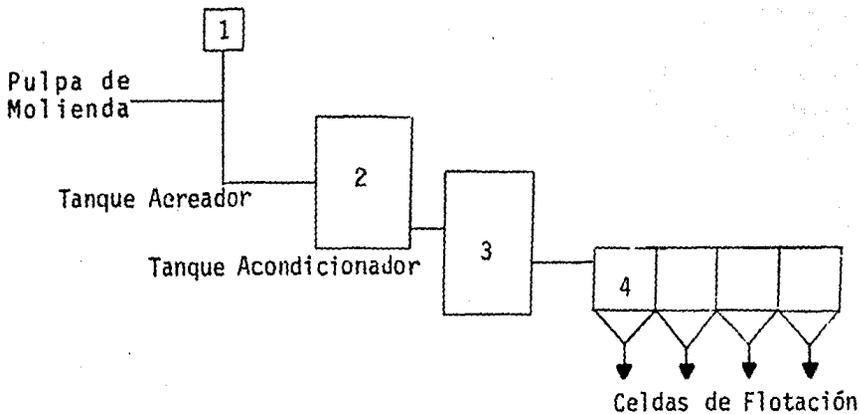
## 1.2 OBJETIVOS.

El objetivo principal de este estudio, fue el conocer las causas por las cuales el mineral se recuperaba en menor proporción en la Planta de Operación, dando posteriormente una solución a este problema, tal resolución se llevó a cabo por objetivos secundarios como fueron el de rediseñar el sistema de mezclado, elaborar un sistema de escalamiento y reproducibilidad de operación entre la Planta de Operación y el Laboratorio, en el área de aercación, acondicionamiento y flotación con el equipo H. Gordon.

## **C A P I T U L O   I I .   B A S E S   T E O R I C A S**

## 2.1 AERACION, ACONDICIONAMIENTO Y FLOTACION.

Comunmente se manejan en el proceso de flotación, los sistemas de acondicionamiento y aereación dentro del mismo equipo, pero llevado a la práctica ésto resulta un tanto diferente. Para explicar ésto nos valemos del siguiente diagrama, el cual da una mejor visualización de los procesos antes mencionados.



Existe un punto en el cual al material molido se le adicionan los reactivos que interactúan con la superficie del mineral (1), al llegar el mineral al punto 2 (aereador), el material lleva los reactivos, es en este sistema donde la pulpa tendrá entrada de aire, ya que ésta lo necesita, puesto que al tener contacto con los reactivos éstos consumen oxígeno y sin esta operación el mineral no podría trabajar en condiciones óptimas para los procesos subsecuentes. Una vez que la pulpa, junto con los reactivos (colectores, depresores y espumantes), llega al tanque de acondicionamiento (3) las superficies de las partículas tendrán tiempo de enmas

cararse, colectarse o mezclarse homogéneamente. Al salir esta pulpa ya acondicionada, entrará a proceso de flotación en el cual la partícula solamente necesitará de movimiento y aire (tomando en cuenta al espumante agregado en el punto (1)), para que la partícula deseada flote en las espumas por medio de burbujas de aire y el material no deseado sea deprimido a los fondos de las celdas (4).

**Aereación.**- Este es un proceso físico en el cual el aire es proporcionado a la pulpa del mineral (superficie), debido a que llega a existir consumo de oxígeno desde que la pulpa sale del hidrociclón hasta llegar al tanque aereador. Por otro lado, como se mencionará posteriormente, en el proceso de aereación muchos de los reactivos químicos que se manejan llegan a consumir gran cantidad de oxígeno, como es el caso del  $SO_2$  (dióxido de azufre) por lo tanto, con la alimentación de aire se llegará a un equilibrio para que la superficie del mineral llegue a ser enmascarada por un reactivo.

**Acondicionamiento.**- Proceso en el cual el mineral en su superficie y la composición de la solución acuosa, sufren cambios que ayudan a la adsorción del colector en la partícula que ha cambiado su superficie, ésto es llamado activación. Al proceso de cambios en la superficie del mineral que no permiten la adsorción es llamado depresión.

La activación se efectúa con el propósito de producir recubrimientos selectivos repelentes al agua sobre las partículas del mineral,

las cuales se desean de la pulpa, que posteriormente por medio de burbujas de aire se elevaran a éstas hacia la superficie de la celda de flotación. El prerequisite esencial de la separación por flotación es el recubrimiento selectivo por medio del colector. Esto implica que una especie del mineral estará sujeta al recubrimiento, mientras que otra especie presente no lo estará. La función del acondicionamiento es asegurar el encuentro mineral-colector.

Existen diferentes tipos de colectores los cuales son en su mayoría compuestos orgánicos (ácidos, bases o sales), los cuales son solubles en agua, clasificándose en: aniónicos y catiónicos.

En el grupo de colectores aniónicos podemos encontrar los siguientes:

Xantatos.- Colector usado en metales preciosos y pesados; ambos en sulfuros y óxidos.

Tiofosfatos.- Los compuestos son solubles en agua y forman sales relativamente insolubles con los metales pesados (aeroflots).

En el grupo de colectores catiónicos encontramos a los siguientes:

Aminas.- Colectores usados principalmente en minerales siliciosos o de matriz cuarcítica, así como en tungstatos, molibdatos y cromatos (sales).

**Flotación.-** Es un proceso físico-químico que consiste en mantener a un cuerpo en una burbuja hasta la parte superior de una celda de flotación, las paredes de estas burbujas contienen partículas de un mineral que puede o no estar en movimiento.

En las siguientes fotografías se observan burbujas con partículas minerales adheridas en ascenso a la superficie de la celda de flotación.



**Burbujas con Partículas Minerales**

Es en esta etapa propiamente dicha donde se lleva a cabo la flotación, cuando la acción del acondicionamiento termina y los reactivos químicos han reaccionado, para llevar a cabo sus respectivas funciones (activación, depresión), entonces por medio del espumante y burbujas de aire, (generadas en la celda de flotación), se lleva a cabo la flotación misma. Los agentes espumantes son auxiliares del colector para darle a la burbuja formada una capa más resistente y evitar que se rompa en el interior de la celda de flotación; algunos de los más utilizados son:

El ácido crésílico, aceite de pino, aceite de eucalipto.

## 2.2 DISEÑO DEL TANQUE ACONDICIONADOR.

**Mezclado.**- Es un proceso de interacción física de un cuerpo dentro de un fluido, el proceso de mezclado depende del movimiento mecánico y abarca un rango completo de las especies físicas de sólidos particulares, masa viscosa y gases de baja densidad.

El mezclado en escala microscópica, es el resultado de la difusión molecular, o de movimientos repetitivos de pequeñas partículas adyacentes unas con otras. El mezclado puede efectuarse en una o varias fases.

La aplicación de un fluido al sistema, permite una mejor difusibilidad. Estos fluidos son generados por un sistema mecánico, comúnmente es un agitador con impulsores de mezclado. Cualquiera que sea el equipo usado, el resultado del movimiento del fluido es la agitación, (mezclado).

Las complicaciones en el estudio y entendimiento del mezclado, tienen un amplio rango de aplicaciones de los principios de realce de mecánica de fluido, en los sistemas multifase y en las reacciones químicas que se llevan a cabo. Al separar las interacciones químicas y físicas y después de sistematizar su síntesis al resultado deseado, se requiere un estudio extenso de las ciencias físico matemáticas, así como de experiencias tenidas con una amplia varie

dad de procesos de mezclado. Una combinación de movimientos físicos del fluido y de la difusión, causa mezclado.

### Clasificación del Problema de Agitación.

La aplicación de los impulsores de agitación en sistemas de mezclado, involucra los siguientes procesos:

**Mezclado Macromolecular.**- Es una combinación de líquidos de diferentes composiciones y propiedades.

**Reacción Química.**- Distribución de reactivos y productos para promover las reacciones deseadas.

**Transferencia de Calor.**- Incremento del movimiento conectivo adyacente a las superficies de transporte.

**Transferencia de Masa.**- Promoción del contacto entre fases separadas y composiciones diferentes.

**Interacción de Fase.**- Suspensión de sólidos o dispersión de gases y líquidos inmiscibles.

El análisis de estos procesos indica el requerimiento para generar el movimiento del fluido al contacto de sólidos, líquidos o gases en una fase líquida que es continua

Las fases presentes en el líquido a ser agitado permiten la prime

ra organización del procedimiento de diseño dentro de las categorías de movimiento y mezclado, sólidos en suspensión y dispersión de gas. En la figura 1 se puede ver la clasificación de un diseño de movimiento y agitación si sólo existen fases líquidas; una clasificación de sólidos en suspensión si sólo se encuentran presentes sólidos y líquidos, y una clasificación de dispersión de gas si únicamente encontramos gas y líquido en el sistema. Cabe mencionar que existen combinaciones de estas categorías en muchos procesos.

El tratamiento por separado de éstos, establecerá y controlará el problema en términos de la selección de equipo.

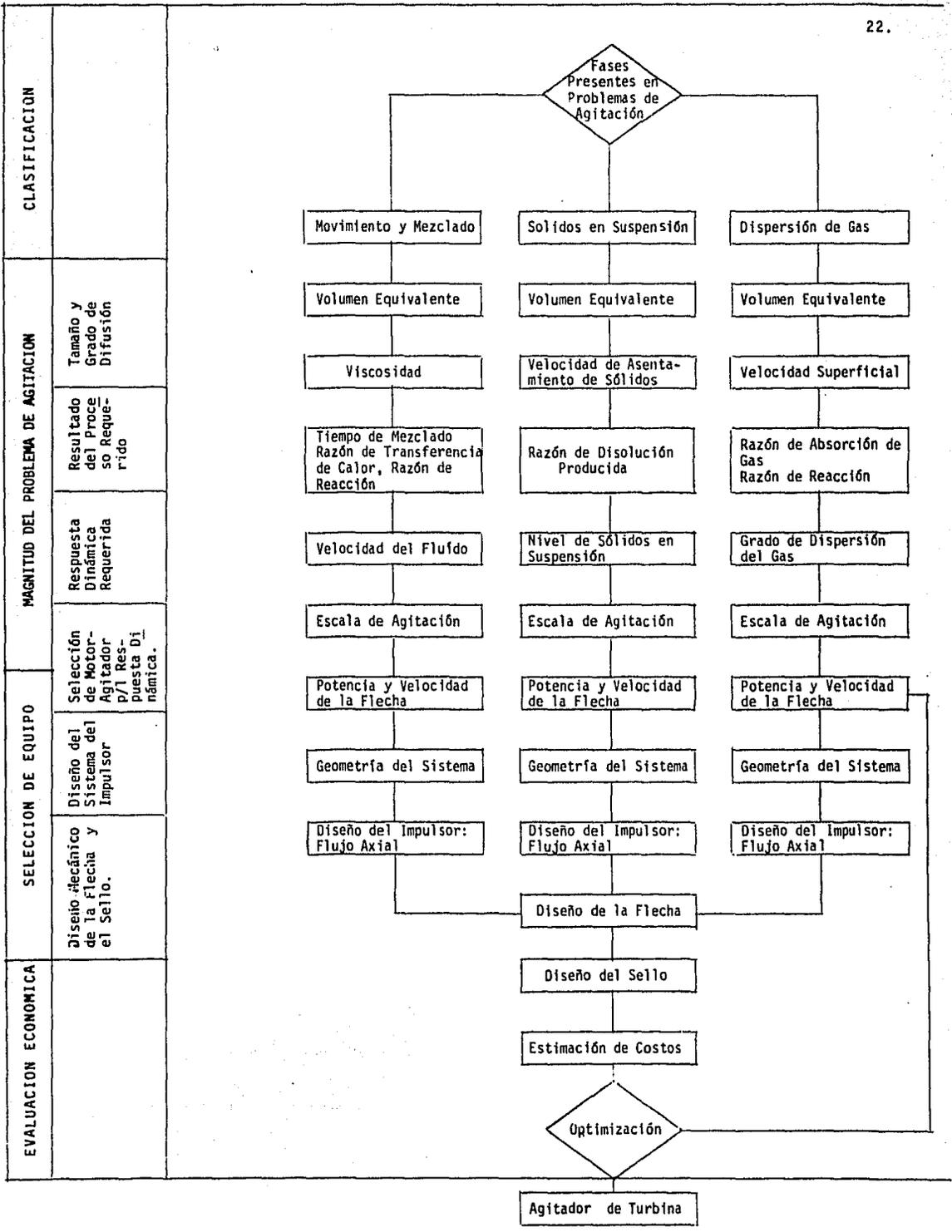


Figura 1

### Sistema de Sólidos en Suspensión en un Tanque de Mezclado.

La presencia de dos fases, sistema sólido-líquido, clasifica al problema de agitación como sólidos en suspensión. En dicho problema la suspensión de partículas sólidas se encontraran en el sistema de agitación sólido-líquido, teniendo una velocidad mayor de 0.15 m/min., dentro de una fase líquida continúa.

El tamaño y dificultad del problema de sólidos en suspensión son indicados por el volumen equivalente ( $V_{eq}$ ), y por la velocidad de asentamiento de las partículas sólidas ( $U_d$ ). El volumen equivalente está expresado por la siguiente ecuación:

$$V_{eq} = (S_g)_{s1} V \quad (1)$$

$V$  = Volumen de la pulpa ha ser agitada.

$(S_g)_{s1}$  = Gravedad específica de la pulpa.

$V_{eq}$  = Volumen equivalente.

La velocidad de asentamiento terminal estimada, ( $U_t$ ), de partículas esféricas es mostrada en la figura 2, como una función de tamaño de partícula y la diferencia de gravedad específica entre el sólido y el líquido  $[(S_g)_s - (S_g)_l]$ , en agua es [1] y puede ser usada para estimar la velocidad de asentamiento de la partícula en cualquier líquido de baja viscosidad.

Para calcular una velocidad de asentamiento de diseño ( $U_d$ ), la ve

locidad terminal ( $U_t$ ), es combinada con un factor de corrección ( $f_w$ ), de la tabla I.

$$U_d = U_t \cdot f_w \quad (2)$$

El común denominador para el análisis a los problemas de sólidos en suspensión, es la determinación de la velocidad de asentamiento de una partícula esférica de un diámetro igual a la dimensión máxima del sólido ha ser suspendido.

La técnica ha tenido éxito en la aplicación de un amplio rango de formas de partículas, teniéndose una base conservativa para la selección del agitador en el tanque de mezclado. La experiencia ha mostrado que altas concentraciones de sólidos presentan una mayor dificultad a ser mezcladas. Así para concentraciones mayores de 15% de sólidos a la velocidad de asentamiento de simples partículas esféricas, es ajustada a mayores velocidades de asentamiento. Todos los resultados de los procesos obtenidos con un agitador de turbina para sólidos en suspensión, son debido a la distribución de partículas de la fase sólida dentro de la fase líquida.

De aquí que el diseño lógico se inicia con la selección de una Respuesta Dinámica apropiada (escala de sólidos en suspensión), seguida por la selección de agitadores de turbina para esa respuesta.

### Respuesta Dinámica Requerida.

Para especificar el grado de agitación en un proceso, lo referimos

a un término llamado: Respuesta Dinámica, éste describe la agitación en términos puramente físicos. La Respuesta Dinámica para un sistema de sólidos en suspensión está dada por el nivel de sólidos en suspensión.

Para ilustrar este concepto se puede mencionar que a un nivel bajo de sólidos en suspensión la Respuesta Dinámica correspondería a un movimiento de sólidos en el fondo de un tanque. Mientras que para un nivel alto, la Respuesta Dinámica corresponde para sólidos uniformemente dispersos a través del fluido. La Respuesta Dinámica ha sido relacionada a una escala de agitación que varía de 1 a 10. Esta escala sirve como una herramienta de comunicación para indicar el nivel de Respuesta Dinámica deseada. En la tabla II se observa la información de la Respuesta Dinámica.

**Factores de corrección para  
velocidades de asentamiento  
de sólidos en pulpas.**

<u>% Sólidos</u>	<u>Factor fw</u>
2	0.8
5	0.84
10	0.91
15	1.0
20	1.10
25	1.20
30	1.30
35	1.42
40	1.55
45	1.70
50	1.85

**T a b l a I.**

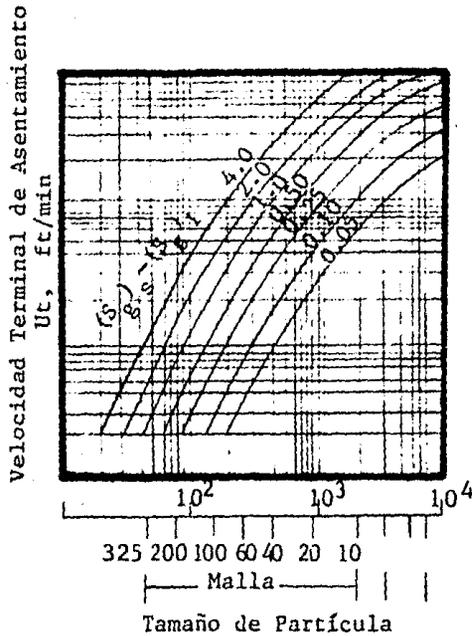


Figura 2. Velocidad Terminal de Asentamiento en Función del Tamaño de Partícula.

**Grupo de necesidades de un proceso para el grado de agitación de sólidos en suspensión.**

**Escala de Agitación**

**Descripción**

1 - 2

Los niveles de agitación 1 y 2 caracterizan las aplicaciones a sistemas, requiriendo un nivel mínimo de suspensión de sólidos; para lograr su propósito los agitadores producirán el movimiento de sólidos en el fondo del tanque, los cuales serán suspendidos periódicamente.

3 - 5

Los niveles de agitación 3-5 caracterizan a la mayoría de los procesos químicos que involucran sólidos en suspensión. Este rango de escala es usado típicamente para la disolución de sólidos.

Los agitadores proporcionarán uniformidad en la pulpa, al menos a una tercera parte de altura del fluido en un sistema cerrado.

6 - 8

Los niveles de agitación caracterizan a las aplicaciones donde el nivel de suspensión de sólidos alcance uniformidad.

Los agitadores proporcionarán una uniformidad de concentración de sólidos hasta de un 95% de la altura del fluído batch.

9 - 10

Los niveles de agitación de 9-10 caracterizan a las aplicaciones donde la suspensión de sólidos es máxima.

Los agitadores proporcionarán una uniformidad de sólidos en la pulpa hasta un 98% de la altura del fluido batch.

### Selección de la Transmisión del Agitador.

El principal elemento para el procedimiento de diseño de un agitador lo hace la transmisión del mismo, ésto es, la velocidad de la flecha del agitador y la potencia del motor. Tal importancia radica en el tipo de material a ser agitado, el volumen manejado en el tanque de mezclado, así como también el tipo de agitación deseado para el material procesado (Respuesta Dinámica Requerida). En las tablas III y IV se encuentran listadas las relaciones de potencia/velocidad como función del volumen equivalente, teniéndose velocidades de asentamiento de 3.04 m/min. y 7.62 m/min., respectivamente.

Los valores de las tablas III y IV, fueron obtenidos usando motores eléctricos estándar, de acuerdo con la AGMA (American Gear Manufacturers Assn.). En las tablas de selección existen notaciones como la siguiente:

15/84, la cual se traduce en: Motor de 15 hp en combinación con una velocidad de flecha del agitador de 84 revoluciones por minuto.

Escala de Agitación	Volumen Equivalente (Gal.)							
	500	1,000	2,000	5,000	15,000	30,000	75,000	100,000
1	1/350	1/190	2/190 1/100	5/125 3/84 3/68 2/45	10/84 7.5/68 5/45 3/37	20/100 15/68 10/45 7.5/37	50/68 40/84 40/56 20/37	60/84 50/68 40/56 30/37
2	1/230	1/100	2/125 1.5/84	7.5/125 5/100 5/84 3/56	20/100 15/68 10/45 7.5/37	40/84 30/68 25/56 20/37	100/100 75/68 60/56 50/45	125/68 100/56 75/45 75/37
3	1/190	2/190	2/84 1.5/56	3/37	25/100 20/68 15/56 10/37	60/125 50/100 50/84 30/45	100/68 100/56 75/45 60/30	75/30 60/20
4	1/155	2/155 1.5/100	5/155	7.5/84 5/56	30/100 25/84 15/45	60/84 50/68 40/56 30/37	150/84 125/68 75/37	200/68 150/56 125/45 100/30
5	1/125	1.5/84 2/125	3/84	15/155 10/100 7.5/68 5/45	40/100	75/100 60/68 50/56 30/30	75/30 60/20	300/100 250/84 150/45 125/37
6	1/100	2/100 1.5/68	5/125 3/68 3/56 2/45	10/84	40/84 30/68 25/56 20/37	75/68 60/56 50/45 40/37	250/84 200/68 150/45 125/37	300/68 250/56 200/45 150/37
7	2/190	2/84 1.5/56	7.5/155 7.5/125 5/84	15/84 10/56 7.5/45 7.5/37	60/125 50/100 40/56 30/45	100/68	350/84 200/45 150/37 100/20	200/30 150/30 180/25
8	1.5/84 2/125	3/84	7.5/84 5/56	25/125 20/100 15/68 10/45	75/100 60/84 50/68 30/37	125/68 100/56 75/45 75/37	300/68 250/56 150/30 125/25	400/56 350/45 300/45 250/37
9	2/84	7.5/155 5/125 5/100 3/68	15/155 10/100 7.5/68	40/155 30/100 25/84 20/68	75/68 60/56 50/45 40/37	75/30	400/56 300/45 250/37 200/30	
10	5/125	7.5/125 5/84	20/100 15/84 10/84	50/100 40/84 30/68 25/56	150/84 125/68 100/56 75/45	250/84 200/68	600/84 500/68	350/45

T a b l a III. Potencia del Motor y Velocidad de la Flecha (hp/rpm) para Sólidos en Suspensión (Ud = 3.048 m/min.)

Escala de Agitación	Volumen Equivalente (Gal.)							
	500	1,000	2,000	5,000	15,000	30,000	75,000	100,000
1	1/230	2/190	2/125	5/125	20/100	30/100	75/100	125/68
		1/190	2/84	3/84	15/68	25/84	80/56	100/56
		1/100	1.5/84	3/68	10/45	20/68	50/45	75/68
		1.5/56	2/45	7.5/37	15/45	40/37	75/37	
2	1/180	2/125	3/84	15/155	30/100	60/84	150/84	250/84
			10/100	25/84	50/68	125/88	200/68	250/68
			7.5/68	20/68	40/56	100/56	150/45	150/45
			5/45	15/45	30/37	75/37	125/37	250/37
3	1/100	1.5/84	5/125	10/84	40/84	75/84	250/84	400/100
			3/68	30/68	60/56	200/68	200/45	200/45
			2/45	25/56	50/45	150/56	150/37	150/37
				20/37	40/37	125/45	100/20	100/20
4	2/180	2/84	7.5/155	7.5/45	60/125	75/68	300/100	300/68
		1.5/56	5/100	50/100	50/100	150/45	250/56	250/56
			3/56			125/37	150/30	150/30
							125/26	125/26
5	2/155	2/68	7.5/125	15/84	75/125	100/68	400/100	150/25
		2/56	5/84	10/56	50/84	200/45	200/45	200/45
				7.5/37	30/45	150/37	150/37	150/37
						100/20	100/20	100/20
6	2/125 1.5/84	3/84	5/56	25/125	60/84	125/68	300/68	400/56
			20/100	50/68	100/56	250/56	350/45	350/45
			15/68	40/56	75/45	180/30	250/37	250/37
			10/45	30/37	75/37	125/25	200/30	200/30
7	2/84	7.5/155	15/155	30/100	75/68	75/30	400/56	
		5/125	10/100	25/84	60/56		300/45	
		5/100	7.5/84	20/68	50/45		250/37	
		3/68	7.5/68	15/56	40/37		200/30	
8	3/100	7.5/125	10/84	60/155	100/68	250/84	600/84	
		5/84		40/100	75/56	200/68	500/68	
				30/68		150/45	350/45	
				25/56		125/37		
9	5/155	10/125	15/84	75/190	150/84	400/100		
		7.5/100		60/125	125/68	350/84		
				50/100	100/56	200/45		
				40/84	75/45	150/37		
10	7.5/155	15/155	30/155	75/125	300/100	400/56		
		5/125	10/100	25/125	75/100	250/84	300/68	
				20/100	60/84	200/68		
					50/84	150/56		

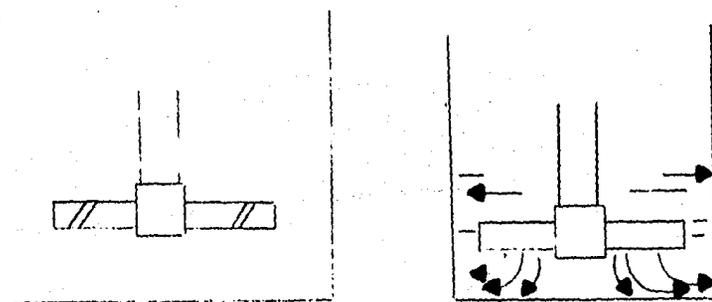
Tabla IV. Potencia del Motor y Velocidad de la Flecha (hp/rpm) para Sólidos en Suspensión (Ud = 7.62 m/min.)

### Diseño del Sistema de Impulsores.

Después de efectuar la selección de la transmisión del agitador, los tanques de mezclado deben de ser equipados con un sistema adecuado de impulsores. Este sistema incluye: tipo, número, localización y diámetro de los impulsores, así como también un sistema apropiado de deflectores.

El impulsor básico para sólidos en suspensión es la turbina con hojas en ángulo (pitched blade), debido a que existe una succión y descarga en plano paralelo a la flecha, ya que con este tipo de movimiento axial la pulpa tiene un buen mezclado, evitándose acumulación de partículas en los fondos del tanque. (Ver figura 3).

El número y posición de la turbina con hojas en ángulo, para un sistema de sólidos en suspensión se muestra en la figura 5.



**F i g u r a 3**

a). Impulsor con ho-  
jas en ángulo.

b). Patrón del flujo  
axial.

Para estimar el diámetro de un impulsor tipo hojas inclinadas a 45° (pitched blade) nos valemos de la ecuación (Chem. Eng. May 24 1976), siguiente:

$$D = 394 \left( \frac{hp}{nN^3 (Sg)} \right)^{2.0} \quad (3)$$

donde D es el diámetro del impulsor en pulgadas.

hp potencia del motor.

n número del impulsor.

N revoluciones por minuto.

Sg gravedad específica.

Otro método para estimar el diámetro de un impulsor es el siguiente: este se efectúa por medio de relaciones de diámetros de tanque D/T con valores promedios de 0.4, 0.3, 0.2 según sea el tipo de fluido existente en el tanque, así como también relacionando el consumo de energía del motor y anchura del impulsor (w).

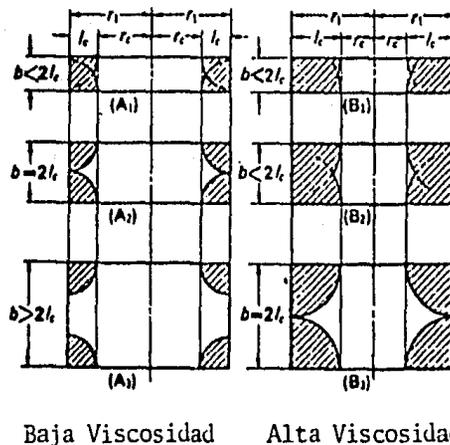
Para un líquido de baja viscosidad, tal como el agua, éste chocará sobre las cuatro esquinas del impulsor y la potencia se incrementará con el aumento de la anchura de la paleta hasta que w alcance un valor de 2 lc; pero el aumento de la potencia se determinará substancialmente cuando w llegue a ser mayor de 2 lc, como es mostrado en la figura 4.

Para un líquido altamente viscoso, cuya viscosidad sea mayor a 5 poises, la potencia se incrementará con el aumento de la anchu

ra del impulsor hasta que  $w$  alcance a  $2 l_c$ . La potencia llega a ser substancialmente constante cuando la anchura  $w$  llega a ser mayor que  $b$ , ésto corresponde a la viscosidad máxima para la región turbulenta.

En los Estados Unidos las paletas de los impulsores tienen una longitud de 3 a 2 y de 4 a 1 con respecto al diámetro, mientras que las relaciones usadas en Alemania son de 2 y 1 a 3.

De lo anteriormente mencionado, es razonable escoger la anchura de la paleta de acuerdo a la viscosidad del líquido a ser agitado. Para líquidos de bajas viscosidad, las paletas de los impulsores de baja anchura serán las adecuadas y para líquidos de alta viscosidad, las paletas de mayor anchura y diámetro serán las apropiadas.

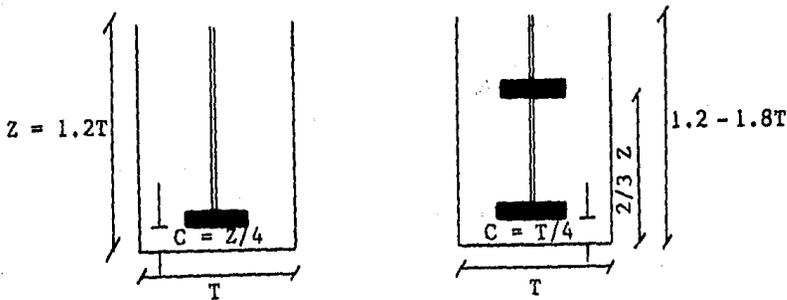


**Figura 4.** Comparación de choque en las paletas del impulsor de líquidos con alta y baja viscosidad.

Existen relaciones de cálculo para la colocación de los impulsores

a diferentes distancias en el tanque de mezclado, para ello lo hacemos refiriéndonos a la figura 5.

En esta figura, podemos ver que para un número determinado de impulsores podemos colocarlos a una cierta distancia refiriéndonos a la altura del volumen del líquido en operación. Así como también la relación de altura del volumen del líquido con respecto al diámetro del tanque.



**Figura 5.** Número y posición de impulsores en ángulo de  $45^\circ$  en tanques de mezclado.

### Flujos en los Impulsores.

**Flujo Radial.**- Para este tipo de flujo la descarga del mismo, es en plano normal o perpendicular a la flecha (conexión entre el motor y el impulsor).

**Flujo Axial.**- Succión y descarga en plano paralelo a la flecha.

**Flujo Tangencial.**- Puede existir en cualquier impulsor con aparen

tes viscosidades bajas si existe corriente o flujo turbulento, pero ésto sucede con impulsores que trabajan a altas velocidades. Las líneas de flujo son tangenciales a la periferia del impulsor.

### Cálculo de la Transmisión del Tanque de Acondicionamiento.

Volumen del tanque de acondicionamiento:

$$V = (\pi/4) T^2 Z$$

donde  $V$  = volumen

$T$  = diámetro del tanque, (96 pulgadas para esta Planta).

$Z$  = altura del fluido, (96 pulgadas para esta Planta).

$$V = (\pi/4) (96 \text{ pulgadas})^2 (96 \text{ pulgadas}) = 694870 \text{ pulgadas cúbicas.}$$

$$V = 11.38 \text{ metros cúbicos.}$$

Usando la ecuación (1) el volumen equivalente con el cual trabaja el sistema es:

$$V_{eq} = (Sg)_{s1} V$$

$$V_{eq} = (1.4) (694870 \text{ pulgadas cúbicas})$$

$$V_{eq} = 972818 \text{ pulgadas cúbicas (4211.32 galones)} = (15.94 \text{ m}^3).$$

El valor en la escala de agitación de sólidos en suspensión para el proceso corresponde a 7. La gravedad específica promedio de los sólidos  $(Sg)_s = 3.4$ . Gravedad específica del líquido  $(Sg)_l = 1.0$

Diferencia de gravedad específica  $(Sg)_s - (Sg)_l = 2.4$ .

A partir de la figura 2, encontramos que a un tamaño de partícula de 250 mallas ( $60\mu\text{m}$ ), con una diferencia de gravedad específica se obtiene una velocidad terminal de  $U_t = 1.5 \text{ ft/min} = 4.57 \text{ m/min}$ . El porcentaje de sólidos en la pulpa es de 45%, y haciendo uso de la tabla I, el factor de corrección para la velocidad de asentamiento ( $f_w$ ) a este porcentaje es de 1.70.

Sustituyendo en la ecuación (2),  $U_d = U_t \cdot f_w$ , tenemos:

$U_d = (1.5 \text{ ft/min}) \cdot (1.70) = 2.55 \text{ ft/min} (0.777 \text{ m/min})$  ésto es la velocidad de asentamiento =  $2.55 \text{ ft/min} = 0.777 \text{ m/min}$ .

Proponiendo que la altura del fluido ( $Z$ ) es igual al diámetro del tanque ( $T$ ) y seleccionando un valor representativo (0.4) de la relación diámetro del impulsor ( $D$ ) con respecto al tanque, se puede obtener el diámetro del impulsor.

Así tenemos:  $Z = T$  ;  $(D/T) = 0.4$

la ecuación:  $V = (\pi/4) \cdot (T^2) \cdot (Z) = (\pi/4) \cdot (T^3)$

$$11.38 \text{ m}^3 = (3.1416/4) \cdot (T^3)$$

$$T = 2.43 \text{ m} = (96 \text{ in})$$

ya que la relación  $D/T = 0.4$ , el diámetro del impulsor es:

$$D = (2.43 \text{ m})(0.4) = 0.972 \text{ m} = (38.26 \text{ pulgadas})$$

El cálculo de las revoluciones por minuto se efectúa utilizando las relaciones de la figura 6, en la cual se encuentran graficados los valores de escala de sólidos en suspensión (Respuésa Dinámica), como una función de velocidad del agitador, diámetro de la turbina y velocidad de asentamiento para turbinas de hojas en ángulo a 45°, en tanques donde  $T = Z$ .

Con los valores obtenidos anteriormente y tomando el valor 7 de escala de sólidos en suspensión, asimismo la relación  $D/T = 0.4$ , nos proporcionan un valor de  $\phi = 10 \times 10^{10}$ ; donde:

$$\phi = N^{3.75} D^{2.81}/Ud \quad (4)$$

por lo tanto:

$$10 \times 10^{10} = N^{3.75} (38.26)^{2.81}/2.55$$

$$N = 71.73 \text{ rpm}$$

Despejando la ecuación (3) obtenemos el cálculo de la potencia:

$$hp = \frac{nN^3 D^5 (Sg)}{(394)^5}$$

$$hp = \frac{(1)(71.73)^3 (38.26)^5 (3.2)}{(394)^5} = 10.83 \text{ hp}$$

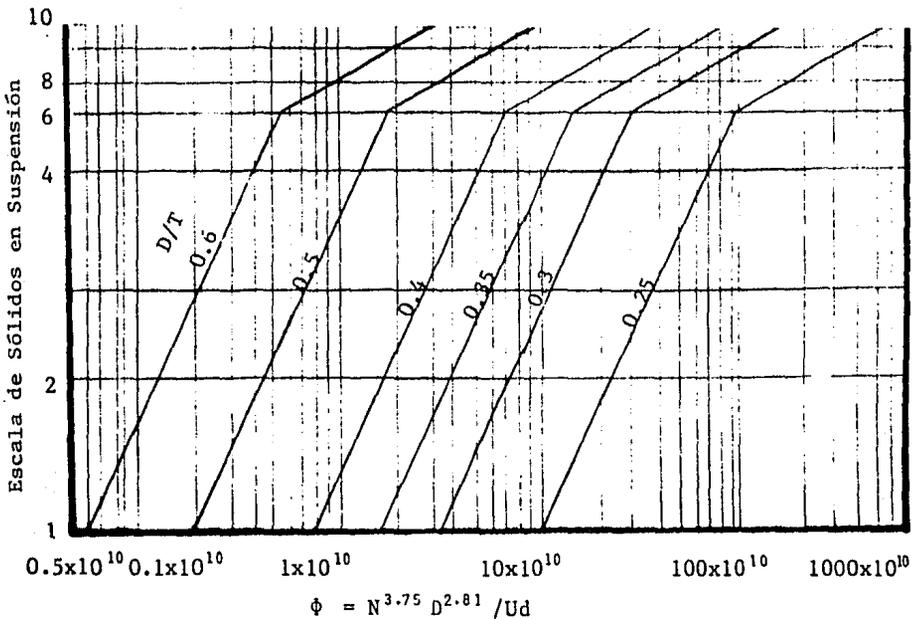
Una vez calculadas las revoluciones por minuto (71.73) y la potencia 10.83 hp, podemos identificar en la tabla III las revoluciones por minuto y potencia del motor del tanque de acondicionamiento que

se manejan comercialmente.

La escala de agitación a la cual se trabajó fue de 7 con un volumen equivalente de 18,925 litros (5,000 galones), que es el volumen más próximo a los 15,938 litros (4,211 galones de operación). Se obtuvo una potencia de 15 hp y 84 rpm, siendo estos valores los que se tienen actualmente en la Planta de Operación, con lo cual se comprueba un buen diseño. Con respecto a la colocación de los impulsores en el tanque de acondicionamiento, refiriéndose a la figura 5, se tiene un impulsor de  $2/4$  ;  $C = 96 \text{ pulgadas} / 4 = 24 \text{ pulgadas}$  (0.60 m.).

### N O M E N C L A T U R A

C	Distancia entre el impulsor y el fondo del tanque, en pulgadas.
D	Diámetro del impulsor en pulgadas.
fw	Factor de corrección para la velocidad de asentamiento.
H	Altura del tanque.
hp	Potencia de la máquina, (caballos de potencia).
N	Velocidad de la flecha, en revoluciones por minuto.
n	Número de impulsores.
(Sg) <sub>l</sub>	Gravedad específica del líquido, libre de sólidos.
(Sg) <sub>s</sub>	Gravedad específica de partículas sólidas.
(Sg) <sub>s1</sub>	Gravedad específica de la pulpa.
T	Diámetro del tanque, en pulgadas.
Ud	Velocidad de asentamiento de diseño, en pies/minuto.
Ut	Velocidad terminal de asentamiento, en pies/minuto.
V	Volumen del tanque, en pies cúbicos, metros cúbicos.
Veq	Volumen equivalente, en pies cúbicos, metros cúbicos.
Z	Altura del fluido en el tanque (bacht), en pulgadas.



**Figura 6.** Escala de sólidos en suspensión como una función de velocidad de agitación, diámetro de la turbina y velocidad de asentamiento para impulsores con hojas en ángulo de  $45^\circ$ .

### 2.3 SISTEMA DE ESCALAMIENTO; LABORATORIO-PLANTA DE OPERACION.

Los métodos de diseño para agitación a gran escala, usan los resultados de escala pequeña, estas pruebas duplican el comportamiento del fluido que es necesario obtener en los resultados de los procesos equivalentes de equipo a gran escala.

Los conceptos anteriormente mencionados, proporcionan una gran ayuda para desarrollar el diseño. La similitud geométrica es la más importante aplicación del concepto de simulación a los problemas de agitación. Cuando ésta es aplicada a gran escala, el diseño del

equipo está basado en las dimensiones de un modelo a escala. Las relaciones de las dimensiones de longitud son tales, que para un impulsor, el diámetro del tanque debe ser del mismo tamaño del sistema. Consecuentemente un tanque que es diez veces el diámetro del modelo, requiere una turbina que es también diez veces el diámetro de la turbina original.

### Procedimiento para el Manejo a Escala.

El objetivo de este procedimiento es seleccionar industrialmente el equipo de agitación, basándose en las pruebas piloto a escala. El equipo debe ser seleccionado cuidadosamente para las pruebas y debe permitir una observación directa o indirecta de los efectos esenciales de agitación. Basado en los procesos involucrados se debe establecer un objetivo de agitación. Típicamente, la cantidad de movimiento de líquido, el grado de suspensión de sólidos, o la velocidad de transferencia de masa, son usados como la Respuesta Dinámica.

El equipo para probar las necesidades de un agitador debe ser diseñado para proporcionar un máximo de flexibilidad y precisión. En nuestro caso particular, se utilizó un equipo H. Gordon, equipado con un motor de velocidad variable y diferentes tamaños de impulsores necesarios para investigar el rango de las condiciones de operación.

Este procedimiento se puede sintetizar por el siguiente diagrama de flujo, mostrado en la figura 7.

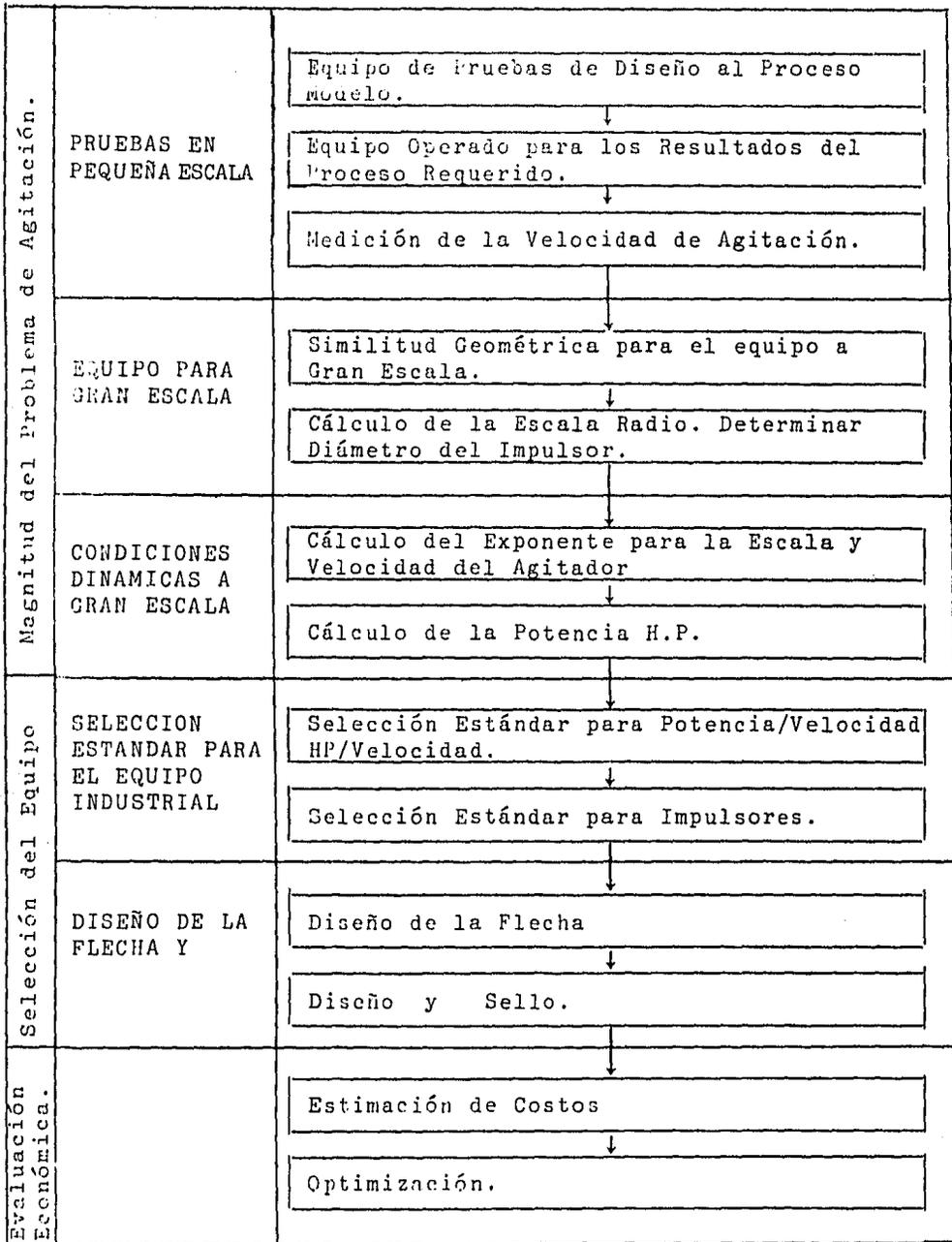


Figura 7. Procedimiento de escalamiento en tanques de mezclado.

### Similitud Geométrica del Equipo.

Por definición, este término fija la relación de varias magnitudes de parámetros dentro de un sistema agitado. Tales parámetros incluyen: diámetro del impulsor, diámetro del tanque, amplitud de la hoja del impulsor y niveles de líquidos, tales que las relaciones en diferentes escalas, son iguales.

$$\frac{D_1}{T_1} = \frac{D_2}{T_2}, \quad \frac{W_1}{D_1} = \frac{W_2}{D_2}, \quad \frac{Z_1}{T_1} = \frac{Z_2}{T_2} \quad (5)$$

El resultado de la similitud geométrica para gran escala, es una simple relación de escala R, que define las magnitudes relativas en todas las dimensiones lineales entre pequeña y gran escala.

$$R = \frac{D_2}{D_1} = \frac{T_2}{T_1} = \frac{W_2}{W_1} = \frac{Z_2}{Z_1} \quad (6)$$

Una vez que la relación de escala ha establecido el diámetro del impulsor para gran escala, un factor de escalación debe ser establecido para duplicar los resultados de pequeña escala. La velocidad del agitador a gran escala llega a ser la principal variable, ya que el tamaño del equipo a gran escala afectará a la magnitud de la velocidad de escalación. El factor usado para ajustar la velocidad de pequeña escala a gran escala, está definido en la ecuación 6, elevada a un exponente n:

$$N_2 = N_1 (1/R)^n = N_1 (D_1/D_2)^n \quad (7)$$

El valor del exponente  $n$ , está basado en consideraciones empíricas y teóricas, y dependiendo del tipo de agitación que se desee, (este valor se mencionará posteriormente).

Un problema específico al trabajar a escala, puede manejarse aplicando la "regla" apropiada. Esta regla identifica una llave del parámetro de agitación que debe ser mantenida constante. La regla determinará el exponente de escalación el cual se refleja en los procesos llegando a ser constante. Como ejemplo tenemos la relación de volumen equivalente, en la cual la raíz cúbica de la relación del volumen es equivalente a la relación de escala lineal para la similitud geométrica.

$$R = (V_2/V_1)^{1/3} \quad (8)$$

Las relaciones de volumen equivalente y real, deberán ser las mismas ya que la relación de densidad es igual a uno: si los procesos reales son usados en pruebas de pequeña escala. Los efectos de la relación de volumen en la relación de velocidad para diferentes experimentos, se muestran en la figura 8, esto significa que para un exponente de escalación dado cualquiera a excepción de 0, la relación del volumen es inversamente proporcional a la relación de la velocidad.

En general, una disminución de velocidad con un incremento en el volumen es práctico y razonable en ambos. El rango típico de exponentes en agitación a escala, está entre  $2/3$  y 1.

### Selección de Exponente.

Los problemas característicos en el mezclado de líquidos con comportamiento de fase simple, pueden ser normalmente sometidos a escala en base al movimiento equivalente del líquido. En un tanque agitado, ésto significa que las velocidades correspondientes son aproximadamente iguales en ambas escalas, por lo que el movimiento de líquidos tiene un exponente igual a uno ( $n = 1$ ).

La agitación para un nivel deseado de sólidos en suspensión, pertenece a un sistema sólido-líquido, cuyo valor de exponente se toma a tres cuartos ( $n = 3/4$ ).

Los problemas que involucra la transferencia de masa entre fases, está directamente relacionada a la turbulencia y/o movimiento de líquido, el exponente asignado cuando existe transferencia de masa es igual a dos tercios ( $n = 2/3$ ). La escala para la relación de disolución de sólidos o transferencia de masa entre fases líquidas puede ser manejada por esta regla.

El único exponente ocasionalmente usado a escala y que no cae dentro del rango de  $2/3$  y  $1$  es  $n = 1/2$ , utilizado para un movimiento de superficie. Este está relacionado más frecuentemente en la formación de un vórtice.

Analizando el significado de exponente para la escala en un movimiento de líquido ( $n = 1$ ), mostrará que resultados similares pue

den ser obtenidos, si una velocidad igual o torque por volumen es aplicada a sistemas de agitación con similitud geométrica.

Para propósitos de demostración, igual potencia entre volumen con similitud geométrica, muestra ser equivalente al exponente de escala de dos tercios ( $n = 2/3$ ). Ya que la similitud geométrica maneja todas las relaciones de longitud constante, las dimensiones de un tanque son un múltiplo fijado del diámetro del impulsor. Así el volumen de un tanque es proporcional al diámetro del impulsor elevado al cubo.

$$V \propto D^3 \quad (9)$$

Si la potencia entre volumen, ecuación (10) es mantenida constante en dos sistemas de tamaños diferentes, la velocidad del agitador debe cambiar en relación al diámetro del impulsor, ecuación (11).

$$hp/V \propto N^3 D^2 \quad (10)$$

$$(N_1)^3 (D_1)^2 = (N_2)^3 (D_2)^2 \quad (11)$$

Rearreglando términos de la ecuación (11), demostramos que esta relación es igual al exponente de escala  $n = 2/3$ .

$$N_2 = N_1 \left[ \frac{D_1}{D_2} \right]^{2/3} = \left[ \frac{1}{R} \right]^{2/3} \quad (12)$$

Mientras que en operaciones de agitación a pequeña escala, se pueden describir en términos del diámetro del impulsor y la veloci

dad del agitador. (Referencia: Chem.Eng.Oct.25, 1976).

### Ajustes de Impulsores de Gran Escala.

Como se ha mencionado anteriormente las velocidades y potencias estándar, son necesarias industrialmente. Estas selecciones proporcionan una cierta diversidad en los problemas de agitación. Por lo tanto, en la figura (9) se obtienen los ajustes necesarios para la estandarización del equipo. En esta figura se pueden conocer las unidades comerciales disponibles. La potencia y la velocidad calculadas por estos procedimientos están marcadas con una línea más oscura. Los puntos de intersección entre líneas horizontales y verticales, representan el equipo disponible.

### Mezclado con Sólidos Suspendidos.

La parte de mayor interés en nuestro caso, es el mezclado de sólidos suspendidos en líquidos, ya que existen dos fases (sólido-líquido). El nivel de la suspensión de sólidos es uno de los criterios de diseño.

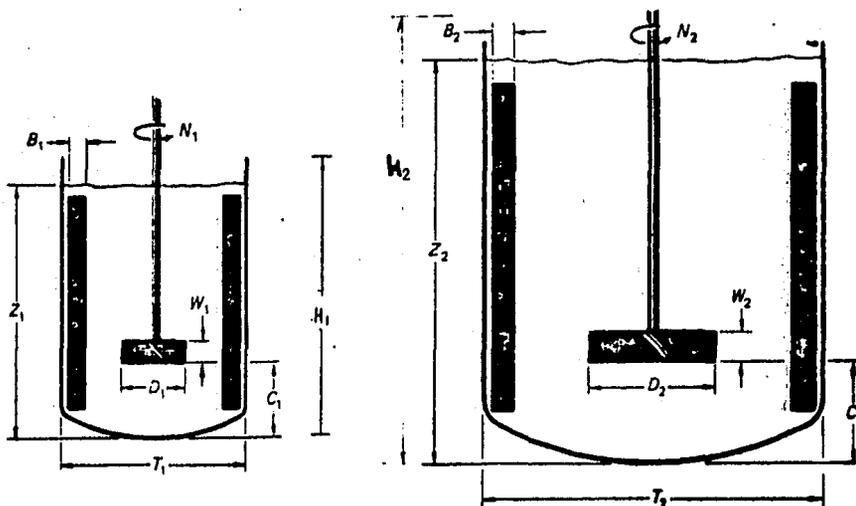
El control de superficie y la transferencia de masas son otros factores involucrados para la aplicación a la incorporación de sólidos secos, sólidos de disolución, reducción de tamaño de partícula, lixiviación y cristalización.

El tamaño y dificultad de un problema de sólidos en suspensión está indicado por un volumen equivalente,  $V_{eq}$  y la velocidad de asen

tamiento de las partículas,  $U_d$ , respectivamente, dando pauta al diseño de diámetro del impulsor, velocidad del agitador, potencia del motor, etc.; cálculos que anteriormente fueron efectuados y que a continuación estarán relacionados al escalamiento del equipo.

### Cálculos de Escalamiento.

En base a la parte teórica anteriormente mencionada, se procede a los cálculos de escalamiento de: Planta de Operación-Laboratorio. El equipo de pruebas del diseño y el equipo operado para los resultados del proceso requerido, es el mostrado a continuación. Las dimensiones marcadas con subíndice 1, son las pertenecientes al equipo Hayward Gordon, operadas en el Laboratorio y las marcadas con subíndice 2 corresponden al equipo de Planta, como se puede observar en la figura 10. Siguiendo el diagrama de flujo del procedimiento para el manejo a escala (figura 7.), tenemos:



A. Dimensiones de equipo en Laboratorio.

B. Dimensiones de equipo en Planta.

**Figura 10.**

Dimensiones del Tanque Acondicionador en Laboratorio y Planta de Operación.

Equipo	Laboratorio	Planta de Operación
Altura del Tanque	$H_1 = 17.87$ Pulg.(45.38cm)	$H_2 = 96$ Pulg. (243.84cm)
Diámetro del Tanque	$T_1 = 11.68$ Pulg.(29.66cm)	$T_2 = 96$ Pulg. (243.84cm)
Nivel de la pulpa	$Z_1 = 14.40$ Pulg.(36.57cm)	$Z_2 = 94$ Pulg. (238.76cm)
Diámetro del Impulsor	$D_1 = 4$ Pulg.(10.16cm)	$D_2 = 41$ Pulg. (104.14cm)
Anchura del Impulsor	$W_1 = 0.5$ Pulg. (1.27cm)	$W_2 = 5$ Pulg. (12.7cm)
Anchura de Baffles	$B_1 = 1$ Pulg. (2.54cm)	$B_2 = 8$ Pulg. (20.34cm)
Anchura del Impulsor de Hojas Curvas	$D_1 = 0.5$ Pulg.(1.27cm)	
Anchura del Impulsor de Hojas Planas	$D_1 = 0.5$ Pulg.(1.27cm)	
Anchura del Impulsor con Hojas Incluidas a $45^\circ$	$D_1 = 0.68$ Pulg. x (Cos $45^\circ$ ) $D_1 = 0.5$ Pulg. (1.27cm)	

**Figura 10 A**

Al medirse la velocidad de agitación en el tanque H. Gordon, se encontró un buen mezclado entre los 260rpm y 380rpm.

Con respecto a la similitud geométrica, tenemos también las dimensiones de relación del equipo operable en la Planta de Operación, mostradas anteriormente.

El cálculo de la relación de escala es: De la ecuación 5 tenemos

el término:

$$\frac{W_1}{D_1} = \frac{W_2}{D_2} ; \frac{0.5 \text{ Pulgadas}}{4 \text{ Pulgadas}} = \frac{5 \text{ Pulgadas}}{41 \text{ Pulgadas}} = 0.12$$

De la ecuación 6 tenemos:

$$\frac{D_2}{D_1} = \frac{41 \text{ Pulgadas}}{4 \text{ Pulgadas}} = 10.25$$

$$\frac{T_2}{T_1} = \frac{96 \text{ Pulgadas}}{11.68 \text{ Pulgadas}} = 8.21$$

$$\frac{W_2}{W_1} = \frac{5 \text{ Pulgadas}}{0.5 \text{ Pulgadas}} = 10.00$$

El cálculo de la relación de escala difiere en un 19.90% debido a diferentes razones, entre las cuales tenemos: efecto de curvado en el fondo del tanque de mezclado en el Laboratorio, así como el uso de ecuaciones empíricas que no proporcionan un valor muy exacto, pero que para bases de diseño, esta diferencia es aceptable.

El cálculo del diseño del agitador fue mencionado anteriormente, obteniéndose un valor de: 38.26 pulgadas (0.972m), del diámetro del impulsor valor muy cercano a las 41 pulgadas, que para fines de mayor exactitud trabajamos con este último valor. Por medio de la figura 8 obtenemos la relación de velocidad. La relación de volúmenes es la siguiente:

Volumen del tanque en la Planta de Operación  $V_2 = 11,385$  litros.

Volumen en el Laboratorio:  $V_1 = 21$  litros.

$$V_2/V_1 = 542.14$$

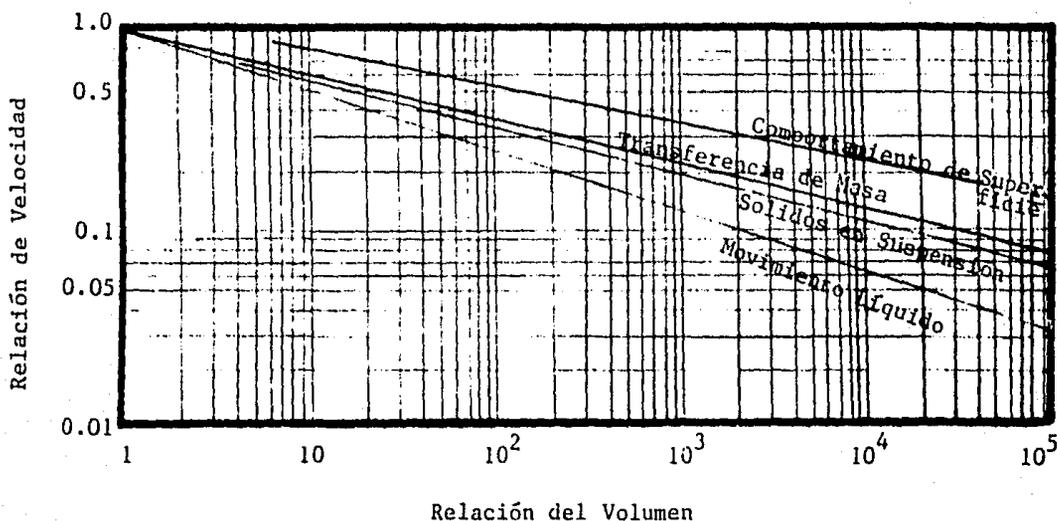


Figura 8.

Los exponentes de escalación caracterizan el tipo deseado de agitación, como es mostrado en esta figura.

Tomando este valor y llegando a la recta de sólidos en suspensión,  $n = 3/4$ , obtenemos en el eje de ordenadas (relación de velocidades  $N_2/N_1$ ), el valor de 0.2, este valor se usará para seleccionar la velocidad más adecuada en el sistema. Usando la ecuación 7 y con un valor exponencial de sólidos en suspensión  $n = 3/4$ , obtenemos las revoluciones por minuto para la flecha del tanque acondicionador en el Laboratorio.

$$\frac{N_1}{N_2} = \left[ \frac{D_1}{D_2} \right]^{3/4} ; N_1 = 30 \left[ \frac{41 \text{ Pulgadas}}{4 \text{ Pulgadas}} \right]^{3/4}$$

$N_1 = 458$  revoluciones por minuto.

Donde  $N_1$  y  $N_2$  son las revoluciones por minuto en el tanque acondicionador del Laboratorio y en la Planta de Operación. El valor de 80 rpm, es usado para el escalamiento en el Laboratorio, pues éste fue obtenido en los cálculos de diseño del tanque acondicionador, agregando que esta es la velocidad a la cual se trabaja en el tanque acondicionador de la Planta.

Usando la ecuación 12, basada en el escalamiento por similitud geométrica tenemos:

$$N_1 = N_2 \left[ \frac{D_2}{D_1} \right]^{2/3} ; N_1 = \left[ \frac{41 \text{ Pulgadas}}{4 \text{ Pulgadas}} \right]^{2/3}$$

$$N_1 = 377 \text{ revoluciones por minuto.}$$

Tomando en cuenta la formación de un vórtice mucho mayor al trabajar a 458 rpm, que en 377 rpm, el primero es descartado, llegando a trabajar a revoluciones cercanas a los 377 rpm. Comprobando esta decisión, tenemos que anteriormente se había calculado una relación de velocidad de  $N_1/N_2 = 0.2$ . Si efectuamos el cálculo de relación de velocidades para su comprobación tenemos:

$$\frac{N_1}{N_2} = \frac{80 \text{ rpm}}{458 \text{ rpm}} = 0.17 \text{ (descartado)}$$

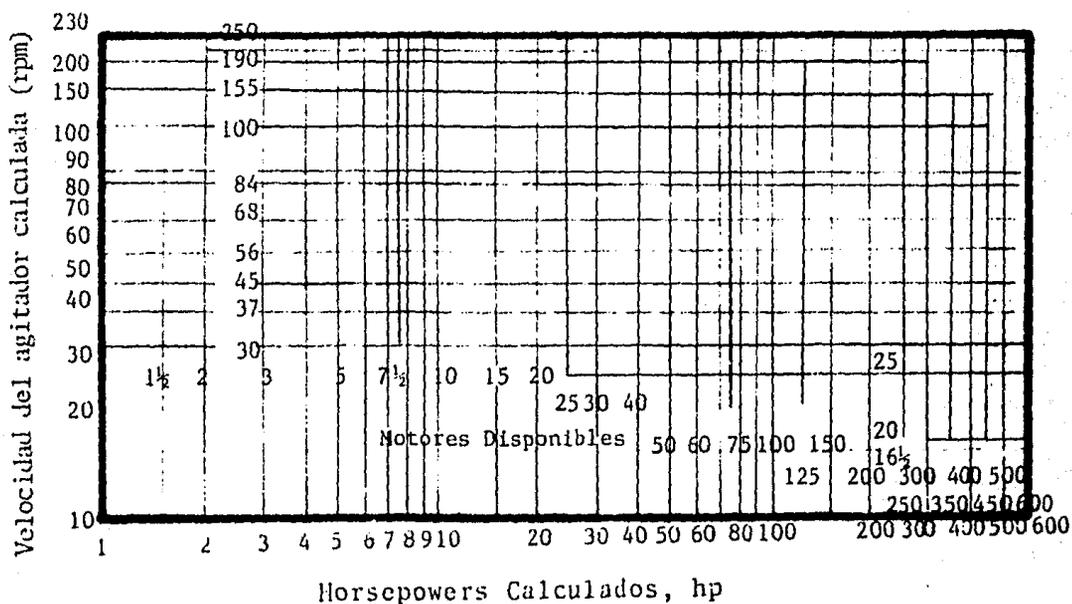
$$\frac{N_1}{N_2} = \frac{80 \text{ rpm}}{377 \text{ rpm}} = 0.21 \text{ (aprobado)}$$

Para el cálculo de la potencia del equipo, se obtuvo un valor de 10.83 hp, calculado anteriormente.

Haciendo uso de la figura 9, podemos seleccionar la potencia del equipo manejado comercialmente, así como la velocidad del agitador.

La potencia calculada es de 10.83 hp y las revoluciones por minuto calculadas son de 71.73 rpm.

### Agitadores Disponibles (velocidad rpm).



**Figura 9.** Sistema (potencia/velocidad) Relacionado con el equipo industrial.

De la figura 9 se selecciona la potencia de 15 hp y las revoluciones por minuto de 84; por razones de seguridad. Si se hace la comparación de estos valores calculados, con los que actualmente maneja la Planta de Operación, encontramos que son los mismos, como se muestra a continuación:

Comparación de Magnitud del Equipo.

Diseño	Disponible Comercialmente	En Operación
10.83 hp	15 hp	15 hp
71.73 rpm	84 rpm	84 rpm

Para el cálculo de las revoluciones efectivas de la flecha por minuto para el tanque de acondicionamiento en la Planta de Operación, tenemos los siguientes datos:

Motor principal 1670 rpm.

En caja de transmisión a la entrada 1750 rpm.

En caja de transmisión a la salida 84 rpm.

Por lo tanto:  $\frac{84}{1750} = \frac{X}{1670}$  ;  $X = 80.16$  rpm en la flecha.

Los cálculos de escalación son idóneos para su aplicación en pruebas en el tanque de acondicionamiento.

### Cálculos de Tiempo de Residencia en el Tanque de Acondicionamiento de la Planta de Operación.

El tiempo de residencia en el tanque de acondicionamiento fue obtenido por dos métodos: uno por cálculo y el otro por medición. Existe una diferencia de tiempo debido a que el flujo varía en al

gunas ocasiones;

Capacidad de operación 138  $\frac{\text{toneladas}}{\text{hora}}$

Porcentaje de sólidos en la pulpa: 45%

Volumen del tanque  $V = \pi r^2 h = \pi (48 \text{ pulgadas})^2 (96 \text{ pulgadas})$

$V = 694,870 \text{ pulgadas cúbicas } (11.38 \text{ m}^3)$

Volumen del tanque con variación de flujo; nivel del derrame hasta 60 pulgadas.  $V = \pi (48 \text{ pulgadas})^2 (60 \text{ pulgadas})$ .

$V = 434,293 \text{ pulgadas cúbicas } (7.11 \text{ m}^3)$ .

Por lo tanto, por el método de cálculo tenemos:

$$138000 \frac{\text{Kg}}{\text{Hora}} / 0.45 = 306,666.66 \frac{\text{Kg}}{\text{h}}$$

$$306,666.66 \frac{\text{Kg}}{\text{h}} \times \frac{1 \ell}{1.390 \text{ Kg}} \times \frac{1 \text{ h}}{60 \text{ min.}} = 3677 \frac{\ell.}{\text{min.}}$$

Tomando en cuenta el volumen del tanque se obtiene el tiempo:

$$11.38 \text{ m}^3 = 11380 \ell. ; \frac{11380 \ell.}{3677 \frac{\ell.}{\text{min.}}} = 3.09 \text{ minutos}$$

Usando el volumen con variación tenemos el tiempo:

$$7.11 \text{ m}^3 = 7110 \ell. ; \frac{7110 \ell.}{3677 \frac{\ell.}{\text{min.}}} = 1.93 \text{ minutos}$$

Determinando el tiempo de residencia en el tanque de acondicionamiento por el método de medición de pH, tenemos:

Reactivo usado  $\text{H}_2\text{SO}_4$

Densidad del  $\text{H}_2\text{SO}_4 = 1.84 \frac{\text{Kg}}{\ell.}$

Peso molecular del  $\text{H}_2\text{SO}_4 = 98.075$

Volumen de prueba 4 l.

Volumen de reacción 11,380 l.

Tenemos los siguientes cálculos:

$$4\text{ l} \times 1.84 \frac{\text{Kg}}{\text{l.}} \times \frac{1000 \text{ g.}}{1 \text{ Kg}} \times \frac{1 \text{ mol } \text{H}_2\text{SO}_4}{98.07 \text{ g. H}_2\text{SO}_4} = 75 \text{ moles}$$

$$11,380 \text{ l.} \times 10^{-7} \frac{\text{moles } \text{H}_2\text{O}}{\text{l.}} = 0.001138 \text{ moles}$$

$$(75 \text{ moles} + 0.001138 \text{ moles}) / 11380 \text{ l.} = 0.00659 \frac{\text{moles}}{\text{l.}}$$

$$\left[ 0.00659 \frac{\text{mol}}{\text{l.}} \right] [x] = 10^{-7} \frac{\text{mol}}{\text{l.}}$$

$$x = 1.51 \times 10^{-5} ; \log 1.51 \times 10^{-5} = 4.81$$

Por lo tanto, el pH que tendremos en solución será cercano a: 4.81.

Una vez preparada la solución de  $\text{H}_2\text{SO}_4$ , se vierte ésta en la alimentación del tanque acondicionador. Con la ayuda de un phmetro y un cronómetro se toman lecturas de pH cada 15 segundos; ésto se lleva a cabo en la descarga del tanque acondicionador. Las lecturas de pH fueron las siguientes:

Tiempo (Seg)	pH	Tiempo (Seg)	pH
0	7.25	225	7.35
15	5.85	240	7.40
30	6.00	255	7.40
45	6.10	270	7.50
60	6.25	285	7.50
75	6.45	300	7.50
90	6.50	315	7.55
105	6.58	330	7.60
120	6.70	345	7.45
135	6.80	360	7.60
150	6.90	375	7.65
165	6.75	390	7.60
180	7.10	405	7.65
195	7.20	420	7.60
210	7.20	435	7.65

Las concentraciones de  $[H^+]$  son las siguientes:

Tiempo (Seg)	Concentración $[H^+]$ moles/l.
0	$56.23 \times 10^{-9}$
15	$1400.00 \times 10^{-9}$
30	$1000.00 \times 10^{-9}$
45	$794.32 \times 10^{-9}$
60	$562.34 \times 10^{-9}$
75	$354.81 \times 10^{-9}$

Tiempo (Seg)	Concentración $[H^+]$ moles/l
90	316. x $10^{-9}$
105	263.02 x $10^{-9}$
120	199.52 x $10^{-9}$
135	158.40 x $10^{-9}$
150	125.80 x $10^{-9}$
165	109.64 x $10^{-9}$
180	79.43 x $10^{-9}$
195	63.00 x $10^{-9}$
210	63.00 x $10^{-9}$
225	44.00 x $10^{-9}$
240	39.00 x $10^{-9}$
255	39.00 x $10^{-9}$
270	32.00 x $10^{-9}$
285	31.00 x $10^{-9}$
300	31.00 x $10^{-9}$
315	28.00 x $10^{-9}$
330	25.00 x $10^{-9}$
345	35.00 x $10^{-9}$
360	25 x $10^{-9}$
375	22 x $10^{-9}$
390	25 x $10^{-9}$
405	22 x $10^{-9}$
420	25 x $10^{-9}$
435	22 x $10^{-9}$

Una vez obtenidas las concentraciones de  $[H^+]$  hacemos uso de una ecuación la cual nos ayudará al cálculo del tiempo de residencia. Tal ecuación es la siguiente:

$$\lambda = ce^{-T/t}$$

donde:

$\lambda$  = concentración inicial

$t$  = tiempo de residencia

$T$  = tiempo incrementado

$c$  = concentración a tiempo incrementado  $T$ .

Consideramos dos puntos de los anteriormente obtenidos.

$$(1) \quad T = 30 \text{ segundos} \quad \lambda = 1000 \times 10^{-9}$$

$$(2) \quad T = 150 \text{ segundos} \quad \lambda = 125 \times 10^{-9}$$

$$1000 \times 10^{-9} - 23 \times 10^{-9} = 977 \times 10^{-9}$$

$$125 \times 10^{-9} - 23 \times 10^{-9} = 102 \times 10^{-9}$$

De la ecuación original tenemos que:

$$(1') \quad \frac{977 \times 10^{-9}}{c^{-30/t}} \quad \text{y} \quad (2') \quad \frac{102 \times 10^{-9}}{c^{-150/t}}$$

igualando (1') y (2') tenemos:

$$\frac{977 \times 10^{-9}}{102 \times 10^{-9}} = \frac{c^{-30/t}}{c^{-150/t}} ; \ln 9.578 = c^{-150/t - 30/t}$$

$$2.259t = 120$$

$t = 53.10 \text{ seg.}$  que es el tiempo de residencia obtenido.

## Información para la Graficación de Pruebas de Flotación.

### **Valor de Recuperación Máximo.**

En la flotación industrial las pruebas registran datos de recuperación de concentrados contra tiempo. Este método gráfico presenta los datos de tal manera que las propiedades del mineral puedan ser estimadas, así como la predicción de los resultados en el proceso y cambios en las variables del proceso evaluado.

### **Recuperación Máxima.**

Casi todos los procesos de flotación siguen una ecuación empírica, tal como la siguiente:

$$\frac{dr}{dt} = K \frac{(R\alpha - R)}{t} ; \ln \frac{1}{(R\alpha - R)} = K \ln t + c$$

donde R es la fracción de material recuperado en un tiempo t,  $R\alpha$  es una asíntota desconocida a la máxima recuperabilidad del mineral flotable, K y c son constantes.

El valor de  $R\alpha$  es una propiedad única del mineral, independiente de la distribución del tamaño de partícula del pH de flotación y otros factores del proceso.

Una forma de encontrar el valor de  $R\alpha$  se hace por medio de la graficación (prueba-error) de  $1/(R\alpha - R)$  contra t sobre una gráfica log-log.

El valor correcto de  $R\alpha$  resulta de una línea recta, mientras que cualquier otro valor representa una línea curva.

Las gráficas nos muestran que una vez que se ha conocido la máxima recuperación, este valor puede ser usado al graficar otros resultados de flotación para el mismo mineral.

Escrito de manera equivalente:

$$\frac{R\alpha - R}{R\alpha} \times 100 = \% R\alpha$$

**C A P I T U L O    I I I .    T R A B A J O    E X P E R I M E N T A L .**

### 3.1 PRUEBAS DE ESCALAMIENTO PLANTA DE OPERACION-LABORATORIO.

La función principal de este sistema de operación, es el de tener una relación de magnitud en el área de flotación entre la Planta y el Laboratorio.

El primer trabajo experimental a escala, fue el de determinar las condiciones de operación (la velocidad del impulsor y el tiempo de flotación), en el Laboratorio para una mejor reproducibilidad del comportamiento de flotación en la Planta de Operación.

#### Procedimiento.

Se tomaron cuatro muestras de 2,000 gramos cada una del distribuidor que alimenta a las celdas de flotación vasta para cobre, estas cuatro muestras se flotaron en el Laboratorio tomando sus espumas a diferentes tiempos (15, 30 segundos, 1, 2, 4 y 8 minutos). La variación de velocidades fue de 1,800 rpm, (estándar del Laboratorio), 2,000 rpm, 1,600 rpm y 1,400 rpm; se mostró que la velocidad óptima de recuperación y operación del Laboratorio con respecto a la Planta, fue de 1,800 rpm, así como también el comportamiento máximo de recuperación en cada celda de flotación vasta. En las gráficas B1, B2 y B3 Apéndice B, se tiene en dos de ellas como asíntota  $R\alpha - R/R\alpha = 70\%$  y una tercera con 100%. La máxima recuperación del mineral es operada a 1,800 rpm. Teniendo un menor efecto de recuperación al incrementar o disminuir las velocidades con respecto a ésta. (Ver tablas B1, B2 y B3).

La flotación se inicia apropiadamente hasta el tiempo de 4 minutos, esto es en la última celda de flotación, manifestando una muy baja recuperación en las primeras celdas. La primera suposición que se hace, es que el mineral no ha sido suficientemente acondicionado para su proceso de flotación.

Los valores registrados en estas pruebas son:

Concentraciones finales	<u>Cu</u>	<u>Pb</u>	<u>Zn</u>
	16.2	6.78	6.64
Tonelaje:	130 Toneladas/hora.		
Gravedad específica:	3.2		
Densidad	1,390.0 g/l		
% sólidos	40		
Volumen por celda	100 Ft <sup>3</sup> volumen total 500 Ft <sup>3</sup>		

NUMERO CELDA	PESO (g.)	TIEMPO (SEG.)	FLUJO (TON./ h )	FLUJO TOTAL (TON./ h )
1	3835.9	60	0.23	0.46
2	4850.3	59.8	0.29	0.58
3	4127.7	35.0	0.42	0.85
4	3655.6	44.6	0.29	0.58
5	7938.0	32.0	0.89	1.67

Cálculo de tiempo de residencia en las celdas de flotación vasta para Cu.

$$130,000 \frac{\text{Kg}}{\text{h}} / 0.40 = 325,000 \frac{\text{Kg}}{\text{h}}$$

$$325,000 \frac{\text{Kg}}{\text{h}} \times \frac{1\ell}{1,390\text{Kg}} \times \frac{0.03531 \text{ Ft}^3}{1\ell} \times \frac{1\text{h}}{60\text{Min}} = \frac{138 \text{ Ft}^3}{\text{Min}}$$

$$\text{Tiempo de flotación: } \frac{500 \text{ Ft}^3}{138 \frac{\text{Ft}^3}{\text{Min}}} = 3.62 \text{ Min} = \underline{4 \text{ Min, } 4/100 \text{ Seg.}}$$

$$\text{Tiempo de flotación por celda: } \underline{48.4 \text{ Seg.}}$$

### 3.2 PRUEBAS DE ACONDICIONAMIENTO.

Una vez conocidos los parámetros de flotación vasta de cobre, se iniciaron las pruebas de acondicionamiento en el equipo Howyad Gordon, adquirido especialmente para este proyecto. El proceso de acondicionamiento, previo a la flotación, fue establecido con las dimensiones de cálculo a escala relacionados con la Planta.

El propósito de esta prueba, es proporcionar un estándar de velocidades, en el cual se utilizan los cuatro diferentes tipos de impulsores (hojas planas, hojas curvas, hojas planas con ángulo de 45° y de propela), tomando como velocidad patrón 300 RPM, velocidad a la cual se observa el mezclado. Después de efectuado el acondicionamiento, todas las muestras fueron flotadas en una celda de flotación Denver modelo D-1 con capacidad de 4.5 litros, a una velocidad de 1800 rpm, esta velocidad fue observada como óptima en la prueba de escalación de Planta-Laboratorio en el área de flotación.

#### Procedimiento.

Fueron recolectadas 5 muestras de pulpa, 4 de ellas, del derrame

del tanque aereador número 2, (Apéndice D diagrama D3) y una muestra del tanque distribuidor (muestra sin acondicionamiento y con acondicionamiento respectivamente).

La primera prueba con acondicionamiento fue flotada solamente recolectando sus espumas a los tiempos de 1 y 4 minutos.

Las 4 muestras fueron acondicionadas durante un tiempo de 2 minutos (valor obtenido en los cálculos de tiempo de acondicionamiento), prosiguiendo con el proceso de flotación, recolectando sus espumas a 1 y 4 minutos de flotación.

Los resultados mostraron un máximo de recuperación del concentrado de cobre al usar el impulsor con hojas planas y con ángulo de  $45^\circ$  (Apéndice B gráfica B4), la muestra acondicionada mostró menor recuperación de cobre. El porcentaje máximo de cobre remanente fue de 43% en el primer minuto a 6.1% en el cuarto minuto.

Se graficó el porcentaje de plomo remanente con la finalidad de observar su depresión. La separación de plomo es significativa (Apéndice B gráfica B5).

### 3.2.1 Procedimiento General para Acondicionamiento con un Impulsor.

Después de que se ha establecido el estándar de velocidad de mezclado para los cuatro tipos de impulsores, se operó con cada uno de éstos a diferentes velocidades con el objeto de encontrar una velocidad óptima de recuperación con el procedimiento siguiente:

Se recolectó una muestra con acondicionamiento del tanque distribuidor y tres muestras sin acondicionamiento del tanque aerador número 2.

La primera muestra es solamente flotada durante cinco minutos. Se toman sus espumas a los tiempos de 1 y 4 minutos, así como también las colas. (Muestra estándar).

Las 3 muestras restantes son acondicionadas en el equipo H. Gordon a 3 diferentes velocidades: 260, 337 y 375 rpm. Continuando con la flotación de cada una de estas muestras en la celda de flotación Denver D-1, recolectando las espumas (froth) a los tiempos de 1 y 4 minutos. Las muestras analizadas de cobre, plomo, zinc y plata corresponden a los concentrados de flotación vasta 1 y 2 de cobre (Rougher No. 1, Rougher No. 2) y sus colas.

### 3.2.2 Pruebas Realizadas con un Impulsor a Diferentes Velocidades.

#### **Impulsor con Hojas Planas.**

Los resultados obtenidos al utilizar el impulsor con hojas planas a 3 diferentes velocidades son los siguientes:

- Existió un máximo de recuperación de cobre, cuando se operó a la velocidad de 260 rpm, teniendo un porcentaje de cobre remanente desde 41% en el primer minuto de flotación, hasta 7.4% con 4 minutos de flotación. Al incrementar la velocidad de acondicionamiento existió una disminución en la recuperación de cobre.

En esta prueba, la recuperación de cobre en la muestra acondicionada a la velocidad de 260 rpm, ha sido mejorada con respecto a la muestra acondicionada en la Planta de Operación estándar (Apéndice B, Gráfica y Tabla B6). La separación de plomo se presenta consistente en todas las pruebas. (Gráfica y Tabla B7)

### **Impulsores con Hojas Curvas.**

Al hacer uso del impulsor de hojas curvas se manifestó el mejor porcentaje de cobre remanente en la prueba estándar. En forma paralela a ésta, se encuentra la prueba operada en el Laboratorio a 260 rpm, obteniéndose de 62% a 19% de cobre remanente. Al alcanzar una velocidad de 375 rpm en el Laboratorio, se mostró una disminución progresiva de la recuperación de cobre (Gráfica y Tabla B8).

Como se mencionó anteriormente la velocidad de 260rpm es muy cercana a la velocidad de operación en el tanque acondicionador situado en la Planta de Procesamiento; trasladándose a una escala aproximada de 75 rpm. Este valor se aproxima al valor calculado en operación (80.1 rpm).

Con objeto de comprobar el comportamiento anterior, se investigó la recuperación de cobre en el siguiente orden: 375, 337 y 260 rpm. Los resultados obtenidos en estas pruebas fueron los siguientes:

- La mejor recuperación fue encontrada en la prueba estándar (acondicionada), continuando con una menor recuperación a ésta al

operar a una velocidad de 260 rpm; existe una menor recuperación al incrementar la velocidad en general a excepción de la velocidad operada a 375 rpm, la cual muestra una mejor recuperación con respecto a la velocidad de 337 rpm. (Apéndice B, Gráfica y Tabla B9). Por lo tanto existe una buena reproducción de curvas de ambos.

#### **Impulsor con Hojas Planas con Angulo de 45°.**

Haciendo uso del impulsor de hojas planas con ángulo de 45°, se mostró una consistencia de recuperación de cobre, teniendo una gran diferencia de recuperación al flotar la pulpa acondicionada en la Planta de Operación, en la cual se obtuvo desde un 51% hasta un 10% de cobre retenido, (Apéndice B, Gráfica y Tabla B10). Al hacer uso de este impulsor no se mostró alguna mejoría con respecto a la muestra estándar.

#### **Impulsor de Propela.**

En este tipo de pruebas se tuvieron resultados favorables. Se alcanzó una máxima recuperación de cobre a una velocidad de 260 rpm. Al incrementar la velocidad de acondicionamiento hay un decremento de recuperación. La flotación de la prueba estándar muestra la menor recuperación en menos tiempo, como se observa en la Gráfica y Tabla B11; también se puede observar que el máximo porcentaje de cobre remanente fue registrado de 33% a 8.9%.

### **Pruebas Realizadas con Dos Impulsores.**

El propósito de esta prueba fue el obtener un estándar de velocidad para pruebas de acondicionamiento con diferentes pares de impulsores y observar el comportamiento de éstos.

El procedimiento de operación fue el mismo que se usó en pruebas con un impulsor. La variación radicó en colocar dos impulsores de diferente tipo de la siguiente manera:

#### **Experimento:**

- a). Estándar de Laboratorio.
- b). Impulsor de hojas inclinadas a  $45^\circ$  parte superior.  
Impulsor de hojas planas parte inferior.
- c). Impulsor de hojas curvas parte superior.  
Impulsor de hojas planas parte inferior.
- d). Impulsor de propela parte superior.  
Impulsor de hojas planas parte inferior.
- e). Impulsor de hojas inclinadas a  $45^\circ$  parte superior.  
Impulsor de hojas curvas parte inferior.
- f). Impulsor de hojas inclinadas a  $45^\circ$  parte superior.  
Impulsor de propela parte inferior.
- g). Impulsor de hojas curvas parte superior.  
Impulsor de propela parte inferior.

En este tipo de experimentos no se obtuvieron resultados satisfactorios, ya que su recuperación fue muy baja, constatándose los re

sultados en el Apéndice B, Gráfica y Tabla B12.

### 3.2.3 Resultados Preliminares.

Las pruebas efectuadas en el proceso de acondicionamiento mostraron lo siguiente:

a). Para el uso de un impulsor en el tanque de acondicionamiento:

- i) Se mostró un máximo de recuperación al ser utilizado el impulsor de hojas curvas a una velocidad de 260 rpm. El impulsor de propela manifestó una menor recuperación que el impulsor de hojas curvas. Los impulsores de hojas planas y de hojas inclinadas a  $45^\circ$  tuvieron una recuperación no significativa.

b). Para el uso de dos impulsores en el tanque de acondicionamiento:

- ii) En estas pruebas los resultados no fueron positivos ya que la recuperación fue muy baja, probablemente debido a una baja ley del mineral.

En forma general se lograron algunas mejoras en las pruebas de acondicionamiento, mas siendo éstas no significativas para el principal propósito. De aquí que se pensó en operar diferentes tipos de pruebas en el proceso de aereación previo a la operación de acondicionamiento.

### 3.3 PRUEBAS DE AEREACION.

Se inició un estudio de aereación con el propósito de obtener mejores resultados de recuperación y detectar la causa de la variación en la recuperación marcada entre el Laboratorio y la Planta de Operación, para ésto se efectuaron las pruebas que a continuación se presentan.

#### 3.3.1 Efectos de la Aereación a Diferentes Tiempos y Dosificaciones de SO<sub>2</sub>.

La finalidad de esta prueba fue el obtener información del consumo de oxígeno con el reactivo dióxido de azufre en el proceso de aereación, mediante un medidor de oxígeno.

#### Procedimiento.

Se tomaron siete muestras del derrame del ciclón secundario (ver diagrama de flujo D3), que alimenta al tanque aereador y se procesaron de la siguiente manera:

Se adicionó a cinco muestras la cantidad estándar de (1.5 lb/ton) de SO<sub>2</sub>, aereándose posteriormente a los tiempos 2, 4, 6, 8 y 10 minutos respectivamente; terminada la aereación se tomaron las lecturas del oxígeno disuelto en intervalos de 20 segundos.

Para los dos últimas pruebas el procedimiento fue el mismo, sólo que la dosificación fue de 2 y 3 lb/ton y un tiempo de aereación

de 6 minutos. En estas muestras no se solicitó el análisis químico.

Los resultados de las pruebas mostraron una menor velocidad de consumo de oxígeno en la aereación con el tiempo de 10 minutos; Apéndice C, Gráfica y Tabla C1.

A mayor dosificación de  $SO_2$  el consumo de oxígeno fue mayor, con esta información se pensó en trabajar el siguiente sistema:

### 3.3.2 Efectos de Flujo de Aire y Velocidad de Agitación Sobre el Oxígeno Disuelto Durante la Aereación.

El propósito de esta prueba fue el determinar si la velocidad de agitación o el flujo de aire eran las partes críticas en la aereación.

#### Procedimiento.

Se tomaron siete muestras del derrame del ciclón secundario que alimenta al tanque aereador (23 litros, 40% sólidos), cada una de las muestras fue aereada en el equipo H. Gordon durante 10 minutos, siendo éste el tiempo de aereación obtenido en la prueba anterior, en donde se encontró menor consumo de oxígeno con una dosificación de (0.75 Kg  $SO_2$ /ton), (1.5 lb  $SO_2$  /ton ), las velocidades y flujos de aire se presentan en la siguiente forma:

Prueba	Velocidad (rpm)	Flujo de Aire (L/ Seg)
1	375 (Estándar) Sin SO <sub>2</sub>	3.02
2	375	3.11
3	260	3.02
4	550	3.02
5	375	5.23
6	260	5.23
7	260	1.27
8	375	1.27

Los resultados obtenidos se presentan en el Apéndice C, Gráfica y Tabla C2, determinándose la demanda de oxígeno.

Las muestras fueron obtenidas a diferentes horas del día, lo cual crea cierta dificultad en la determinación del efecto dramático en la aereación en el equipo H. Gordon a velocidades mayores a las 550 revoluciones por minuto.

Debido al problema de encontrar diferencias en el contenido de aire a diferentes horas, se decidió efectuar el mismo tipo de prueba con la diferencia de recolectar todas las muestras a una determinada hora.

### Procedimiento.

Se recolectaron siete muestras del derrame del ciclón secundario (23 litros, 40% sólidos, 1.5 lb SO<sub>2</sub>/ton) y se trataron según la tabla siguiente:

Prueba	Velocidad (rpm)	Flujo de Aire (L/Seg)
1	260	1.27
2	375	1.27
3	550	1.27
4	550	4.16
5	375	4.16
6	260	4.16
7	260	1.27

Los resultados muestran que para tener una buena aereación, no es necesaria la agitación a velocidades mayores a los 550 revoluciones por minuto. A velocidades por debajo de los 550 rpm, se tiene una dispersión y capacidad para disolver el oxígeno.

Cuando se incrementa el aire, aumenta el oxígeno disuelto para todas las pruebas efectuadas. Apéndice C, Gráfica y Tabla C3.

### 3.3.2 Efecto del SO<sub>2</sub> en la Flotación de Cobre.

La finalidad de esta prueba fue el observar los efectos depresivos producidos por el dióxido de azufre durante la flotación.

#### Procedimiento.

Flotación estándar de Cu-Pb con las variaciones siguientes:

- a). Flotación estándar.
- b). Flotación sin SO<sub>2</sub>

c). Flotación sin SO<sub>2</sub> y sin aereación.

La flotación estándar consistió en tomar una muestra del derrame del ciclón secundario, se adicionó 1.5 lb SO<sub>2</sub>/ton con aereación durante 10 minutos en una celda de flotación de 1000 ml., la velocidad del impulsor fue de 1800 revoluciones por minuto. Posteriormente se acondicionó al mineral con óxido de calcio (regulador de pH = 10.5) promotores R 317 y R 208 y un espumante complejo MIBC. También con una velocidad del impulsor de 1800 rpm, posteriormente se efectuó la flotación vasta de cobre en un tiempo de 4 minutos, las siguientes flotaciones de limpia de cobre se efectuaron en una celda de 250 ml., en tiempos de 3, 2 y 1 minutos con una velocidad del impulsor de 1200 rpm. Las colas obtenidas en la flotación del cobre fueron acondicionadas nuevamente durante 5 minutos con los reactivos R 208 y R 317, y flotadas en una celda de flotación con capacidad de 1000 ml., y 1800 rpm, a un pH = 9.3. Se obtuvieron las flotaciones vastas de plomo 1 y 2 en el mismo tipo de celda y velocidad, el tiempo de flotación fue de 5 minutos.

Por último se realizaron las 3 flotaciones de limpieza de plomo, la primera en una celda de 500 ml y 1400 rpm en un tiempo de flotación de 5 minutos. La segunda con la misma celda y velocidad, y 3 minutos de flotación. La última flotación se llevó a cabo en una celda de 250 ml y 1200 rpm, con 2 minutos de flotación.

Para la flotación sin SO<sub>2</sub> fue el mismo procedimiento sólo que no se usó el dióxido de azufre. La última prueba consistió también

del mismo procedimiento pero no hubo aereación, así como tampoco  $SO_2$ .

Los resultados mostraron que cuando existía el proceso de aereación se incrementó dramáticamente la recuperación del plomo en los concentradores de cobre y el  $SO_2$  deprimió al zinc, ésto es mostrado en el Apéndice C, Gráfica y Tabla C4.

### 3.3.3 Efecto de No Aereación en la Flotación de Cobre.

Una vez efectuada la prueba de  $SO_2$  en la flotación, ésta dió pauta para la investigación de los efectos de no aereación en la flotación de cobre.

#### Procedimiento.

Se tomó una nueva muestra del derrame del ciclón secundario. La primera muestra se acondicionó con 1.5lb  $SO_2$ /ton durante 10 minutos a una velocidad de 260 rpm, seguida de un segundo acondicionamiento con los reactivos usados en la prueba estándar (R-317, R-208, óxido de calcio, MIBC), en un tiempo de 5 minutos, este acondicionamiento se efectuó en el equipo H Gordon.

Posteriormente la muestra fue flotada en una celda de 1000 ml, con un tiempo de 5 minutos de recolección vasta, continuando con flotación de limpieza en los tiempos de 3, 2 y 1 munitos, a un un pH de 10.5.

La segunda muestra fue aereada durante 10 minutos en el tanque H. Gordon, se adicionó  $\text{SO}_2$  en esta prueba. Como segundo paso se acondicionó la muestra en un tiempo de 5 minutos, con los requerimientos de estandarización. El último paso fue flotar la muestra como se efectuó en la prueba anterior.

Los resultados manifestaron que la muestra aereada tuvo una considerable recuperación tanto de cobre como de plomo en las flotaciones de limpieza de cobre. Esto se observa en la Gráfica y Tabla C5.

#### 3.3.4 Efecto de Aereación y $\text{SO}_2$ en la Flotación de Cobre.

Con los resultados obtenidos en las pruebas anteriormente mencionadas se pensó en investigar los efectos de la aereación y del dióxido de azufre ( $\text{SO}_2$ ) ya que en las pruebas de no aereación se trabajó con acondicionamiento de  $\text{SO}_2$ .

##### Procedimiento.

Se tomó una primera muestra de 23 litros del derrame del tanque aereador, se acondicionó en el equipo H. Gordon con una velocidad de 260 rpm, durante 5 minutos usando los reactivos de Laboratorio. El siguiente paso fue llevar la flotación vasta de cobre como a continuación se menciona:

Se tomó una cantidad de 3.5 litros de la muestra ya acondicionada, se colocó en una celda de flotación de 1000 ml., de capacidad y

a una velocidad de operación de 1000 rpm y se recolectaron las es pumas de la flotación vasta de cobre en los tiempos de 15.30 se gundos, 1, 2 y 4 minutos (muestra A).

Para la segunda prueba se recolectaron 4 muestras de 23 litros cada una del derrame del ciclón secundario; como paso siguiente fueron aereadas con una cantidad constante de 1.5 lb de  $SO_2$  de la siguien te manera:

- Muestra B, 25% aire tiempo de 2 minutos.
- Muestra C, sin aire tiempo de 2 minutos.
- Muestra D, 25% aire tiempo de 4 minutos.
- Muestra E, sin aire tiempo de 4 minutos.
- Muestra F, aire estándar tiempo de 2 minutos.

Las muestras fueron flotadas de igual manera que en la prueba antes mencionada.

Los resultados mostraron que cuando se controló la aereación en el Laboratorio existió una mejor recuperación de cobre y una ma yor depresión de plomo que cuando se efectuó la aereación en la Planta. Siendo esta prueba una de las más importantes dados los resultados obtenidos. Apéndice C, Gráficas y Tablas C6, C7 y C8.

### **3.3.5 Efectos del Uso de Dos Impulsores en el Proceso de Aerea- ción y Acondicionamiento, en la Flotación de Cobre.**

El objetivo de esta prueba fue obtener a una mejor recuperación

de cobre, con una depresión significativa del plomo, ya obtenidos algunos puntos clave de solución al problema (flujo de aire y velocidad de agitación).

### Procedimiento.

Se extrajo una muestra del derrame del ciclón secundario, ésta se aereó durante dos minutos con un 25% de aire y 1.5lb SO<sub>2</sub>/ton, usando un impulsor de hojas planas. Se continuó con el acondicionamiento usando los reactivos de Laboratorio, a una velocidad de 260 rpm y un tiempo de 5 minutos. El paso siguiente fue la flotación vasta de cobre (prueba a).

Los experimentos posteriores fueron llevados a cabo con dos impulsores, siguiendo el mismo procedimiento anterior.

### **Experimento:**

- b). Impulsor de propela, parte superior.  
Impulsor de hojas planas, parte inferior.
- c). Impulsor de hojas curvas, parte superior.  
Impulsor de hojas planas, parte inferior.
- d). Impulsor de hojas a 45°, parte superior.  
Impulsor de hojas planas, parte inferior.
- e). Impulsor de hojas curvas, parte superior.  
Impulsor de propela, parte inferior.
- f). Impulsor de hojas de 45°, parte superior.  
Impulsor de propela, parte inferior.

g). Impulsor de hojas a  $45^\circ$ , parte superior.

Impulsor de hojas curvas, parte inferior.

Los experimentos se efectuaron en dos partes: a, b, c, d y a, e, f, g; para los primeros experimentos, se obtuvieron buenos resultados en la recuperación de cobre, usándose los impulsores de hojas curvas y hojas planas con un % de cobre remanente de 34 a 7.5; para la segunda parte se obtuvieron resultados excelentes, ya que se recuperó el mineral de cobre en muy buena forma, deprimiéndose el plomo, también en forma significativa. El mejor resultado se obtuvo al operarse con el impulsor de hojas a  $45^\circ$  y hojas curvas. El porcentaje de cobre remanente fue desde 20% hasta 0.35%. (Apéndice C, Gráficas y Tablas C9, C10, C11 y C12).

### 3.4 Resultados Generales.

Las pruebas efectuadas en el proceso de aereación mostraron lo siguiente:

a). Prueba: Para efecto de aereación a diferentes tiempos y dosificación de  $SO_2$ :

Al incrementarse la dosificación de  $SO_2$ , la disolución de oxígeno fue mayor.

b). Prueba: Para efecto de flujo de aire y velocidad de agitación:

La velocidad de agitación tuvo un efecto dramático en la ae reacción, teniéndose una buena dispersión y disolución de oxí geno a velocidades inferiores a los 550 rpm.

c). Prueba: Para efecto de  $SO_2$  en la flotación de cobre:

Cuando existió aereación se recuperó el plomo en los concen tradores de cobre.

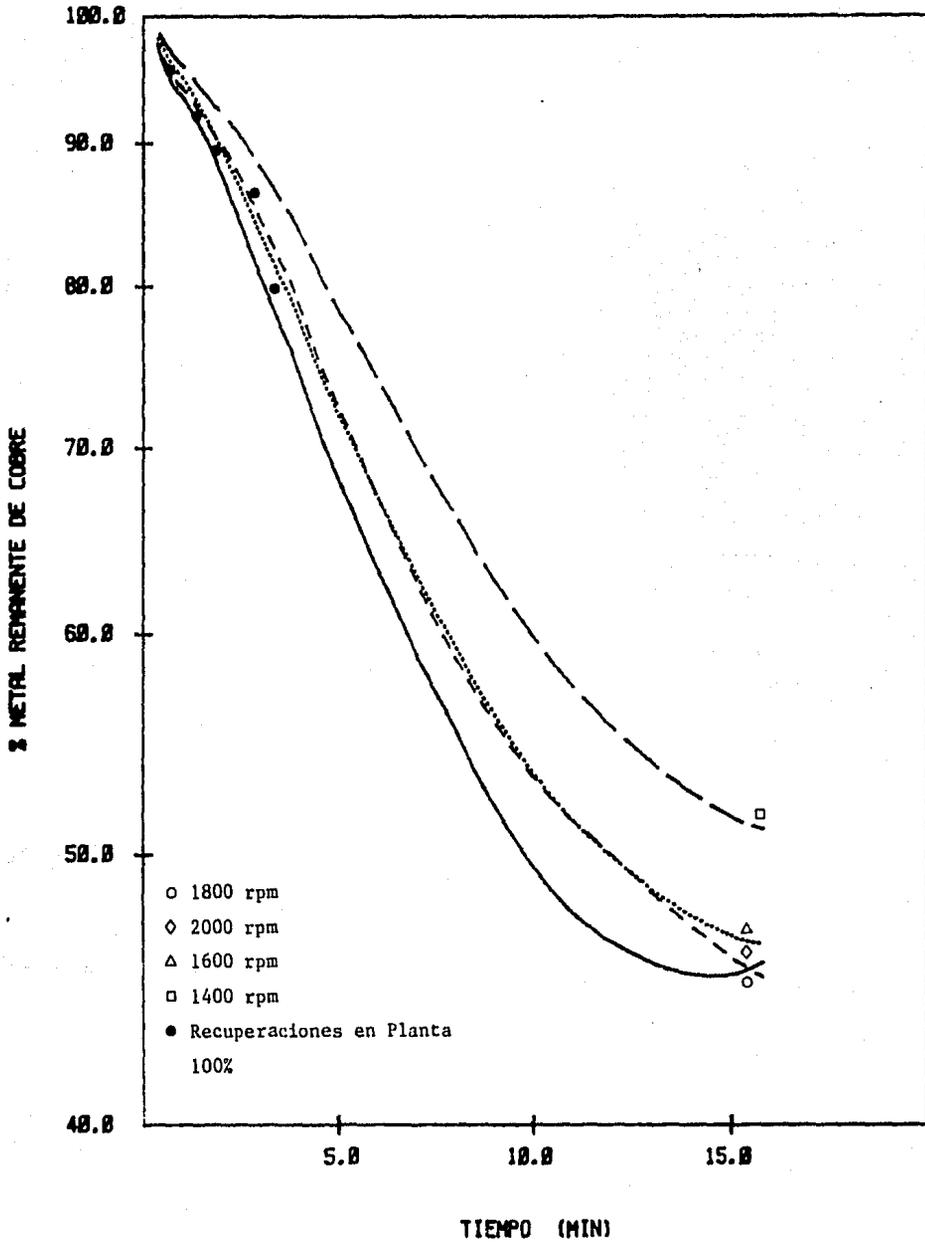
d). Prueba: Efecto de no aereación en la flotación de cobre:

Cuando se controló la dosificación de aire en el proceso de aereación se obtuvo una buena recuperación de cobre, con de presión de plomo.

f). Prueba: Efecto de uso de dos impulsores en el proceso de ae reacción y acondicionamiento, en la flotación del cobre:

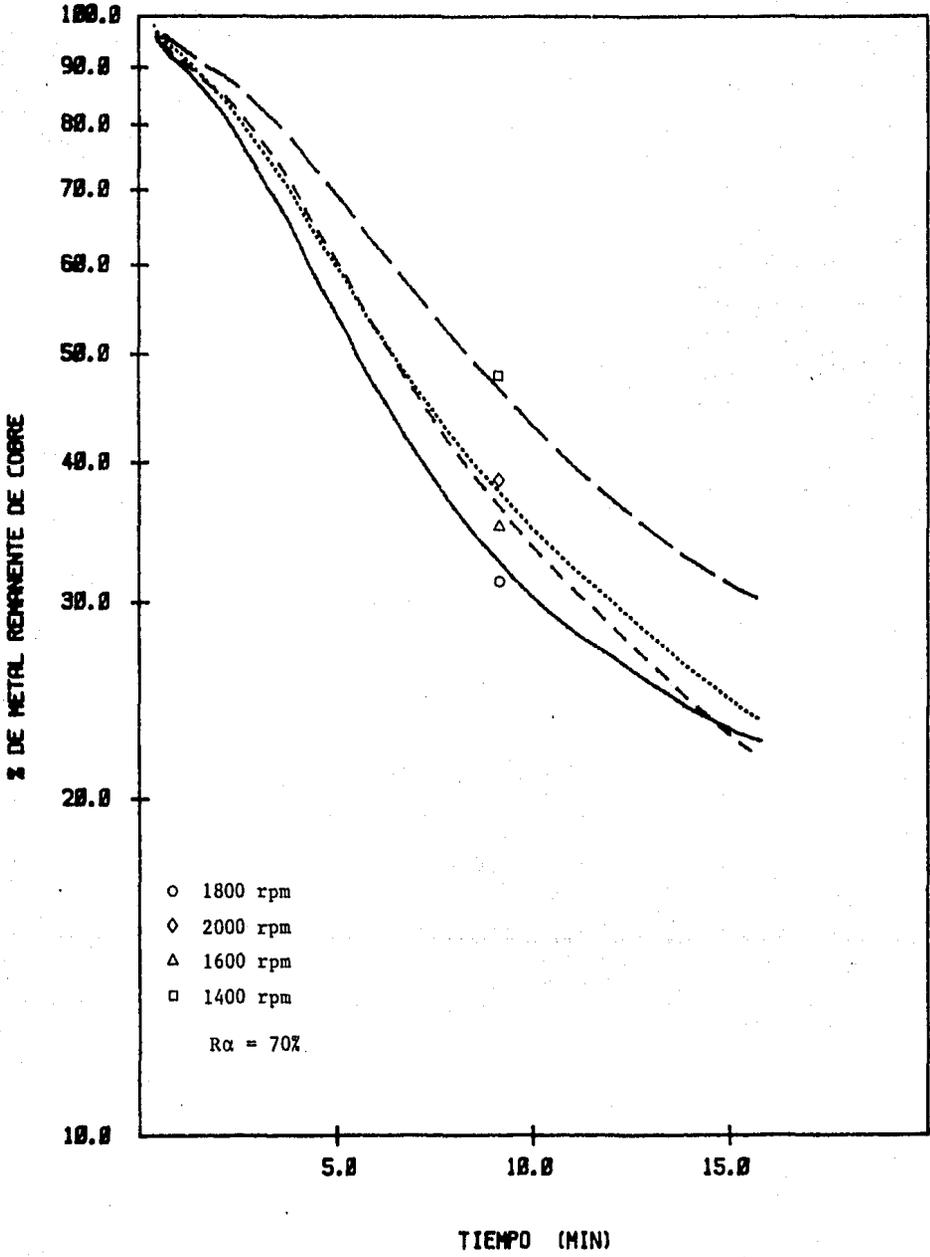
Se obtuvieron resultados excelentes, debido a una controla da dosificación de aire y un adecuado uso de impulsores.

**C A P I T U L O I V .    A P E N D I C E S .**



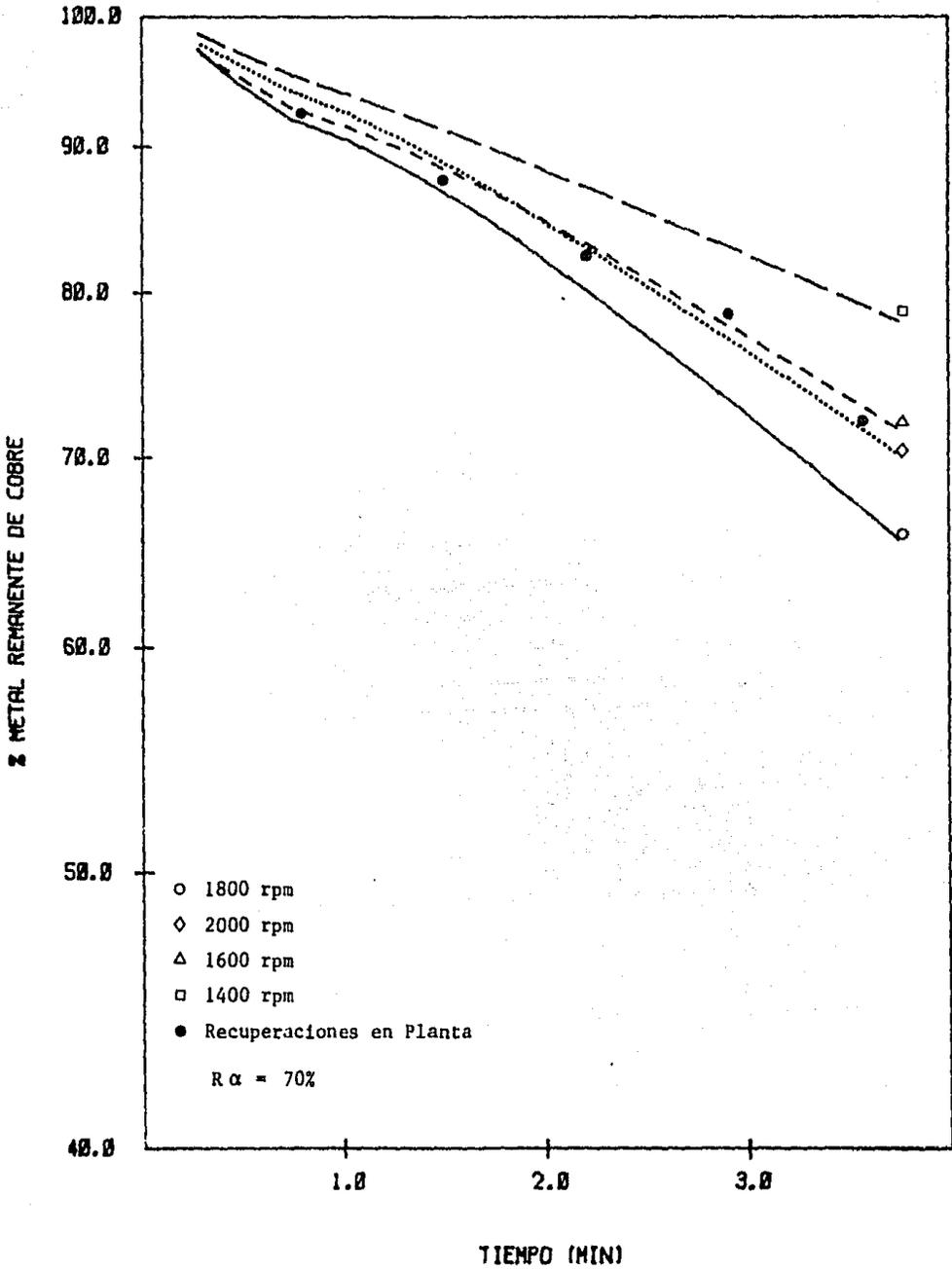
GRAFICA B1

Relación de operación en flotación entre la Planta y el Laboratorio para el cobre recuperado.



GRAFICA B2

Relación de operación en flotación entre la Planta y el Laboratorio para el cobre recuperado con Ra = 70%



GRAFICA B3

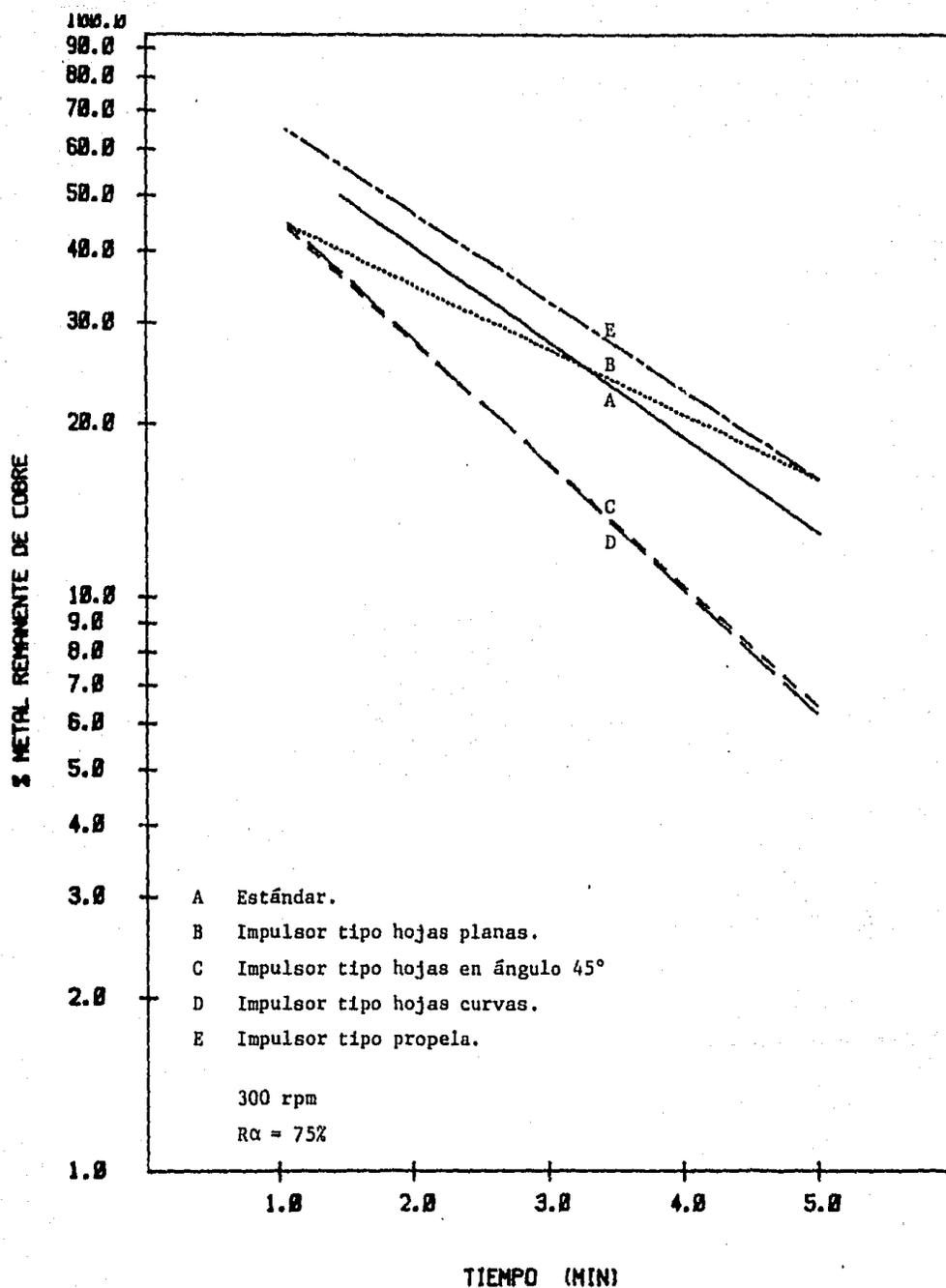
Relación de operación en flotación entre la Planta y el Laboratorio para el cobre recuperado, hasta los 3.75 minutos



Muestra No.	Contenido Metálico				Productos	Peso		Grado				% Recuperación			
	Pb	Cu	Zn	Ag		Gramos	%	Pb	Cu	Zn	Ag	Pb	Cu	Zn	Ag
8	0.42	1.15	1.27	1218.50	CONC Cu Ho 1	18.5	0.83	0.50	1.06	6.71	154	0.89	1.38	0.67	8.48
9	0.6	1.78	8.74	118.20	" " " 2	28.5	1.27	0.48	1.40	6.23	1560	1.58	2.74	1.03	13.13
10	0.98	2.21	9.52	1400.80	" " " 3	33.3	1.49	0.66	2.21	6.39	1320	2.06	3.08	1.22	30.4
11	1.04	7.62	15.73	1101.40	" " " 4	51.8	2.31	0.45	3.30	6.81	740	2.19	11.71	2.01	11.33
12	7.12	12.33	21.01	1315.16	" " " 5	69.0	3.08	0.69	9.01	6.82	427	4.48	18.98	2.70	8.72
13	5.21	8.91	23.36	1090.50	" " " 6	105.0	4.69	1.11	1.90	7.54	224	10.97	13.69	4.54	6.96
14	31.12	30.22	624.61	5137.11	PLANTA DE FLOTACION	1932.0	86.33	0.43	0.35	7.93	67	78.13	46.44	87.03	38.34
	41.51	32.07	119.50	15032.43	CALLEJA CALCADA	2238.4	100.00	0.48	0.65	8.00	1508	100.00	100.00	100.00	100.00
	1.03	2.68	13.28	3259.40	Cu ko 1+2		2.10	0.49	1.28	6.32	1552.10	2.17	4.12	1.10	21.61
	7.01	5.97	72.80	5216.20	" " 1+2+3		3.59	0.56	1.66	6.35	1459.77	4.23	9.18	2.92	34.65
	2.01	15.59	38.53	6135.60	" " 1+2+3+4		5.90	0.52	2.30	6.53	1115.53	6.42	20.89	4.93	45.98
	5.13	23.94	59.54	8250.76	" " 1+2+3+4+5		8.98	0.58	2.89	6.63	918.79	10.90	30.87	7.63	54.70
	10.21	24.53	74.90	7301.52	" " TOTAL		13.67	0.76	2.55	6.94	680.98	21.87	53.36	12.17	61.66

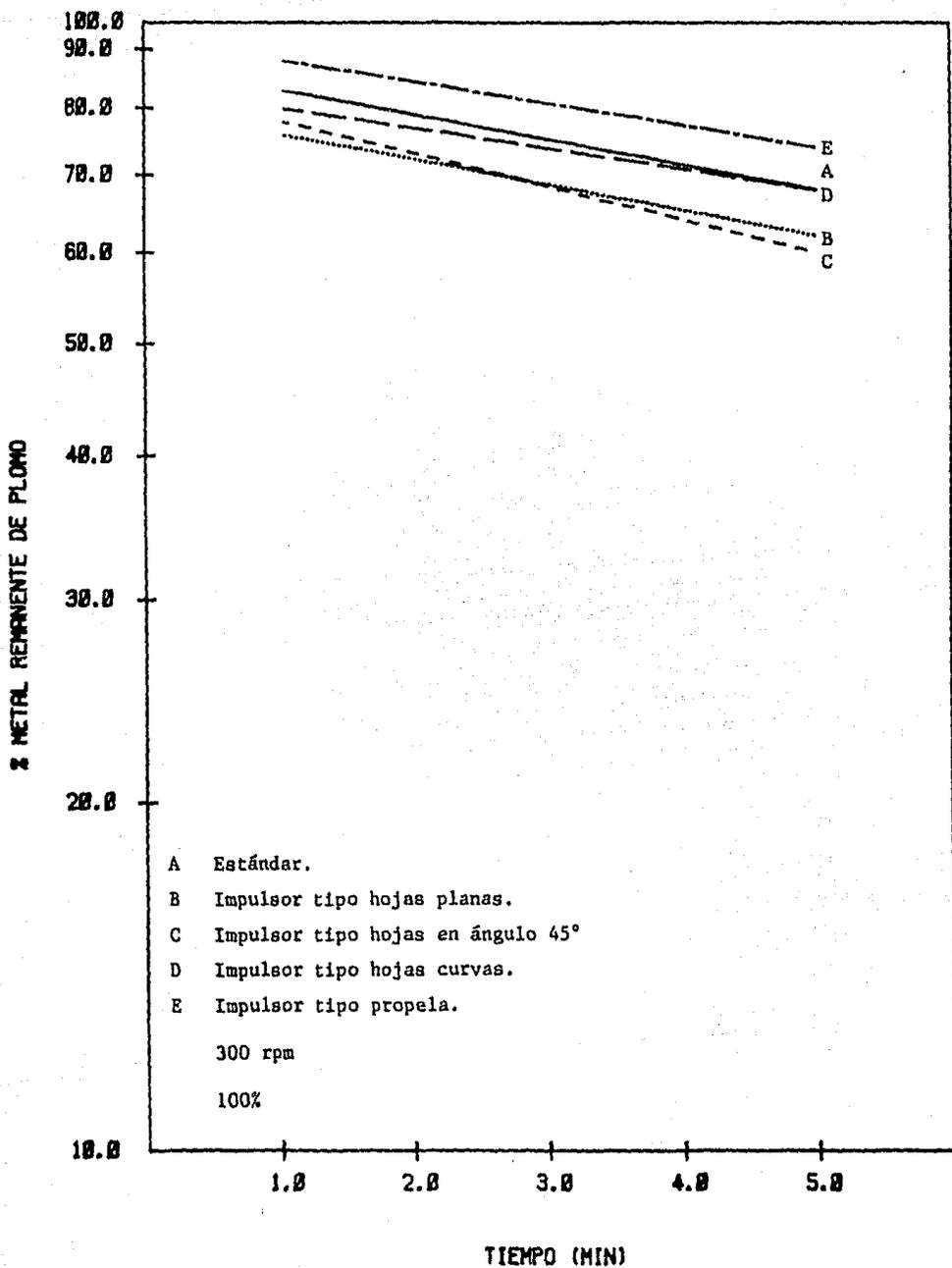
Muestra No.	Contenido Metálico				Productos	Peso		Grado				% Recuperación			
	Pb	Cu	Zn	Ag		Gramos	%	Pb	Cu	Zn	Ag	Pb	Cu	Zn	Ag
15	0.64	1.05	6.63	1363.50	CONC. Cu Ro 1	24.7	1.01	0.63	1.04	6.56	1350	1.39	1.61	0.87	9.22
16	0.86	2.18	10.09	2121.60	" " "	38.4	1.56	0.95	1.40	6.47	1360	1.87	3.34	1.33	14.35
17	0.81	2.84	9.25	1596.00	" " "	34.3	1.40	0.98	2.03	6.61	1140	1.76	4.35	1.22	10.79
18	1.03	6.89	11.65	1584.00	" " "	44.2	1.80	0.97	3.83	6.47	880	2.24	10.56	1.53	10.71
19	2.25	13.42	23.70	1453.20	" " "	85.0	3.46	0.65	3.88	6.85	420	4.89	20.56	3.12	9.83
20	5.89	9.38	49.62	1190.48	" " "	159.0	6.47	0.91	1.45	7.67	184	12.79	19.37	6.54	8.05
21	34.56	29.51	648.27	5419.50	COLA DE FLOTACION	2810.5	84.30	0.41	0.35	7.69	65	75.06	45.21	89.39	37.05
	46.14	65.27	759.21	14788.78	CABEZA CALCULADA	2956.1	100.00	0.46	0.65	7.59	147.88	100.00	100.00	100.00	100.00
	1.50	3.23	16.72	3485.10	Cu Ro 1+2		2.57	0.58	1.26	6.51	1356.07	3.26	4.95	2.20	23.57
	2.31	6.07	25.97	5081.10	" " 1+2+3		3.97	0.58	1.53	6.54	1279.87	5.02	9.30	3.42	34.36
	3.34	12.96	37.62	6665.10	" " 1+2+3+4		5.77	0.58	2.25	6.52	1155.13	7.26	19.86	4.95	45.07
	5.59	26.38	61.32	8118.30	" " 1+2+3+4+5		9.23	0.61	2.86	6.64	871.56	9.50	46.42	8.07	54.90
	11.48	35.76	110.94	9308.78	" " TOTAL		15.70	0.73	2.28	7.07	592.12	19.39	54.79	14.61	62.95





GRAFICA B4

Pruebas de acondicionamiento para la obtención de estándares de velocidad, con diferentes tipos de impulsores en la recuperación del cobre

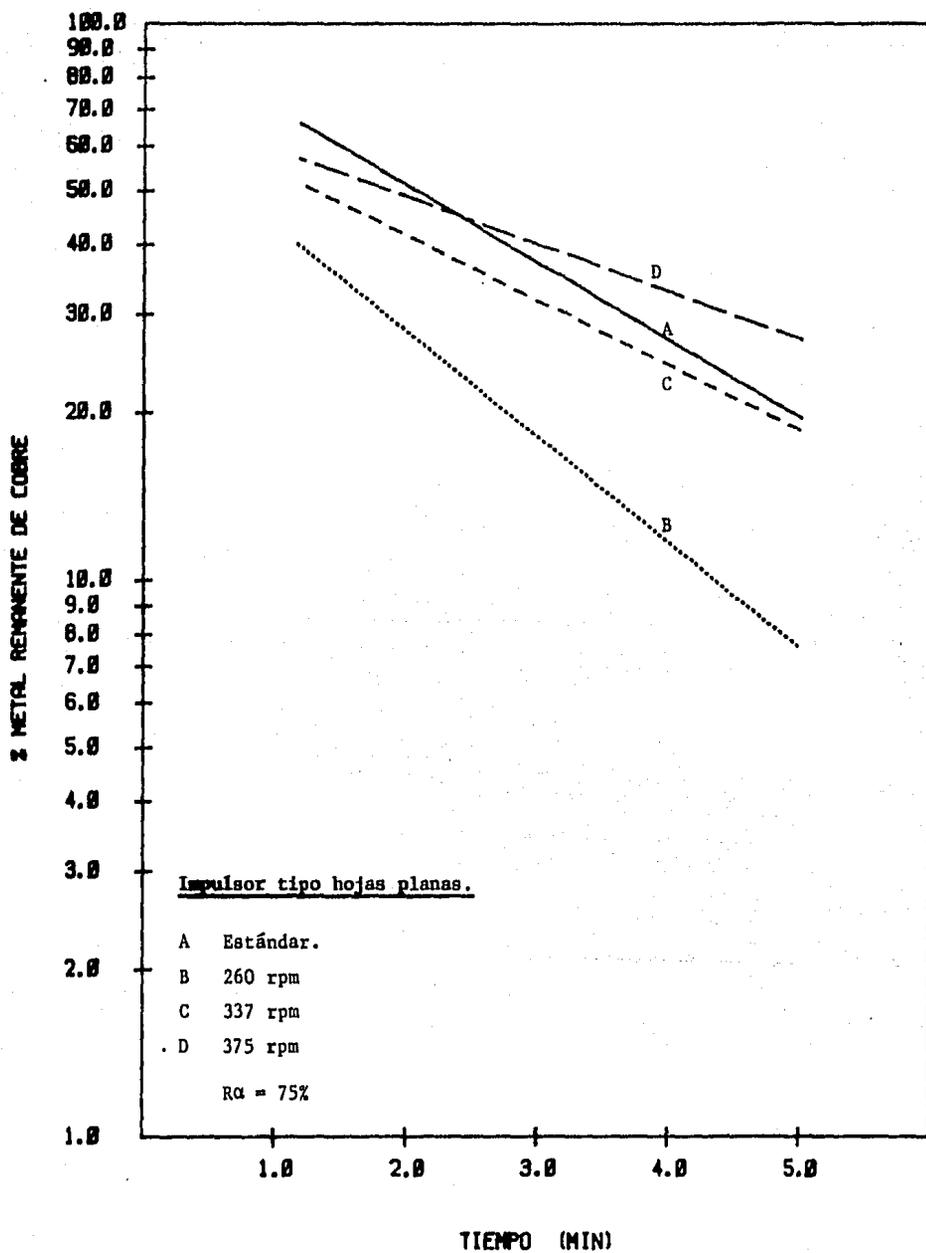


### GRAFICA B5

Pruebas de acondicionamiento para la obtención de estándares de velocidad con diferentes tipos de impulsores. Recuperación del plomo.

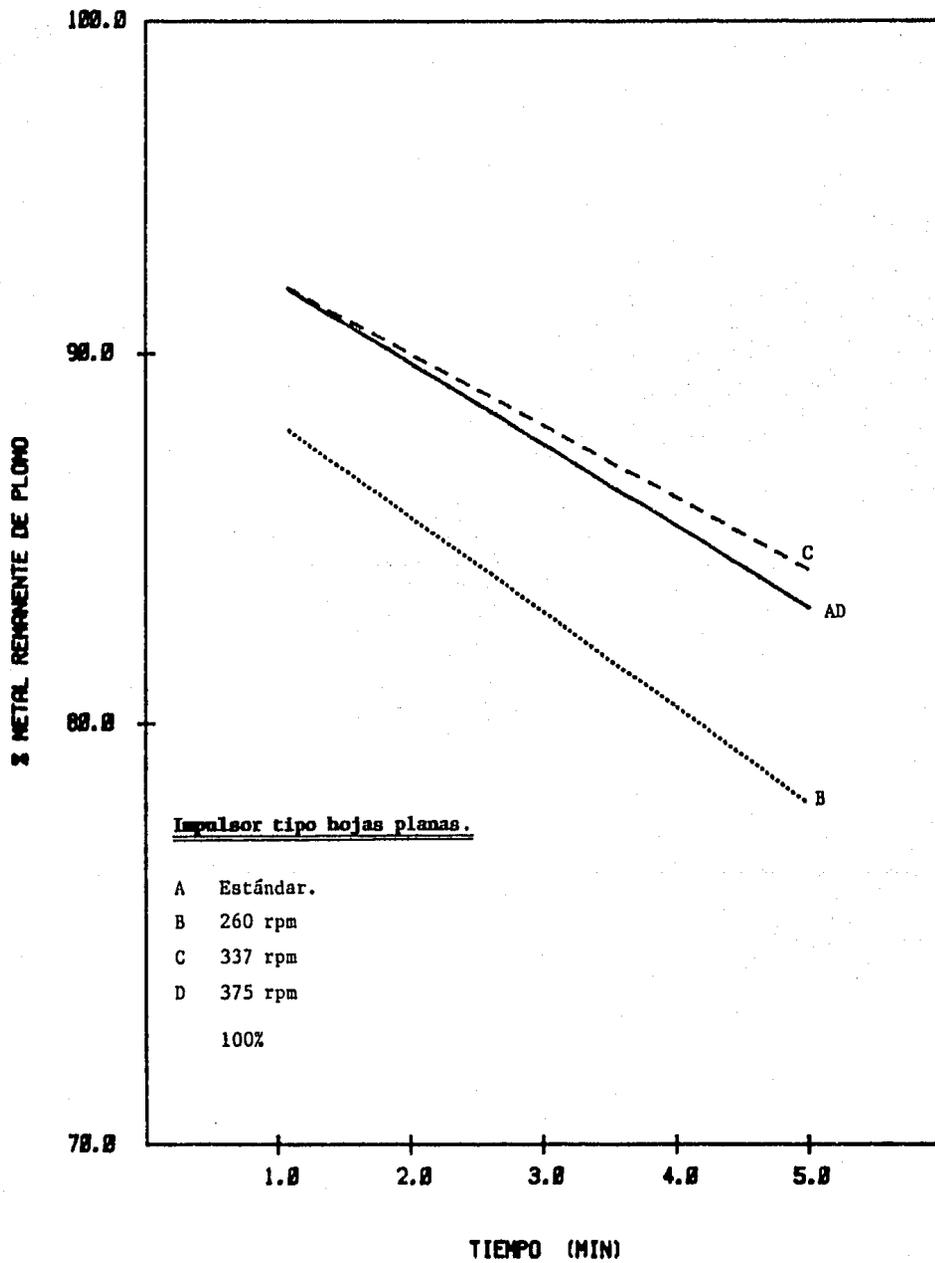
Muestra No.	Contenido Metálico				Productos	Peso		Grado				% Recuperación			
	Cu	Pb	Zn	Ag		Gramos	%	Cu	Pb	Zn	Ag	Cu	Pb	Zn	Ag
29	12.00	13.61	26.66	10370.68	Cu Ro 1	98.7	4.04	2.97	3.37	6.60	2567	30.35	17.20	3.65	46.16
30	13.81	11.50	33.17	4040.40	Cu Ro 2	108.5	4.44	3.11	2.59	7.47	910	34.93	14.54	4.54	17.49
31	13.73	54.00	670.19	8054.64	COLA DE FLOTACION	2238.5	91.53	0.15	0.59	7.53	88	34.72	68.26	71.81	35.85
	39.54	71.11	730.02	22465.71	CABEZA CALCULADA	2445.7	100.00	0.40	0.79	7.30	224.66	100.00	100.00	100.00	100.00
	25.81	25.11	59.83	14911.08	Cu Ro 1+2		8.48	3.04	2.96	7.06	1894.42	65.28	31.74	2.19	64.15
32	14.79	19.90	39.75	11676.00	Cu Ro 1	111.3	5.56	3.20	3.58	6.43	2100.0	40.92	24.28	4.85	52.70
33	9.60	10.20	39.69	3080.30	Cu Ro 2	101.2	5.05	1.90	2.02	7.86	606.0	22.08	12.45	5.39	13.81
34	16.01	51.85	661.49	7419.37	COLA DE FLOTACION	1790.8	89.39	0.18	0.58	7.40	83.0	37.00	63.27	87.76	33.49
	43.48	81.95	736.93	22155.67	CABEZA CALCULADA	2003.3	100.00	0.43	0.82	7.37	221.56	100.00	100.00	100.00	100.00
	27.39	30.10	75.44	14736.30	Cu Ro 1+2		10.61	2.58	2.84	7.11	1388.91	65.00	36.73	10.29	65.51
35	16.40	18.35	51.53	10658.27	Cu Ro 1	173.1	7.49	2.19	2.45	6.88	1423.0	41.20	23.33	6.97	50.09
36	11.46	12.46	54.40	3787.84	Cu Ro 2	164.5	7.12	1.61	1.75	7.71	532.0	28.79	15.85	7.43	17.80
37	11.95	47.82	632.74	6631.20	COLA DE FLOTACION	1973.7	85.39	0.14	0.56	7.41	80.0	36.01	60.82	85.60	32.11
	39.81	78.63	739.17	21277.31	CABEZA CALCULADA	2311.5	100.00	0.40	0.79	7.39	212.77	100.00	100.00	100.00	100.00
	27.86	30.81	106.43	14446.11	Cu Ro 1+2		14.61	1.91	2.11	7.28	988.78	69.99	39.18	14.70	67.89





### GRAFICA B6

Pruebas de acondicionamiento para cobre, realizadas con un impulsor tipo hojas planas a diferentes velocidades

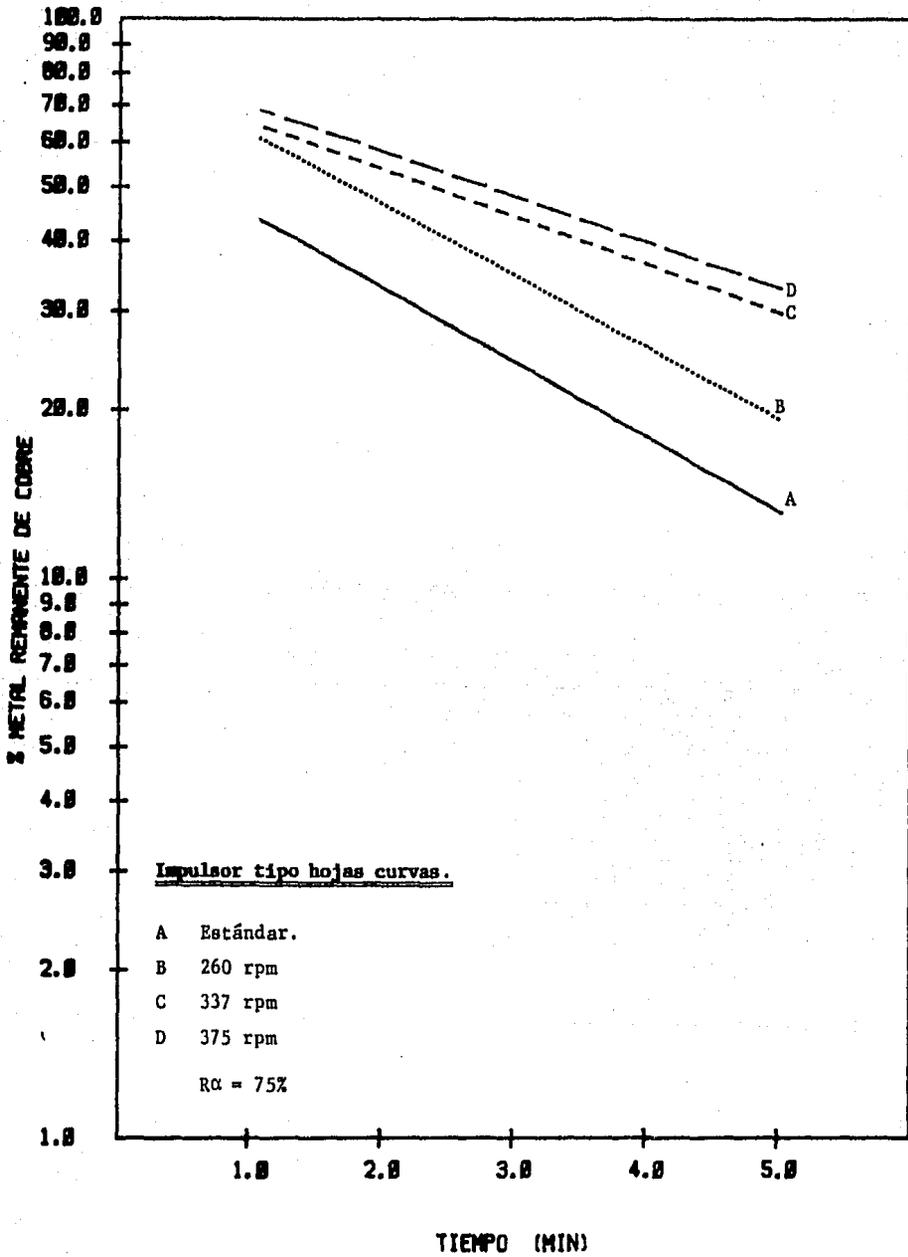


**GRAFICA B7**

Pruebas de acondicionamiento para plomo, realizadas con un impulsor tipo hojas planas a diferentes velocidades

Muestra No.	Contenido Metálico				Productos	Peso		Grado				% Recuperación			
	Cu	Pb	Zn	Ag		Gramos	%	Cu	Pb	Zn	Ag	Cu	Pb	Zn	Ag
44	7.58	7.48	32.34	1171.16	Cu Ro 1	132.1	4.62	1.64	1.62	7.00	2418	22.49	7.94	4.40	45.49
45	12.75	7.28	46.27	5709.76	Cu Ro 2	175.0	6.12	2.08	1.19	7.56	933	57.78	7.73	6.29	23.25
46	13.39	79.44	656.95	7676.36	COLAS DE FLOTACION	2553.0	89.26	0.15	0.89	7.36	86	39.73	89.33	89.31	31.26
	93.70	71.20	735.56	24557.48	CASELA CALCULADA	2860.1	100.00	0.34	0.94	7.36	245.57	100.00	100.00	100.00	100.00
	10.31	19.76	78.61	16881.12	Cu Ro 1+2		10.74	1.89	1.37	7.32	1571.80	60.27	15.67	10.69	68.74
47	13.56	10.25	35.29	11022.48	Cu Ro 1	156.4	4.86	2.79	2.11	6.85	2268	42.44	11.77	4.49	51.15
48	3.60	8.35	49.18	3315.60	Cu Ro 2	197.4	6.14	1.40	1.36	8.01	540	26.92	9.58	6.64	15.39
49	9.79	68.53	658.60	7209.00	COLA DE FLOTACION	2863.0	89.00	0.11	0.77	7.40	81	30.64	78.65	88.87	53.46
	31.95	87.13	741.07	21547.08	CASELA CALCULADA	3216.8	100.00	0.32	0.87	7.41	215.47	100.00	100.00	100.00	100.00
	22.16	18.60	82.47	14338.08	Cu Ro 1+2		11.00	2.01	1.69	7.50	130396	69.36	21.35	11.13	66.54
50	11.10	6.01	31.30	10667.75	Cu Ro 1	139.6	4.55	2.44	1.32	6.88	2345	34.26	7.29	4.20	47.35
51	8.65	6.82	39.09	3277.96	Cu Ro 2	156.2	5.09	1.70	1.34	7.68	644	26.70	8.28	5.25	14.55
52	12.65	69.58	679.09	8589.20	COLA DE FLOTACION	2771	90.36	0.14	0.77	7.46	95	39.04	84.43	90.55	38.10
	32.40	82.41	744.48	22531.91	CASELA CALCULADA	3066.80	100.00	0.32	0.82	7.44	225.32	100.00	100.00	100.00	100.00
	19.75	12.83	70.39	13147.71	Cu Ro 1+2		9.64	2.05	1.33	7.30	144626	60.96	15.57	9.45	61.90



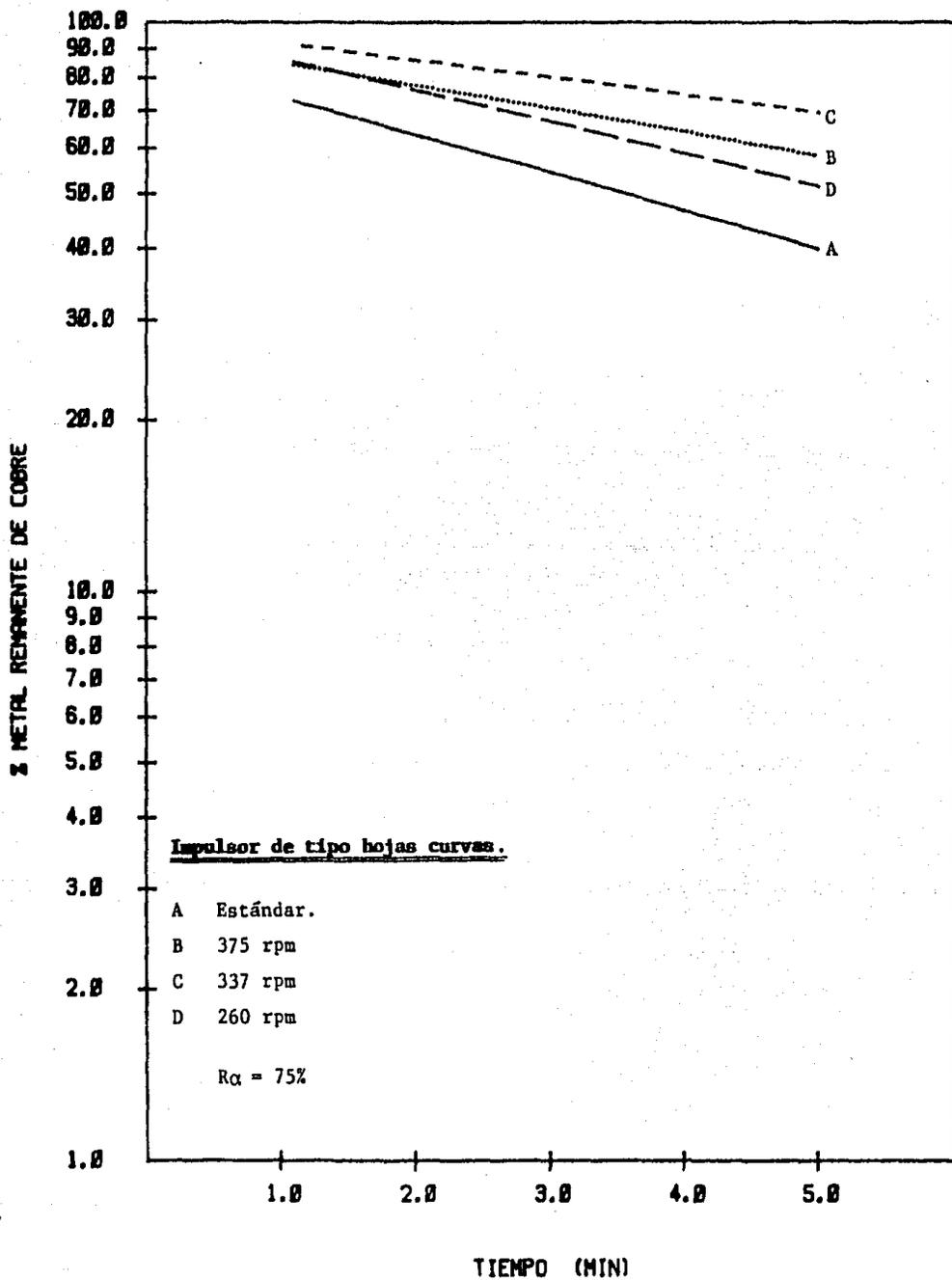


### GRAFICA B8

Pruebas de acondicionamiento para cobre, realizadas con un impulsor tipo hojas curvas, a diferentes velocidades

Muestra No.	Contenido Metálico				Productos	Peso		Grado				% Recuperación			
	Cu	Pb	Zn	Ag		Gramos	%	Cu	Pb	Zn	Ag	Cu	Pb	Zn	Ag
56	12.34	8.25	40.02	10979.67	Cu Ro 1	176.2	6.11	2.02	1.35	6.55	1797	41.60	9.90	5.68	51.08
57	6.97	10.42	54.31	2926.12	Cu Ro 2	228.8	7.66	0.91	1.36	7.09	382	23.50	12.50	7.70	13.61
58	10.25	64.67	610.51	7588.29	COLA DE FLOTACION	2487.0	86.23	0.12	0.75	7.08	88	54.90	77.60	86.62	35.31
	29.66	83.34	704.84	21494.58	CASETA CALCULADA	2884.0	100.00	0.30	0.83	7.05	214.95	100.00	100.00	100.00	100.00
	19.31	18.67	94.33	13905.79	Cu Ro 1+2		13.77	1.40	1.36	6.85	1009.86	65.10	22.40	13.38	64.69
59	10.43	5.91	37.93	10902.24	Cu Ro 1	159.0	6.03	1.73	0.98	6.29	1808	28.39	6.78	5.31	44.55
60	11.81	14.36	97.43	6159.78	Cu Ro 2	354.2	15.42	0.88	1.07	7.26	459	32.14	16.48	15.64	25.17
61	19.50	66.86	579.15	7410.60	COLA DE FLOTACION	2126.0	80.55	0.18	0.83	7.19	92	39.47	76.74	81.05	30.28
	26.74	87.13	714.51	24471.62	CASETA CALCULADA	2639.2	100.00	0.57	0.87	7.15	244.73	100.00	100.00	100.00	100.00
	22.24	20.27	135.36	17062.02	Cu Ro 1+2		19.45	1.14	1.04	6.96	877.22	60.53	23.26	18.95	64.72
62	9.38	5.80	44.96	12114.72	Cu Ro 1	187.7	7.16	1.31	0.81	6.28	1692	26.10	5.91	6.34	47.69
63	9.50	11.93	83.61	5164.68	Cu Ro 2	303.6	11.58	0.82	1.03	9.22	446	26.43	12.15	11.78	20.33
64	17.06	80.45	581.01	8126.00	COLA DE FLOTACION	2130.5	81.26	0.21	0.99	7.15	100	47.47	81.94	81.88	51.98
	35.94	98.18	109.58	25405.90	CASETA CALCULADA	2621.8	100.00	0.36	0.98	7.10	254.05	100.00	100.00	100.00	100.00
	18.88	17.73	128.57	17279.40	Cu Ro 1+2		18.74	0.19	0.18	1.29	172.79	52.53	18.06	18.12	68.82



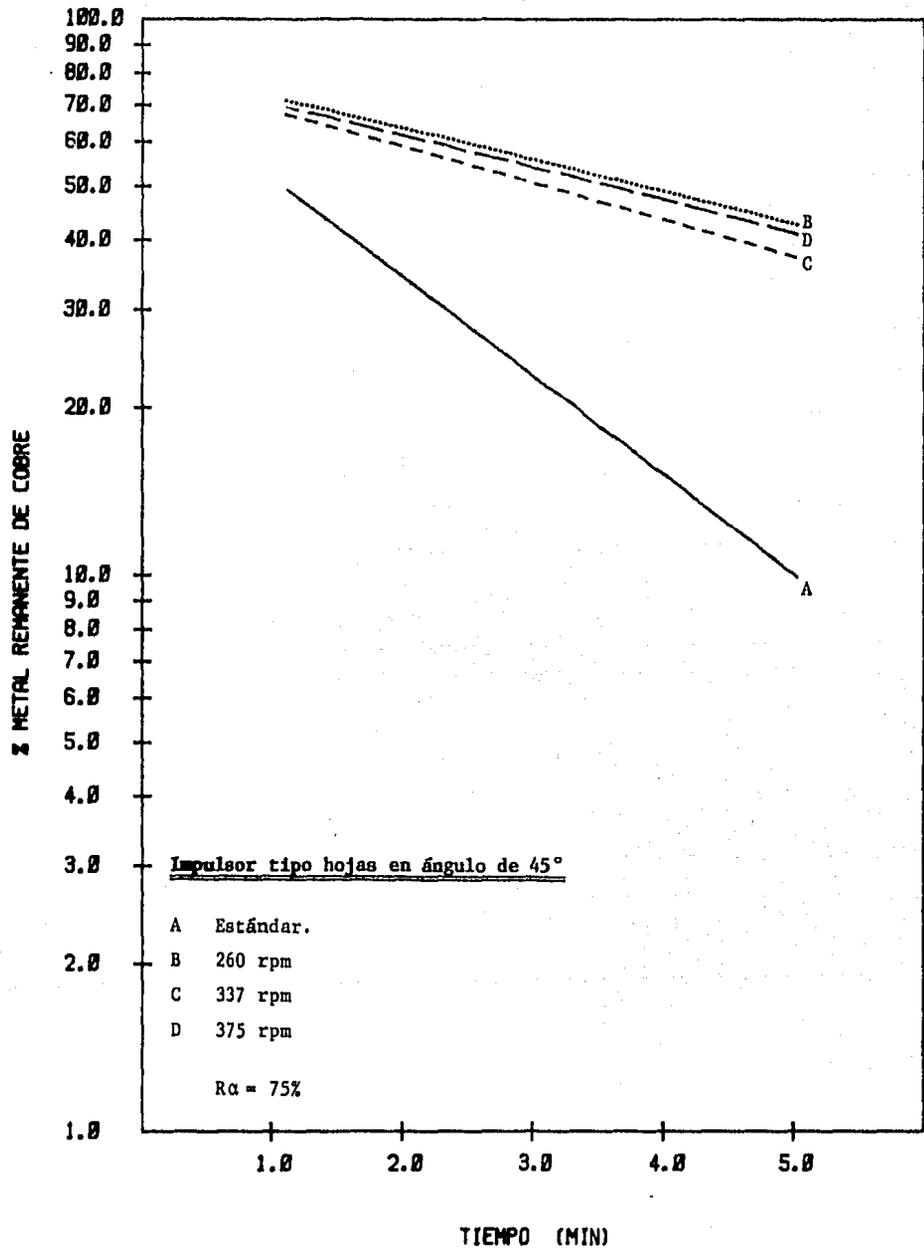


GRAFICA B9

Pruebas de acondicionamiento para cobre, realizadas con un impulsor tipo hojas curvas con variación en el orden de realización de las pruebas.

Muestra No.	Contenido Metálico				Productos	Peso		Grado				% Recuperación			
	Cu	Pb	Zn	Ag		Gramos	%	Cu	Pb	Zn	Ag	Cu	Pb	Zn	Ag
68	7.12	5.60	38.07	4325.01	Cu Ro 1	142.5	9.09	1.40	1.10	7.48	289	19.94	2.08	5.54	33.08
69	8.97	12.23	0.29	2787.30	Cu Ro 2	456.4	16.30	0.55	0.75	8.14	171	25.04	4.54	0.04	20.37
70	19.65	251.55	648.53	6367.41	COA DE FLOTACION	2200.7	78.61	0.25	3.20	6.25	81	54.97	93.38	94.92	46.55
	35.75	264.38	686.89	13679.72	CARERA CALCULADA	2799.6	100.00	0.36	2.69	6.87	136.80	100.00	100.00	100.00	100.00
	16.10	17.83	38.36	7312.31	Cu Ro 1+2		21.39	0.75	0.83	1.79	341.86	45.03	6.62	5.58	53.45
71	4.03	5.92	47.36	3409.92	Cu Ro 1	145.9	5.92	0.68	1.00	8.0	576	11.36	2.18	5.99	24.74
72	7.11	9.69	105.17	2829.48	Cu Ro 2	318.3	12.92	0.55	0.75	8.14	219	20.03	3.97	13.29	20.53
73	24.35	255.65	638.73	7545.88	COA DE FLOTACION	1999.8	81.16	0.70	3.15	7.87	93	68.61	74.25	80.72	54.73
	35.99	271.26	791.26	13785.28	CARERA CALCULADA	2464.0	100.00	0.35	2.71	7.91	137.85	100.00	100.00	100.00	100.00
	11.14	15.61	152.53	6139.40	Cu Ro 1+2		18.84	0.59	0.83	8.10	331.18	31.39	5.75	19.28	45.27
74	2.23	4.10	55.98	2667.60	Cu Ro 1	111.6	4.96	0.49	0.90	7.78	585	6.17	1.48	4.44	19.65
75	6.08	10.13	112.94	3071.75	Cu Ro 2	330.9	15.51	0.45	0.75	8.36	225	16.81	3.67	14.14	27.40
76	27.86	262.18	650.52	7865.28	COA DE FLOTACION	2006.5	81.93	0.34	3.20	7.94	96	77.02	94.85	81.42	57.95
	36.17	276.41	798.99	13572.63	CARERA CALCULADA	2499.0	100.00	0.36	2.76	7.99	135.73	100.00	100.00	100.00	100.00
	8.31	14.23	148.42	5701.55	Cu Ro 1+2		18.07	0.46	0.79	8.21	315.85	22.98	5.15	18.58	42.05



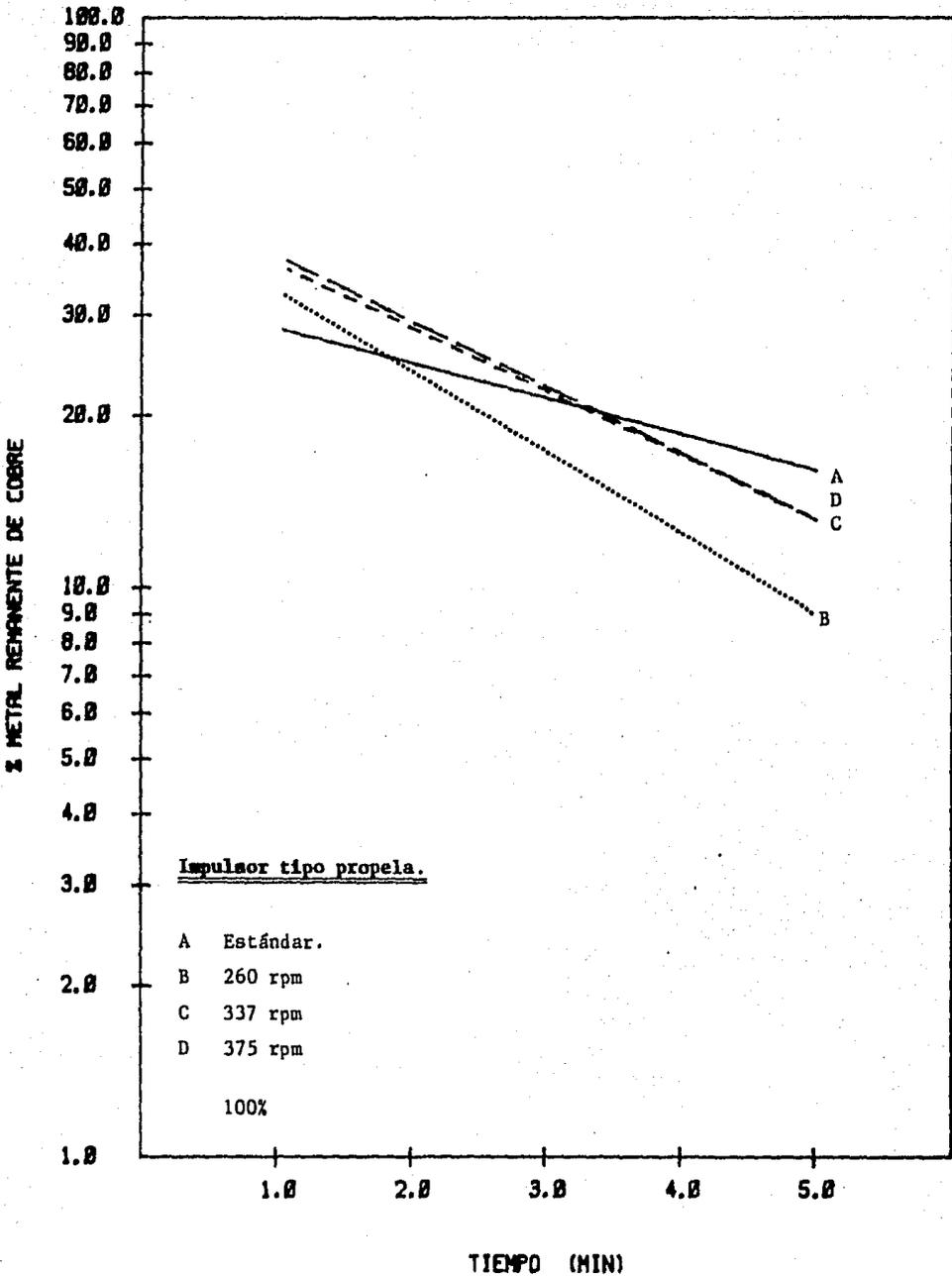


### GRAFICA B10

Pruebas de acondicionamiento para cobre, realizadas con un impulsor tipo hojas en ángulo de 45° a diferentes velocidades

Muestra No.	Contenido Metálico				Productos	P e s o		G r a d o				% Recuperación			
	Cu	Pb	Zn	Ag		Gramos	%	Cu	Pb	Zn	Ag	Cu	Pb	Zn	Ag
80	14.95	8.65	34.02	12527.64	Cu Ro 1	131.8	5.34	2.80	1.62	6.37	2346	37.16	9.18	4.88	48.48
81	12.21	8.84	54.08	4548.86	Cu Ro 2	184.8	7.44	1.63	1.18	7.22	614	30.34	9.39	7.75	17.79
82	13.08	76.71	609.32	8717.00	COLA DE FLOTACION	2151.5	87.17	0.15	0.88	6.99	100	32.51	81.93	81.37	33.73
	40.24	94.20	697.42	25843.50	CAJEZA CALCULADA	2468.1	100.00	0.40	0.94	6.97	258.44	100.00	100.00	100.00	100.00
	17.16	17.44	88.10	17126.50	Cu Ro 1+2		11.83	2.12	1.36	6.87	1334.88	67.49	18.57	12.63	66.27
83	7.85	4.23	27.69	11244.28	Cu Ro 1	119.2	4.32	2.28	0.98	6.41	2604	22.36	4.49	3.92	41.73
84	8.95	6.01	38.98	4438.52	Cu Ro 2	153.6	5.46	1.64	1.10	7.14	812	20.31	6.34	5.52	16.44
85	25.26	83.90	639.66	11277.50	COLA DE FLOTACION	2489.5	90.22	0.28	0.93	7.09	125	57.33	89.12	40.56	41.83
	44.06	94.14	706.33	26760.30	CAJEZA CALCULADA	2759.3	100.00	0.44	0.94	7.06	269.30	100.00	100.00	100.00	100.00
	18.80	10.24	66.67	15682.80	Cu Ro 1+2		9.78	1.92	1.05	6.82	1603.56	42.67	10.83	9.44	58.17
86	10.11	4.78	33.68	11633.90	Cu Ro 1	143.7	5.08	1.99	0.94	6.63	2290	23.84	5.01	4.88	43.78
87	9.64	7.94	57.09	4938.68	Cu Ro 2	224.5	7.94	1.22	1.00	7.19	622	22.85	8.33	8.27	18.58
88	22.61	82.63	599.29	10082.70	COLA DE FLOTACION	2458.9	86.98	0.26	0.95	6.89	115	53.31	86.66	86.85	37.64
	42.21	95.35	690.06	26575.28	CAJEZA CALCULADA	2827.1	100.00	0.42	0.95	6.90	265.75	100.00	100.00	100.00	100.00
	11.80	12.71	90.77	16572.58	Cu Ro 1+2		13.02	1.52	0.98	6.97	1272.86	46.64	13.34	13.15	62.36



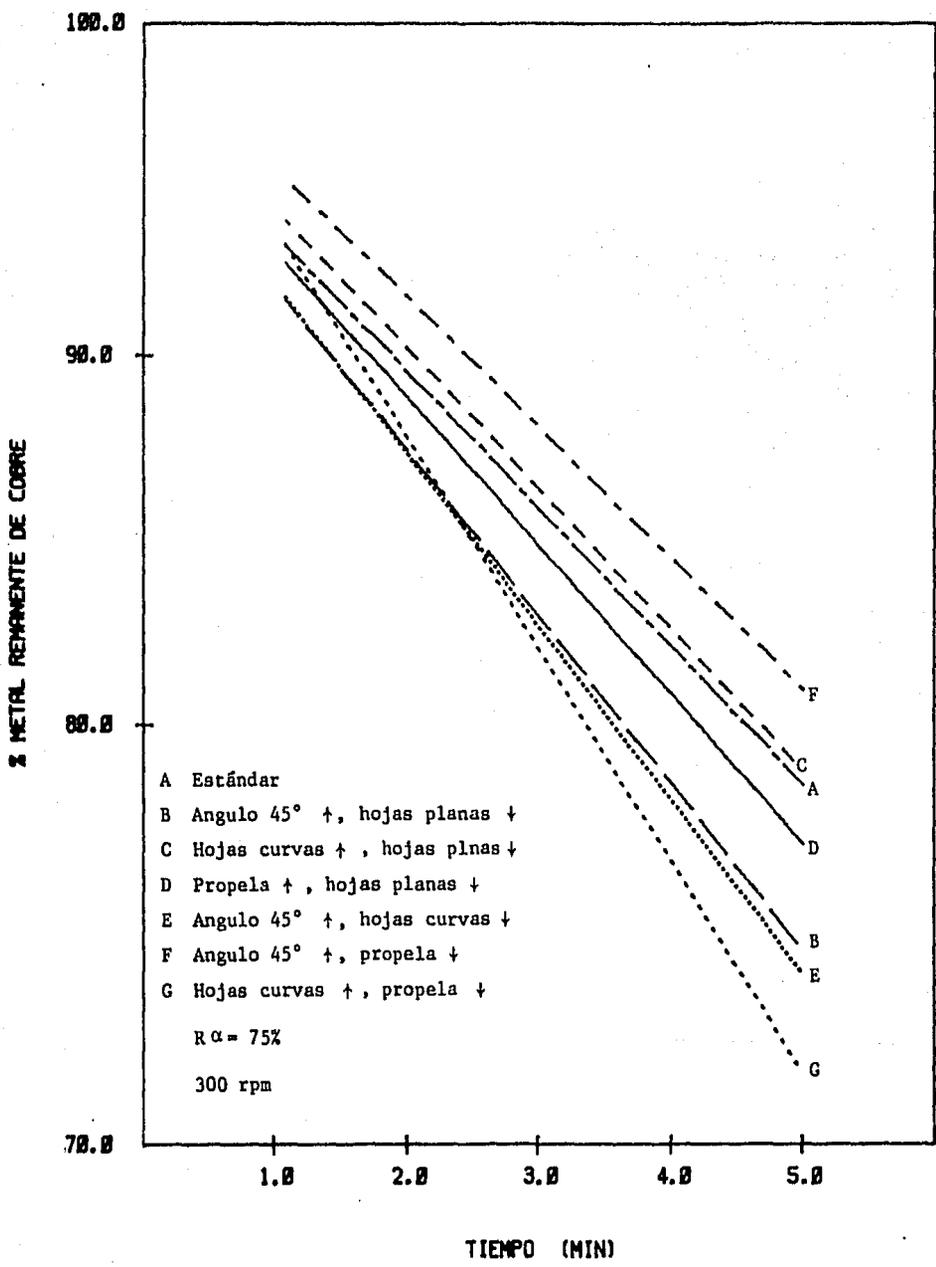


**GRAFICA B11**

Pruebas de acondicionamiento para cobre, realizadas con un impulsor tipo propela a diferentes velocidades

Muestra No.	Contenido Metálico				Productos	P e s o		G r a d o				% Recuperación			
	Cu	Pb	Zn	Ag		Gramos	%	Cu	Pb	Zn	Ag	Cu	Pb	Zn	Ag
92	50.59	17.13	88.41	14988.60	Cu Ro 1	237.8	9.90	3.09	1.73	8.93	1514	71.57	36.70	10.92	66.29
93	5.30	8.23	128.76	2901.60	Cu Ro 2	335.2	13.95	0.38	0.59	9.23	208	12.40	17.63	15.12	12.83
94	6.25	21.32	631.28	4721.30	COLA DE FLUJACION	1830.0	76.15	0.09	0.28	8.29	62	16.03	45.67	74.40	20.88
	12.74	46.68	848.45	22611.50	CABEZA CALCULADA	2403.0	100.00	0.43	0.47	8.48	226.12	100.00	100.00	100.00	100.00
	35.89	25.36	217.17	17840.10	Cu Ro 1+2		23.85	1.50	1.06	9.11	150.11	83.97	54.33	25.60	79.12
95	32.90	25.85	100.70	14940.35	Cu Ro 1	255.4	11.75	2.80	2.20	8.57	1229	66.94	50.27	12.26	63.78
96	11.85	16.05	147.90	4320.00	Cu Ro 2	326.2	15.00	0.79	1.07	9.86	288	24.11	31.21	18.01	19.05
97	4.40	9.52	512.82	3882.25	COLA DE FLUJACION	1593.0	73.25	0.06	0.13	7.82	63	8.95	18.52	69.73	17.19
	49.15	51.42	821.42	22643	CABEZA CALCULADA	2174.6	100.00	0.49	0.51	8.21	226.43	100.00	100.00	100.00	100.00
	44.75	41.90	248.60	1870.75	Cu Ro 1+2		26.75	1.67	1.57	9.29	701.34	91.05	81.48	30.27	82.86
98	28.33	19.35	91.08	15019.45	Cu Ro 1	259.6	10.69	1.65	1.81	8.52	1405	63.29	40.74	10.75	64.07
99	10.57	12.01	149.21	4098.56	Cu Ro 2	389.0	16.01	0.66	0.75	9.32	256	23.62	29.29	17.61	17.48
100	5.56	16.15	606.92	4524.30	COLA DE FLUJACION	1781.0	73.30	0.08	0.22	8.28	59	13.09	33.97	71.64	18.45
	44.76	47.99	847.21	23492.71	CABEZA CALCULADA	2429.6	100.00	0.45	0.47	8.47	234.43	100.00	100.00	100.00	100.00
	38.90	31.36	240.29	19119.01	Cu Ro 1+2		26.70	1.46	1.17	9.00	716.03	86.91	66.03	28.26	81.55





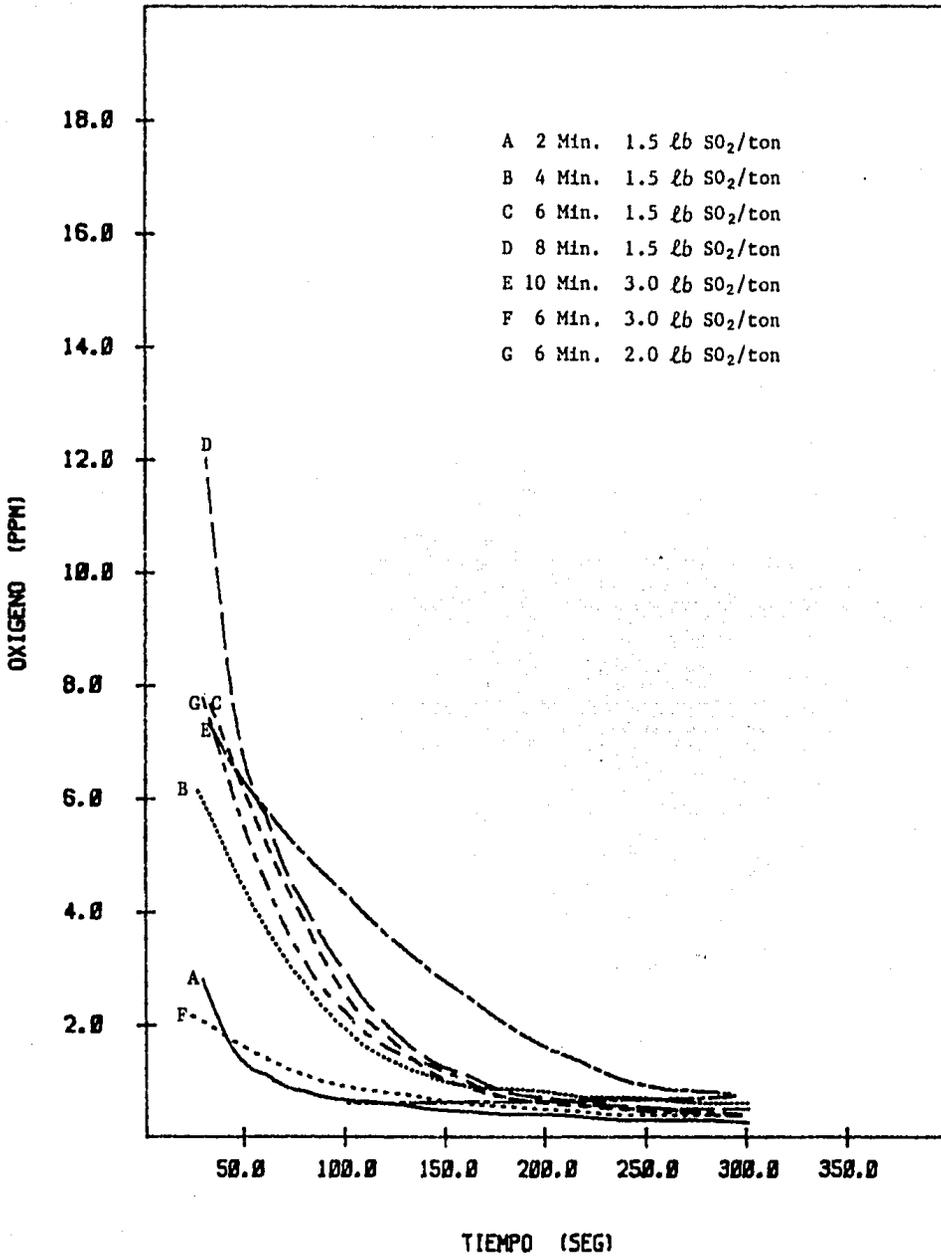
GRAFICA B12

Pruebas estándares de velocidad de acondicionamiento con diferentes pares de impulsores y colocaciones de los mismos

Muestra No.	Contenido Metalico				Productos	Peso		Grado				% Recuperación			
	Cu	Pb	Zn	Ag		Gramos	%	Cu	Pb	Zn	Ag	Cu	Pb	Zn	Ag
104	5.21	5.26	5.27	542.94	Cu Ro 1	99.9	3.81	0.57	0.79	6.91	812	4.75	3.79	3.59	13.04
105	5.76	5.50	5.32	5206.22	Cu Ro 2	236.2	9.15	0.63	0.64	7.49	569	12.46	7.63	9.21	21.61
106	68.07	67.84	643.87	15743.25	COLA DE FLOTACION	2245.0	85.98	0.44	0.78	7.46	181	82.76	88.38	81.20	65.35
	46.24	16.76	144.14	2482.17	CABEZA CALCULADA	2581.0	100.00	0.46	0.77	7.44	240.92	100.00	100.00	100.00	100.00
	7.97	8.92	95.27	8518.79	Cu Ro 1+2		13.02	0.61	0.69	7.32	641.23	17.24	11.62	12.80	34.65
107	2.77	2.77	32.32	6293.56	Cu Ro 1	130.3	4.86	0.57	0.57	6.65	1296	5.95	3.31	4.92	26.64
108	6.32	3.97	73.18	6113.56	Cu Ro 2	270.6	10.08	0.63	0.85	7.26	607	13.64	11.81	10.00	25.88
109	51.45	61.24	626.04	11227.92	COLA DE FLOTACION	2285.0	85.06	0.44	0.72	7.36	132	80.41	84.38	85.58	77.46
	46.52	12.58	731.54	23645.09	CABEZA CALCULADA	2613.4	100.00	0.47	0.73	7.32	236.95	100.00	100.00	100.00	100.00
	9.17	11.34	105.50	12417.12	Cu Ro 1+2		14.94	0.61	0.76	7.06	831.13	19.54	15.62	14.92	52.52
110	5.05	2.63	26.17	4552.59	Cu Ro 1	105.6	3.99	0.50	0.66	6.56	1141	4.31	3.20	3.54	19.72
111	5.31	6.27	7.86	6389.40	Cu Ro 2	245.0	9.26	0.58	0.71	7.33	690	11.57	8.01	9.30	27.68
112	59.04	72.87	635.88	12145.00	COLA DE FLOTACION	2296.0	86.75	0.45	0.84	7.33	140	84.12	88.79	87.11	52.60
	46.41	82.07	729.93	13086.99	CABEZA CALCULADA	2646.6	100.00	0.46	0.82	7.30	230.87	100.00	100.00	100.00	100.00
	7.57	9.20	94.05	10941.99	Cu Ro 1+2		13.25	0.56	0.69	7.10	825.81	15.88	11.21	12.89	47.40

Muestra No.	Contenido Metálico				Productos	P e s o		G r a d o				% Recuperación			
	Cu	Pb	Zn	As		Gramos	%	Cu	Pb	Zn	As	Cu	Pb	Zn	As
113	2.78	3.89	43.26	4400.16	Cu Ro 1	152.7	6.18	0.45	0.63	7.00	712	6.03	5.32	5.86	16.23
114	6.06	7.93	82.10	7240.14	Cu Ro 2	272.5	11.02	0.55	0.72	7.45	657	13.15	10.85	11.12	29.99
115	37.26	61.27	612.72	11502.80	COLA DE FLOTACION	2047.0	82.80	0.45	0.74	7.40	151	80.82	83.83	83.02	51.78
	46.10	73.04	738.08	24143.10	CABEZA CALCULADA	2472.2	100.00	0.46	0.73	7.38	241.43	100.00	100.00	100.00	100.00
	8.84	11.82	125.36	11640.36	Cu Ro 1+2		17.20	0.51	0.69	7.29	676.76	19.18	55.35	16.98	48.22
116	2.28	3.14	37.45	3501.32	Cu Ro 1	132.4	5.42	0.42	0.58	6.91	646	4.90	4.54	5.02	15.42
117	5.24	6.60	71.10	7061.60	Cu Ro 2	237.0	9.70	0.54	0.68	7.33	728	11.25	9.54	9.53	31.11
118	39.04	59.42	637.45	12137.84	COLA DE FLOTACION	2074.0	84.88	0.46	0.70	7.51	143	83.85	85.92	85.45	53.47
119	46.56	69.16	746.00	22700.76	CABEZA CALCULADA	2443.4	100.00	0.47	0.69	7.46	227.01	100.00	100.00	100.00	100.00
	7.52	9.74	108.55	10562.92	Cu Ro 1+2		15.12	0.50	0.64	7.18	698.61	16.15	14.08	14.55	46.53
120	1.54	2.04	25.72	2910.60	Cu Ro 1	289.1	3.85	0.40	0.53	6.68	756.0	3.39	2.88	3.46	12.45
121	4.97	6.63	71.18	1585.50	Cu Ro 2	225.7	9.75	0.51	0.68	7.30	718.0	10.95	9.35	7.57	32.46
122	38.88	62.21	647.14	12673.60	COLA DE FLOTACION	2001.0	86.40	0.45	0.72	7.49	149.0	85.66	87.77	86.97	55.09
	45.31	70.88	744.04	23369.70	CABEZA CALCULADA	2315.8	100.00	0.45	0.71	7.44	233.7	100.00	100.00	100.00	100.00
	6.51	8.67	96.90	10496.10	Cu Ro 1+2		13.60	0.48	0.64	7.13	771.77	14.34	12.23	13.03	44.91





GRAFICA C1

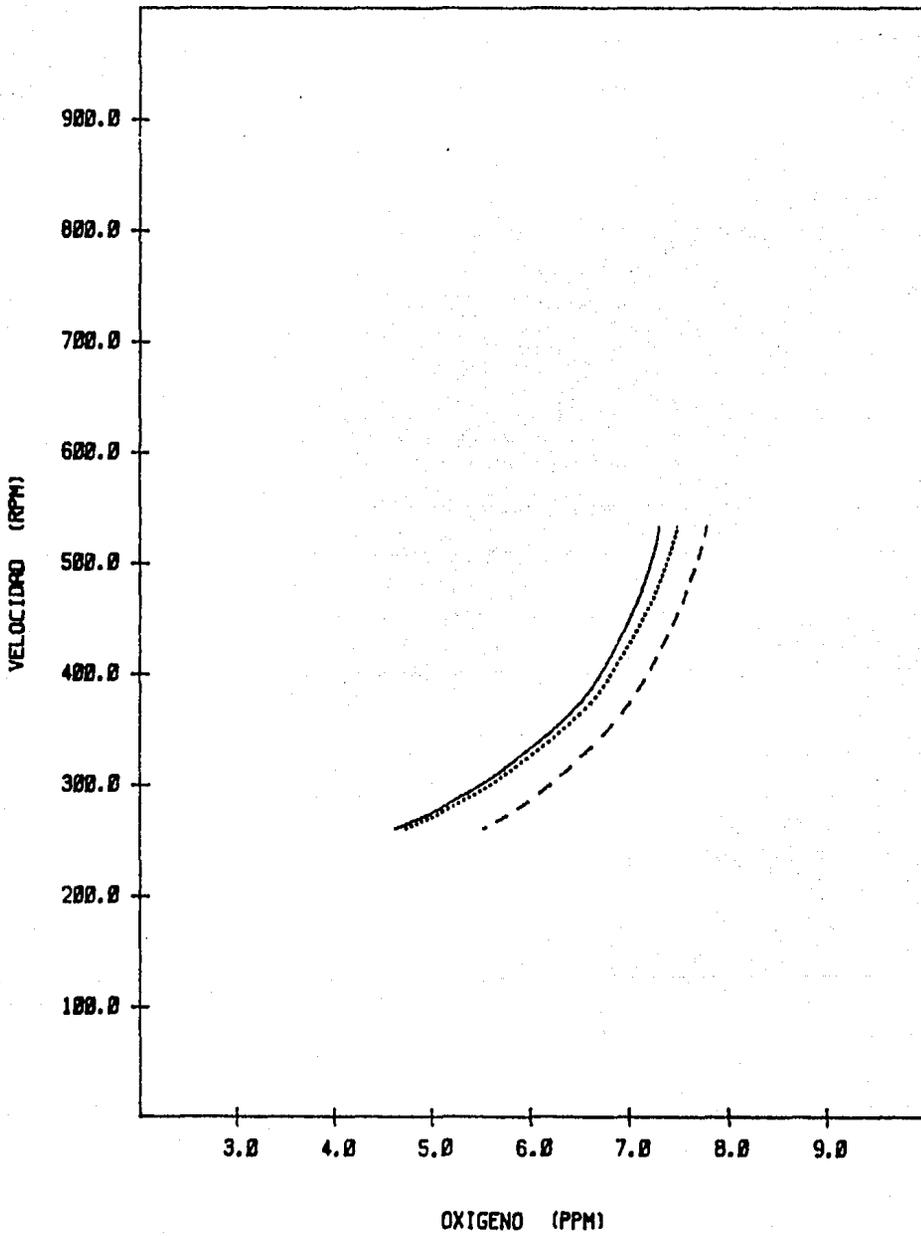
Pruebas de aereación a diferentes tiempos y dosificaciones de SO<sub>2</sub>

Aereación a Diferentes Tiempo y Dosificaciones de SO<sub>2</sub>

Lecturas de Oxígeno Disuelto (PPM).

SEG	2Min.	4Min.	6Min.	8Min.	10Min.	6Min.	6Min.
20	3.60	6.50	8.50	16.00	8.00	2.20	8.60
40	1.80	5.10	7.00	8.70	6.80	1.80	6.50
60	1.10	3.70	5.20	5.70	5.80	1.40	4.50
80	0.80	2.70	3.80	4.10	5.00	1.10	3.10
100	0.65	1.90	2.50	2.90	4.30	0.90	2.20
120	0.60	1.40	1.80	2.00	3.60	0.80	1.60
140	0.50	1.10	1.20	1.40	3.00	0.70	1.30
160	0.45	0.90	0.90	1.10	2.50	0.60	1.00
180	0.40	0.85	0.70	0.80	2.00	0.55	0.70
200	0.40	0.80	0.60	0.70	1.60	0.50	0.65
220	0.35	0.70	0.55	0.60	1.30	0.45	0.60
240	0.30	0.70	0.50	0.55	1.00	0.45	0.50
260	0.30	0.65	0.50	0.50	0.85	0.40	0.45
280	0.30	0.60	0.40	0.50	0.70	0.40	0.45
300	0.25	0.60	0.40	0.50	0.60	0.40	0.40
	T°C 17	T°C 18	T°C 15	T°C 15	T°C 18	T°C 17	T°C 16
	1.5 lb SO <sub>2</sub> /ton					3. lb/ton	2. lb/ton

Tabla C1



### GRAFICA C2

Prueba de efectos de flujo de aire y velocidad de agitación sobre el oxígeno disuelto durante la aereación.

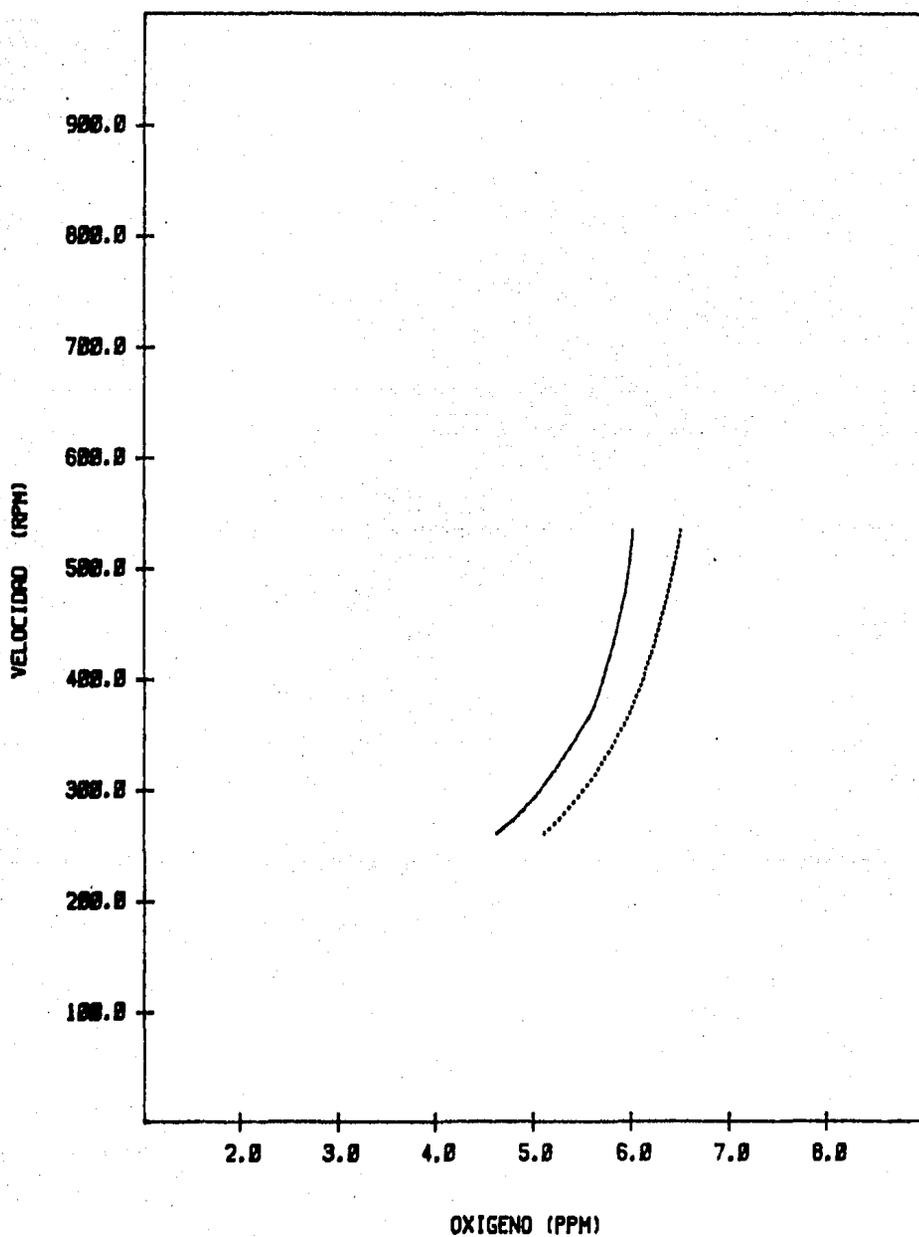
Aereación a Diferencia de Flujos de Aire y Velocidad

Prueba	1		2		3		4			
Tipo de Impulsor	Hojas Planas		Hojas Planas		Hojas Planas		Hojas Planas			
Velocidad del Impulsor RPM	375		375		260		550			
Flujo de aire l/seg.	3.02		3.11		3.02		3.02			
Adición de SO <sub>2</sub> Kg/Ton	No		0.75		0.75		0.75			
Oxígeno (ppm) al inicio	0.2		0.25		0.15		0.2			
Torque	0.51		0.40		0.34		0.8			
Temperatura °C	16		16		16		16			
	Seg.	PPM	Seg.	PPM	Seg.	PPM	Seg.	PPM	Seg.	PPM
	0	4.2	0	6.5	0	4.6	0	7.3	690	1.60
	30	4.0	30	6.0	30	4.5	30	7.7	720	
	60	2.8	60	5.1	60	4.2	60	6.7		
	90	1.9	90	4.3	90	3.3	90	5.6		
	120	1.5	120	3.5	120	2.5	120	5.1		
	150	1.0	150	3.0	150	2.3	150	4.3		
	180	0.7	180	2.5	180	1.9	180	3.6		
	210	0.6	210	2.0	210	1.5	210	3.3		
	240	0.5	240	1.7	240	1.4	240	2.6		
	270	0.5	270	1.4	270	1.2	270	2.4		
	300	0.5	300	1.2	300	1.1	300	2.2		
			330	1.1	330	1.0	330	1.9		
			360	1.0	360	0.85	360	1.55		
			390	0.9	390	0.80	390	1.55		
			420	0.9	420	0.75	420	1.50		
			450	0.8	450	0.75	450	1.50		
			480	0.8			480	1.45		
							510	1.45		
							540	1.35		
							570	1.25		
							600	1.25		
							630	1.20		
							660	1.10		

T a b l a C 2

Aereación a Diferentes Flujos de Aire y Velocidad

Prueba	5		6		7		8	
Tipo de Impulsor	Hojas Planas		Hojas Planas		Hojas Planas		Hojas Planas	
Velocidad del Impulsor RPM	375		260		260		375	
Flujo de aire l/seg.	5.23		5.23		1.27		1.27	
Adisión de SO <sub>2</sub> Kg/Ton	0.75		0.75		0.75		0.75	
Oxígeno (ppm) al inicio	0.2		0.25		0.20		0.2	
Torque	0.34		0.30		0.28		0.4	
Temperatura °C	16		19		18		17.5	
	Seg.	PPM	Seg.	PPM	Seg.	PPM	Seg.	PPM
	0	6.6	750	1.10	0	4.7	0	5.50
	30	7.0			30	6.4	30	5.50
	60	5.5			60	6.4	60	5.10
	90	5.0			90	6.0	90	4.35
	120	4.6			120	5.4	120	4.00
	150	4.1			150	5.0	150	3.50
	180	3.7			180	4.3	180	3.00
	210	3.2			210	3.7	210	2.40
	240	2.8			240	3.4	240	2.60
	270	2.7			270	2.9	270	2.75
	300	2.4			300	2.7	300	1.80
	330	2.35			330	2.4	330	1.80
	360	2.10			360	2.2	360	1.50
	390	1.9			390	2.0	390	1.30
	420	1.9			420	1.8	420	1.25
	450	1.85			450	1.7	450	1.50
	480	1.80			480	1.8	480	1.55
	510	1.70			510	1.7	510	1.35
	540	1.60			540	1.7	540	1.45
	570	1.50			570	1.4	570	1.50
	600	1.45			600	1.3	600	1.50
	630	1.40			630	1.25		
	660	1.30			660	1.2		
	690	1.20			690	1.2		
	720	1.10			720	1.2		



### GRAFICA C3

Pruebas de efectos de flujo de aire y velocidad de agitación sobre el oxígeno disuelto durante la aereación recolectando todas las muestras a una determinada hora.

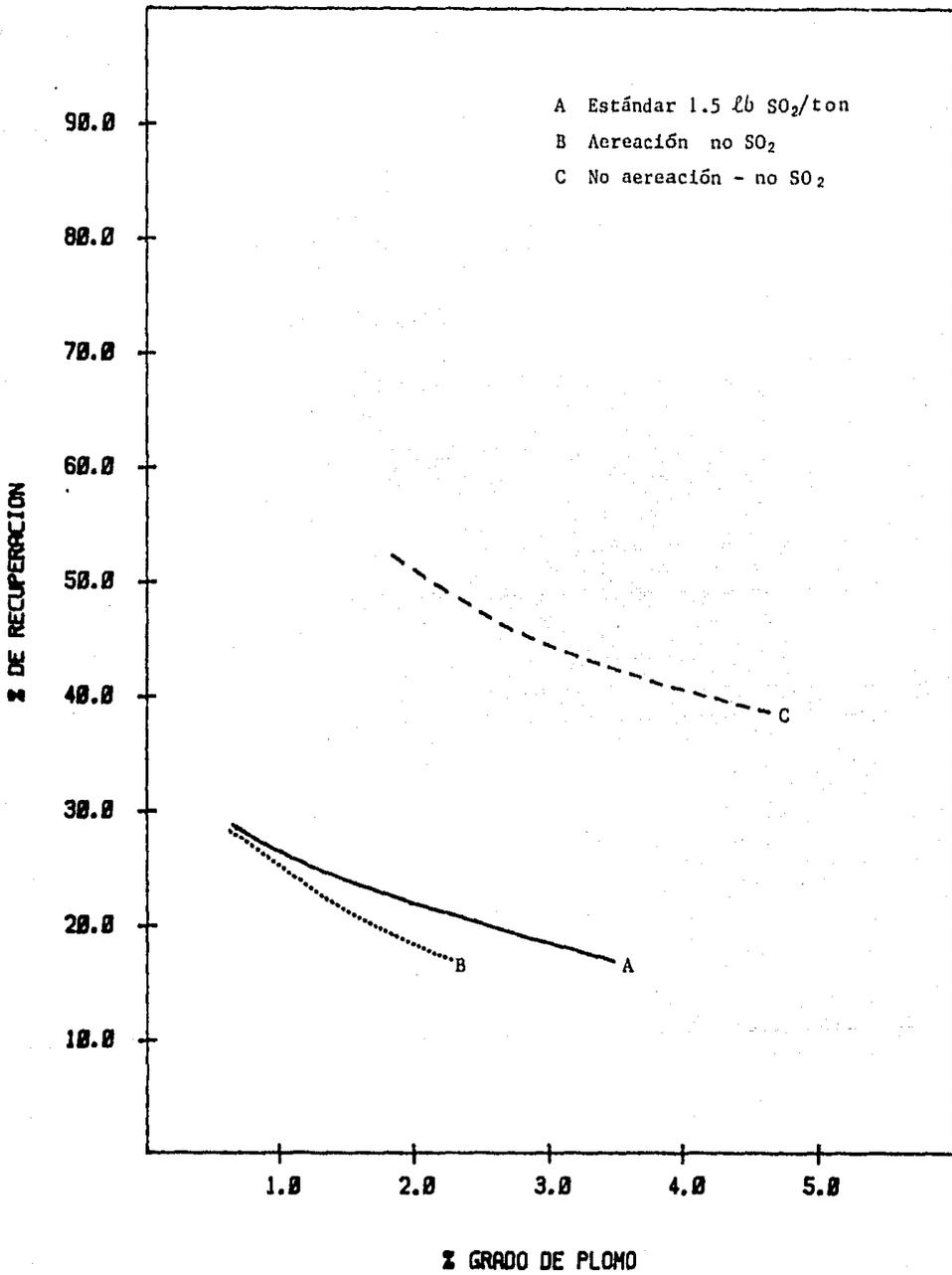
Aereación a Diferentes Flujos de Aire y Velocidad

Prueba	1		2		3		4	
Tipo de Impulsor	Hojas Planas		Hojas Planas		Hojas Planas		Hojas Planas	
Velocidad del Impulsor RPM	260		375		550		550	
Flujo de aire l/seg.	1.27		1.27		1.27		1.27	
Adición de SO <sub>2</sub> Kg/Ton	0.75		0.75		0.75		0.75	
Oxígeno (ppm) al inicio	0.4		0.4		0.4		0.4	
Torque	0.29		0.34		0.76		0.56	
Temperatura °C	17		16.5		17		17	
	Seg.	PPM	Seg.	PPM	Seg.	PPM	Seg.	PPM
	0	4.6	0	5.6	0	5.4	0	6.25
	30	4.0	30	4.0	30	6.0	30	6.55
	60	3.15	60	3.0	60	5.6	60	6.00
	90	2.30	90	2.3	90	4.7	90	4.80
	120	1.60	120	1.6	120	3.8	120	4.00
	150	1.15	150	1.1	150	3.1	150	3.10
	180	0.85	180	1.25	180	2.6	180	2.45
	210	0.65	210	0.55	210	1.45	210	1.90
	240	0.50	240	0.40	240	1.20	240	1.50
	270	0.45	270	0.35	270	0.75	270	1.10
	300	0.40	300	0.35	300	0.50	300	0.80
	330	0.35	330	0.35	330	0.40	330	0.70
	360	0.35			360	0.35	360	0.55
	390	0.30			390	0.35	390	0.45
	420	0.30			420	0.30	420	0.40
	450	0.25			450	0.30	450	0.30
	480	0.25						
	510	0.25						

Tabla C3

Aeración a Diferente Flujos de Aire y Velocia.

Prueba	5		6		7	
Tipo de Impulsor	Hojas Planas		Hojas Planas		Hojas Planas	
Velocidad del Impulsor RPM	375		260		260	
Flujo de aire l/seg.	4.16		4.16		1.27	
Adisión de SO <sub>2</sub> Kg/Ton	0.75		0.75		0.75	
Oxígeno (ppm) al inicio	0.5		0.40		0.4	
Torque	0.26		0.29		0.30	
Temperatura °C	17.5		17.5		17.5	
	Seg.	PPM	Seg.	PPM	Seg.	PPM
	0	5.5	0	4.25	0	3.0
	30	6.0	30	5.10	30	4.5
	60	5.1	60	4.40	60	4.0
	90	4.6	90	3.40	90	4.1
	120	3.8	120	2.70	120	3.6
	150	3.1	150	2.00	150	3.2
	180	2.5	180	1.60	180	2.8
	210	2.0	210	1.20	210	2.7
	240	1.6	240	0.80	240	2.5
	270	1.3	270	0.60	270	2.7
	300	1.0	300	0.50	300	2.5
	330	0.85	330	0.40	330	2.6
	360	0.75	360	0.35	360	2.4
	390	0.65	390	0.30	390	2.25
	420	0.60	420	0.30	420	2.25
	450	0.50	450	0.20	450	2.15
	480	0.45			480	2.0
	510	0.45			510	
	540	0.40			540	0.6
					570	0.4
					600	0.3
					630	0.25

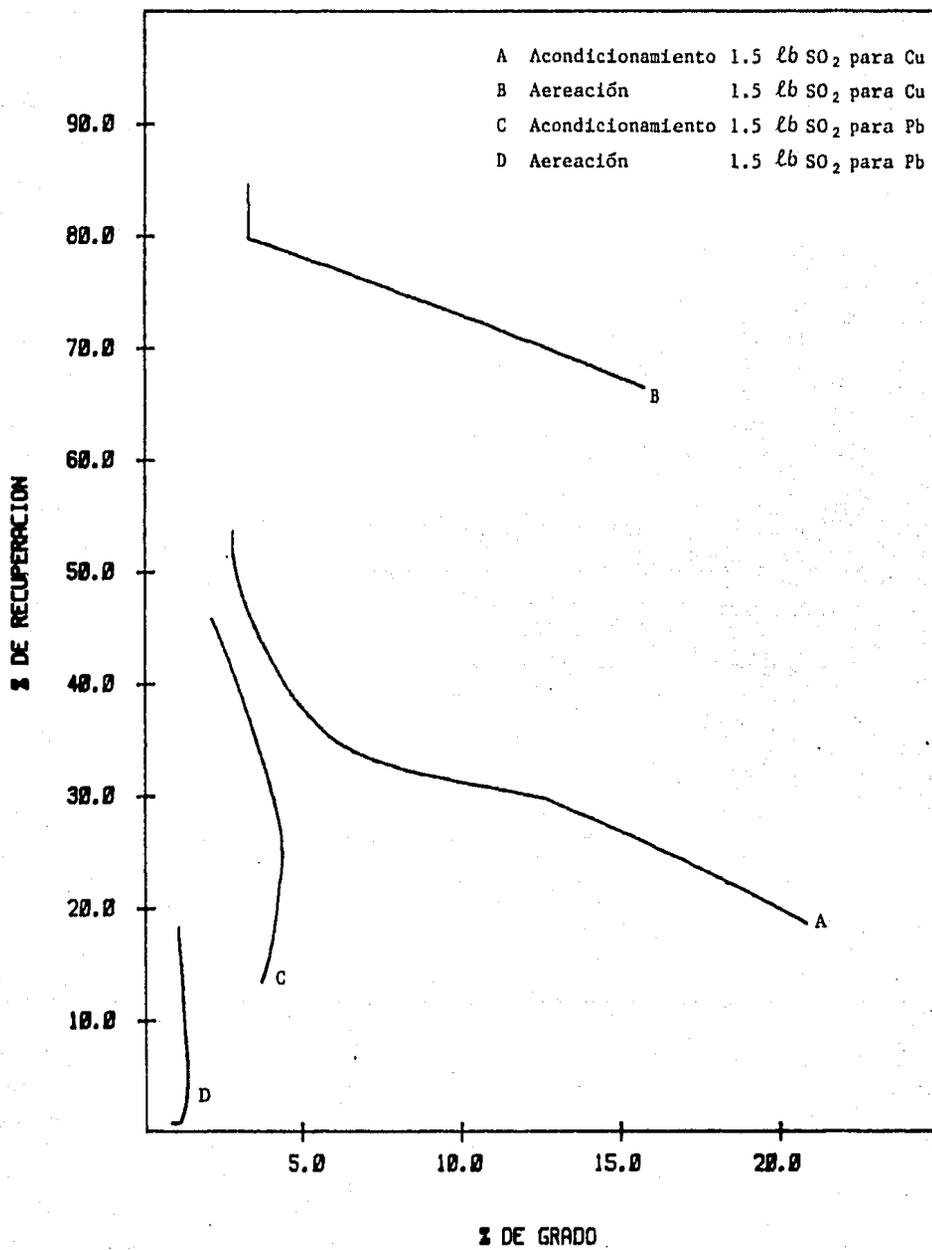


GRAFICA C4

Pruebas con efecto de  $SO_2$  en la flotación de cobre con análisis específico de plomo.

Muestra No.	Contenido Metálico				Productos	Peso		Grado				% Recuperación			
	Pb	Cu	Zn	Ag		Gramos	%	Pb	Cu	Zn	Ag	Pb	Cu	Zn	Ag
126	2.44	34.81	15.13	8487.2	CONC. CU LIMPIA 3	54.2	2.31	9.28	15.07	6.55	3804	42.1	70.6	1.7	57.3
127	8.54	6.30	26.81	1360.4	CONC Pb LIMPIA 3	58.2	2.46	3.47	2.56	10.90	553	16.8	12.8	5.0	3.9
128	2.25	1.80	27.75	587.5	COLA Pb LIMPIA 3	54.2	2.50	0.90	0.72	11.10	236	4.4	3.7	3.1	5.8
129	2.18	1.73	63.81	852.0	COLA Pb LIMPIA 2	151.6	6.40	0.39	0.27	9.97	130	4.3	5.5	7.1	5.9
130	1.63	0.93	105.26	860.6	COLA Pb LIMPIA 1	275.9	11.63	0.14	0.08	9.06	74	3.2	1.9	11.7	5.6
131	14.94	3.19	691.60	2913.3	COLA DE FLOTACION	1770.5	74.70	0.20	0.05	8.82	39	29.3	7.6	73.9	19.0
	50.98	49.31	898.76	15741.0	CASEZA CALCULADA	2730.2	100.00	0.51	0.49	8.98	153	100.00	100.00	100.00	100.00
	10.79	8.10	54.56	1947.9	CONC Pb LIMPIA 2		4.96	2.18	1.63	11.00	392.7	21.2	16.5	6.1	12.7
	12.97	9.83	118.37	2779.9	CONC Pb LIMPIA 1		11.36	1.14	0.87	10.42	244.7	25.5	20.0	13.2	18.1
	14.60	10.76	222.13	3640.5	Pb Ho CONC.		22.99	0.69	0.47	9.73	158.4	28.7	21.9	24.9	23.7
132	21.36	34.20	18.82	8428.5	CONC CU LIMPIA 3	61.1	2.67	8.00	12.81	7.05	3344	41.2	69.2	2.1	58.9
133	8.78	6.47	35.96	1235.9	CONC Pb LIMPIA 3	88.2	3.85	2.28	1.68	9.34	321	16.9	13.1	4.0	8.2
134	1.71	1.46	25.25	431.7	COLA Pb LIMPIA 3	57.4	2.51	0.68	0.58	10.1	112	3.3	3.0	2.8	2.8
135	2.04	1.70	50.69	631.2	COLA Pb LIMPIA 2	113.7	4.97	0.41	0.34	10.2	127	3.9	3.4	5.7	4.2
136	2.32	1.16	108.11	881.6	COLA Pb LIMPIA 1	265.5	11.60	0.20	0.10	9.32	76	4.3	2.3	12.1	5.8
137	15.62	4.96	657.70	3050.4	COLA DE FLOTACION	1703.3	74.40	0.21	0.06	8.84	41	30.1	9.0	73.4	20.1
	31.83	29.45	896.63	15159.3	CASEZA CALCULADA	2289.2	100.00	0.52	0.49	8.97	152	100.00	100.00	100.00	100.00
	10.49	7.93	51.21	1667.6	CONC Pb LIMPIA 2		6.36	1.65	1.25	9.64	262.2	20.2	16.1	6.8	11.0
	12.53	7.63	12.00	2298.8	CONC Pb LIMPIA 1		11.33	1.11	0.85	9.89	202.9	24.1	19.5	12.5	15.2
	12.5	10.19	50.11	3181.4	Pb Ho CONC.		22.93	0.56	0.47	9.60	138.7	28.6	21.8	24.6	21.0

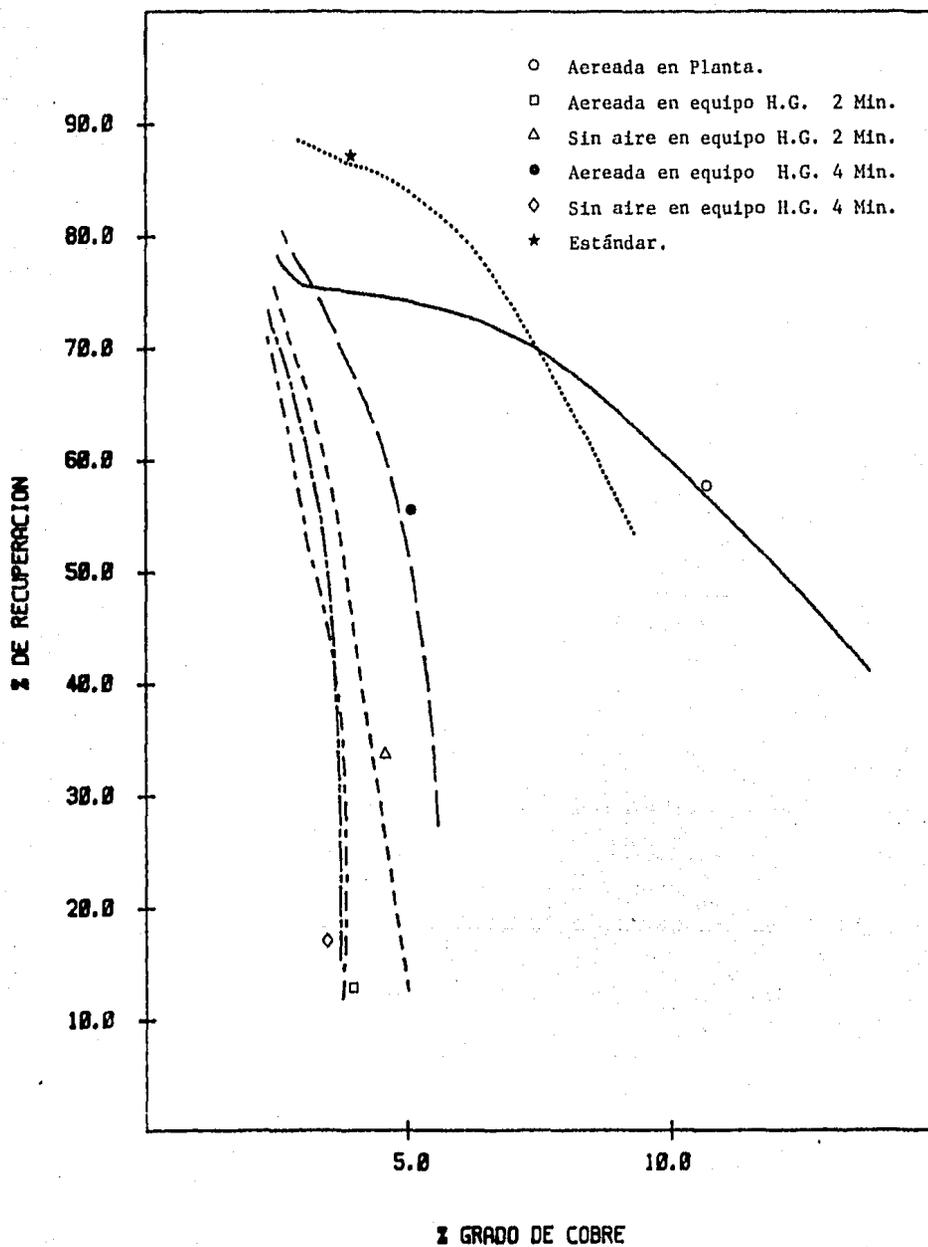




### GRAFICA C5

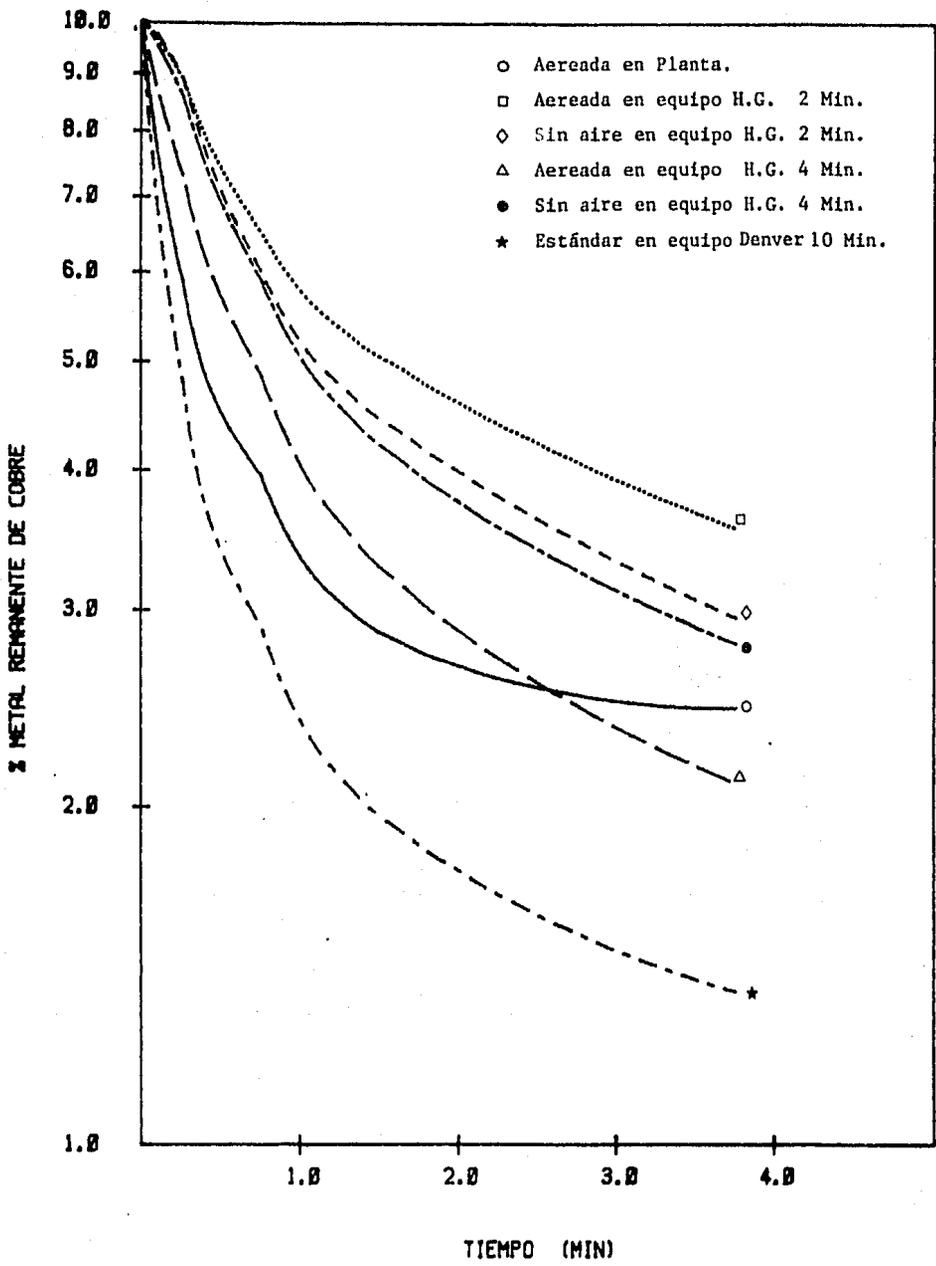
Prueba de efecto de no aereación en la fotación de cobre, con análisis de cobre y plomo.

Muestra No.	Contenido Metálico			Productos	P e s o		G r a d o			% Recuperación	
	g	mg	%		Gramos	%	Zn	Cu	%	Zn	Cu
144	2.11	2.85		Cu Pb 1	31.7	1.58	2.47	12.8		10.9	40.8
145	4.34	15.49		" " 2	35.2	1.72	2.67	6.10		12.8	19.7
146	6.22	62.7		" " 3	60.5	2.95	2.12	2.16		17.5	11.9
147	5.72	1.66		" " 4	125.7	6.63	0.50	0.25		9.3	3.1
148	5.14	2.17		" " 5	96.8	4.73	1.13	0.67		14.9	5.9
149	12.30	7.59		COLA DE FLOTACION	1688.2	82.43	0.15	0.12		34.6	18.5
	33.76	52.33		CABEZA CALULADA	2098.1	100.00	0.36	0.53		100.0	100.0
	8.49	32.29		Cu Pb 1+2		3.30	2.57	9.78		23.7	60.1
	19.79	38.66		" " 1+2+3		6.25	2.36	6.19		41.2	32.4
	18.06	40.32		" " 1+2+3+4		12.88	1.90	3.13		50.0	75.5
	23.40	42.99		" " TOTAL		17.61	1.33	2.46		65.4	81.4
150	1.73	5.50		Cu Pb 1	37.9	1.55	0.89	3.79		3.0	11.2
151	2.67	12.24		" " 2	74.0	3.22	0.83	3.80		5.8	23.6
152	2.03	8.72		" " 3	77.8	3.17	0.64	2.75		4.4	16.8
153	2.53	6.50		" " 4	115.0	4.61	0.55	1.45		5.6	13.1
154	3.16	3.67		" " 5	155.0	6.32	0.50	0.58		6.9	7.1
155	34.04	14.59		COLA DE FLOTACION	1986.9	81.05	0.42	0.18		74.2	28.2
	45.80	51.82		CABEZA CALULADA	2451.6	100.00	0.46	0.52		100.0	100.0
	4.05	18.04		Cu Pb 1+2		4.77	0.95	3.78		8.8	54.8
	6.05	26.76		" " 1+2+3		7.99	0.77	3.37		13.2	31.6
	8.60	32.36		" " 1+2+3+4		12.63	0.69	2.66		18.8	64.7
	11.82	37.23		" " TOTAL		18.95	0.62	1.96		25.7	71.8



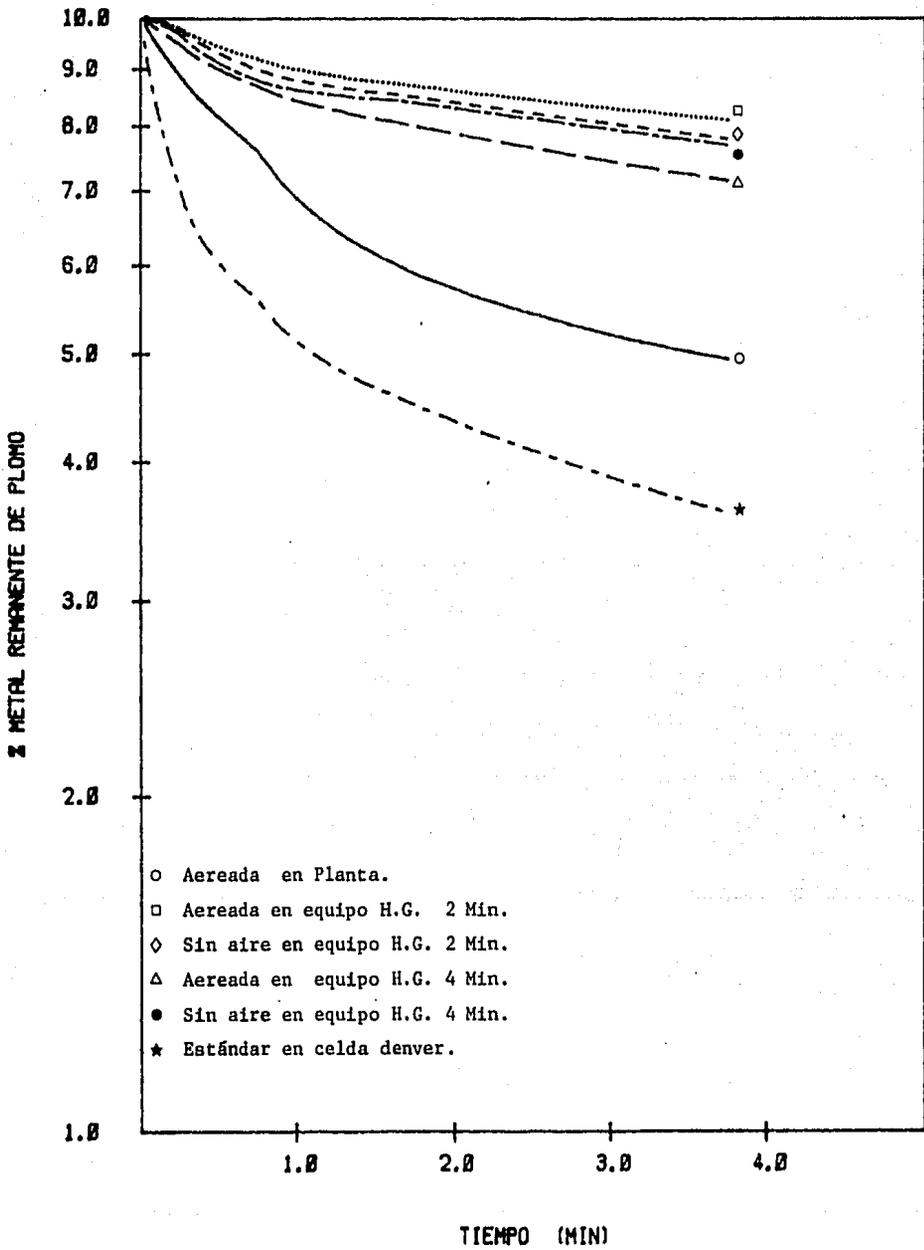
### GRAFICA C6

Prueba de efecto de aereación y dosificación de  $\text{SO}_2$  en la flotación de cobre.



GRAFICA C7

Pruebas de efecto de aereación en la flotación de cobre graficando % metal remanente contra tiempo.



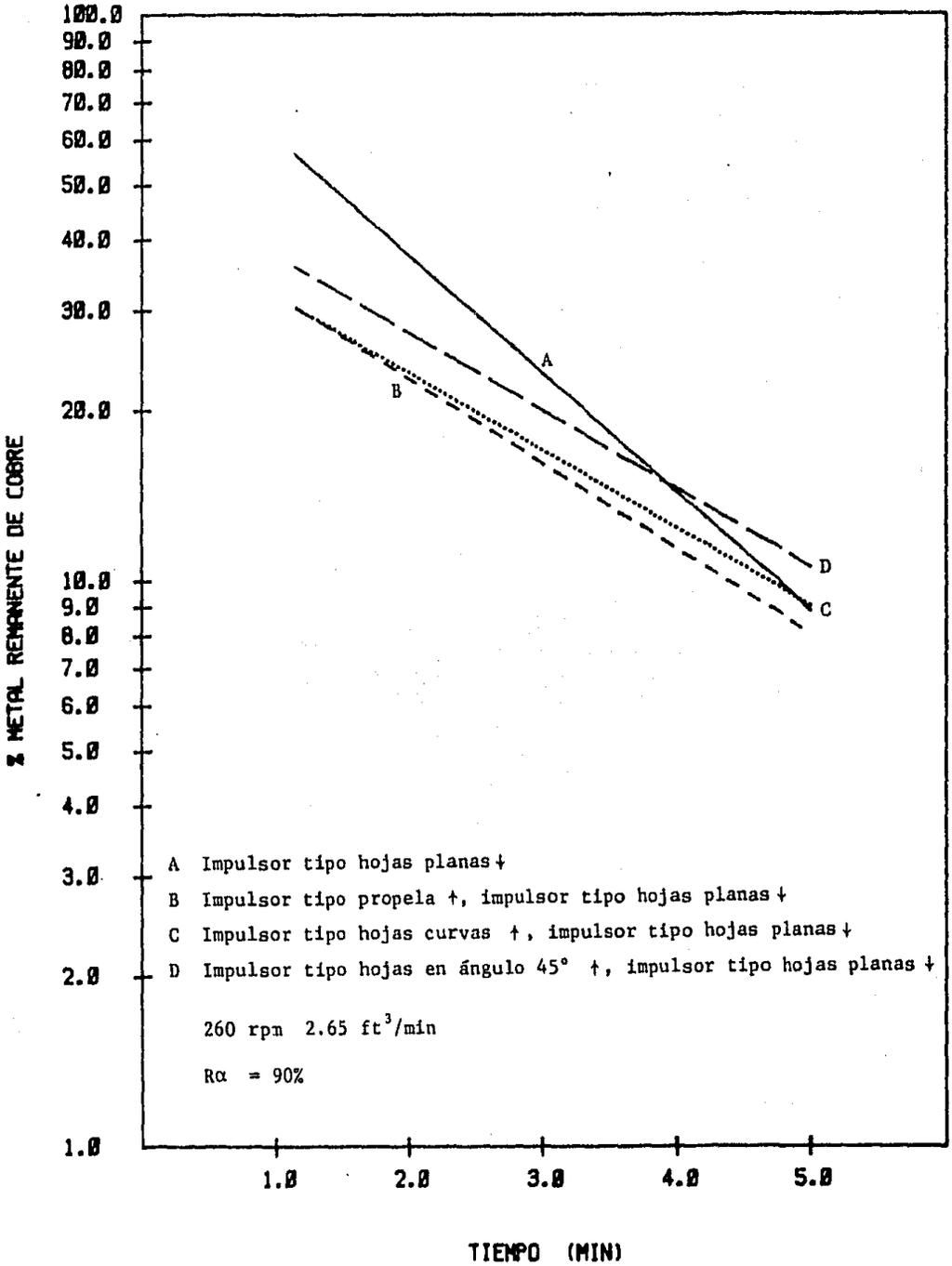
GRAFICA C8

Pruebas de efecto de aereación en la flotación de cobre,  
con análisis de plomo.

Muestra No.	Contenido Metálico				Productos	Peso		Grado				% Recuperación			
	Pb	Zn	Cu	Ag		Gramos	%	Pb	Zn	Cu	Ag	Pb	Cu	Zn	Ag
156	11.2	0.43	0.79	20.75	CONC CU LIMPIA 3	11.2	0.43	0.79	20.75	4.91	504.0	0.7	19.1	0.2	12.7
157	18.4	0.79	1.47	3.23	COLA CU LIMPIA 3	18.4	0.79	1.47	3.23	1.72	1579.0	1.9	11.0	0.7	16.2
158	28.8	1.24	1.25	2.20	COLA CU LIMPIA 2	28.8	1.24	1.25	2.20	9.31	1118.0	2.7	5.4	1.2	11.0
159	187.9	8.06	0.43	1.00	COLA CU LIMPIA 1	187.9	8.06	0.43	1.00	41.54	280.0	12.1	16.4	8.7	18.0
160	2062.3	89.43	0.27	0.28	COLA DE FLOJACION	2062.3	89.43	0.27	0.28	3.51	28.0	30.6	13.1	34.1	41.1
	2328.6	100.00	0.62	0.52	CAPEZA CALCULADA	2328.6	100.00	0.62	0.52	3.85	126.2	100.00	100.00	100.00	100.00
	1.27	1.26	12.34	6.48	CONC CU LIMPIA 2	1.27	1.26	12.34	6.48	270.1	2.6	30.1	0.9	29.9	
	2.51	1.31	5.63	6.02	CONC CU LIMPIA 1	2.51	1.31	5.63	6.02	1572.6	5.2	35.5	2.2	40.9	
	10.17	11.02	21.55	9.14	Cu Ro	10.17	11.02	21.55	9.14	703.1	17.4	51.9	10.7	58.9	
161	44.4	2.21	3.65	15.5	CONC CU LIMPIA 3	44.4	2.21	3.65	15.5	6.99	2849.0	13.3	66.8	1.8	16.7
162	20.4	1.02	5.07	2.28	COLA CU LIMPIA 3	20.4	1.02	5.07	2.28	9.39	630.0	8.6	41.5	1.1	4.7
163	31.6	1.57	3.50	1.17	COLA CU LIMPIA 2	31.6	1.57	3.50	1.17	10.40	362.0	9.1	3.6	1.9	4.2
164	180.1	8.94	1.01	0.28	COLA CU LIMPIA 1	180.1	8.94	1.01	0.28	9.63	120.0	14.9	4.9	9.8	7.9
165	1735.8	86.26	0.38	0.12	COLA DE FLOJACION	1735.8	86.26	0.38	0.12	3.68	57.0	54.1	20.2	35.4	16.5
	2012.3	100.00	0.60	0.51	BASEZA CALCULADA	2012.3	100.00	0.60	0.51	8.76	134.9	100.0	100.0	100.0	100.0
	3.2	4.13	11.43	7.82	CONC CU LIMPIA 2		3.2	4.13	11.43	7.82	2168.4	21.9	71.3	2.9	51.4
	4.8	3.90	8.00	8.62	CONC CU LIMPIA 1		4.8	3.90	8.00	8.62	1564.3	31.0	74.9	4.8	55.6
	13.8	2.01	2.97	9.24	Cu Ro		13.8	2.01	2.97	9.24	621.9	45.9	79.8	14.6	63.5

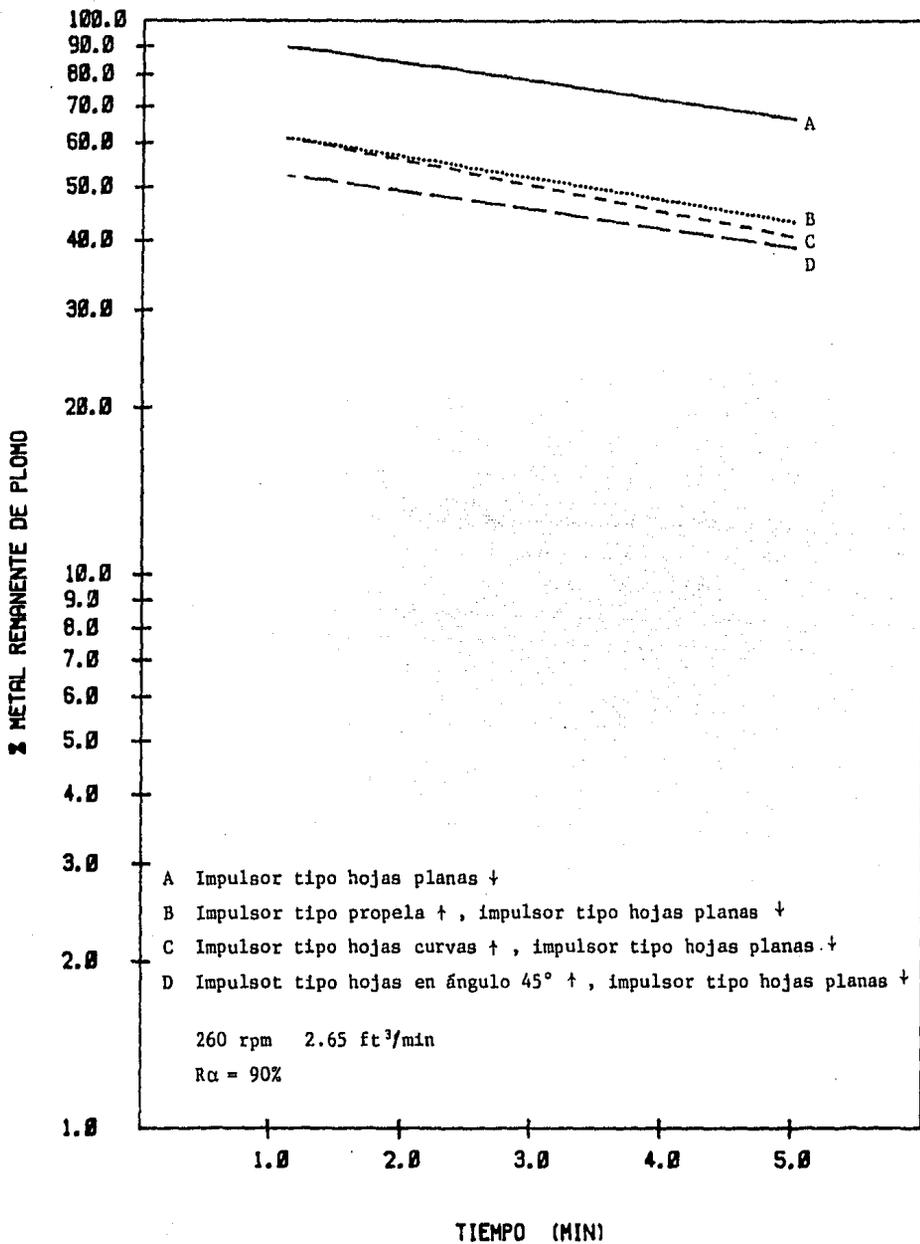
Muestra No.	Contenido atómico			Productos	Peso		Grado			% Recuperación		
	Pb	Cu			Gramos	%	Pb	Cu		Pb	Cu	
162	12.7	6.52		Pb Bo 1	28.2	1.20	1.01	4.92		5.0	12.3	
163	3.00	12.27		" " 2	31.1	2.02	1.82	2.97		6.6	28.1	
165	1.21	8.52		" " 3	28.0	2.51	0.00	2.22		5.1	17.4	
167	2.96	6.52		" " 4	102.1	4.87	0.71	1.34		7.6	22.8	
110	1.96	2.72		" " 5	22.2	7.25	0.27	0.24		4.2	7.7	
171	22.17	11.12		TOTA DE FUNDICION	279.2	21.99	0.42	0.14		23.4	21.8	
	45.20	51.09		CANTIDAD CALCULADA	223.2	100.00	0.46	0.51		100.0	100.0	
	4.37	20.62		Pb Bo 1+2		4.88	0.90	4.23		9.6	40.4	
	6.69	29.51		" " 1+2+3		5.89	0.80	3.52		11.7	37.8	
	10.15	26.04		" " 1+2+3+4		12.26	0.77	2.72		20.3	40.0	
	12.11	29.96		" " TOTAL		20.51	0.59	1.95		26.2	48.2	
112	2.44	12.21		Cu Bo 1	55.2	2.44	1.00	5.46		5.7	22.0	
113	2.72	11.99		" " 2	61.2	2.70	1.01	4.44		6.6	24.3	
114	2.28	8.52		" " 3	88.5	2.90	0.84	2.27		7.9	17.7	
115	2.24	4.84		" " 4	112.1	4.99	0.07	0.07		8.0	9.5	
116	2.21	2.22		" " 5	132.2	5.83	0.44	0.40		6.2	4.3	
117	27.23	30.1		TOTA DE FUNDICION	185.7	80.10	0.24	0.10		65.4	16.2	
	21.61	19.22		CANTIDAD CALCULADA	226.7	100.00	0.42	0.49		100.0	100.0	
	5.17	25.21		Cu Bo 1+2		5.14	1.01	4.92		12.5	51.2	
	8.45	24.16		" " 1+2+3		9.04	0.93	3.78		20.4	49.2	
	11.79	29.00		" " 1+2+3+4		14.03	0.84	2.78		28.4	79.0	
	14.28	41.25		" " TOTAL		19.91	0.72	2.08		54.6	83.8	

Muestra No.	Contenido Metálico			Productos	P e s o		G r a d o			% Recuperación		
	Pb	Cu			Gramos	%	Pb	Cu		Pb	Cu	
178	1.80	7.27		Cu Ro 1	45.4	1.96	0.92	3.71		3.8	14.9	
179	2.69	13.00		" " 2	82.9	3.59	0.75	3.62		5.8	26.6	
180	2.91	9.19		" " 3	92.1	3.98	0.73	2.31		6.2	18.3	
181	3.17	5.71		" " 4	133.5	5.77	0.55	0.99		6.8	11.7	
182	2.56	2.52		" " 5	105.8	4.58	0.56	0.55		5.5	5.2	
183	33.65	11.22		COLA DE FLOTACION	1852.9	80.12	0.92	14		71.9	22.9	
	46.78	48.91		CABEZA CALCULADA	2312.1	100.00	0.47	0.49		100.0	100.0	
	1.49	20.27		Cu Ro 1+2		15.55	0.81	3.65		9.6	41.5	
	7.40	29.46		" " 1+2+3		9.63	0.78	3.09		15.8	60.3	
	10.57	35.17		" " 1+2+3+4		15.30	0.69	2.30		22.6	72.0	
	13.13	37.69		" " TOTAL		19.88	0.66	1.90		28.1	77.2	
184	11.19	28.14		Cu Ro 1	64.4	3.00	3.73	9.38		29.2	52.7	
185	5.77	41.83		" " 2	46.9	2.19	2.61	4.49		14.9	18.4	
186	4.16	5.61		" " 3	61.0	2.85	1.46	1.97		10.9	10.5	
187	3.00	2.57		" " 4	91.7	4.28	0.70	0.60		7.8	4.8	
188	1.89	1.33		" " 5	119.1	5.56	0.34	0.24		4.9	2.5	
189	12.22	4.93		COLA DE FLOTACION	1760.1	82.12	0.19	0.06		32.2	9.2	
	38.28	53.49		CABEZA CALCULADA	2193.0	100.00	0.38	0.53		100.0	100.0	
	16.91	37.97		Cu Ro 1+2		5.19	3.26	7.32		46.1	41.1	
	31.04	43.52		" " 1+2+3		8.04	2.62	5.42		55.0	31.6	
	24.57	42.15		" " 1+2+3+4		12.32	1.95	3.75		62.8	36.4	
	31.11	45.45		" " TOTAL		17.88	1.45	2.66		67.7	23.9	



GRAFICA C9

Prueba de efecto del uso de dos impulsores en el proceso de aereación, acondicionamiento y flotación de cobre.

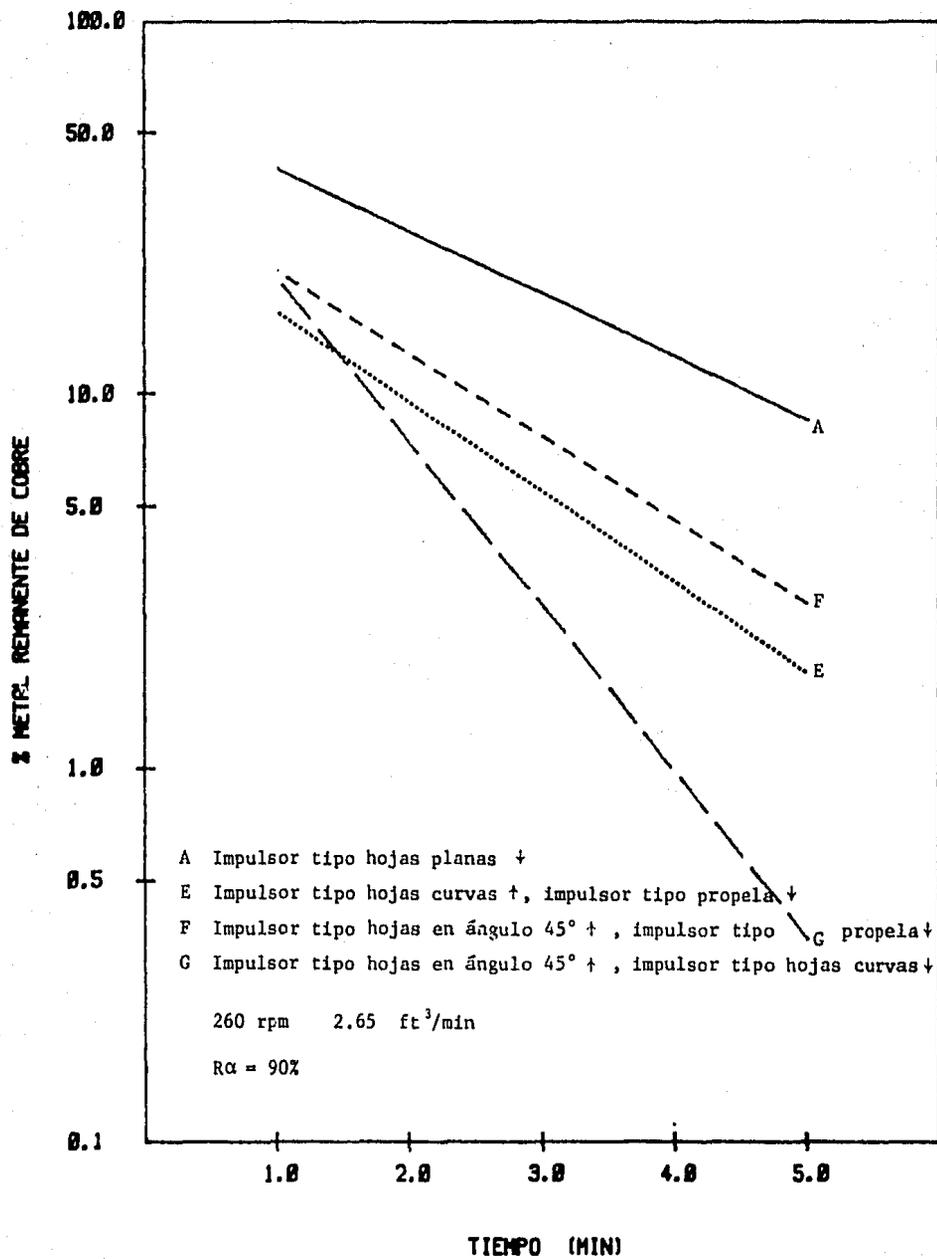


**GRAFICA C10**

Prueba de efecto del uso de dos impulsores en el proceso de aereación, acondicionamiento y flotación de cobre con análisis de plomo.

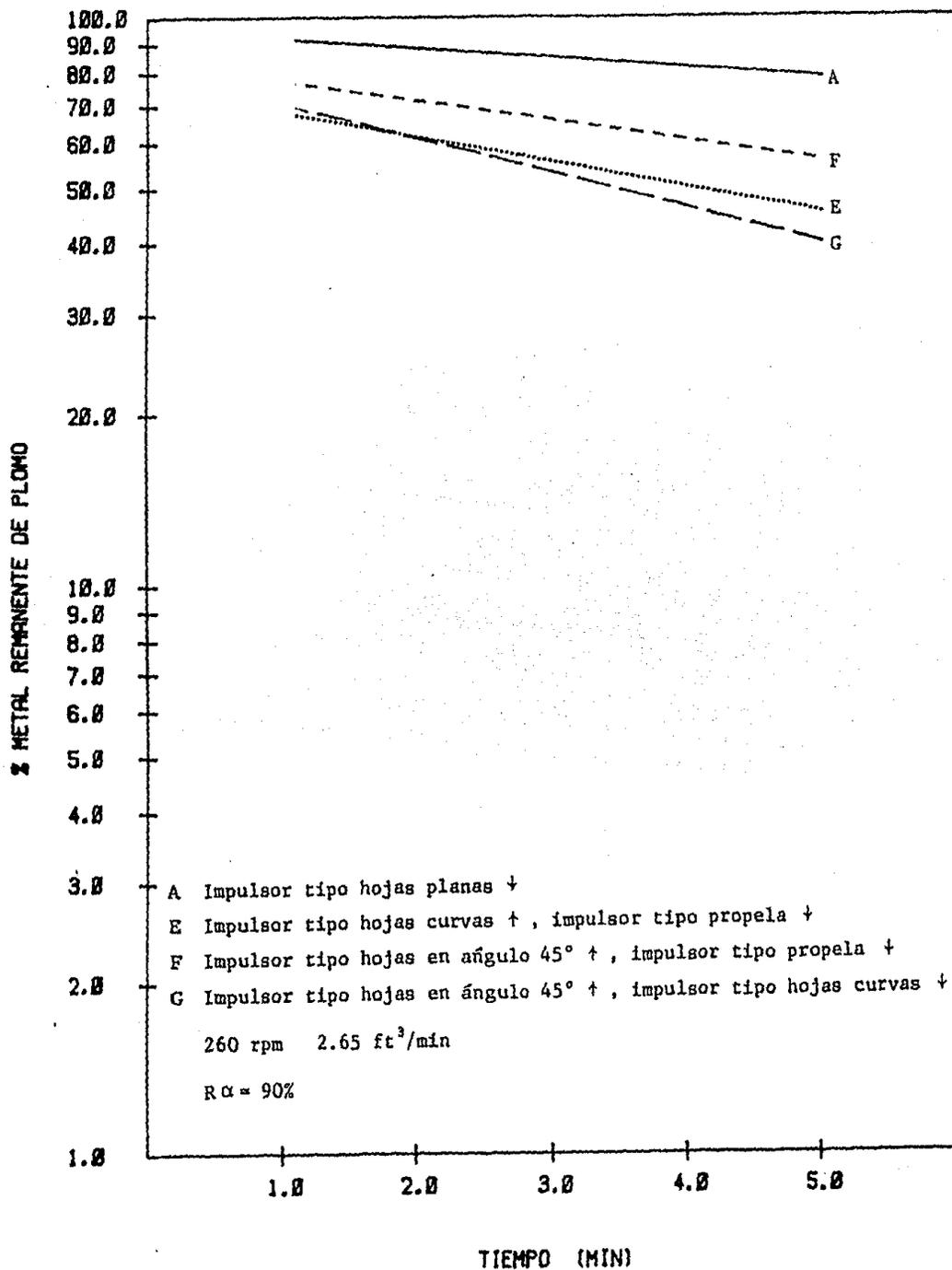
Muestra No.	Contenido Metálico				Productos	Peso		Grado				% Recuperación			
	Cu	Pb	Zn	Ag		Gramos	%	Cu	Pb	Zn	Ag	Cu	Pb	Zn	Ag
190	29.74	9.34	52.38	5986.89	Cu Ro 1	121.0	5.59	5.32	1.67	9.37	1071	40.68	9.65	5.07	32.23
191	33.59	23.13	149.87	7945.80	Cu Ro 2	280.0	12.92	2.60	1.79	11.60	615	45.94	23.88	14.50	42.77
192	7.78	64.38	831.20	4644.93	COLA DE FLOTACION	1765.6	81.44	0.12	0.79	10.20	57	13.38	66.47	80.43	25.00
193	73.11	96.85	1033.45	18577.62	CADEZA CALCULADA	2166.6	100.00	0.73	0.97	10.33	185.78	100.00	100.00	100.00	100.00
	63.33	32.47	202.25	13932.69	Cu Ro 1+2		16.51	3.42	1.75	10.93	752.71	86.62	33.53	19.57	75.00
194	46.73	36.00	66.51	11359.12	Cu Ro 1	157.9	7.61	6.14	4.73	8.74	1492	64.82	38.23	6.36	60.43
195	15.59	17.46	132.86	3118.32	Cu Ro 2	227.9	10.98	1.92	1.59	12.10	284	21.63	18.59	12.70	16.60
196	9.77	40.71	846.66	4314.73	COLA DE FLOTACION	1690.0	81.41	0.12	0.50	10.40	53	13.55	43.23	80.94	22.97
197	72.09	94.17	1046.03	18787.17	CADEZA CALCULADA	2075.8	100.00	0.72	0.94	10.46	187.87	100.00	100.00	100.00	100.00
	62.32	53.46	199.37	14472.44	Cu Ro 1+2		18.59	3.35	2.88	10.72	778.51	86.45	56.77	19.06	77.02
198	45.79	36.99	74.97	11719.26	Cu Ro 1	168.5	8.22	5.57	4.50	9.12	1433	64.59	38.25	7.19	62.47
199	16.48	20.47	158.15	3224.47	Cu Ro 2	272.4	13.29	1.24	1.54	11.90	243	23.74	21.17	15.07	17.13
200	8.02	39.25	816.32	3346.14	COLA DE FLOTACION	1604.1	78.49	0.11	0.50	10.40	49	12.17	40.58	77.79	20.40
	70.40	96.71	1044.44	13211.87	CADEZA CALCULADA	2050.0	100.00	0.71	0.97	10.44	132.59	100.00	100.00	100.00	100.00
	57.27	57.15	232.12	5008.73	Cu Ro 1+2		21.51	2.84	2.67	10.84	697.75	87.83	59.42	22.21	79.60





GRAFICA C11

Prueba de efecto de uso de dos impulsores en el proceso de aireación, acondicionamiento y flotación de cobre.

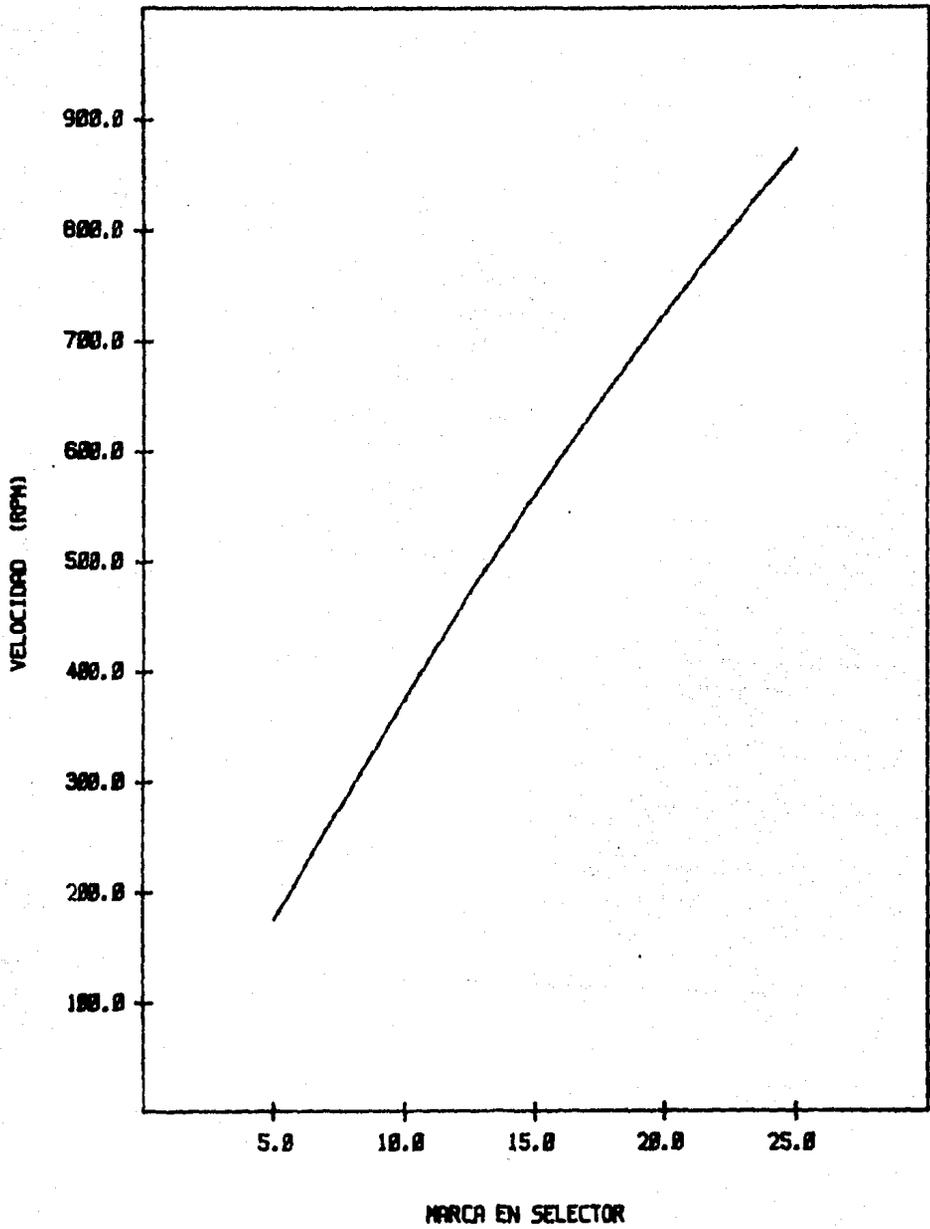


GRAFICA C12

Prueba de efecto del uso de dos impulsores en el proceso de aireación, acondicionamiento y flotación de cobre con análisis de plomo.

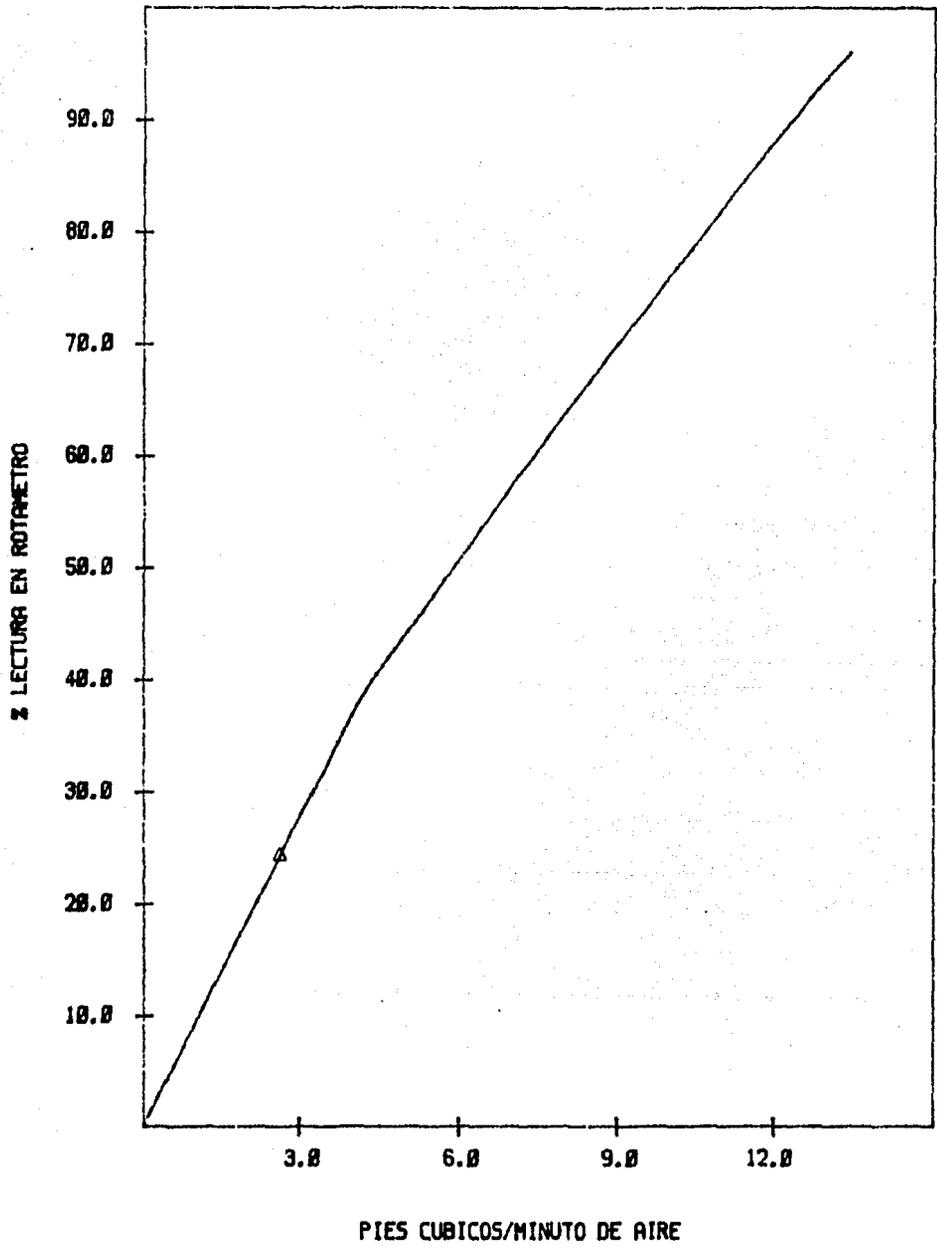
Muestra No.	Contenido metálico				Productos	Peso		Grado				% Recuperación			
	Cu	Pb	Zn	As		Gramos	%	Cu	Pb	Zn	As	Cu	Pb	Zn	As
204	246.1	8.33	206.7	238.47	Cu Ro 1	91.2	3.87	8.91	1.74	7.12	1181	52.89	3.56	3.68	44.99
205	173	15.41	32.86	284.10	Cu Ro 2	200.0	8.44	2.15	0.19	4.76	250	23.79	15.78	9.44	21.99
206	11.34	43.03	120.40	1506.75	COCA DE FLOJACION	2064.6	87.64	0.12	0.36	8.22	48	11.72	78.06	36.36	33.02
	64.75	80.87	81.78	1271.57	COCA CALCULADA	2355.8	100.00	0.64	0.65	8.24	127.40	100.00	100.00	100.00	100.00
	52.81	13.79	112.88	3532.17	Cu Ro 1+2		12.36	4.28	1.12	9.19	610.29	82.28	21.44	13.62	66.98
207	49.10	18.55	58.17	8490.70	Cu Ro 1	146.2	6.82	7.20	2.72	3.53	1245	73.08	32.01	6.88	61.25
208	8.10	12.10	92.44	1829.32	Cu Ro 2	187.3	8.79	0.99	1.49	10.63	208	12.20	22.60	11.04	15.19
209	7.60	26.16	692.34	3544.38	COCA DE FLOJACION	1797.7	84.39	0.09	0.31	8.21	42	11.62	45.25	32.03	25.56
	62.40	57.81	344.45	13862.60	COCA CALCULADA	2120.2	100.00	0.65	0.58	8.44	138.61	100.00	100.00	100.00	100.00
	54.20	21.65	151.61	10319.12	Cu Ro 1+2		15.61	3.70	2.03	9.71	681.06	88.38	54.75	17.95	74.44
210	41.79	12.03	55.49	8491	Cu Ro 1	154.7	6.75	7.08	1.93	8.22	1252	70.84	22.71	6.56	38.47
211	12.5	12.33	95.76	2295	Cu Ro 2	206.3	9.00	1.25	1.37	10.64	255	16.67	21.49	11.32	15.88
212	8.43	32.02	645.06	2707	COCA DE FLOJACION	1932.0	84.25	0.10	0.38	8.25	44	12.49	55.80	32.12	25.63
	67.47	57.38	346.31	14453	COCA CALCULADA	2293.0	100.00	0.67	0.57	8.46	144.53	100.00	100.00	100.00	100.00
	57.01	25.36	151.25	16746	Cu Ro 1+2		15.75	3.75	1.61	9.60	682.29	87.51	44.20	17.88	74.35





**GRAFICA D1**

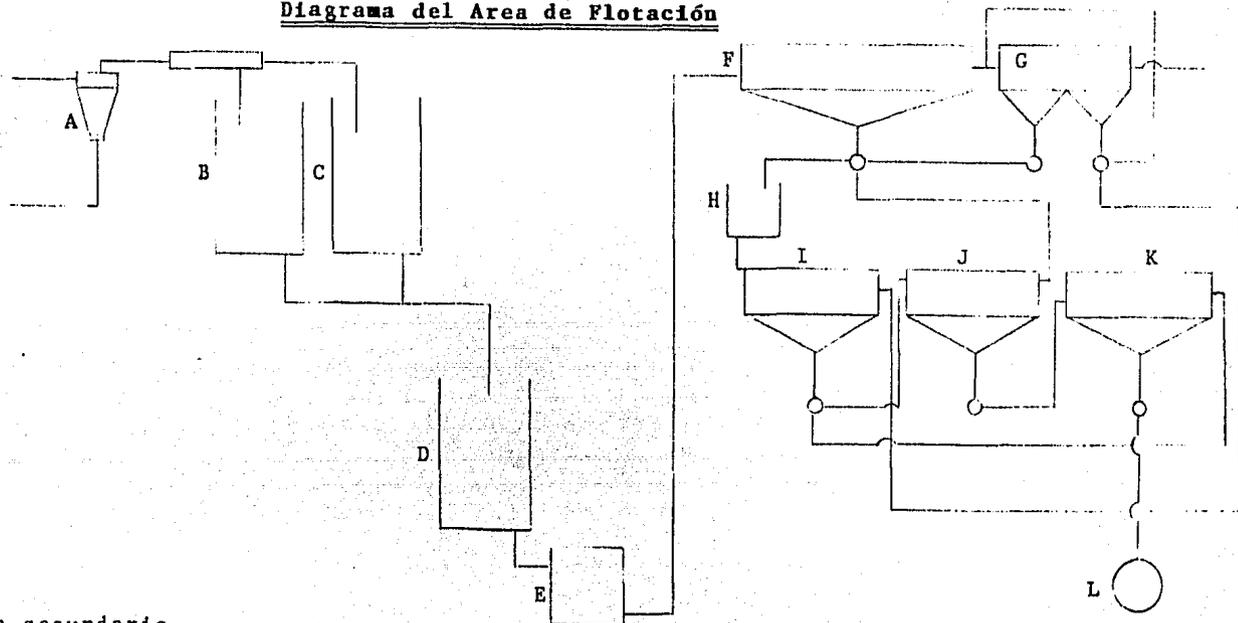
Curva patrón de calibración del equipo de mezclado H. Gordon.



**GRAFICA D2**

Curva de calibración del flujoómetro usado en las pruebas de aeración.

Diagrama del Area de Flotación



- A Ciclón secundario
- B Tanque aerador 1
- C Tanque aerador 2
- D Tanque acondicionador
- E Distribuidor
- F Celdas de flotación vasta de cobre (CuRo)
- G Celdas de flotación de medios
- H Distribuidor
- I Celda de flotación de primera limpia de cobre
- J Celda de flotación de segunda limpia de cobre

- K Celdas de flotación de tercera limpia
- L Tanque espesador de cobre

Diagrama D3

**C A P I T U L O V .**

### 5.1 CONCLUSIONES.

La parte experimental en el acondicionamiento no proporcionó la información para dar solución a la problemática de recuperabilidad del cobre en la Planta de Operación, como se tenía pensado. En la parte experimental de aereación fue cuando se encontró que debido a una controlada aereación se recuperaba al cobre, deprimiéndose al plomo en forma significativa. De esta manera se indica que el acondicionamiento no era el punto de falla, sino que el proceso de aereación estaba mal controlado.

### 5.2 RECOMENDACIONES.

En base a los resultados obtenidos anteriormente se recomienda trabajar con un flujo de aire de 2.65 ft<sup>3</sup>/minuto (1.25 l/seg.) Gráfica D2, en el tanque de aereación y con dos impulsores uno de hojas a 45° en la parte superior y de hojas curvas en la parte inferior.

### 5.3 EQUIPO USADO.

- 1). pHmetro Corning modelo 125, rango de operación 0-14.
- 2). Medidor de oxígeno disuelto Corning rango de operación 0-50ppm.
- 3). Flujómetro para aire F & P Co. rango de operación 0-50 SCFM.
- 4). Tanque de mezclado Hayward Gordon 0-1500rpm.
- 5). Microcomputadora Apple II.
- 6). Graficador HT-100.

#### 5.4 BIBLIOGRAFIA.

- \* G. Fenic John, E. Gates Lewis.  
Chemical Engineering. Copyright (1975) McGraw Hill, Inc. N.Y.  
December 8, 1975.
- \* W. Hicks, Morton R. Jarry.  
Chemical Engineering. Copyright (1976) McGraw Hill, Inc. N.Y.  
April 26, 1976.
- \* W. Hocks Richard, E. Gates Lewis.  
Chemical Engineering. Copyright (1976) McGraw Hill, Inc. N.Y.  
July 9, 1976
- \* L. Kime Donald, Hill Steven.  
Chemical Engineering. Copyright (1976) McGraw Hill, Inc. N.Y.  
August 2, 1976.
- \* R. Rautzen Robert, S. Dickey David.  
Chemical Engineering. Copyright (1976) McGraw Hill, Inc. N.Y.  
October 25, 1976
- \* W. Hicks, S. Dickey David.  
Chemical Engineering. Copyright (1976) McGraw Hill, Inc. N.Y.  
November 8, 1976.
- \* S. Dickey David, W. Hicks.  
Chemical Engineering. Copyright (1976) McGraw Hill, Inc. N.Y.  
December 6, 1976.
- \* W.M. Lai Ralph.  
Chemical Engineering. Copyright McGraw Hill, Inc. N.Y.  
October 19, 1981.
- \* Nagata S.  
Maxing. McGraw Hill, Inc. N.Y.