

1  
2ej.



**UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA DE MEXICO**

FACULTAD DE INGENIERIA

**CONCENTRACION DE OXIDOS DE FIERRO POR  
FLOTACION EN COLUMNA Y CELDA  
CONVENCIONAL A PARTIR DE UN  
PRECONCENTRADO MAGNETICO**

**T E S I S**

QUE PRESENTA:

JOSE DE JESUS HUEZO CASILLAS

PARA OBTENER EL TITULO EN LA LICENCIATURA DE:

INGENIERO DE MINAS Y METALURGISTA

Asesor: M. en C. Jorge Ornelas Tabares

1992



TESIS CON  
ESCALA DE ORIGEN



Universidad Nacional  
Autónoma de México



## **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 está 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.

**CONCENTRACION DE OXIDOS DE FIERRO POR FLOTACION EN COLUMNA Y CELDA CONVENCIONAL A PARTIR DE UN PRECONCENTRADO MAGNETICO.**

I N D I C E

PAGINA

**RESUMEN**

**INTRODUCCION**

**I. Breve descripción de la Compañía Minera "Las Truchas"**

**I.1. Generalidades**

I.1.1. Localización	2
I.1.2. Vías de Comunicación	2
I.1.3. Clima, Flora y Fauna	2
I.1.4. Servicios	3
I.1.5. Datos Históricos	3
I.1.6. Economía	4

**I.2. Geología**

I.2.1. Geología Regional	5
I.2.2. Geología Local	5
I.2.3. Fisiografía	6
I.2.4. Litología y Estratigrafía	6
I.2.5. Geología Estructural	9
I.2.6. Historia Geológica	10
I.2.7. Mineralización y Génesis	11
I.2.8. Reservas	12

**I.3. Mina**

I.3.1. Características de Diseño	13
I.3.2. Reservas Positivas en "Las Truchas"	13
I.3.3. Programa de Producción	13
I.3.4. Principales Equipos	14

**I.4. Planta de Beneficio**

I.4.1. Sección de Trituración y Homogeneizado	15
I.4.2. Sección de Molienda y Concentración Magnética	15
I.4.2.1. Eliminación de colas en línea común	16
I.4.2.2. Tratamiento del concentrado en línea común	17
I.4.3. Características de producción del concentrado	17

**II. EQUIPOS DE FLOTACION NEUMATICA**

**II.1. Celdas de Flotación**

II.1.1. Celda Cyclo (Heyl-Patterson, E.U.)	18
II.1.2. Celda Davcra (Cozinc, Riotinto Australia)	18
II.1.3. Celda Knaus (Rusia)	19
II.1.4. Celda Bahr (Clausthal, Alemania)	19
II.1.5. Celda Convencional con Agitación Mecánica y Subaeración	20

II.2. Columnas de Flotación	
II.2.1. Columna de Flotación (Canadá)	20
II.2.2. Control Computarizado para Columna de Flotación	20
II.2.3. Métodos de Aeración en la Columna	23
II.2.4. Tendencias	25
II.2.5. Magneto-Flotación en Columna	27
II.2.6. Electro-Flotación en Columna	27
II.2.7. Columna Hydrochem	28
III. FLOTACION DE MINERALES DE OXIDOS DE FIERRO	
III.1. Cantidad y tipo de ganga	31
III.2. Influencia del tamaño de partícula	32
III.3. Influencia del deslame	33
III.4. Efecto de la temperatura de la pulpa	33
IV. PARTE EXPERIMENTAL	
IV.1. Desarrollo Experimental	
IV.1.1. Caracterización Mineralógica	35
IV.1.2. Operaciones Requeridas para la Experimentación	36
IV.1.3. Procedimiento Experimental	37
IV.1.4. Equipo Utilizado	39
V. DISCUSION Y REPRESENTACION GRAFICA DE RESULTADOS	40
VI. ANALISIS ECONOMICO	
VI.1. Comparación de costos entre flotación aniónica y catiónica de óxidos de hierro	43
VI.2. Análisis de costos	
VI.2.1. Estimación de los Costos de Operación	45
VI.2.2. Estimación de los Costos de Inversión	46
VI.3. Inversión	49
VI.4. Ingresos	50
VI.5. Amortización y depreciación	50
VI.6. Estado de resultados	51
VI.7. Tasa interna de retorno	52
VI.8. Periodo de recuperación de la inversión	53
VII. CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES	54
BIBLIOGRAFIA	56
ANEXOS	58

## RESUMEN.

En esta investigación de laboratorio se estudia el comportamiento de un preconcentrado magnético de óxidos de hierro con 63.47 % de Fe total, 4.0 % de  $\text{SiO}_2$  y 0.47 % de azufre, durante su flotación en una columna de sección cuadrangular de 10 x 10 cm y una altura máxima de 3.5 m, para reducir los contenidos de  $\text{SiO}_2$  y azufre, a valores inferiores de 3.32 % y 0.37 % respectivamente, necesario para la reducción directa.

Se investigó el efecto de colectores, catiónicos y aniónicos, Colmin-C10 y Hercomin B-01, respectivamente. Las leyes de flotación catiónica fueron:

$$\begin{aligned} \text{Fe}_T &= 67.91 \% \text{ con } 99 \% \text{ de recuperación} \\ \text{SiO}_2 &= 1.95 \% \text{ con } 98 \% \text{ de recuperación} \\ \text{S} &= 0.177\% \text{ con } 85.6 \% \text{ de recuperación} \end{aligned}$$

las leyes de flotación aniónica fueron

$$\begin{aligned} \text{Fe}_T &= 67.25 \% \text{ con } 96.05 \% \text{ de recuperación} \\ \text{SiO}_2 &= 1.9 \% \text{ con } 90.44 \% \text{ de recuperación} \\ \text{S} &= 0.18 \% \text{ con } 89 \% \text{ de recuperación} \end{aligned}$$

como depresores se utilizó, dextrina y almidón soluble de papa, para flotación catiónica y aniónica con un consumo de 400 g/t y 1500 g/t, respectivamente. Se compararon las leyes y recuperaciones, de la flotación en columna con celda convencional con el mismo tipo de reactivos. Finalmente se realiza un análisis económico donde la flotación catiónica es 40 % más económica, la columna de flotación es 70 % menos costosa que la celda convencional; y de acuerdo a la inversión que se genera (\$ 270'641,920.00) y al período de recuperación de la inversión (mes 12 del año 1 con 30 t/d de pelet), ésta investigación es sumamente rentable con una tasa interna de recuperación de 53.89 %.

## INTRODUCCION

En este trabajo se investigó el comportamiento de un concentrado magnético de Sicartsa por flotación inversa con colectores aniónicos y catiónicos, con el objeto de bajar el contenido de sílice y azufre principalmente, el contenido de fósforo es muy bajo y no representa un problema. Esto da lugar a la producción de pelets de mejor calidad, mejorando la productividad y eficiencia energética de los altos hornos y facilitando la refinación del arrabio, también se asegura un producto de calidad. Las pruebas se llevaron a cabo en una columna de flotación diseñada y construida a nivel laboratorio, con alturas de alimentación y columna variables, además de presentar la posibilidad de trabajar en circuito continuo o intermitente. También se estudiaron los parámetros de flotación en columna como son: tipo y cantidad de reactivos, permaneciendo constantes el gasto de aire, altura de alimentación y dilución de pulpa. Finalmente se compararon las leyes y recuperaciones, de la flotación en columna con celda convencional, con el mismo tipo de reactivos: Acidos Grasos, Aminos, Almidón Soluble de Papa Oxido de Calcio, Carbonato de Sodio, Dextrina Amarilla, Xantatos, Acido Sulfúrico, Aceite de Pino.

Los minerales de hierro de baja ley son muy abundantes y tienen como minerales asociados, sílice, feldespatos y sulfuros de hierro como ganga, lo cual hace necesario una molienda fina para lograr su liberación. Inicialmente la flotación se enfoco a minerales oxidados de hierro como Hematita, Goetita, Espicularita, etc. de baja susceptibilidad magnética para lograr un concentrado primario y respondieron bien. Después se utilizó para la limpieza de concentrados magnéticos o gravimétricos, obteniéndose mejores concentrados para la reducción directa. Así, la flotación ha dado excelentes resultados en concentrados magnéticos de alta ley, los cuales fueron molidos el 90 % a - 325 mallas o más fino, estos concentrados contienen todavía sílice la cual no se separa por repetidas separaciones magnéticas o gravimétricas. La separación de cuarzo por flotación se facilita debido a que los minerales de óxidos de hierro tienen como principal mineral de ganga a la sílice y a que las propiedades de superficie de los óxidos de hierro son muy semejantes. Así por ejemplo en minerales de magnetita-marmatita no son suficientes los procesos tradicionales gravimétricos o magnéticos de baja intensidad, para cumplir con los requisitos de análisis químico y granulometría necesaria para la producción de

pelets de reducción directa principalmente o alto horno. Algunas plantas como CVRD y FERTECO en Brasil tratan sus minerales con separadores magnéticos de alta intensidad, mientras que países como Suecia, E. U., Canadá y Liberia utilizan la flotación inversa. En México la Unidad La Perla en Chihuahua representa un ejemplo de una combinación de estos procesos, ya que para lograr un concentrado de 64-66 % Fe a partir de su complejo yacimiento formado principalmente por Magnetita, Martita Hematita-Limonita/ Goetita, con impurezas como Cuarzo, Feldespato, Mica, Hornblenda, así como Apatita, Pirita y otros sulfuros, con una elevada recuperación, es necesario una combinación de dos separaciones magnéticas, una de baja y otra de alta intensidad seguida de una flotación inversa del concentrado magnético (Bartnik, 1983). Las estimaciones de (Jacos, 1977) en el sentido de que la producción mundial de mineral de hierro se duplicaría en 20 años de 605 a 1,250 millones de toneladas, de 1965 a 1985 respectivamente, no son exactas debido a la racionalización en la industria siderúrgica y a la crisis económica mundial durante los años 80. A pesar de que no se incrementó el tonelaje de minerales de hierro, si aumentaron las demandas en mayor ley y recuperación. Aquí la flotación se puede utilizar para alcanzar las cada día más altas leyes que demanda la Industria Siderúrgica a sus concentrados de óxidos de hierro. La necesaria molienda fina (- 325 mallas o menos), para lograr la liberación en minerales oxidados de hierro, hace necesario utilizar burbujas muy finas de 100 a 1500 micrómetros, para adherirse ya sea al material ganga o al mineral de Fe, esto no es posible en celdas convencionales que producen burbujas de aire de un diámetro de 3000 a 5000 micrómetros, pero si en las columnas de flotación. Desde 1980 la Unidad Minera Gaspé, reemplazo 13 pasos de limpia por dos columnas de flotación. La columna esta ganando cada vez más terreno a las celdas convencionales, así en Chuquicamata y El Teniente se tienen columnas con un diámetro de 2 m. La comprensión de los fundamentos de la columna, se han incrementado mucho en los últimos 3 años, sobre todo en relación al escalamiento y comportamiento de la espuma, como se observa en el Simposium Column Flotation '88 (Sastry, 1988). El último Simposium Column Flotation '91 la atención se aboca más hacia la operación en planta de columnas de flotación, ingeniería y distribución de burbujas (Huls, 1991) que en pruebas de laboratorio y plantas piloto, como ocurrió en el Simposium Column Flotation '88. En Column Flotation '91 ya se habla de columnas de 4 m de diámetro.

## **CAPITULO I. Breve descripción de la Cía. Minera Las Truchas**

### **I.1. Generalidades.**

#### **I.1.1. Localización.**

El Distrito Ferrífero de las Truchas, Mich. se localiza en la parte occidental de la Sierra Madre del Sur, comprendiendo un área de lomeríos cuya altura sobre el nivel del mar es de 200 a 300 m. La región pertenece al municipio de Lázaro Cárdenas, Estado de Michoacán, su posición geográfica se define por las siguientes coordenadas:

18° 03' 45" latitud norte  
102° 22' 30" longitud oeste del meridiano de Greenwich.  
( ver plano de localización ).

#### **I.1.2. Vías de Comunicación.**

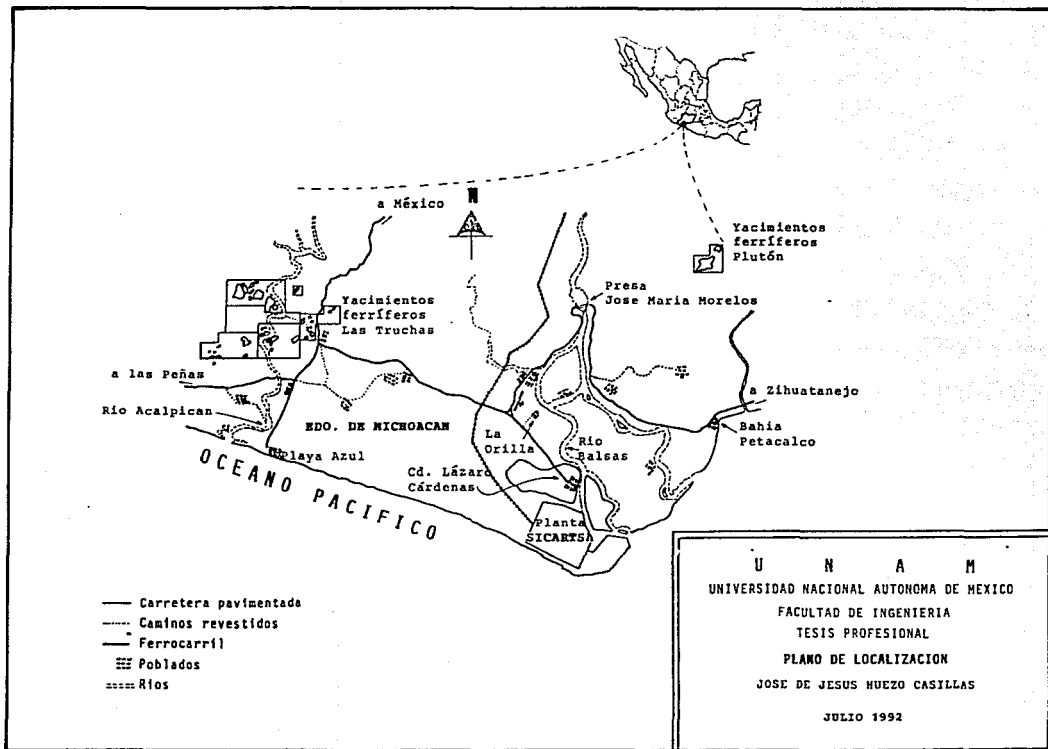
El área de los yacimientos se encuentra a 4.5 km al noroeste del poblado de La Mira, esta población dista 18 kilómetros de la ciudad de Lázaro Cárdenas, cerca de la cual está ubicado el Complejo Siderúrgico Lázaro Cárdenas, Las Truchas, S.A. La población de La Mira está comunicada por la carretera federal No. 37 de Playa Azul-Uruapan-Morelia y por la carretera federal No. 200 que une a la ciudad de Lázaro Cárdenas con Zihuatanejo y Acapulco, Gro. El acceso a los yacimientos partiendo de La Mira, Mich., se efectúa por un camino de terracería de 7 km de desarrollo, este camino cruza al Río Acalpican en el sitio denominado "El Playón", donde se localizan las plantas de trituración, homogeneización, molienda y concentración magnética.

#### **I.1.3. Clima, Flora y Fauna.**

El clima en el área, (según la clasificación de W. Köppen en Negrete, 1985), basado en la carta de climas de Detenal (escala 1:500,000), es de tipo cálido, húmedo, con lluvias en verano y aumento de temperatura media anual hasta 27.4° C.

La flora es de tipo tropical exuberante y muy variada, encontrándose diferentes tipos de árboles frutales, en los que





destacan los cocoteros, papayos, mangos, guanábanas, nanches, etc.; finalmente, se cuenta también con la existencia de maderas finas como parota, roble y caoba.

La fauna es muy variada y se encuentra fauna terrestre y marina; la fauna terrestre generalmente esta representada por venados, jabalí, varios tipos de roedores, reptiles y arácnidos. La fauna marina cuenta con una gran variedad de peces como: robalo, huachinango, tortugas marinas, etc.

#### I.1.4. Servicios.

Se cuenta con un sistema ferroviario nacional Uruapan-Nueva Italia-Lázaro Cárdenas; así como, con vuelos regulares de la Ciudad de México al puerto de Zihuatanejo y a la Ciudad de Lázaro Cárdenas, Michoacán.

Las comunicaciones marítimas se realizan utilizando las instalaciones portuarias de Lázaro Cárdenas, para buques de gran calado y situado en la desembocadura del río Balsas; Además cuenta con servicio telefónico, telegráfico y de correos.

#### I.1.5. Datos Históricos.

La empresa, que lleva el nombre de su principal promotor, se empezó a construir en agosto de 1971 y hasta cinco años después entró en operación el segmento conocido como SICARTSA I, donde se elaboran productos no planos, como la varilla y alambión, para el mercado de la construcción.

Esta etapa conserva el nombre original y comprende las siguientes plantas: Peletizadora, Coquizadora, Subproductos, Alto horno, Aceración BOF, Laminador de barras, de alambión y Planta de fuerza Uno.

La unidad dos, ahora llamada Siderúrgica del Balsas, contempla en su proyecto tres partes, pero hasta ahora sólo se ha construido una de ellas, que elabora planchón, producto intermedio destinado al mercado industrial y de la transformación. La segunda parte de esta unidad dos, no ha entrado en operación porque hacen falta 600 millones de dólares para concluirlo e instalar una laminadora y una peletizadora, adquiridas hace 10 años, que haría de SICARTSA un complejo integrado, según información de la Dirección de Operaciones.

La tercera empresa en que se fraccionó SICARTSA, se denomina Servicios Minerometalúrgicos de Occidente y agrupa las plantas de exploración, minas, equipo móvil de minas, trituradora secundaria, concentradora y ferroaducto.

Servicios Siderúrgicos Integrados, es la cuarta empresa conformada por la planta de cal, taller de ingeniería, planta de oxígeno, subestación principal, distribuidor de agua cruda, combustóleo, ferrocarril interno y el taller de equipo móvil uno.

Este conjunto de empresas, en el que se han invertido 4200 millones de dólares, es el único en Latinoamérica que tuvo acceso al certificado de calidad internacional de sus procesos y productos entregados por la norma TSO - 9002 y que otorga el British Standard Institute.

Si bien es cierto que SICARTSA es la acería con el más alto índice de eficacia y productividad, también enfrenta graves problemas. El principal, es la falta de disponibilidad de materias primas que representan 70 % del costo de producción del acero y el 80 % de la calidad del mismo.

A 20 años de su creación, la Siderúrgica Lázaro Cárdenas Las Truchas, (SICARTSA) perdió (por decreto) su condición de paraestatal estratégica y fue fraccionada en cuatro empresas limpias de problemas financieros y laborales para ponerlas en el aparador para su venta.

El pasado 10 de Octubre, la Unidad de Desincorporación de Empresas Públicas de la SHCP, hizo la convocatoria para la venta de paquetes accionarios, propiedad del Gobierno Federal. Las posturas se recibirán hasta el 18 de Noviembre de 1991. (Revista Epoca, 1991).

#### I.1.6. Economía.

Está basada esencialmente en la industria siderúrgica, donde la principal riqueza se encuentra en los depósitos ferríferos. En escala menor cuenta con agricultura, siendo los principales productos económicos los árboles frutales.

Dentro de su producción ganadera figuran la cría de ganado bovino, porcino y aves. La producción pesquera la forman los peces comestibles mencionados en la fauna.

## I.2. Geología.

### I.2.1. Geología Regional.

El marco geológico regional, se encuentra representado por rocas tanto ígneas y sedimentarias como metamórficas, predominando esencialmente estas últimas, con edades que varían desde el Cretácico Inferior hasta el Reciente. Es notable una serie de rocas piroclásticas de composición andesítica y origen volcánico explosivo, constituidas de aglomerados con intercalaciones de areniscas tobáceas, de grano medio a fino y brechas de igual composición. Se presentan algunos horizontes de rocas calcáreas que corresponden a la Formación Tecatitlán (Cretácico Inferior), así mismo, una sucesión de calizas y dolomitas del Cenomaniano, correspondientes a la Formación Morelos (Cretácico Superior). Su contacto superior esta formado por calizas con miliólidos para posteriormente ser del Turoniano.

### I.2.2. Geología Local.

Los tipos litológicos presentes en el área, se encuentran comprendidos geocronológicamente en un período que abarca desde el Terciario hasta el Reciente. La mayor parte de las rocas corresponden al sistema Terciario, donde predominan rocas ígneas y metamórficas.

Rocas Ígneas: dioritas, granodioritas, tonalita, pórfidos andesíticos y dacíticos

Rocas Metamórficas: skarn, skarn de granate ( andradita ), epidota, hornfels en escasa proporción

El mineral magnético y hematítico es incluido dentro del Terciario, habiendo sido intrusionado por diques de basalto y aplita que presentan alteraciones tales como argilización y sericitización; sus dimensiones son muy variables (10 cm-4 cm) y su comportamiento irregular. Al mineral hematítico rodado por ser posterior a todas las demás rocas se le considera en el sistema Cuaternario (ver tabla estratigráfica).

		TIEMPO			SUR DE JALISCO Y COLIMA	SUR DE MICHOACAN Cuenca del Balsas	SUR DE GUERRERO Y OAXACA	AREA DE ESTUDIO	
ERA	SIST.	PERIO	PISO	FORMACION	FORMACION	FORMACION	FORMACION		
CENOZOICO	CUAT.		RECIENTE	Aluvión y Suelos	Aluvión y Suelos	Aluvión y Suelos	Mineral Rodado		
			PLEISTOCENO						
	T E R C I A R I O			PLIOCENO	Tobas, Brechas				
				MIOCENO	Depósitos Lacustres	*****	*****		
				OLIGOCENO	?	Grupo Balsas	Grupo Balsas	Andesitas	
				EOCENO				Fierro	
			PALEOCENO				Micas - Albarr Suelos Grandioritas		
MESOZOICO	S U P E R I O R		MAESTRICHIANO						
			CAMPANIANO						
			SANTONIANO						
			CONIACIANO			Formación Mezcala			
			TURONIANO		Calizas Oscuras	Formación Cuautla	Formación Cuautla		
	I N F E R I O R		CENOMANIANO	Formación Morelos	+++	Formación Morelos	Formación Morelos	Morelos	
			ALBIANO			Calizas y Marmoles			
			APTIANO	Calizas y Lutitas	+++++	Calizas	++Andesitas+++		
			BARREMIANO	Rocas Igneas	+				
			HAUTERIVIANO	Extru.				Tecatlán	
			VALANGINIANO	Anhidritas		?	?		
			PERRIASIANO	y Calizas					
			TITONIANO	Areniscas y Pizarras		Formación Angas	Jur. Contin.		
			RONONIANO						
			HAVRIANO	*****		?			
		J U R A S I C O	S U P E R I O R		SEQUANIANO				
					ARGOVIANO				
	DIVESIANO								
	CALLOVIANO								
	BATHONIANO								
	BAJOCIANO						Margas y Calizas		
							Formación Consuelo		
	INF.		LIASICO						



NO DEPOSITO O EROSION



FASE DE LA COLUMNA ESTRATIGRAFICA CONOCIDA



DIORITAS Y GRANODIORITAS

U . N . A . M .

UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA DE MEXICO

FACULTAD DE INGENIERIA

TESIS PROFESIONAL

TABLA ESTRATIGRAFICA

JOSE DE JESUS HUEZO CASILLAS

FEBRERO 1992

TABLA BASADA EN LA CLASIFICACION DEL ING. E. LOPEZ RAMOS

### I.2.3. Fisiografía.

La región está situada en la zona montañosa de la costa del suroeste, (según la clasificación de las provincias fisiográficas del Ing. Manuel Alvarez Jr. en Negrete, 1985); esta provincia se extiende por los estados de Jalisco, Michoacán y Guerrero; su extensión es aproximadamente de 800 km. de longitud por 120 km. de ancho, se encuentra alrededor de los 1500 m. de altura, es transicional al norte con la zona de las fosas tectónicas y la cuenca del Balsas, donde el río de esta cuenca recoge su desagüe por medio de numerosos tributarios que se le unen para llevar sus aguas al Pacífico.

### I.2.4. Litología y Estratigrafía.

Desde el punto de vista litológico, el distrito se caracteriza por la asociación de depósitos de mineral de hierro con una amplia zona de rocas subvolcánicas de la familia Andesita-Diorita y con otra zona de rocas de metamorfismo de contacto. Las rocas metamórficas en ciertas áreas, están localizadas en el contacto con un cuerpo intrusivo de tipo granodiorítico. Además se presentan pequeños afloramientos de rocas de origen marino, tipo calcáreo del Cretácico Medio. La acción del metamorfismo de contacto se produjo tanto en los sedimentos marinos calcáreos, como en las andesitas pre-existentes distribuidas en la zona. La acción del metamorfismo influyó en aquellas rocas cuya composición química fué lo suficientemente favorable para permitir la formación de rocas de tipo hornfels, originadas por un metamorfismo selectivo.

Considerando la posición del distrito en la zona sísmica del Pacífico, el área ha sido afectada por un intenso tectonismo, lo que ha ocasionado un importante fallamiento y fracturamiento en todos los depósitos minerales.

Los tipos litológicos más importantes del distrito de acuerdo con la composición estratigráfica, principiando con los más antiguos hasta los recientes son:

#### a) Andesitas Precretácicas.

Al norte de los depósitos de hierro: El Mango y El Volcán se extiende una potente secuencia de rocas volcánicas de tipo andesítico con colores que varían del pardo rojizo en las zonas

alteradas por la oxidación superficial, a gris oscuro en las áreas no alteradas. Estos colores oscuros de la roca se deben a la existencia de minerales ferromagnesianos (hornblenda, piroxenos, biotitas) y pequeñas cantidades de magnetita.

b) Calizas del Cretácico Medio.

Se presentan alteradas y metamorfozadas en parte, sus afloramientos se encuentran en pequeñas dimensiones, como remanentes erosionados en las partes altas de los cerros.

Los efectos del metamorfismo deben haber sido eminentes en las calizas dolomíticas, con la formación de silicatos metamórficos de alta temperatura tales como granates, piroxenos, etc., en estas rocas es donde los reemplazamientos por el mineral de hierro fueron importantes. Por el contrario en aquellas partes de la serie sedimentaria que estaba formada principalmente por calcita, el metamorfismo originó una recristalización de la roca.

c) Rocas Intrusivas del Terciario Inferior.

Las rocas intrusivas están representadas por una amplia gama litológica, que varía desde la granodiorita hasta el pórfido diorítico, con diques de composición diversa. Los mejores y más amplios afloramientos de la granodiorita están enmarcados en el arroyo de Truchas. En este sitio, la roca se presenta sin alteraciones y con una gran variedad de diques de aplita, microdiorita y enclaves de cuarzo-dioritas. El pórfido diorítico es muy importante en el distrito, desde el punto de vista económico, ya que se presenta como una de las rocas encajonantes, en buena parte, de los depósitos de hierro. Es una roca compacta verde oscura, formada por pequeños prismas rectangulares de plagioclasas visibles a simple vista, incluidos en una matriz afanítica. En la zona de El Volcán, afloran las rocas del tipo diorítico en casi toda el área, exceptuando algunos afloramientos de rocas metamórficas y de calizas.

d) Rocas Metamórficas.

Las rocas metamórficas también tienen gran importancia porque constituyen otra de las rocas encajonantes de los depósitos ferríferos. Se encuentran ampliamente distribuidas en todo el

distrito y afloran en la mayor parte de los depósitos. Están constituidas por una amplia variedad de rocas metamórficas de contacto. Esta variedad es debida en parte, a la composición original de la roca y por otra a la intensidad del fenómeno de metamorfismo. Las rocas afectadas por el metamorfismo fueron calizas cretácicas y andesitas precretácicas; originando principalmente skarns y hornfels. El skarn de granate es el que está ligado directamente con la mineralización de fierro y en numerosas ocasiones constituye la ganga del mineral.

e) Andesitas Terciarias.

En ciertas áreas del distrito se encuentran manifestaciones volcánicas de rocas andesíticas formadas por brechas, tobas y derrames como sucede al norte del Cerro Tazas. Las rocas andesíticas contienen abundantes ferromagnesianos y finos cristales de magnetita constantemente diseminados. Estas rocas, pueden ser consideradas como una manifestación extrusiva de los pórfidos dioríticos.

Como se ha mencionado, tanto las andesitas como los pórfidos dioríticos deben pertenecer al vulcanismo y subvulcanismo terciario postectónico, característico de las cadenas circumpacíficas, las cuales son consideradas como excelentes productoras y almacenadoras de yacimientos minerales.

f) Diques Pos-minerales.

Los diques pos-minerales son abundantes, están repartidos irregularmente en todo el distrito, su espesor varía de 0.5 a 5 metros. La composición de estas rocas es muy diversa, las principales son: Aplitas de color gris claro y microdioritas de color verde oscuro. Afloran abundantemente en el arroyo de Truchas con un rumbo NW y con echado casi vertical; también es posible observarlas en algunas de las brechas de acceso en ambos yacimientos.

g) Sedimentos Clásticos Marinos Terciarios.

Estos depósitos se componen de una serie de clásticos marinos del Mioceno, afloran al sur del distrito, constituyen las últimas estribaciones de la sierra junto a la planicie costera. Están



constituidos por una alternancia de areniscas y conglomerados calcáreos cementados pobremente con calcita y minerales arcillosos, en determinados lugares presentan abundantes fósiles hasta formar verdaderas almejas pequeñas. En la planicie costera estos sedimentos se presentan en afloramientos aislados, su espesor varía desde unos centímetros hasta más de 30 metros.

#### h) Sedimentos Recientes.

Los sedimentos del Cuaternario están constituidos por terrazas fluviales, abanicos aluviales y suelos residuales. Cubren las partes bajas de la planicie costera, así como los cauces y las desembocaduras de los ríos. La formación deltáica del Río Balsas se encuentra a 25 km. al este del área de Truchas. El Río Acapulcan desemboca al sur del distrito, en él se pueden apreciar dos terrazas aluviales (Mapes, 1956 en Negrete, 1985) bien diferenciadas. En estos depósitos abundan los sedimentos derivados de las rocas graníticas, debido a la predominancia de estas rocas en toda la región. Los suelos residuales son abundantes; en la vecindad de los depósitos, están constituidos por mineral de hierro oxidado y minerales arcillosos, producto de la oxidación supergénica que debido al clima, ha sido muy intensa en todo el distrito.

#### I.2.5. Geología Estructural.

En el distrito ferrífero de Las Truchas, Mich. existen dos lineamientos estructurales bien definidos, relacionados con la ocurrencia de los yacimientos minerales.

Al norte, la zona más importante, tiene una dirección NW, y comprende a los siguientes yacimientos: El Leopardo, La Bandera, Santa Clara, El Mango, El Volcán, El Cayaco y La Aparecida.

Al sur, la segunda zona en importancia, tiene una dirección SW, e incluye a los siguientes depósitos: El Tubo, El Venado, Valverde, Los Habillales, Ferrotepec y El Colomo.

La intersección aparente de ambas líneas estructurales, se localiza al oriente del poblado de La Mira, Michoacán. Las dos líneas estructurales se encuentran cortadas y desplazadas por sistemas de fallas de importancia secundaria con diversas direcciones. La zona se encuentra afectada por numerosas fallas y fracturas debidas al intenso tectonismo que ocurrió en ella, antes,

durante y después de los procesos mineralizadores que dieron origen a los depósitos ferríferos.

#### I.2.6. Historia Geológica.

Al finalizar el Jurásico, el área se encontraba sumergida en un mar somero de poca circulación y cerca de la costa, ocurriendo transgresiones y regresiones limitadas, iniciándose un proceso volcánico explosivo, que dio lugar a una serie de rocas de composición andesítica, constituidas de aglomerados con intercalaciones de areniscas tobáceas y algunos horizontes de rocas calcáreas.

Las condiciones marinas prevalecieron desde el Cretácico Inferior hasta el final del Albiano, culminando con el depósito de calizas en mares epicontinentales. Posteriormente existió un proceso continuo de fines del Cretácico a principios del Terciario, la orogenia laramídica en su fase cordillerana afecto profundamente la zona, trayendo como consecuencia la emersión continental, fallamiento y plegamiento de las rocas calizas quedando estas expuestas a la erosión. Durante el Terciario se emplazaron intrusivos granodioríticos y una serie de fenómenos asociados como el metamorfismo ígneo, incluyendo metasomatismo de contacto, originando diferentes tipos de skarn y hornfels, emplazándose el mineral de hierro en el seno de estas rocas, debido al metasomatismo anteriormente dicho. Finalizando el Terciario se efectuaron intrusiones de rocas hipabisales, en forma de aplitas y dioritas que afectaron a la mena de hierro y a la roca encajonante. Asimismo, surgió intensa actividad volcánica, la que se manifestó con la extrusión de andesitas en forma de derrames.

Posteriormente, vino la segunda manifestación intrusiva representada por intrusiones menores en forma de diques de basalto, que afectaron en gran parte a la mena de hierro. Así también, se presentó erosión intensa con la remoción total de calizas cretácicas, dejando áreas de poco relieve. La exposición de los cuerpos de hierro a los agentes atmosféricos y su erosión prolongada propició el desgaste de gran parte de ellos, teniéndose como resultado la oxidación de minerales primarios en la porción expuesta del yacimiento. Finalmente, en el Cuaternario la alteración meteórica y otros agentes atmosféricos han fracturado al mineral hematítico, dispersándolo por todas las áreas, provocando en él alteraciones y formando otros minerales, como limonita. En algunas rocas se produjo arcilla residual, indicando

que existió concentración de hidróxidos de hierro, que es notable hasta la actualidad (Negrete, 1985).

### I.2.7. Mineralización y Génesis.

El yacimiento "El Volcán" se caracteriza por ser de forma irregular, además de que sus minerales de mena están constituidos por hematita supergénica en un 32%, y por magnetita en un 68%. En la hematita se observan pequeñas vesículas producidas por la lixiviación de los sulfuros de hierro, mientras que la magnetita se encuentra constituida por agregados microcristalinos de color negro azulado y brillo metálico; contiene impurezas de sulfuros de hierro no mayores del 5% y presenta trazas de fósforo. Los minerales de ganga están representados por granate, epidota, pirita, calcopirita, bornita, clorita y calcita. En las partes superiores de los cuerpos se observa como la oxidación ha afectado a los sulfuros de hierro formando limonita. La mineralización del área fué originada por procesos de metasomatismo en relación con metamorfismo ígneo, los que se forman a temperaturas variables de 400 a 800 grados centígrados, por lo que, es evidente que los procesos genéticos que dieron lugar a la formación del yacimiento, estuvieron relacionados íntimamente con la intrusión de un magma de tipo félsico a intermedio en calizas y depósitos volcánicos. Los efectos que produjo el intrusivo en las unidades litológicas mencionadas, fué la descarbonatación y eliminación de CO<sub>2</sub> en las calizas, a causa de las temperaturas del mismo y la formación de minerales silícicos tales como granates y epidota que a su vez, produjeron rocas tales como skarn y hornfels. Estas rocas forman una aureola metamórfica constituida por una zona interior cercana al intrusivo, representada por hornfels y anfibolitas; otra intermedia de skarn de granate y epidota; finalmente una zona periférica formada por lentes de caliza recristalizada.

De acuerdo con el origen de formación, los minerales se pueden clasificar en:

- a) Hipogénéticos: Magnetita, Pirita, Calcopirita  
Granate(ándradita), Epidota y  
Clorita.
- b) Supergenéticos: Hematita, Limonita, Goethita.

#### I.2.8. Reservas.

Actualmente se tienen reservas minables de 590,000 toneladas de magnetita con una ley media de 49.88% de Fe magnético y 647,078 toneladas de descapote, profundizandose el tajo hasta el nivel -56. Mina El Volcán contribuirá con 2'800,000 toneladas de magnetita con una ley media de 35.11% de Fe magnético, 9'000,000 de tepetate y 2'000,000 de toneladas de hematita con una ley media de 58.14% de Fe total, esta mina proporcionará el 100% de mineral magnético que se alimentará a la planta concentradora.

### I.3. Mina.

#### I.3.1. Características de diseño.

El sistema de explotación que se utiliza es el de tajo abierto, se usan bancos de 13 m de alto, con pendientes en los caminos de acarreo de 8.5 %, el ancho de los caminos es de 10 metros mínimo y el de las rampas es de 20 m. El talud de la mina es de 52 a 56°, dependiendo de la calidad de la roca, encontrándose mejor calidad de la roca a profundidad. El talud de terminación será de 70°.

En barrenación se utiliza un espaciamiento entre barrenos de 6.9 m en tepetate y 5 m en mineral, la distancia al bordo es de 5.25 m en tepetate y 3.8 m en mineral. La ley mínima de corte es de 34.5 % de Fe magnético.

#### I.3.2. Reservas Positivas en "Las Truchas".

Las reservas positivas de mineral de hierro en el distrito ferrífero de Las Truchas se conocieron en base a una reevaluación de las reservas de mineral de hierro hecha en 1988 (Reportes Internos "SICARTSA" en López, 1992), utilizando barrenos de diamante y calculando las reservas positivas en función de la ley promedio de los barrenos de diamante asignada únicamente al área de influencia de cada barreno. Los resultados de la evaluación se muestran en la Tabla No.1.

En el corto y mediano plazo la mayoría del mineral será de la mina "El Volcán" con 35 % de Fierro Magnético y 49 % de Fierro Total, siendo actualmente el más estudiado y con mayor desarrollo; el yacimiento "El Mango" presenta características muy semejantes a las de "El Volcán" y a largo plazo se utilizará en la planta concentradora. En las gráficas Nos. 1 y 2 se observan las reservas positivas de mineral magnético y oxidado (en Sicartsa a la hematita se le denomina mineral oxidado por su poca susceptibilidad magnética) en el distrito ferrífero "Las Truchas".

#### I.3.3. Programa de Producción.

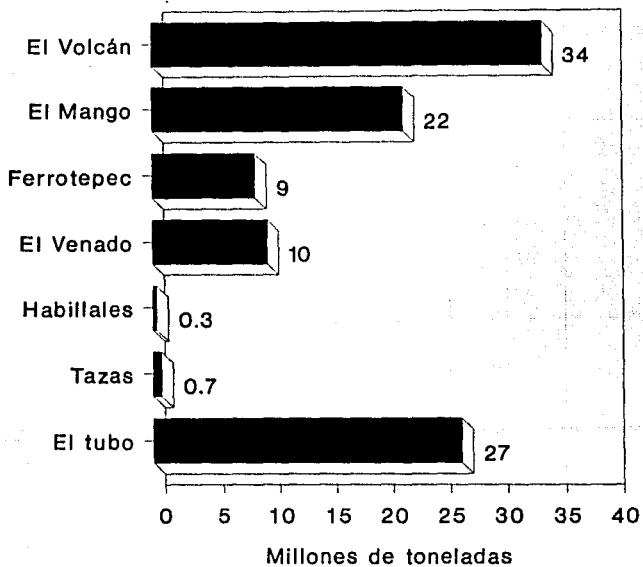
El programa de producción de Sicartsa consiste en producir 20,000,000 de toneladas anuales, las cuales son distribuidas en; 17 % de hematita, 15.5 % de magnetita y 67.5 % de tepetate. Su extracción requiere de una relación de descapote aproximada de 2:1 y dependiendo de los porcentajes de mineral-tepetate suele variar

Tabla No. 1

Tipo de Mineral	Localidad	Millones de Toneladas	Fierro Magnético %	Fierro Total %
Magnético	El Volcán	34	35	49
	El Mango	22	40	54
	Ferrotepec	9	42	53
	El Venado	10	30	45
	Los Habillaies	0.3	41	55
	Tazas	0.7	36	48
	El Tubo	27	29	41
Subtotal Magnético		99	36	49
Oxidado	El Volcán	0.2		60
	El Mango	9		50
	Ferrotepec	7		56
	Habillaies	0.2		52
	Metales	0		51
Subtotal Oxidado		24.4		55
Reservas Totales		123.4		50

# Reservas Positivas Mineral Magnético

Yacimiento



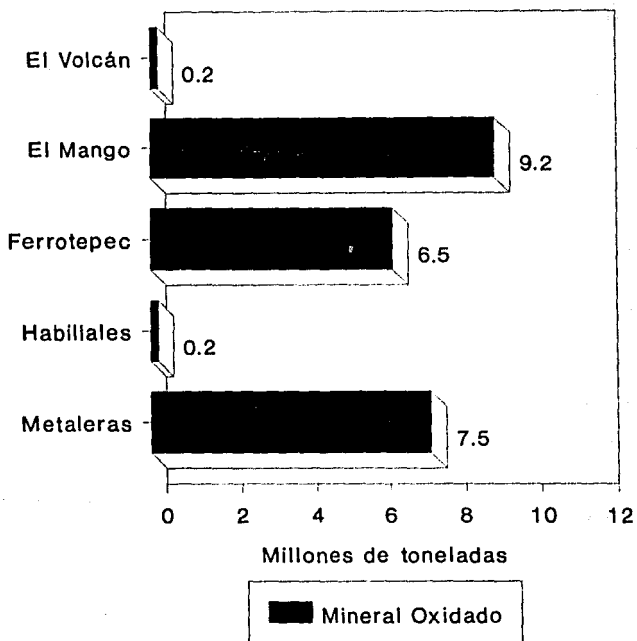
Mineral Magnético

LAS TRUCHAS

Gráfica No. 1

# Reservas Positivas Mineral Oxidado

Yacimiento



LAS TRUCHAS

Gráfica No. 2



la relación de descapote de 1.5:1 hasta 3.3:1. El programa de extracción de mineral todo uno con proyección al año 2006, contempla las reservas minables a la fecha incluyendo la hematita almacenada en metalera (106.592 millones de toneladas). Considerando únicamente las reservas minables de magnetita, la cifra disminuye a 82.954 millones de toneladas.

La cantidad de mineral requerida en el año 1991 de minas para planta concentradora es de 2.378 millones de toneladas, de material magnético. A partir del año 1992 es considerado un incremento en la producción de 500 millones de toneladas, que aumenta en 1993 a 1.800 millones de toneladas, en 1994 a 2.500 millones de toneladas y se estabiliza finalmente del año 1995 al 2006 en 2.920 millones de toneladas; esto es debido a el arranque de la PLANTA II de SICARTSA.

#### I.3.4. Principales equipos.

En barrenación se emplean 4 perforadoras rotarias T-5, las cuales llegan a barrenar hasta 2,540,000 toneladas mensuales, estan montadas en camiones móviles de tres ejes, de combustión diesel, el mastil tiene una altura de 6 m y mediante la unión de tres segmentos de barrenación se da una longitud final a los barrenos de 15 m, considerando 1.5 m de sub-barrenación; el diámetro de los barrenos perforados es de 9" (228 mm de diámetro) dado con brocas tricónicas.

El equipo de carga utilizado consta de 4 cargadores Caterpillar tipo 992-C con capacidad de cucharón de 10.4 m<sup>3</sup>, 3 cargadores frontales Caterpillar tipo 988-B, con capacidad de 8 m<sup>3</sup>, 2 palas DEMAG tipo H-185 con capacidad de cucharón de 12 m<sup>3</sup>, 1 pala KOMATSU tipo PC-1600 con capacidad de cucharón de 12 m<sup>3</sup> y 1 pala DEMAG tipo H-121 con capacidad de cucharón de 10 m<sup>3</sup>.

El equipo de acarreo está integrado por una flotilla de 32 camiones EUCLID, 22 de ellos con capacidad de 85 toneladas y los restantes de 50 toneladas.

El equipo auxiliar utilizado consiste de, 5 Tractores, 2 Motoconformadoras y 3 pipas de riego, principalmente. Estos fundamentalmente se encargan de la limpieza de las áreas de ataque de las palas, y sitios de descarga de material, a la nivelación, limpieza de pisos y bancos y a la construcción de rampas de acceso y caminos de acarreo.

## **I.4. Planta de Beneficio.**

### **I.4.1. Sección de Trituración y Homogeneizado.**

El proceso de preparación mecánica propiamente dicha, inicia en la trituración primaria. El material alimentado a la quebradora giratoria de campana, tiene como tamaño máximo de alimentación de 36". A su vez la quebradora primaria esta provista de un martillo hidráulico, que es utilizado cuando se recibe en la alimentación de la quebradora rocas de tamaño mayor a 36".

La quebradora primaria descarga el material a un tamaño menor de 7", y por medio de bandas transportadoras de 36" de ancho, hace llegar el material a trituración secundaria.

En trituración secundaria se recibe el mineral a -7" y es reducido por medio de dos quebradoras de cono cabeza corta, a un tamaño de  $-2 \frac{1}{4}$ ". Este mineral es enviado por medio de bandas transportadoras de 36" al apilador, el cual forma en sus recorridos en dos patios, pilas longitudinales con capacidad de 50,000 toneladas cada una. Aquí el mineral es homogeneizado, evitando variaciones considerables en la ley de fierro y de sus impurezas.

El mineral se termina de homogeneizar levantando las pilas con un recogedor de tambor, depositando a su vez el material sobre una banda transversal móvil. Esta, comunica con una serie de bandas que hacen llegar el material hasta trituración terciaria, que se sitúa contigua a la planta de concentración.

El mineral aquí triturado en circuito cerrado, queda ahora con tamaño máximo de 15 mm, con ley media de 49.5 % de fierro y constituye la alimentación a la planta concentradora, la cual fué diseñada para concentrar mineral incluso de 45 % de fierro.

### **I.4.2 Sección de Molienda y Concentración Magnética.**

La planta consta de dos líneas de molienda y concentración idénticas, terminando en una línea común en la parte de tratamiento del concentrado y eliminación de colas.

Cada línea tiene capacidad para recibir 220 t/h de mineral homogeneizado y reducido a -15 mm, que es entregado por dos alimentadores tipo banda, de velocidad variable, los que descargan en un transportador de banda con pesador integrador que cumple tres funciones: a) medir la cantidad de mineral entregado a cada molino de barras, b) controlar la velocidad de los alimentadores, c) controlar el agua alimentada al molino, mediante una válvula

solenoide. Por cada línea se tiene un molino de barras de 3.8 x 5.0 m, con motor de inducción de 900 kW y 900 rpm, con laines interiores de acero al manganeso.

El tamaño del mineral de descarga de cada molino de barras es de -1 mm, y constituye una pulpa que es bombeada hacia un distribuidor de pulpa que tiene seis compartimientos. Las seis salidas alimentan a dos separadores magnéticos de tambor, tipo concurrente, los que operan en paralelo; cada uno tiene dos tambores de 915 x 2440 mm, con imanes permanentes dando un campo magnético de 900 Gauss (0.9 Teslas) a 50 mm. El preconcentrado entregado por los separadores magnéticos alimenta por gravedad en cada línea, a un molino de bolas de 4.6 x 8.6 m, con motor de inducción de 2500 kW y 900 rpm, con recubrimiento interior de caucho.

Este molino opera en circuito cerrado con una carga circulante de 250 % ; la pulpa producida es bombeada hacia dos grupos de cuatro hidrociclones, de 525 mm de diámetro superior c/u. Un grupo de hidrociclones corresponde para cada bomba.

La descarga gruesa de los hidrociclones es recirculada por gravedad al molino de bolas, en tanto que el rebose que representa la fracción de menos de 100 micrómetros, cae por gravedad a un distribuidor de pulpa con nueve compartimientos y salidas, que a su vez, alimenta a tres separadores magnéticos de tambor de 915 x 2740 mm, con imán permanente, dando un campo magnético de 900 Gauss (0.9 Teslas) a 50 mm.

#### I.4.2.1 Eliminación de colas en línea común.

Las colas provenientes de los separadores magnéticos primarios pasan en cada línea por un cono sedimentador de arenas de 5 m de diámetro y diseñado para dar un derrame de menos de 75 micrómetros; mientras que la descarga de ambos conos pasa a dos hidrociclones de 525 mm de diámetro, que separan a 250 micrómetros. El derrame de los conos y de los hidrociclones, junto con las colas de los separadores magnéticos secundarios, se envían a un espesador de 64 m de diámetro, cuya descarga inferior es bombeada a presa de jales. La arena clasificada por los hidrociclones se acumula en una pila, desde donde se transporta para utilizarla en la construcción de los bordos de las presas de jales.

#### I.4.2.2 Tratamiento del concentrado en línea común.

El concentrado secundario finamente molido (90 % a menos 45 micrómetros) se envía a un espesador de 30 m de diámetro, cuyo rebose, al igual que el rebose del espesador de colas, constituyen el principal volumen de agua recuperada del proceso, la que mediante bombeo es recirculada a la planta. La descarga del espesador de concentrados constituye una pulpa con aproximadamente 68 % en peso de sólidos, que es bombeada hacia dos tanques agitadores de 14.6 m de diámetro y 13.1 m de alto, cada uno con una unidad agitadora con hélice de 12 pies de diámetro (3.66 m).

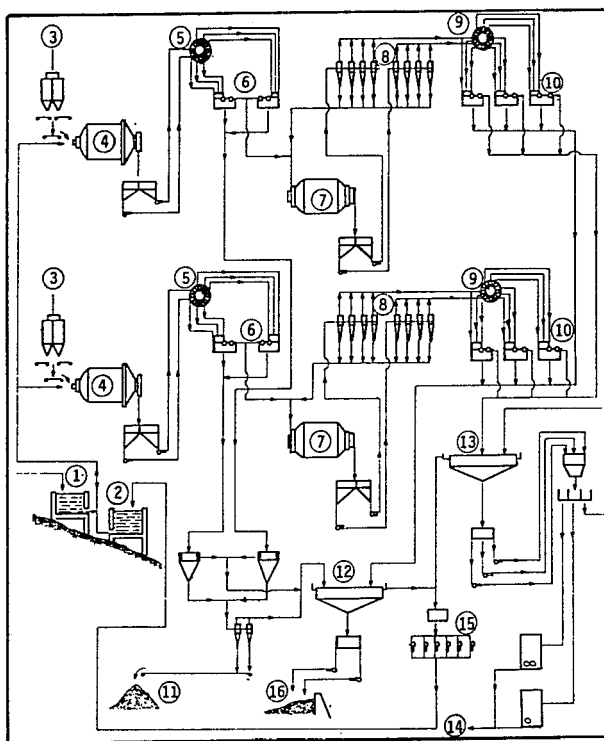
Desde aquí la pulpa de concentrados, alimenta al ferroaducto con tubería de 10" de diámetro y que lleva a través de 25 kilómetros, el concentrado hasta la planta de pelets de SICARTSA en el puerto de Lázaro Cárdenas.

#### I.4.3 Características de producción del concentrado.

La planta concentradora recibe mensualmente en promedio 321,638 toneladas de mineral, con leyes medias de; 49.7 % de hierro total, 36.1 % de hierro magnético, 14 % de sílice y 2.3 % de azufre; principalmente.

De la planta concentradora se obtienen dos productos, el concentrado y las colas. La producción mensual de concentrado es de 183,591 toneladas con leyes medias de 60.47 % de hierro total, 55.2 % de hierro magnético, 3.32 % de sílice y 0.37 % de azufre. Las colas finales obtenidas mensualmente son 138,047 toneladas, con leyes medias de 21.15 % de hierro total y 6.49 % de hierro magnético. ( ver diagrama de flujo No.1 ).

Los datos anteriores indican que la planta concentradora tiene recuperaciones medias de 79.18 % para fierro total y 91.88 % para fierro magnético.



- 1 Depósito de agua nueva
- 2 Depósito de agua de proceso
- 3 Alimentación del mineral a planta concentradora
- 4 Molino de barras 3.8 x 5 (m)
- 5 Distribuidores de pulpa primarios
- 6 Separadores magnéticos primarios
- 7 Molino de bolas 4.6 x 8.6 (m)
- 8 Hidrociclones
- 9 Distribuidores de pulpa secundarios
- 10 Separadores magnéticos secundarios
- 11 Colas gruesas
- 12 Decantador de colas
- 13 Decantador de concentradores
- 14 Hacia la planta de peletización
- 15 Bombas de recirculación de agua de proceso
- 16 Presa de jales

U N A M  
 UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA DE MEXICO  
 FACULTAD DE INGENIERIA  
 TESIS PROFESIONAL  
 DIAGRAMA DE FLUJO N°1  
 JOSE DE JESUS HUEZO CASILLAS  
 JULIO 1992

## **CAPITULO II EQUIPOS DE FLOTACION NEUMATICA.**

Los equipos de flotación neumática iniciaron su desarrollo, desde el inicio de las celdas mecánicas. En los primeros equipos la aeración a la pulpa, se realizó sin excepción por medio de aire a presión, el cual fluía a través de medios porosos o directamente. Uno de los mayores problemas fue el transporte de la pulpa, lo cual ocasionaba asentamientos y bloqueos en los conductos de aire. A pesar de esto, en las últimas décadas se ha intensificado, con éxito el desarrollo de nuevos equipos neumáticos, debido a su sencillez en construcción, a su bajo consumo de energía y menos desgaste. La aeración a presión se realiza antes de la entrada o en la celda. El acondicionamiento se realiza en un tanque agitado mecánicamente, debido a que la dosificación de reactivos por canales, o conductos en la celda neumática no es suficiente, debido a la poca turbulencia en estos equipos.

### **II.1 Celdas de Flotación.**

Estos equipos se caracterizan por ser no muy altos, además de manejar burbujas de aire de mayor diámetro con respecto a las columnas.

#### **II.1.1 Celda Cyclo (Heyl-Patterson, E.U.).**

Esta formada por una celda en forma de caja, a través de la cual fluye la pulpa de flotación. El movimiento y aeración de la pulpa tiene lugar por medio de una mezcla de aire y agua a presión, el cual tiene lugar en un ciclón de forma semiesférica, denominado **cámara de remolino agua-aire**, de las cuales varias están ordenadas en serie en la caja de la celda. El uso principal de esta celda, está en la flotación de carbón. Un esquema de la celda Cyclo se observa en la Figura No.1

#### **II.1.2 Celda Davcra (Cozinc, Riotinto Australia).**

De manera análoga trabaja la celda Davcra, la cual tiene una sección transversal rectangular en donde se colocan varios ciclones en la pared exterior de la celda, como se observa en la Figura No.2 La pulpa se introduce a presión y de manera tangencial al ciclón, mientras que el aire a presión fluye a través de un tubo a lo largo

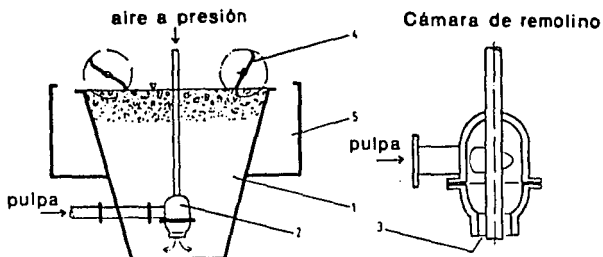


Fig. No. 1 Celda Cyclo 1.- Celda 2.- Cámara de remolino  
3.- Orificio de salida 4.- Rastras

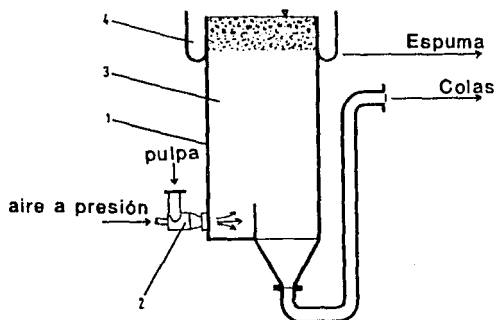


Fig.No. 2 Celda Davcra.

(Winnacker - Kuchler, 1986)

- 1.- Celda
- 2.- Introducción del aire coaxial
- 3.- Cama de espuma
- 4.- Canal de captación de espuma.

del eje longitudinal del ciclón. Esta celda se prefiere en los últimos pasos de limpia de la flotación de cobre.

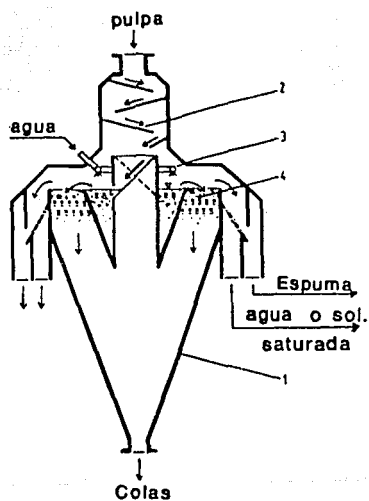
#### **II.1.3 Celda Knaus (Rusia).**

La construcción de la celda Knaus, representa un cono invertido, como se observa en la Figura No.3 La pulpa entra por la parte superior, ya aerada y dosificada con los reactivos correspondientes, en forma de cascada a través de superficies de conducción ordenadas, formando una capa delgada homogénea a través de toda la longitud de la celda. El producto de flotación pasa a un canal y de ahí por medio de aire a presión, el cual fluye a través de tubos perforados, se aérea hasta formar espuma. La pulpa de flotación y la espuma pasan a un anillo en el borde de la celda de flotación, en donde otra aeración tiene lugar con aire a presión, el cual sale de tubos perforados, colocados a lo largo de la celda. La espuma impulsada por un flujo casi laminar, conduce a la pulpa mineral en dirección a los canales de captación de espuma; estos flujos son controlados a través de alimentación de aire, como también por los inyectores de agua, colocados en las paredes de la celda. La mínima turbulencia y la producción de un tipo de capa de arrastre, Permite la flotación de partículas gruesas, así para salmueras, el tamaño de partícula flotable es de 5 mm máximo.

#### **II.1.4 Celda Bahr (Clausthal, Alemania).**

Esta celda neumática tiene una sección transversal cónica con un cilindro sobrepuesto, en donde se forma la capa de espuma, como se observa en la Figura No.4 La pulpa acondicionada se bombea a varios aeradores, colocados en la periferia cilíndrica. El aire a presión en los aeradores, llega a través de un medio poroso. De aquí se conduce a la forma cónica de la celda en donde a través de una repentina descompresión, se obtienen más burbujas de aire. La característica de esta celda es la espuma formada, la cual esta muy acolchonada y rellena, lo que conduce a concentrados muy puros; esta celda no únicamente se caracteriza por su gran rendimiento en relación con su volumen, sino también a la flexibilidad relacionada con la alimentación. Se encuentra en maduración tecnológica.

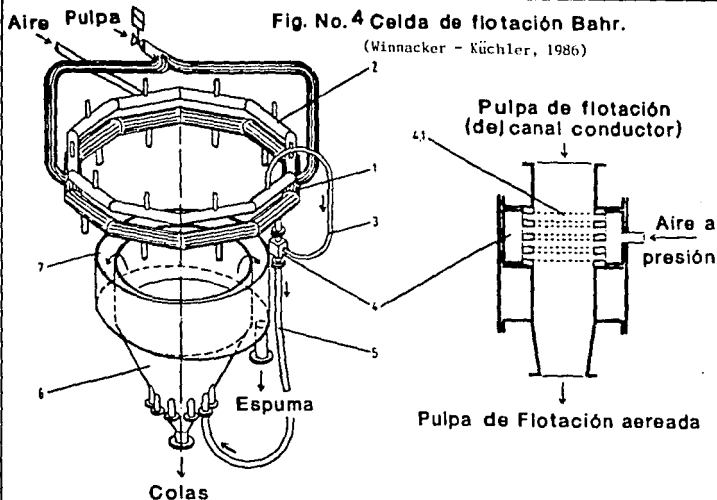




**Fig. No. 3 Celda Knaus**  
**Celda para flotación**  
**de partículas gruesas**

(Winnacker - Kuchler, 1986)

- 1.- Celda
- 2.- Dispositivo de alimentación
- 3.- Dispersores de agua
- 4.-Tubo de goma para aereación



- 1.- Anillo de conducción para la pulpa acondicionada.
- 2.- Canal de conducción para aire.
- 3.- Mangueras para aereación.
- 4.- Aereador en forma de mangueras (4.1) para producir burbujas pequeñas
- 5.- Conducto de la pulpa hacia la celda de flotación
- 6.- Celda de flotación
- 7.- Canal de captación de espuma y salida

## **II.1.5 Celda Convencional con Agitación Mecánica y Subaeración**

Se caracteriza por estar diseñada con un rotor-estator que permite la dispersión de grandes cantidades de aire formando burbujas de diferente diámetro en todo el volumen de la celda, manteniendo en perfecta suspensión a los sólidos de la pulpa, estos modelos han sido construidos de forma rectangular, cuadrada, en "U". Este tipo de celda es más utilizada en la industria, siendo un mercado de manufactura cubierto por numerosos fabricantes (DENVER, OUTOKUMPU, WEMCO, etc.), como se observa en la Figura No.5.

## **II.2. Columnas de Flotación.**

Estos equipos se caracterizan por sus grandes alturas además de que pueden ser de sección circular, cuadrada y rectangular, el diámetro de burbuja que manejan es pequeño. En recientes investigaciones se han encontrado diferentes combinaciones para concentración de minerales y generación de burbujas que tienen el objetivo de optimar costos y obtener grados de concentración más altos.

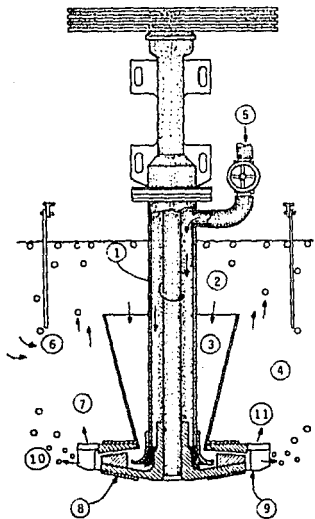
### **II.2.1 Columna de Flotación (Canadá).**

La columna canadiense a contracorriente fue la primera de su tipo, la celda tiene la forma de tubo de 1.8 x 1.8 x 13.5 m, con un volumen de 45 m<sup>3</sup>. Debido al principio de contracorriente se transportan solo las partículas hidrofóbicas por las burbujas de aire, esto permite a la celda ser muy selectiva y adecuada para la flotación de partículas muy finas.(Fig. No.6)

### **II.2.2. Control Computarizado para Columna de Flotación.**

En cooperación con la Asociación Hatch, los Laboratorios de Investigación del Carbón han desarrollado un sistema de control computarizado único para el circuito de Columna de Flotación a nivel Planta Piloto. El control estratégico incluye tres opciones de control como alternativas para tener flexibilidad en la operación. Las opciones incluyen: a) control manual, b) control de la interfase/agua de lavado y el punto de control en la relación

## MAQUINA DE FLOTACION DENVER D-R



- 1 Tubo para aire
- 2 Aire
- 3 Pulpa
- 4 Flujo de pulpa
- 5 Aire a presión
- 6 Deflexión de espuma transportada
- 7 Mezcla de pulpa y aire en la abertura al rotar la propela
- 8 Rotación de la propela
- 9 Difusor
- 10 Pulpa-aire mezclados se expulsan por la propela a el fondo de la celda, elevando y suspendiendo sólidos
- 11 Recirculación de pulpa, movimiento de grandes volúmenes de pulpa de la zona superior para eliminar cualquier concentración de arenas en el fondo de la celda
- 12 Diseño de tanque tipo "abierto"

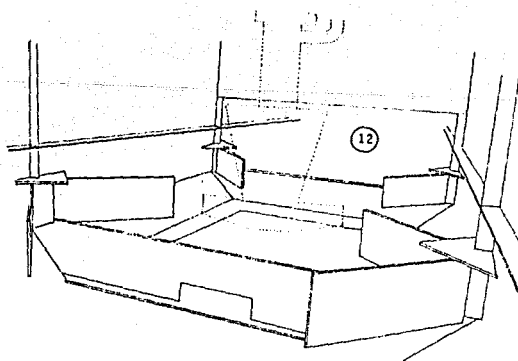
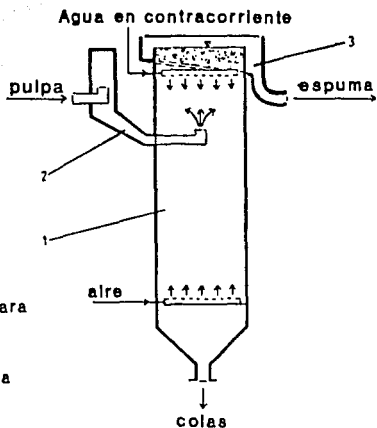


FIGURA N°5



1.- Columna de flotación

2.- Dispositivo de alimentación para acondicionamiento de la pulpa

3.- Canal de captación de espuma

Fig. 6 Columna de Flotación (Winnacker - Küchler, 1986)  
(Columna de Flotación en contracorriente)

del flujo de colas y c) control de la interfase/relación del flujo de colas y alimentación así como la regulación del agua de lavado. La analogía de los signos de toda la instrumentación y los algoritmos numéricos son usados para estimar la cantidad de aire empleado y el promedio del diámetro de burbuja en la zona de colección. El sistema de control además incluye el control de reactivos basado en una estimación del flujo de masa. El desarrollo se inicio con la instalación de columnas de 0.76 m de diámetro y 7.6 m de altura con una capacidad de alimentación de sólidos de 2 tph.

Del proceso de control de la columna, las variables más reconocidas del proceso para columna de flotación son (Dobby and Finch, 1986 en Huls, 1991 Vol. 2 pp 456):

- Nivel de interfase (pulpa/espuma)
- Punto de relación de flujo (flujo del agua de lavado descendente a través de la interfase)
- Tamaño de burbuja de aire
- Gas de soporte (cantidad de aire atrapado en la columna en un momento particular)
- Flujo de aire (alimentando a los generadores o dispersores de microburbujas)
- Densidad de pulpa de la alimentación y descarga
- Relación del flujo volumétrico de la adición del agua de lavado.

Estas variables son esenciales para medición y monitoreo de un efectivo proceso de control esquemático; las variables del proceso más difíciles de medir son la relación de flujo y el tamaño de la burbuja de aire, sin embargo, los diversos desarrollos nacionales e internacionales se encaminan a estas dificultades.

Actualmente en muchas columnas, el nivel de interfase es medido utilizando un sensor de nivel (tubo-emisión-transductor de presión) y se mantiene en un punto deseado, por la manipulación de la relación en el flujo de colas. Debido a la falta de cualquier otro proceso de medición variable estas columnas permiten un funcionamiento de pobre a subóptimo. Otro concepto de control fue introducido por Amelunxen (1985,1988) y se uso la proporción de la relación de flujo volumétrico de colas a alimentación, como un proceso variable donde la relación de flujo de colas es manipulado contra la relación de flujo de la alimentación para mantener la proporción en un punto deseado. El mayor avance en sistemas de control donde se enlazan tres controles (control del nivel de interfase/agua de lavado, control de alimentación/colas y control del gas de soporte) es empleado y vendido por la Inc.

Internacional de Control. El sistema de computación utilizado es el ONSPEC con estructura, datos y análisis de capacidades incluyendo tiempo real y tendencia histórica.

La instrumentación requerida para este control es:

- Cuatro celdas de presión Foxboro (Modelo 827 DF-IS1 NLKA1), tres localizados a diferentes profundidades en la zona de colección y la cuarta en la zona de espuma.
- Cuatro Flujometros Magnéticos Fischer & Porter Copa-X (Modelo 10D 1465B-1) y convertidores de señales (Modelo 50SF 2000). Los Flujometros son usados para medir las relaciones de flujo volumétricas de la muestra alimentada, colas, microburbujas generadas en agua y agua de lavado (por medio de una señal eléctrica y sirven para gráficar y/o controlar).
- Una valvula de esfera Velan (Modelo SB 150) y un sistema de control Raymond actuando para controlar la posición (Modelo PC-39).
- Dos medidores de densidad nucleares K-Ray (Modelo 3660) montados en los dos flujos que alimentan a la columna. Durante una corrida típica la columna se alimenta solo por un flujo.

**Estrategias de Control.**- El desarrollo en el procesamiento de sistemas de control tiene dos maneras de controlarse, manual o automático. La forma manual se usa cuando comienza la operación de la columna, cerrando completamente la valvula de colas y abriendo por completo la valvula del agua de lavado. Una vez que el nivel de interfase deseado es alcanzado, el sistema de control cambia a la forma automática. En la manera automática, dos estrategias de control son realizadas y la descripción resumida de cada estrategia se menciona a continuación:

**Estrategia # 1:** Esta estrategia consiste de dos controles independientes (ver fig. No.7). El primer control de giros (dado por medio de una veleta dependiendo del flujo), en el nivel de interfase por ajuste de la relación de flujo del agua de lavado. El segundo control de giros regula la relación de flujo volumétrico de las colas en relación a la relación de flujo de la alimentación a la columna, de manera que este punto (relación de flujo de colas-relación de flujo de alimentación) se mantenga en un valor positivo. La diferencia entre la relación de flujo de colas y la relación de flujo de alimentación es manejado por la adición del agua de lavado. La razón para operar la columna en un punto positivo es para proporcionar un rechazo eficiente de partículas no deseables en el concentrado. En esta estrategia es importante el tamaño de la línea del agua de lavado para arreglar los puntos

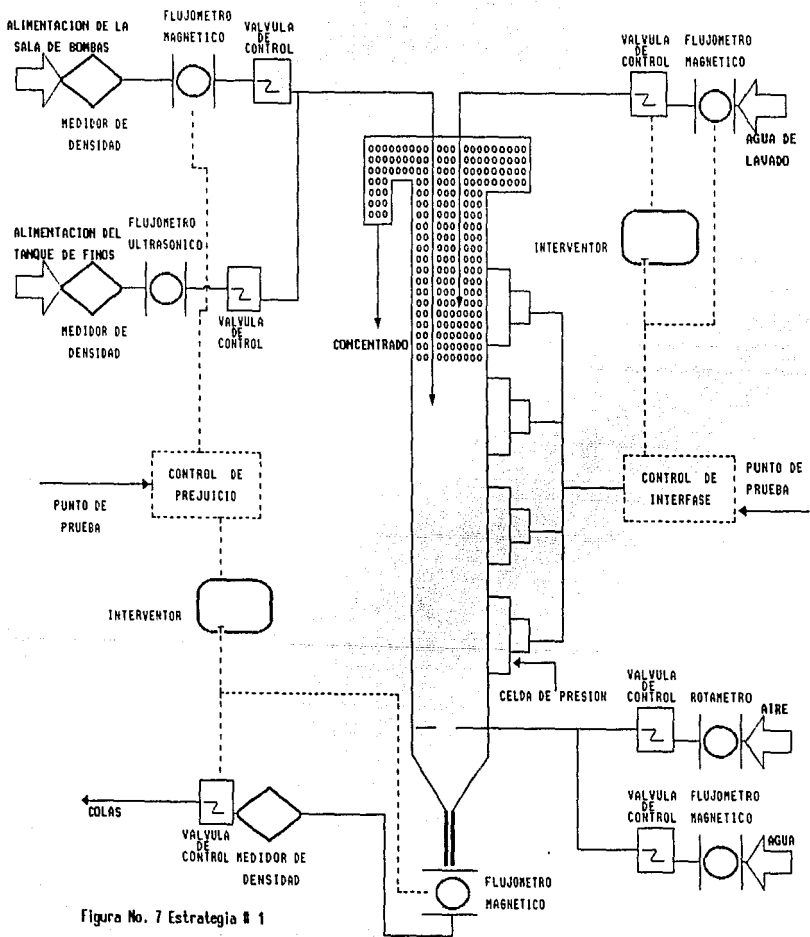


Figura No. 7 Estrategia # 1



altos en la relación de flujo. De fallar el suministro suficiente de agua de lavado puede resultar en un descenso continuo del nivel de interfase. Esta estrategia no es tan común como la estrategia # 2.

**Estrategia # 2:** El nivel de interfase se controla al regular la velocidad de flujo de colas (ver fig.No.8). La velocidad del suministro de agua de lavado se controla automáticamente basado en un valor determinado en base a la experiencia e información del grado del concentrado. Gas suministrado, diámetro de burbuja y densidad de pulpa son dados en ambas estrategias. Los intentos para estimar el diámetro de burbuja empleando algoritmos se basan en el algoritmo desarrollado por (Dobby, Yianatos y Finch, 1988 en Huls, 1991 Vol.2 pp 459).

**Sistema Computarizado.-** Como importantes requerimientos para el sistema de computación seleccionados pueden ser, un costo razonable y que presente sin embargo capacidad para efectuar un control de algoritmos más allá del control básico PI, expandible para acomodar futuros controles requeridos, facilidad de operación de la interfase, compatibilidad con otro HARDWARE existente; para satisfacer estos criterios, se usa una PC basada en un sistema supervisor con control local activo que fue seleccionado sobre simples controles de giro digitales PI. Un sistema híbrido fue seleccionado, abarcando el SOFTWARE Intellution Specifix y el Control de Microsistemas SAFE 8000-8254A proceso de control computarizado. Fig.No. 9 muestra una simple configuración del sistema de control computarizado empleado (Huls, 1991 Vol.2 pp 455-466).

### II.2.3. Métodos de Aeración en la Columna.

De los tres métodos de aeración conocidos (tubo dispersor de aire, areador venturi y generador externo de burbujas) se describe c/u a continuación. Algunas de las pruebas preliminares fueron hechas con el tubo dispersor de aire, de aquí se paso a la evaluación final tomando y comparando entre los tres aeradores. La columna utilizada tiene un diámetro interno de 15 cm y una altura total sobre el areador de 9.7 m. La Fig.No.10 muestra las tres configuraciones.

**Tubo dispersor de aire.-** Este tipo de dispersor consiste de un tubo de PVC cubierto con una capa de LINATEX que se perfora solo en la parte superior 180° de su circunferencia.

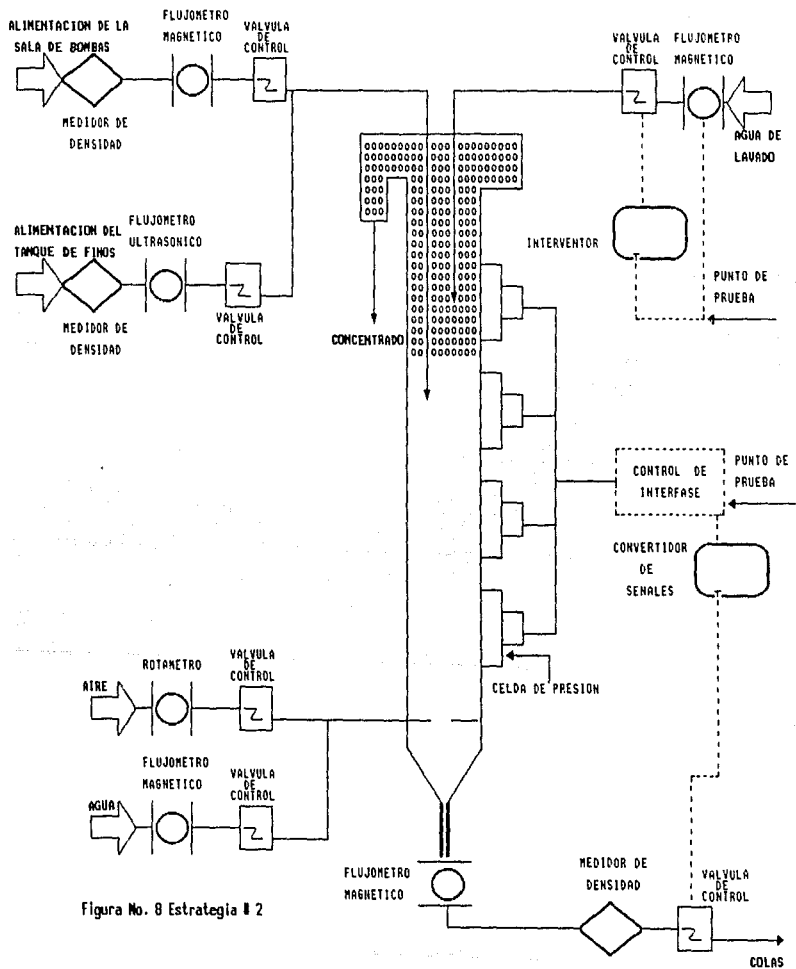
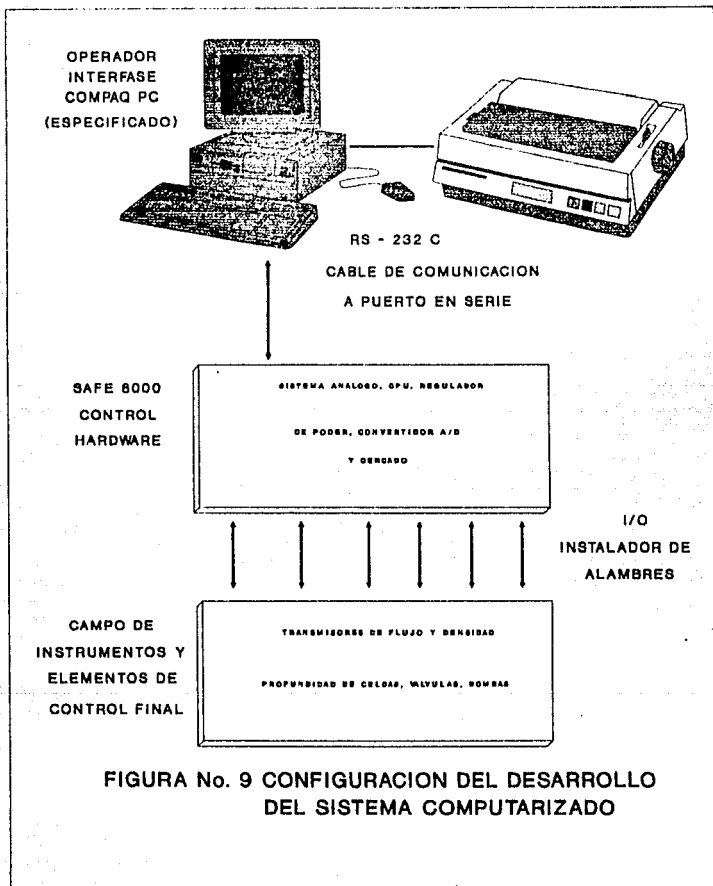


Figura No. 8 Estrategia # 2



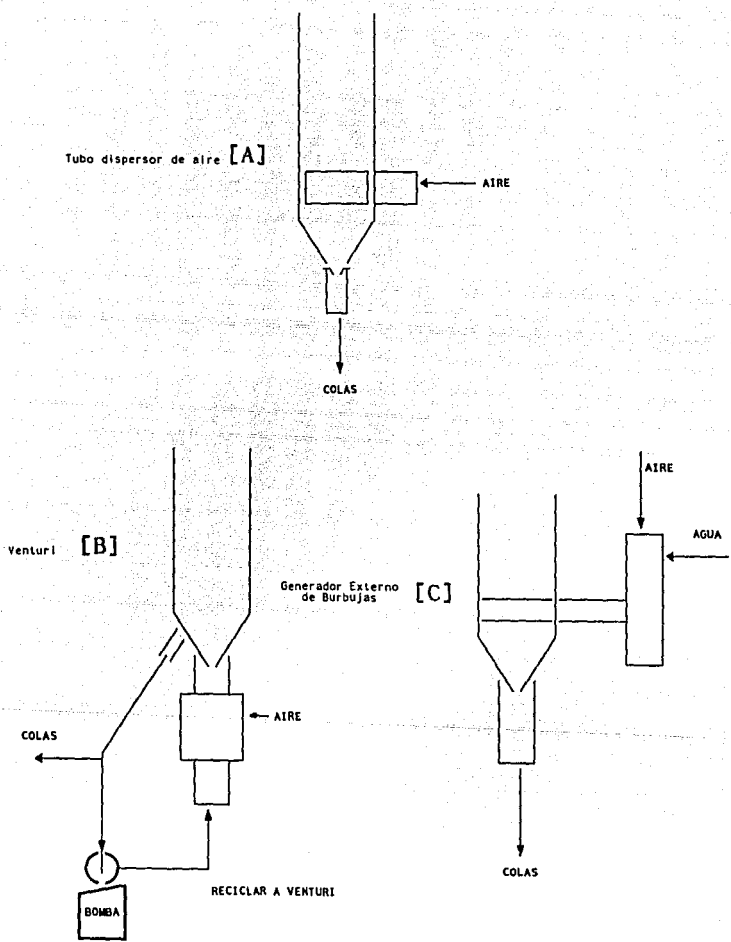


Figura No.10 Metodos de Aeracion

**Areador Venturi.**- Una parte de las colas en el fondo de la columna son recicladas a alta velocidad a través del areador venturi. El aire es introducido a la pulpa vía la aeración y el contacto entre partículas y burbujas de aire puede ser estabilizado bajo condiciones de micro-turbulencia. El uso del venturi para aeración en flotación neumática no es un concepto nuevo y celdas semejantes son las celdas Bahr (Bahr, Lüdke y Mehrhoff, 1982 en Huls, 1991 Vol.2 pp 597) y versiones anteriores de la celda Flotaire.

**Generador Externo de Burbujas.**- Este areador, desarrollado por la U.S. Bureau de Minas (Mc. Kay, Foot y Shirts, 1988), es bien conocido en la industria y trabaja con el principio de una mezcla de aire y agua inyectada a través de boquillas de 1 mm de diámetro dentro de la columna para crear burbujas finas.

El tubo dispersor de aire es simple en el diseño y solo requiere de aire comprimido para su operación. La desventaja de este areador es que el tamaño de burbuja no puede ser ajustado mecánicamente para ajustarse a una aplicación específica; sin embargo, las fuertes condiciones químicas en pulpas de flotación son nocivos para la elasticidad del caucho (goma) y la consecuente fragilidad del recubrimiento resulta en cambios en el tamaño original de los orificios.

La aeración con el venturi es bastante simple y no requiere la adición de agua de lavado como la que necesita el generador externo de burbujas. Sin embargo, el tamaño de burbuja puede ser controlado regulando la velocidad de flujo a través de la bomba de recirculación, los espumantes pueden ser agregados a la alimentación del venturi, las obstrucciones se limitan al mínimo, a una presión relativamente baja se requiere del compresor de aire para el venturi (debido a la auto-succión) y las microturbulencias dentro del areador benefician el contacto entre partículas finas y burbujas de aire.

El generador externo de burbujas tiene las ventajas de ser flexible en el control del tamaño de burbuja y fácil de reemplazar durante la operación. Los espumantes solubles en agua pueden ser agregados por medio del areador si se desea.

Los mejores resultados se obtienen con el aerador venturi, seguido por el generador externo de burbujas y con menores

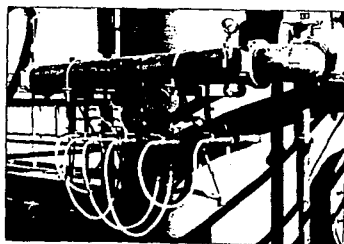
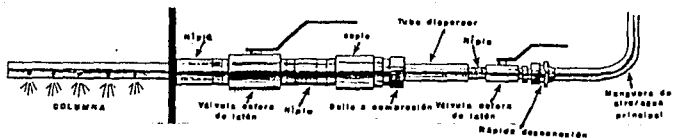
resultados el tubo dispersor de aire (Huls, 1991 Vol.2 pp 595-608).

#### II.2.4.Tendencias.

Las columnas de flotación primero ganaron popularidad en la industria minera a mediados de los 80's (Suttill,K.R.1987 y Dayton,S.H.1988). El tamaño de las columnas fue limitado a 8 ft de diámetro como máximo en un principio, debido a la falta de confianza en procedimientos de escalamiento para unidades grandes conservando una calidad general. Sin embargo, la seguridad que se tenía acerca de los componentes de la columna, particularmente el sistema aire- dispersor, fue un factor fundamental a considerar.

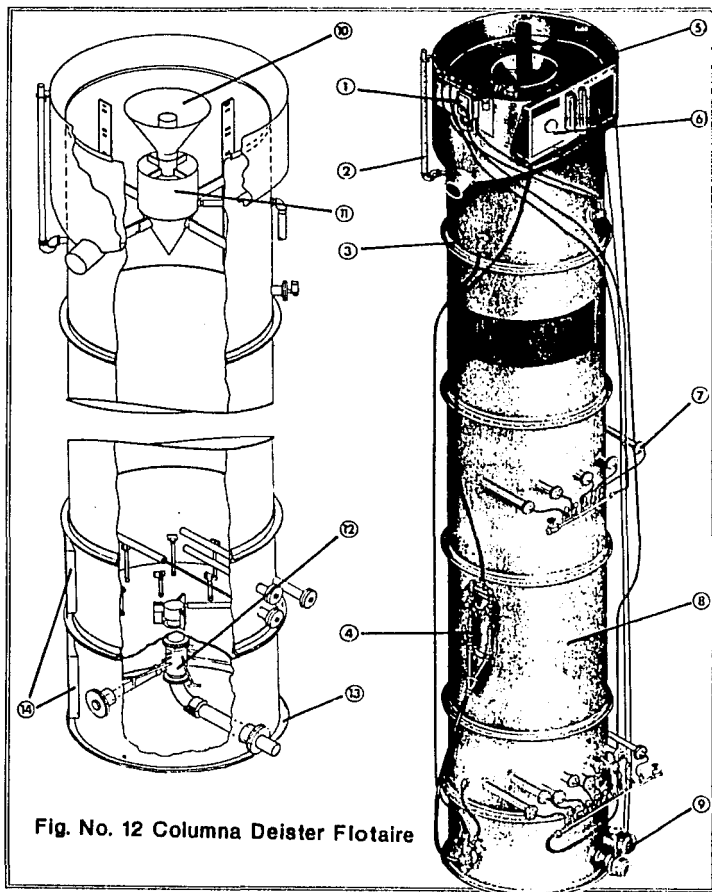
En un principio los sistemas de dispersores fueron construidos de metal sinterizado, sin embargo, las dificultades para mover (para inspección o reemplazamiento) sin tener que vaciar la pulpa de la columna fue el primer obstáculo significativo en el diseño de los dispersores, la U.S. Bureau of Mines desarrollo un sistema que abarca una serie de lanzas insertadas en un lado de la columna con generadores de burbuja externos. Diseños deficientes fueron esquematizados (Redfearn and Egan,1984), e incluso con prematuro uso de los orificios de lanza y dificultades en el balance de los flujos de aire y agua para el sistema. Esto llevo a el desarrollo de los dispersores de aire de Cominco (U.S.Patent, 1990), dispositivo patentado que es ahora uno de los más usados en la industria, como un sistema disponible de dispersores de aire. La principal característica del sistema Cominco es el uso de boquillas de carburo de tungsteno para protección de los orificios de lanza y aumentar su duración. Además, el número de mejoras que se han hecho para el sistema aire/agua han sido para simplificar su operación y disminuir los costos, estas mejoras en el diseño del dispersor da un gran incremento en la seguridad de su operación y en la longitud del diámetro de la columna.(ver Figura No.11).

A nivel industrial Deister Flotaire cuenta con columnas cilíndricas (ver Figuras Nos.12 y 13). Se regula el nivel de pulpa con un control automático por computadora, que consta de un panel con sensor de nivel, filtros, indicadores de presión y reguladores (1); el nivel interno de la pulpa se controla calibrando desde el exterior, de acuerdo al tubo (2); la columna esta hecha en

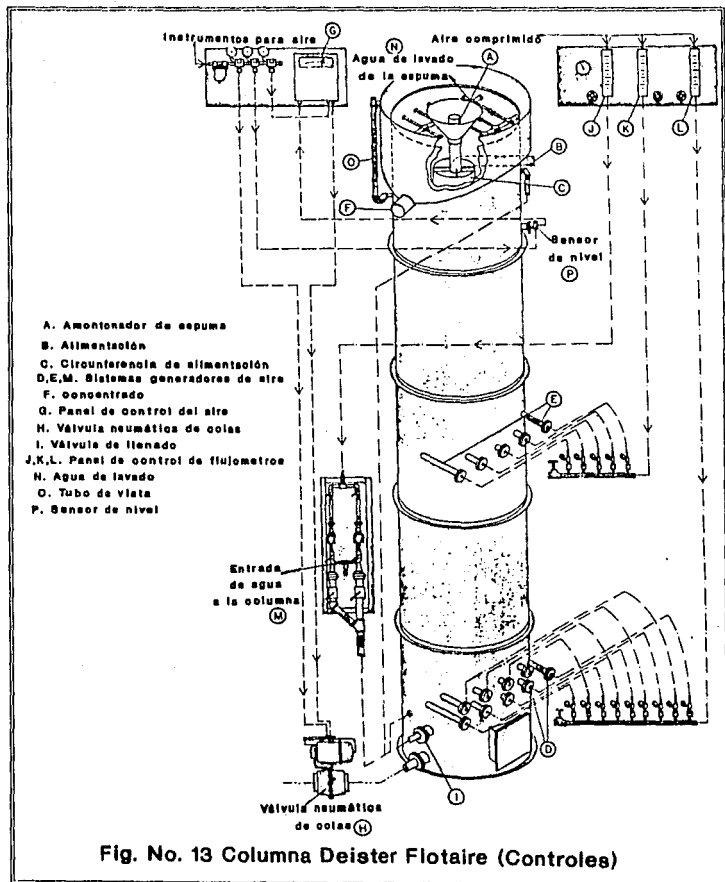


Detalles

Fig. No. 11 Sistema del dispersor de aire COMINCO







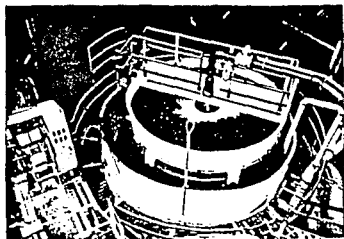
**Fig. No. 13 Columna Deister Flotaire (Controles)**

secciones modulares unidas por bridas, para poder manejar diferentes alturas (3); los generadores de burbujas (4) son externos a la columna y el mantenimiento de este sistema puede ser llevado a cabo fuera de la operación de la celda; el lavado de la espuma con agua se realiza en la parte superior de la columna (5) el control en la ley del concentrado se obtiene ajustando la relación del flujo de agua de lavado-espuma; las piezas del panel de control del sistema de aire (6) tiene indicadores separados, flujómetros y reguladores para el control del flujo del aire comprimido; el control en la recuperación se obtiene regulando el flujo de aire (7); de dos maneras se inhibe el enmohecimiento de la estructura; primero, en la construcción con acabado de epoxy y en las paredes arena blanca, da excelente resistencia a la corrosión y abrasión (8) el acabado de vinil es recomendable para condiciones muy ácidas; la válvula para la descarga de las colas y el control del nivel de pulpa (9) se regula con operadores o microprocesadores para evitar variaciones; el cono en la parte superior de la columna (10) se emplea para eliminar el movimiento lento en la zona central y canalizar la espuma hacia la descarga; la alimentación se suministra uniformemente del centro a la periferia del cilindro (11), la circunferencia de la alimentación y el ancho varían para cada aplicación. La aeración generada externamente se suministra a la alimentación para iniciar la formación de la espuma y mejorar la distribución de la alimentación; la aeración inferior se realiza por medio de generadores de burbujas externos con distribución múltiple (12); la base (13) requiere de un piso firme sin estructuras adicionales, para soportarse íntegramente; el mantenimiento mayor es, en las partes bajas (14) reemplazando líneas y con inspección a los distribuidores de aire cada 2 o 6 meses.

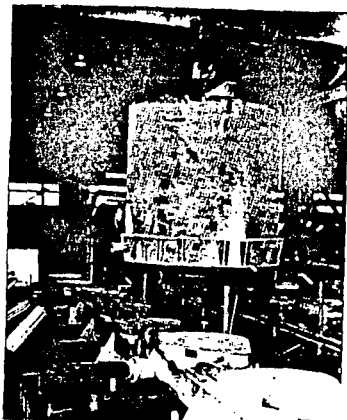
La instalación de columnas de flotación de gran tamaño se esta considerando regularmente para diseño y operación en circuitos de flotación. Las grandes unidades se basan en tener un número de costos que llevan ventaja sobre pequeñas unidades. La longitud del diámetro de la columna (sobre 8 ft) ha ganado aceptación en el procesamiento de minerales. Se han utilizado unidades cuadradas (de 4x4 m) para Minera Escondida en un nuevo concentrador de cobre en Chile, así como unidades de 12 ft de diámetro en Ok Tedi Mining Ltd., en Papua Nueva Guinea (ver Figura No. 14), esto demuestra que las unidades grandes pueden ser diseñadas y operadas exitosamente. Otras aplicaciones de columnas grandes se comienzan a considerar



Columna cuadrada de 4x4 m  
y altura de 4 m.



Columna de 12 pies de diámetro  
Papua Nueva Guinea



Instalación

Fig. No. 14 Columnas Cuadradas y Circulares

para numerosos proyectos en Brazil, Australia, Canadá y Chile (Donald J. Murdock and Harold E. Wylouzil, 1991).

#### II.2.5. Magneto-Flotación en Columna.

La técnica de columna de flotación ha sido usada para eliminar minerales magnéticos por medio de la aplicación de campos magnéticos axiales. Se ha observado que con el incremento de 160 a 17,250 Amp/m decremента el contenido magnético de la espuma de 25 % a 2 % ; las leyes de cobre obtenidas fueron de 19.40 % a 25.43 %, respectivamente, con recuperaciones arriba del 93 %. Así el grado de concentrado de cobre es más alto, comparado al obtenido sin la aplicación del campo magnético. La granulometría del mineral empleado fue de 90 % a malla menos 200. Esto se logra con la retención de los minerales magnéticos. Al aumentarse la velocidad del aire, incrementa el contenido magnético de la espuma y la cantidad total de la espuma. Esta técnica se ha llamado **Magneto-Flotación**. Esta nueva técnica ha sido utilizada en la flotación de minerales de cobre de la India con impurezas de magnetita y pirrotita. Estos por tener susceptibilidad magnética son retenidos en los campos magnéticos axiales. El equipo experimental es mostrado en las Figs. Nos. 14a,14b,14c ; consiste de una columna de vidrio de 43 mm de diámetro y 1100 mm de altura, esta provista de un dispersor sinterizado para la alimentación del aire en el fondo y de un mecanismo colector de espuma colocado en la parte superior. Las colas son separadas continuamente con un tubo inclinado colocado cerca del dispersor. Los campos magnéticos axiales son generados por un solenoide, actuando sobre el tubo no magnético de 60 mm de diámetro interior y 100 mm de altura. El solenoide es energizado por corriente directa, obteniendo voltage continuo con un rectificador-estabilizador. (Sastry, 1988 pp 299-304)

#### II.2.6. Electro-Flotación en Columna.

En esta técnica han sido comparados tres tipos de columnas (ver fig. No.14d): la primera funciona bajo el mismo principio de la columna canadiense; la segunda consiste de una columna con electrodos colocados en el fondo, para obtener burbujas finas y uniformes generadas electrolíticamente; la tercera es una

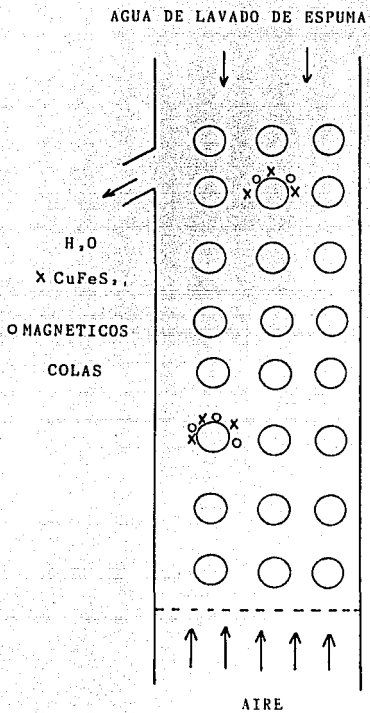


FIGURA 14a. COLUMNA DE FLOTACION SIN CAMPO MAGNETICO

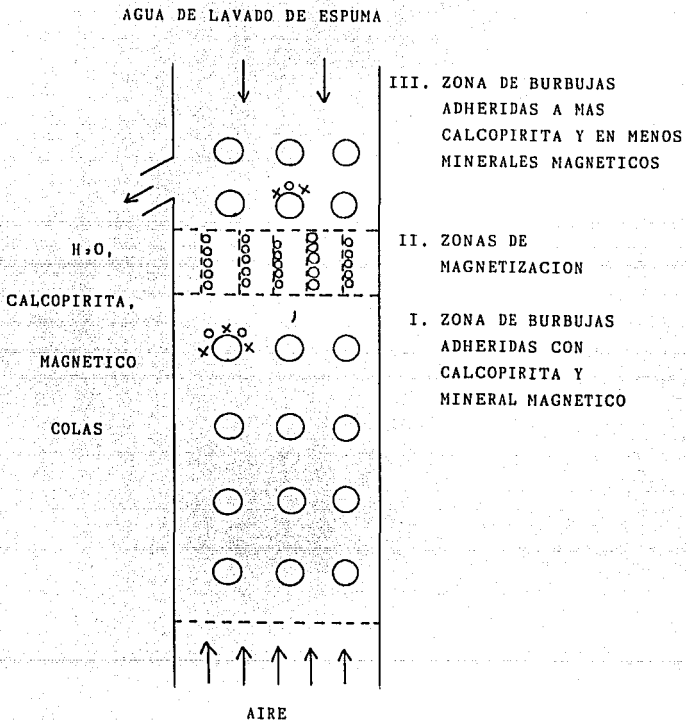


FIGURA 14b. COLUMNA DE FLOTACION CON CAMPO MAGNETICO

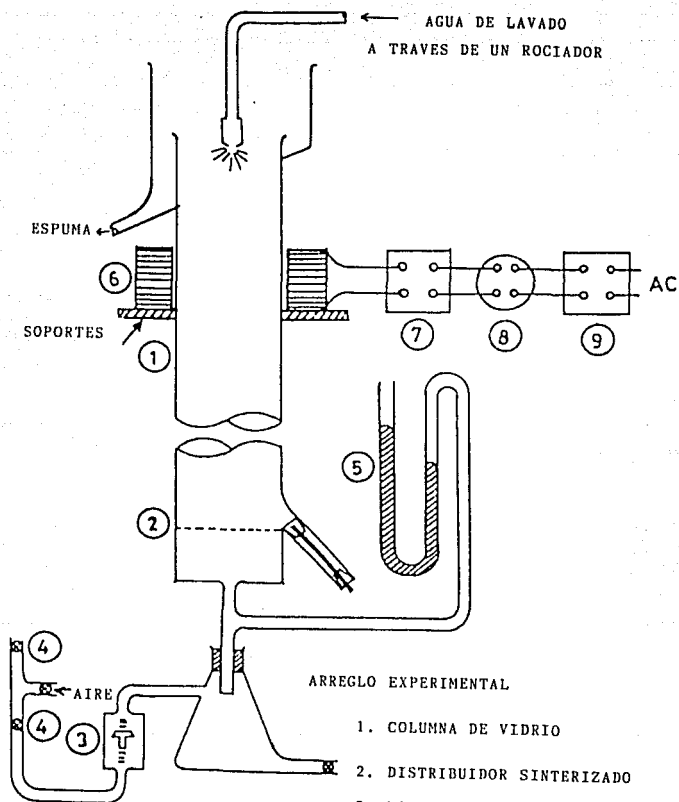


FIGURA 14c.

1. COLUMNA DE VIDRIO
2. DISTRIBUIDOR SINTERIZADO
3. ROTANETRO
4. VALVULAS DE CONTROL
5. MANOMETRO DE MERCURIO
6. SOLENOIDE
7. RECTIFICADOR
8. TRANSFORMADOR
9. ESTABILIZADOR DE VOLTAJE

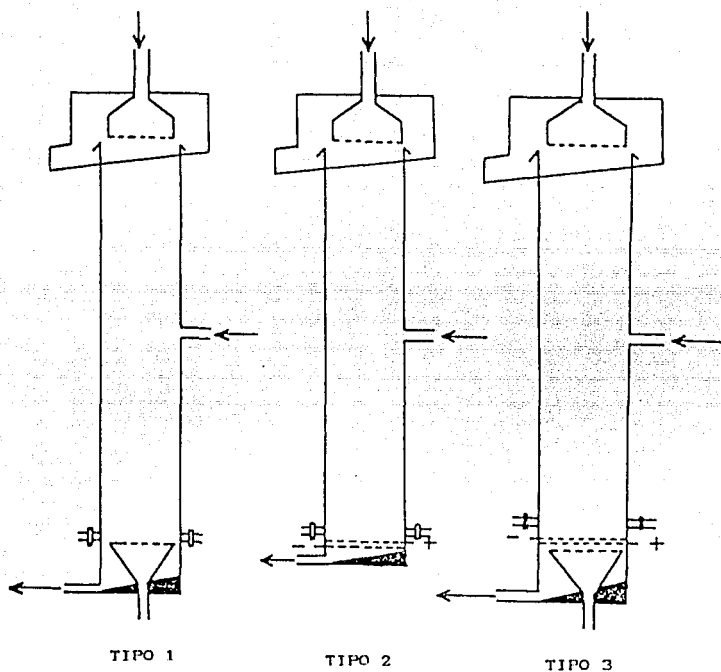


FIGURA 14d. DIAGRAMAS ESQUEMATICOS DE DIFERENTES COLUMNAS DE FLOTACION.



combinación de las dos anteriores. Los tres tipos de columnas tienen una estructura común de 80 mm de diámetro y 1600 mm de largo. El primer tipo es una columna ordinaria que alimenta el aire por medio de un plato poroso sinterizado que cubre un diámetro de 65 mm, montado sobre un embudo (elemento difusor) colocado en el fondo. El segundo tipo consiste de dos electrodos uno de acero y otro de cobre, colocados en el fondo de la columna horizontalmente, uno abajo del otro, considerando la alineación y la abertura entre los electrodos para minimizar la pérdida de corriente y evitar cortocircuitos. El tercer tipo por ser una combinación de los dos anteriores, requiere de ambos cuidados, obteniendo burbujas continuas electrolíticamente y por el aire del compresor que alimenta al plato poroso sinterizado. Se han realizado pruebas comparativas de los tres tipos de columnas en minerales de oro, plata, schelita y cobre (calcopirita y óxidos de cobre), manejando granulometrias de 90 % a menos malla 200. Los experimentos realizados en la columna tipo tres tiene varias mejoras en recuperación y en grado respecto a la tipo dos. Pero es importante señalar que los resultados son inferiores comparados con los obtenidos en equipos de electro-flotación en celda convencional y en la columna tipo uno. (Sastry, 1988 pp 293-298)

#### II.2.7. Columna Hydrochem.

Desarrollos Hydrochem Ltd., ha desarrollado y colocado una instalación completa de una columna Hydrochem a escala piloto, este novedoso modelo esta incorporado con múltiples etapas de agitación mecánica, que permite modificar su geometría. Una unidad comercial ya instalada esta en las minas Dickenson Limited, Ontario, manejada comúnmente sobre las 100 t/día de mineral de sulfuros polimetálicos con problemas de arsénico, utilizando una flotación burda.

Hydrochem esta asociada con Prochem Mining Equipment que introducen este tipo de agitador de hidro-arrastré a la industria de procesamiento de minerales.

La columna tiene 191 mm de diámetro y 1848 mm de altura, consta básicamente de 5 zonas: **suspensión, dispersión del gas, recuperación, espuma y lavado.** La columna tiene un volumen efectivo de 50 l, permitiendo su operación continua o intermitente. La suspensión de los sólidos se logra con un armazón a todo lo largo de la columna diseñado con impulsores alternados y discos montados

en una flecha común, como se muestra en la Fig. No. 14e.

A tamaños gruesos, requiere para su suspensión altos niveles de turbulencia, produciendo al mismo tiempo pequeñas burbujas de aire. Pero en general se ha reconocido que este modelo es más conveniente para la flotación de partículas finas y no gruesas. Se ha concluido que el valor de flotación es fuertemente dependiente del tamaño de la burbuja y del incremento en la turbulencia. Así la flotación de partículas minerales finas (hasta malla 400), es mejor con el uso de burbujas finas con baja a moderada rapidez de agitación. Un concepto incorporado en este diseño prototipo es la maximización de los productos de carga sobre la burbuja de aire (adhesión partículas hidrofóbicas-burbuja), minimizando el arrastre de las partículas hidrofílicas. Las burbujas pequeñas se desea tengan un diámetro de 0.5-1.5 mm, lo suficientemente grande para ascender en la turbulencia de la pulpa. Con los niveles de agitación se incrementa la probabilidad de colisión partícula-burbuja, ya sean partículas grandes o pequeñas (estas últimas ocasionan menores problemas de adhesión a la burbuja). Los requerimientos en energía y espacio para su instalación son mínimos. (Sastry, 1988 pp 287-292)

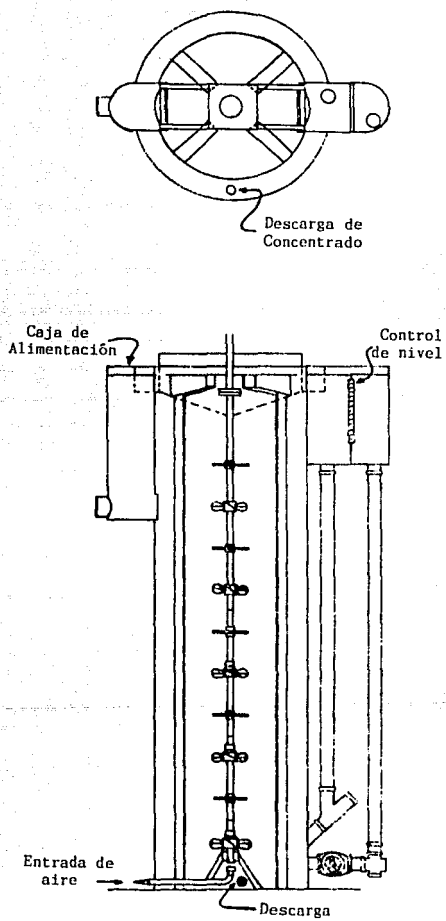


FIGURA 14e. VISTA SUPERIOR Y SECCION TRANSVERSAL DE LA COLUMNA DE FLOTACION HYDROCHEM.

### CAPITULO III . FLOTACION DE MINERALES DE OXIDOS DE FIERRO

La selección de un método de flotación depende de la cantidad y tipo de ganga, de la especie mineral, del tamaño de partícula y del efecto que tenga el reactivo en la obtención del pelet. En la flotación de óxidos de hierro se distinguen los siguientes tipos de flotación (Schubert,1977):

1) Flotación directa con colectores aniónicos. Se realiza con carboxilatos o sus correspondientes derivados, sulfonatos de alcanos y materiales sulfurados. Con carboxilatos la flotación se realiza a un pH neutro o debilmente ácido en la pulpa. Los hidroxamatos podrían bajo ciertas condiciones desplazar a los carboxilatos, los primeros logran su mejor efecto a un pH de 9.5. Con sulfonatos de alquilo se puede flotar a pH de 2 a 5. El silicato de sodio se utiliza como depresor de la ganga silicosa.

2) Flotación aniónica inversa con carboxilatos. Aquí el cuarzo se obtiene como producto en la espuma, se flota a un pH mayor de 11 y el ión calcio se usa como activador del cuarzo y el almidón como depresor de óxidos de hierro.

3) Flotación inversa con colectores catiónicos. Con sales de "n" alquilamonio y otros colectores catiónicos se logra una separación selectiva en una pulpa debilmente ácida o alcalina por Ej. para la flotación de cuarzo de preconcentrados magnéticos, se logran los mejores resultados a un pH de 10.3.

Por otro lado Clemmer en 1947 clasifico los métodos de flotación de mineral de hierro en cinco grupos:

- 1) Flotación aniónica de óxidos de hierro (directa)  
 $\text{RCOO}^-$                       pH - 7                      ,                       $\text{RSO}_4$                       pH - 4
- 2) Flotación aniónica de sílice (inversa)  
 $\text{RCOO}^-$  +  $\text{Ca}^{2+}$                       pH - 11
- 3) Flotación catiónica de óxidos de hierro (directa)  
 $\text{RNH}_3^+$  +  $\text{F}^-$                       pH - 4
- 4) Flotación catiónica de sílice (inversa)  
 $\text{RNH}_3^+$                       pH - 7
- 5) Combinación.

"R" representa la cadena de hidrocarburos que contienen de 12 a 18 átomos de carbón. Clemmer ha demostrado que la aproximación a la doble capa eléctrica es muy efectiva, si se conoce la acción selectiva del colector (Iwasaki,1983). De los 5 métodos, la

flotación de sílice catiónica es la más utilizada en E.U., debido a la fácil dispersión de los reactivos en solución acuosa para su alimentación, los colectores catiónicos más usados son las eterdiaminas y las diaminas. En menor escala se realiza la flotación aniónica de óxidos de fierro, sobre todo en el beneficio de Hematita y Especlarita. La flotación catiónica se remonta a principios de los años 40, cuando el Instituto de Batelle Memorial en Columbus/Ohio se flotaron con aminas, concentrados de Magnetita con objeto de separar silicatos y cuarzo, usando como colector acetato amínico de éter, con NaOH como regulador de pH. El consumo de colectores es función del tipo de colector y carácter del mineral, varía de 150 g/t a 1 kg/t o más. Desde el punto de vista de la calidad del concentrado y del consumo de reactivo, es necesario evitar una elevada fracción de finos, por lo que siempre se recomienda un deslamado. Diferencias entre colectores catiónicos y aniónicos. Los colectores catiónicos se adsorben de manera menos rígida sobre la superficie de los minerales, que los colectores aniónicos. Esto se debe posiblemente a que la adsorción tiene lugar en la esfera exterior (capa de Gouy) de la doble capa eléctrica y a que la asociación entre las cadenas de alquilo tienen una mayor influencia, que entre los colectores aniónicos. La longitud de la cadena ejerce una fuerte influencia en la selectividad, de tal manera que a mayor longitud de cadena, más selectividad. Además la flotación es muy dependiente del pH para colectores catiónicos, de tal manera que al regular el pH se mejora la selectividad en comparación con los colectores aniónicos. Como ventaja de los colectores catiónicos se puede mencionar su poca sensibilidad frente a la dureza del agua.

### III.1 Cantidad y tipo de ganga.

En el caso de concentrados magnéticos, donde existe una pequeña cantidad de ganga silicosa, se recomienda la flotación catiónica de sílice. Cuando existan cantidades iguales de óxidos de fierro y ganga silicosa, se puede flotar, ya sea los óxidos de fierro o sílice e incrementar la ley de cualquiera de los dos. Para minerales como Especlarita la flotación aniónica de óxidos de fierro es la mejor opción, debido a su rápida flotabilidad.

### III.2 Influencia del tamaño de partícula.

El tamaño de liberación juega un papel importante en la flotación. Los óxidos de hierro pueden flotar a un tamaño de partícula gruesa (+ 48 mallas) usando como colector aceite de sulfonato de petróleo, mientras que para la flotación de sílice tanto catiónica como aniónica, el grado de molienda tiene que ser menor a 200 mallas ya que la eficiencia de flotación disminuye a tamaños superiores. Esta dependencia del tamaño puede utilizarse para incrementar la ley de concentrados magnéticos, al clasificar los gruesos y finos por medio de un hidrociclón y procesarlos de manera independiente logrando un concentrado combinado, el cual tiene una mayor ley, que la que se logra al flotar directamente el concentrado, como se observa en la Figura No. 15. Otro ejemplo, en donde se aprovecha la dependencia del tamaño de partícula y las flotabilidades de óxidos de hierro y ganga silicosa, es el proceso Duplex, aplicado a óxidos de hierro de baja ley. La flotación de óxidos de hierro con ácidos grasos, previo deslamado, resulta una contaminación considerable del concentrado con ganga fina silicosa, debido posiblemente a la activación accidental de ésta por iones  $Ca^{2+}$ . Si la capa de ácido graso sobre la superficie del óxido se eliminara, la ganga fina silicosa se separa por una flotación catiónica, aprovechando así las diferencias en flotabilidad entre partículas gruesas y finas. En Florida E.U. se elimina el ácido graso por un tratamiento ácido a los fosfatos, sin embargo esto no es efectivo para los óxidos de hierro. Una manera de lograr el desprendimiento del ácido graso de los óxidos de hierro por medio del ozono. El ozono oxida los compuestos orgánicos fácilmente sin la formación de compuestos dañinos. Así por ejemplo, Especularita (36 % Fe) se molió a -100 mallas, después de deslamarse se flotó, lográndose una ley del 45 % de Fe, usando 0.25 kg/t de ácido oléico, como colector. El concentrado se contaminó con ganga fina silicosa. La cubierta hidrofóbica se destruyó después de burbujear ozono (0.25 kg  $O_3$ /t alimentada). La flotación de la ganga con aminas, de la pulpa ozonizada produjo un concentrado final de 65 % de Fe, con una recuperación del 73 % (Iwasaki y Malicsi, 1985 en Somasundaran, 1986). El proceso Duplex permite flotar sílice de mayor tamaño, que el proceso convencional de deslamado, seguido de una flotación catiónica de sílice. Se ha propuesto también separar el ácido graso por medio de carbón activado.

### III.3 Influencia del Deslame.

En la flotación de óxido de hierro o ganga silicosa, el deslame es un paso previo esencial para una flotación exitosa, la flotación aniónica de sílice es la menos sensitiva a la presencia de lamas. El efecto perjudicial de las lamas es doble:

- 1) La presencia de lamas conduce a un elevado consumo de reactivos debido a su elevada superficie específica.
- 2) Las lamas cubren la superficie de las partículas e interfieren el contacto burbuja-partícula.

Se ha demostrado que la interacción electrostática gobierna la unión de las lamas con las partículas minerales, tanto en la flotación catiónica como aniónica de óxidos de hierro y que, la naturaleza del recubrimiento se interpreta por la teoría de la heterocoagulación. Debido al elevado grado de liberación, siempre se cuenta con lamas, que causan una pérdida considerable de hierro, al utilizar un deslamado convencional. La floculación selectiva de óxidos de hierro, después de la dispersión de lamas silicosas, ofrece una de las mejores opciones para el tratamiento de óxidos de hierro finamente diseminados. Para lograr los mayores beneficios de la floculación selectiva, la pulpa se dispersa antes de adicionar el floculante. Las condiciones óptimas son muy sensitivas a las características mineralógicas y al tipo y cantidad de sales solubles de la pulpa en solución. Así para algunos óxidos de hierro el NaOH es suficiente, para otros una combinación de NaOH y  $\text{Na}_2\text{SiO}_3$  son mejores, sin embargo se recomienda el tripolifostato de sodio con sosa y silicato de sodio, como lo más efectivo, los iones  $\text{Ca}^{2+}$  y  $\text{Mg}^{2+}$  disminuyen la floculación selectiva.

### III.4 Efecto de la temperatura de la pulpa.

El efecto de la temperatura en la flotación de óxidos de hierro, utilizando ácidos grasos de cadena larga, se investigo por Cooke et al. en 1960. En la Figura No.16 se observan los resultados obtenidos al flotar un mineral de óxido de hierro deslamado, usando 0.25 kg/t de varios ácidos grasos. El índice de selectividad se incrementa de manera proporcional con la temperatura de la pulpa, las líneas interaccionan a los 80°C. En esta figura se incluye el resultado de flotación a 70°C con el mismo mineral sin deslamar. El mineral no deslamado, no responde

a los colectores del tipo ácido graso aún a diferentes concentraciones. Es posible obtener una buena separación a 70°C utilizando 0.25 kg/t con ácido elaidico impuro. El incremento en índice de selectividad al flotar óxidos de hierro a mayores temperaturas, se basa en la influencia positiva que presenta la flotabilidad de Hematita y a la influencia negativa del Cuarzo activado con calcio a un pH de 6, en relación al incremento a la temperatura. Se ha estimado que la dependencia con la temperatura se debe, ya sea a la adsorción de calcio, debido a una baja solubilidad del jabón de calcio, o a la formación de silicato de calcio como resultado de un incremento en la disolución de Cuarzo a elevadas temperaturas. Como se observa en las Figuras Nos. 17 y 18 los ácidos grasos: Linolénico, Linoléico, Oléico y Eláidico son colectores efectivos en el orden presentado, también para el Cuarzo.

En Suecia se han realizado trabajos de investigación con el fin de obtener concentrados óptimos con 68 a 69 % de Fe y un contenido de fósforo abajo de 0.10 % de ser posible 0.007% P. Además el concentrado de Fe debe ajustarse para la producción de pelets y que no contenga superficies hidrofobas, la manera sencilla de realizar esto es flotar primero la apatita y finalmente obtener el concentrado de Fe de las colas de flotación, con esto se puede evitar el hacer hidrofobas las partículas del mineral de hierro. Las investigaciones de flotación se realizaron en celdas de flotación de laboratorio del tipo Fagergren estas celdas tienen un volumen de 3.2 l. y son de doble pared con objeto de regular la temperatura a través de la circulación del agua por un termostato, una gran parte del trabajo de experimentación tomó el probar diferentes tipos de colectores para apatita. La temperatura durante la flotación tiene una cierta importancia, se realizaron experimentos a temperaturas de 20, 30 y 40° C; los resultados mostraron que a mayores temperaturas se obtuvo una flotación más rápida y un bajo consumo de reactivos y que el mineral sueco es adecuado con los procesos investigados para producir concentrados de apatita y de minerales de hierro. (Eric Forssberg, Nils Johan Bolin, 1977).



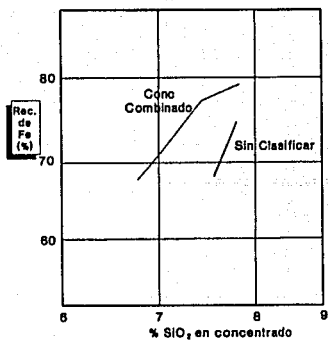


Fig. No.15 Efecto de la clasificación gruesa y fina en un hidrociclón previa a la flotación de sílice (Flotación catiónica)  
(Nummela e Iwasaki, 1959)

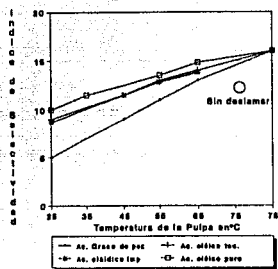


Fig. No. 16 Índice de selectividad a pH 6 en función de la temperatura de acondicionamiento y flotación.  
(Cooke et al. 1950)

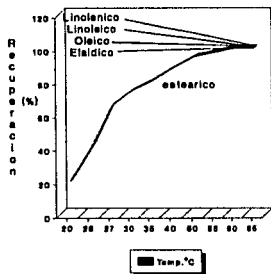


Fig. No. 17 Variación de recuperación de Hematita a pH 6 en tubo Hallimond en función de la temperatura, para varios ácidos grasos; conc. del colector  $3 \times 10^{-2}$  M/l  
(Cooke et al. 1950)

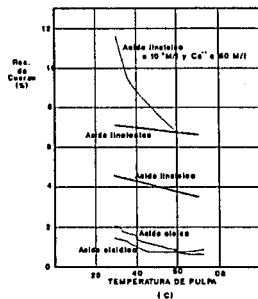


Fig. No. 18 Variación de la recuperación de cuarzo activado con calcio a pH=6 en función de la temperatura de la pulpa. Calcio 10 mg/l Colector  $3 \times 10^{-2}$  ml/l  
(Cooke et al. 1950)

## **CAPITULO IV.**

### **IV. PARTE EXPERIMENTAL.**

En este trabajo se investigo el comportamiento de un preconcentrado magnético de Sicartsa por flotación inversa, con colectores aniónicos y catiónicos, con el objeto de bajar el contenido de sílice y azufre principalmente, el contenido de fósforo es muy bajo y no representa un problema. Esto da lugar a la producción de pelets de mejor calidad, mejorando la productividad y eficiencia energética de los altos hornos y facilitando la refinación del arrabio, también se asegura un producto de calidad. Las pruebas se llevaron a cabo en un columna de flotación diseñada y construida a nivel laboratorio, la cual permite manejar alturas de alimentación y columna variables, en circuito continuo o intermitente. Se estudiaron los parámetros de flotación en columna: tipo y cantidad de reactivos, permaneciendo constantes el gasto de aire, altura de alimentación y dilución de pulpa. Finalmente se compararon las leyes y recuperaciones, de la flotación en columna con celda convencional, con el mismo tipo de reactivos: Acidos Grasos, Aminas, Almidón Soluble de Papa, Oxido de Calcio, Carbonato de Sodio, Dextrina Amarilla, Xantatos, Acido Sulfúrico, Aceite de Pino.

#### **IV.1. DESARROLLO EXPERIMENTAL.**

##### **IV.1.1. Caracterización Mineralógica.**

Se realizo un estudio minerográfico - petrográfico en el que se utilizaron superficies pulidas y láminas delgadas para la determinación de las especies minerales presentes en el mineral de estudio, encontrándose:

- Marcasita que se encuentra reemplazando a la pirita
- Pirita que se encuentra reemplazando a la magnetita
- Magnetita diseminada dentro del sílice de un 5-10 %
- Magnetita envolviendo a la pirita, ambos bien cristalizados
- Cristales de pirita fracturados rellenos de sílice
- Hematita en un 32 % y magnetita en un 68 %

Estas especies se confirmaron con un análisis por difracción de rayos X.

### Informe de Control de Análisis. (posterior al deslamado)

SiO <sub>2</sub> - 3.32 %	
CaO - 1.43 %	S - 0.37 %
MgO - 0.302 %	Na <sub>2</sub> O - 0.030 %
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> - 0.657 %	K <sub>2</sub> O - 0.018 %
Fe <sub>T</sub> - 65.74 %	Zn - 0.020 %

#### IV.1.2. Operaciones Requeridas para la Experimentación.

Las operaciones requeridas previas al proceso de flotación son: Una atrición de la pulpa mineral. Un deslamado de la pulpa mineral para eliminar las "LAMAS" presentes en el mineral. Una dispersión del sólido (suspensión), con el objeto de eliminar en lo posible la interferencia de finos. Por fino que se llama "lama" en la fase húmeda, se entiende en nuestro caso, aquella parte de la mena que esta por debajo de la malla 400 (0.037mm) y se compone principalmente de arcillas. Las partículas finas, por tener una mayor área de contacto, adsorben de preferencia y con prioridad el colector, siendo la causa de consumos mayores de reactivos y además son más fácilmente arrastrables a la superficie por las burbujas de aire, contaminando así la espuma. La siguiente operación es adicionar los reactivos en la pulpa mineral, propiciando con ello una modificación de la interfase partícula solución ya que se efectúa una adsorción de los reactivos en la pulpa mineral. Posteriormente se introduce aire por medio de unos dispersores de burbuja, formándose burbujas de aire que van a seguir un flujo ascendente el cual va a propiciar el acercamiento entre la partícula mineral y la burbuja formando con ello agregados producto de la adhesión entre la partícula y la burbuja, estos agregados van a ser transferidos hacia la burbuja debido a el adelgazamiento de la película de líquido que propicia su ruptura y retroceso, logrando con esto la formación de un contacto estable y la separación de la espuma cargada con partículas minerales, finalmente se realiza la colección del producto.

#### IV.1.3. Procedimiento Experimental.

Para la realización de las concentraciones se empleo la secuencia siguiente: El primer paso es pesar los reactivos químicos que se van a emplear en la concentración por flotación, el tipo de reactivos y sus cantidades se calculan previamente de acuerdo a la prueba que se trate, de manera simultánea se comienza con el calentamiento del agua a emplear hasta que alcance una temperatura de 30 grados centígrados, que es la adecuada para la prueba ya que en proceso industrial, la pulpa mineral previa a la concentración ya ha pasado por una molienda en donde la pulpa mineral ha elevado su temperatura, por lo que, con este calentamiento del agua se busca emular el efecto de la molienda. El siguiente paso es pesar el mineral a emplear para la concentración, que tiene una granulometría de 90 % a - 325 mallas y que previamente paso por una concentración magnética en húmedo, la cantidad de mineral varía de acuerdo a la prueba. A continuación se realiza el atricionamiento del mineral en una máquina de agitación DENVER a 1800 rpm durante 10 min. Posteriormente se realiza un deslamado de la pulpa mineral que tiene por objeto el eliminar las partículas finas que están por debajo de la malla 400 (0.037 mm.), el flujo de agua empleado es de 1 l/min. y el tiempo que se le da es de 10 min, en la industria a este proceso se le denomina "REBOSAR" o "HIDRO-SEPARACION", que es el derramar un líquido por encima de los bordes de un recipiente en que no cabe, en nuestro caso este líquido arrastrará a todas las partículas finas que en la fase húmeda se denominan "LAMAS", se dan 6 min. después del deslamado para que se asiente el mineral y así realizar el decantamiento sin arrastre de partículas para mantener la relación mineral:agua constante para la prueba (ver anexo). Después se realiza una dispersión empleando Silicato de Sodio a razón de 200 g/t, con el objeto de eliminar la interferencia de las lamas que se hayan quedado, en un agitador DENVER a 1000 rpm durante 10 min. Ya con el porcentaje de sólidos preparado se procede a acondicionar la pulpa mineral en un agitador DENVER a 1300 rpm, el tiempo de acondicionamiento varía de acuerdo a los reactivos que se utilicen en cada flotación, simultáneo al acondicionamiento se precalienta el aire a 30° C en un horno de resistencia eléctrica y la columna se calienta con agua precalentada en una parrilla, logrando con esto que se alcance una temperatura de 30° C en las paredes de la columna, para así tener un mayor control de la temperatura. Finalmente después del acondicionamiento se alimenta la pulpa

mineral a contracorriente en la columna. El flujo de aire empleado para la producción de burbujas es de 7 l/min y se suministra a dos secciones de dispersores de aire que están en un plano horizontal y a 10 cm. de separación una de otra, las burbujas generadas por estos dispersores varía de 0.10 - 2.0 mm de diámetro y siguen un flujo ascendente. El espumante se dosifica por medio de una bomba peristáltica a razón de 11 ml/min durante la flotación. El agua de lavado se suministra por medio de un sistema de aspersión localizado en la parte superior de la columna y con un flujo constante de agua de 5 l/min, con el objeto de lavar constantemente la espuma y controlar su volumen. La flotación que se maneja es inversa, flotando la  $\text{SiO}_2$  y el S y deprimiendo el Fe, por lo que el derrame de espuma serán las colas o material no deseado y el material no flotado será nuestro concentrado de Fe.

En este trabajo se realizaron flotaciones aniónicas y catiónicas para  $\text{SiO}_2$  y sulfuros, en columna y celda. En columna se investigó la flotación aniónica, de sílice (con un 25% de sólidos en acondicionamiento y flotación) en función de la dosificación del colector, depresor y espumante. El colector (ácido oléico) se dosificó en el intervalo de 200 a 400 g/t. El depresor (almidón soluble de papa), se adicionó en el intervalo de 1000 a 2000 g/t y el espumante (aceite de pino) en concentraciones de 26.15 a 231 g/t. Los resultados se observan en las Figuras No.19, 20, 21, 22, 23 y 24 respectivamente y las condiciones de operación se resumen en la Figura No.25. Con base en las dosificaciones idóneas, obtenidas en las flotaciones aniónicas de sílice y de sulfuros en columna, (colector 400 g/t, depresor 1500 g/t, espumante 26.15 g/t, Xantato 343 70g/t, Promotor 404 35 g/t, ácido sulfúrico 8,962 g/t, espumante 58.45 g/t) se repitieron en celda para observar la influencia del cambio de equipo. Los resultados se observan en la Figura No. 26 y las condiciones de operación se resumen en las Figuras Nos. 27 y 28. Para los sulfuros se siguió la metodología anterior, utilizando Xantatos; se informa solo del mejor resultado. La flotación catiónica de sulfuros y  $\text{SiO}_2$  se realizaron en celda y columna (con 70 % de sólidos en acondicionamiento y 25 % en flotación) utilizando como colector COLMIN-C10 y cambiando el depresor de almidón soluble de papa a dextrina amarilla, así como el regulador de pH ( $\text{CaO}$  y  $\text{Na}_2\text{CO}_3$ ). Los resultados de estos experimentos se representan en la Fig. No. 29 y las condiciones de operación se resumen en las Figuras Nos. 27 y 28.

#### IV.1.4. Equipo Utilizado.

Para la realización de los experimentos se requirió del siguiente equipo: Una máquina de agitación DENVER, utilizada para el atricionamiento y acondicionamiento de la pulpa mineral con rango de velocidad de 300 a 3300 rpm; Dos Bombas Peristálticas COLE-PARMER con variador de velocidad Masterflex de 0 a 10 (0 a 1.3 l/min) usadas para la realización del deslamado y para dosificar el espumante en la columna; Una Parrilla de calentamiento, que calienta el agua empleada a una temperatura de 30 ° C, para la concentración por flotación; Una Balanza Analítica Sartorius, en la cual se realiza el pesado de los reactivos a emplear durante la concentración; Una celda de flotación convencional con capacidad máxima de 1 l.; Un agitador ULTRA-TURRAX de alta velocidad para el acondicionamiento del regulador de pH en el agua; Un Horno de Resistencia LINDBERG con temperatura máxima de 1100 ° C que calienta el aire utilizado para la producción de burbujas en la concentración por flotación; una columna de flotación con capacidad y altura variable.

## CAPITULO V. DISCUSION Y REPRESENTACION GRAFICA DE RESULTADOS.

-Variación del colector en flotación aniónica de sílice. En el intervalo de 200 a 400 g/t de colector, se observa que a mayor dosificación, se incrementa la ley de fierro total (fig. 19) y disminuye el contenido de sílice (fig. 20), esto puede deberse a la activación de la sílice por los iones calcio, presentes para el ajuste del pH y a la dosificación del colector utilizado. El valor idóneo es de 400 g/t de colector con una dosificación constante de 1500 g/t de depresor.

-Variación del depresor en flotación aniónica de sílice. En el intervalo estudiado de 1000 a 2000 g/t, no se observaron variaciones significantes en la ley de fierro total (fig. 21), no así en sílice (fig. 22), con una dosificación constante de 300 g/t de colector, en donde a 1500 g/t se obtiene la mayor flotación de sílice. Este resultado concuerda con el encontrado por (I.Iwasaki, 1983) en donde, en el intervalo de 1360 a 1814 g/t de almidón se logran recuperaciones superiores al 90 %, en el concentrado de fierro.

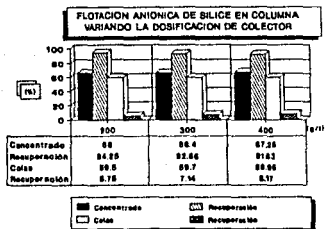
-Variación en la dosificación de espumante. En el intervalo estudiado de 26.15 a 231 g/t, no se observa cambio significativo en la ley de fierro total (fig. 23), sin embargo a la menor concentración de espumante se tiene una mayor flotación de sílice (fig. 24); debido posiblemente a que los ácidos grasos tienen ya características espumantes.

-Comparación de la flotación aniónica de sílice y sulfuros en columna y celda con la misma dosificación y tipo de reactivos (fig. 26). Se observa un aumento en columna de 0.48% y de 12.77% en la ley y recuperación de fierro total, respectivamente, así como una disminución de 1.22% en la ley de sílice con una recuperación de 90.44% y de 0.10% en la ley de azufre con una recuperación de 89%.

-Comparación de la flotación catiónica de sílice y sulfuros en columna y celda, en función del cambio en el tipo y cantidad de depresor y regulador de pH (fig. 29). Los mejores resultados se obtuvieron utilizando dextrina amarilla y carbonato de sodio en

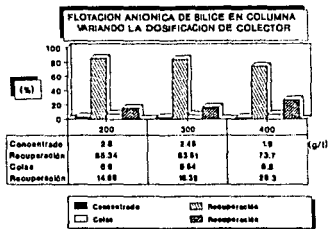
comparación con almidón soluble de papa y óxido de calcio en columna. Esto se puede explicar en base a la ramificación de las cadenas de dextrina, lo cual facilita la atracción electrostática sobre la superficie positiva del óxido de fierro, ya que el almidón no presenta estas ramificaciones de sus cadenas de hidrocarburos. Es importante señalar que el mejor efecto de la dextrina se logra con carbonato de sodio en lugar de óxido de calcio. Comparando los resultados de la flotación con dextrina en columna y celda, la ley de fierro total en columna aumento 1.91 % y su recuperación 5.22 % , la ley de sílice disminuyo 0.81 % con una recuperación del 98 %. El azufre disminuyo 0.033 % en su ley, con una recuperación de 85.6 % en relación a la celda convencional.





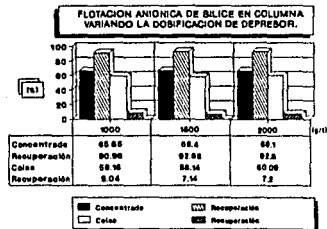
Leyes de hierro total

Fig. No. 19



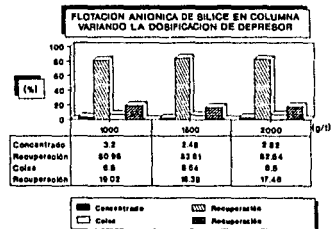
Leyes de silice

Fig. No. 20



Leyes de hierro total

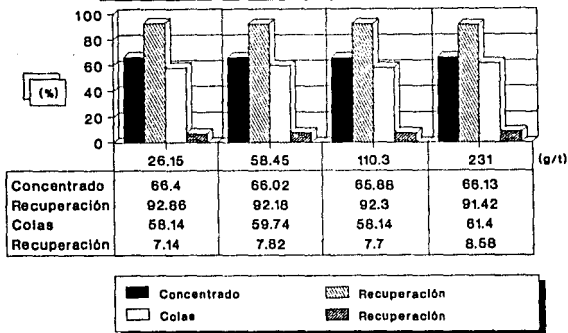
Fig. No. 21



Leyes de silice

Fig. No. 22

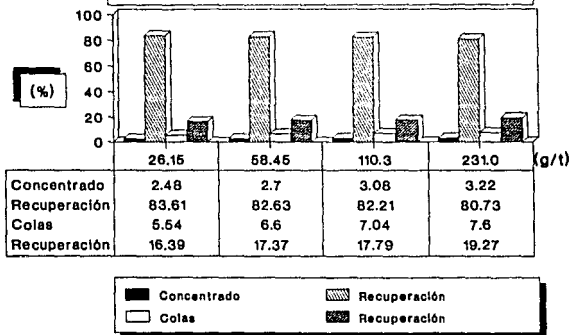
**FLOTACION ANIONICA DE SILICE EN COLUMNA  
VARIANDO LA DOSIFICACION DE ESPUMANTE**



Leyes de fierro total

Fig. No. 23

**FLOTACION ANIONICA DE SILICE EN COLUMNA  
VARIANDO LA DOSIFICACION DE ESPUMANTE**



Leyes de silice

Fig. No. 24

Figura No. 25

Condiciones de Flotacion Anionica de Silice en Columna variando la dosificacion de Colector.

Reactivos	g/t	Lugar de Adicion	Tiempo min.		pH	Etapa
			Acond.	Flot.		
Acelte de Pino	26.15	COLUMNA				
Oxido de Calcio	2287.2	ACONDICIONAMIENTO	3		11	Ira.Flota.
Acido Graso	VARIABLE	ACONDICIONAMIENTO	5	2		
Almidon Soluble de Papa	1500	ACONDICIONAMIENTO	7.5			

Condiciones de Flotacion Anionica de Silice en Columna variando la dosificacion de Depresor.

Reactivos	g/t	Lugar de Adicion	Tiempo min.		pH	Etapa
			Acond.	Flot.		
Acelte de Pino	26.15	COLUMNA				
Oxido de Calcio	2287.2	ACONDICIONAMIENTO	3		11	Ira.Flota.
Acido Graso	300	ACONDICIONAMIENTO	5	2		
Almidon Soluble de Papa	VARIABLE	ACONDICIONAMIENTO	7.5			

Condiciones de Flotacion Anionica de Silice en Columna variando la dosificacion de Espumante.

Reactivos	g/t	Lugar de Adicion	Tiempo min.		pH	Etapa
			Acond.	Flot.		
Acelte de Pino	VARIABLE	COLUMNA				
Oxido de Calcio	2287.2	ACONDICIONAMIENTO	3		11	Ira.Flota.
Acido Graso	300	ACONDICIONAMIENTO	5	2		
Almidon Soluble de Papa	1500	ACONDICIONAMIENTO	7.5			

Figura No.27

### Condiciones de Flotacion Anionica de Silice en Columna.

Reactivos	g/t	Lugar de Adiclon	Tiempo min.		pH	Etapa
			Acond.	Flot.		
Aceite de Pino	26.15	COLUMNA				
Oxido de Calcio	2287.2	ACONDICIONAMIENTO	3	2	11	Ira.Flota.
Acido Graso	400	ACONDICIONAMIENTO	5			
Almidon Soluble de Papa	1500	ACONDICIONAMIENTO	7.5			

### Condiciones de Flotacion de Sulfuros en Columna

Reactivos	g/t	Lugar de Adiclon	Tiempo min.		pH	Etapa
			Acond.	Flot.		
Xantato 343	70	ACONDICIONAMIENTO	1	3	4	Ira. Flot.
Promotor 494	35	ACONDICIONAMIENTO	3			
Acido sulfurico	8962.15	ACONDICIONAMIENTO	3			
Aceite de Pino	58.45	COLUMNA				

### Condiciones de Flotacion Cationica de Silice y Sulfuros en Columna.

Reactivos	g/t	Lugar de Adiclon	Tiempo min.		pH	Etapa
			Acond.	Flot.		
Oxido de Calcio	2287.2	ACONDICIONAMIENTO	3	4	11	Ira.Flota.
Almidon Soluble de Papa	1500	ACONDICIONAMIENTO	7.5			
COLMIN C-10	100	ACONDICIONAMIENTO	1/2			
Aceite de Pino	9	COLUMNA				

### Condiciones de Flotacion Cationica de Silice y Sulfuros en Columna.

Reactivos	g/t	Lugar de Adiclon	Tiempo min.		pH	Etapa
			Acond.	Flot.		
Carbonato de Sodio	2360	ACONDICIONAMIENTO	3	6	11	Ira. Flot.
Dextrina Amarilla	400	ACONDICIONAMIENTO	7.5			
COLMIN C-10	100	ACONDICIONAMIENTO	1/2			
Aceite de Pino	9	COLUMNA				

Figura No. 28

### Condiciones de Flotacion Anionica de Silice en Celda.

Reactivos	g/t	Lugar de Adicion	Tiempo min.		pH	Etapa
			Acond.	Flot.		
Acetle de Pino	26.15	CELDA				
Oxido de Calcio	2287.2	ACONDICIONAMIENTO	3	2	11	Ira. Flot.
Acido Graso	400	ACONDICIONAMIENTO	5			
Almidon Soluble de Papa	1500	ACONDICIONAMIENTO	7.5			

### Condiciones de Flotacion de Sulfuros en Celda

Reactivos	g/t	Lugar de Adicion	Tiempo min.		pH	Etapa
			Acond.	Flot.		
Xantato 343	70	ACONDICIONAMIENTO	1	3	4	Ira. Flot.
Promotor 404	35	ACONDICIONAMIENTO	3			
Acido sulfurico	8962.15	ACONDICIONAMIENTO	3			
Acetle de Pino	58.45	CELDA				

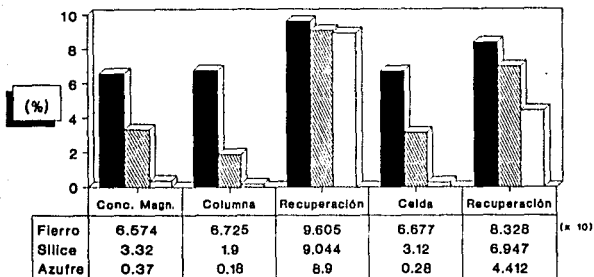
### Condiciones de Flotacion Cationica de Silice y Sulfuros en Celda.

Reactivos	g/t	Lugar de Adicion	Tiempo min.		pH	Etapa
			Acond.	Flot.		
Oxido de Calcio	2287.2	ACONDICIONAMIENTO	3	4	11	Ira. Flot.
Almidon Soluble de Papa	1500	ACONDICIONAMIENTO	7.5			
COLMIN C-10	100	ACONDICIONAMIENTO	1/2			
Acetle de Pino	9	CELDA				

### Condiciones de Flotacion Cationica de Silice y Sulfuros en Celda.

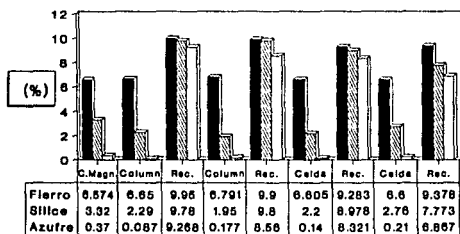
Reactivos	g/t	Lugar de Adicion	Tiempo min.		pH	Etapa
			Acond.	Flot.		
Carbonato de Sodio	2360	ACONDICIONAMIENTO	3	6	11	Ira. Flot.
Dextrina Amarilla	400	ACONDICIONAMIENTO	7.5			
COLMIN C-10	100	ACONDICIONAMIENTO	1/2			
Acetle de Pino	9	CELDA				

Fig. No. 26 Variación de la ley de concentrado en función del tipo de flotación, manteniendo la misma dosificación y tipo de reactivos.



(Flotación Aniónica)

Fig. No. 29 Variación de la ley de concentrado en columna y celda en función del cambio en el tipo y cantidad de depresor y regulador



ALMIDON SOLUBLE DE PAPA Y OXIDO DE CALCIO

(x 10) Rec. y Leyas de Fierro

DEXTRINA AMARILLA Y CARBONATO DE SODIO

(Flotación Catiónica)

## **CAPITULO VI. ANALISIS ECONOMICO.**

El análisis económico de cualquier proyecto, es el proceso por medio del cual se comprueba la rentabilidad del estudio y sus beneficios a corto, mediano y largo plazo.

En los capitulos IV y V se demostro que desde el punto de vista técnico la flotación catiónica en columna, aporta los mejores resultados. El objetivo de este capitulo VI es demostrar después de una evaluación económica; el tipo de flotación más rentable y equipo idóneo de acuerdo a la inversión necesaria y al período de recuperación de la inversión.

Dentro de este análisis se contempla la estimación de los costos de operación, que se realizan de una manera periódica en la Cía. Sicartsa, como Costos de Mina, de Trituración Primaria, Trituración Secundaria, para homogeneizar el mineral, Trituración Terciaria y de concentrado en Tanques de Agitación antes y después de enviarlo a Ferroducto; y los Costos de Inversión, como por Ej. los necesarios para la instalación del equipo de flotación. Los ingresos se calcularán tomando en cuenta el costo de venta del pelet; el ahorro en la compra de pelet para R.D. es un factor interesante en este proyecto; posteriormente se analiza el estado de resultados para el proyecto, manejando diferentes tonelajes de pelet para reducción directa. Finalmente se calculará la Tasa Interna de Retorno (TIR), flujo de efectivo neto y periodo de recuperación de la inversión para éste proyecto.

**VI.1. Comparación de costos entre flotación aniónica y catiónica inversa de óxidos de hierro.**

En esta comparación se observa el consumo de reactivos necesario para procesar una tonelada de mineral y los costos de cada reactivo dependiendo del tipo de flotación.

Los mejores resultados de los experimentos realizados fueron en columna de flotación, por lo que los consumos de reactivos que se mostrarán a continuación son únicamente en columna.

Los costos se tomaron de diferentes proveedores, J.T. Baker, Aranal Comercial S.A. de C.V., Investigación y Desarrollos Industriales y Comerciales S. de R.L. de C.V., Henkel, Quimikao, Cyanamid, Proveedor Científico, S.A., entre otros. (Diciembre 1991).

Para la Flotación Aniónica en Columna los consumos y costos son los siguientes:

REACTIVO	CONSUMO (g/t)	COSTO (en pesos/t)
CaO	2287.2	30,191.00
Acido Graso	400	880.00
Almidón Soluble de Papa	1500	4,950.00
Aceite de Pino	85	677.00
Acido Sulfúrico	8962.15	128,000.00
Xantato 343	70	410.00
Promotor 404	35	345.00
Costo total de reactivo por tonelada de mineral		\$ 165,453.00
Costo total de reactivo para 9120 t/d (producción planta)		\$ 1'508,931,400.00



Para la Flotación Catiónica en Columna los consumos y costos son los siguientes:

REACTIVO	CONSUMO (g/t)	COSTO (en pesos/t)
Carbonato de Sodio	2360	63,472.00
Dextrina Amarilla	400	862.00
Colmin C-10	100	980.00
Aceite de Pino	9	72.00
Costo total de reactivo por tonelada de mineral		\$ 65,386.00
Costo total de reactivo para 9120 t/d (producción planta)		\$ 596,320,320.00

En base a lo anterior se concluye que la inversión para realizar la flotación aniónica es más elevada (60 %) en relación a la flotación catiónica, aunado a esto los análisis demostraron que la concentración es menor en la flotación aniónica comparandola con la flotación catiónica.

Por lo que se recomienda utilizar Flotación Catiónica inversa de óxidos de hierro.

## VI.2. Análisis de costos.

En este análisis se manejan los costos de operación, como los que se realizan de manera periódica en la compañía, y los costos de inversión, como los egresos necesarios para llevar a cabo una obra eventual.

### VI.2.1 Estimación de los Costos de Operación.

Estos costos se tomarán en cuenta desde la extracción del mineral hasta la obtención del concentrado, su envío por el ferroaducto a la Ciudad de Lázaro Cárdenas y el posterior Peletizado.

C O N C E P T O	COSTO POR TONELADA PRODUCIDA
Mina El Volcán	26,800.00
Trituración Primaria	4,000.00
Trituración Secundaria	3,200.00
Homogeneizado	2,800.00
Trituración Terciaria	2,500.00
Planta Concentradora	8,800.00
Envío del Concentrado a L.C.	14,900.00
Peletizado	38,000.00
Costo Total por Tonelada Producida	\$ 101,000.00 #

# Datos de costos estimados en Sicartsa (en pesos/t M.N., 1991).

## **VI.2.2. Estimación de los Costos de Inversión.**

Se establece una comparación de los costos de inversión para concentración por flotación en celda convencional (A) y en columna (B).

**Bases de estimación (Huls, 1992 Vol. 2 pp 645-660).**

La estimación de costos para la instalación del equipo de flotación por secuencia son:

**Construcción.-** Los factores estimados están basados en el área de piso y construcción del volumen promedio, así como el gasto fijo de una grúa (2-3 % del subtotal de gastos directos) aprox.

**Proceso General.-** Comprende todo el equipo, cimientos y soportes que no son parte de la construcción y representan un porcentaje fijo de la instalación del equipo mecánico (4-5 % del subtotal de gastos directos) aprox.

**Proceso de Tubería.-** Se estima como un porcentaje fijo de instalación mecánica de equipo, aparatos, material (9-12 % del subtotal de gastos directos) aprox.

**Proceso Eléctrico.-** Se estiman los consumos de energía en flotación (15-21 % del subtotal de gastos directos) aprox.

**Instrumentación.-** Los costos en mano de obra de todo el material e instalación requerida para un cuarto de control central, así como del equipo de control (27 % del subtotal de gastos directos) aprox.

**Equipo Mecánico.-** Los costos en la adquisición de equipo varían de (42-60 % aprox. del subtotal de gastos directos) dependiendo del tipo.

**Gastos de Montaje.-** Calculados como el 15 % del subtotal de gastos directos incluye supervisión, facilidades, equipo, transporte especial y de personal, horas extras y permisos de transportación.

Costos Indirectos.- Comprende diseño y dirección del proyecto corresponde a 18 % del costo total directo.

Otros costos.- 10 % del costo total directo que cubre comisiones y permisos.

A continuación se resume para la opción A (con celdas convencionales) y B (con columna de flotación), el espacio de piso, volumen requerido y la instalación total de la corriente eléctrica.

	O P C I O N E S	
	A	B
-----		
Espacio de piso requerido (m <sup>2</sup> )	98	16
Volumen requerido (m <sup>3</sup> )	784	144
-----		
Instalación de Electricidad (kW)		
-----		
Maquinas de Flotación	188	---
Bombeo	57	133
Suministro de Aire	75	149
-----		
TOTAL	320	282
-----		

En base al espacio de piso y volumen requerido, así como, de la instalación de electricidad, se observa que la opción B es la más adecuada ya que sus valores indican un ahorro de espacio de 82 m<sup>2</sup>, de volumen de 640 m<sup>3</sup> y en la instalación eléctrica de 38 kW.

Las comparaciones en costos de capital entre A y B, a partir de las bases de estimación anteriores son:

COSTOS	COSTOS DE CAPITAL EN PESOS	
	A	B
Construcción	8'000,000.00	6'000,000.00
Proceso General	31'858,618.00	7'016,625.00
Proceso de Tubería	70'796,928.00	15'592,500.00
Proceso Eléctrico	123'890,000.00	27'286,875.00
Instrumentación	-----	50'000,000.00
Equipo Mecánico	353'984,640.00	77'962,500.00
Subtotal de g. directos	588'530,000.00	183'860,000.00
Gastos de Montaje	88'280,222.00	27'579,000.00
Total de Directos	676'815,030.00	211'439,000.00
Indirectos	121'830,000.00	38'059,020.00
Otros Costos	67'681,503.00	21'143,900.00
Costo Total Estimado	866'320,000.00	270'641,920.00

Como se observa con la instalación de la columna (opción B) se ahorrarían quinientos noventa y cinco millones, seiscientos setenta y ocho mil ochenta pesos en el costo de inversión, por lo que la mejor opción, tomando en cuenta los resultados metalúrgicos, espacio de piso, volumen requerido, instalación de electricidad y costo de inversión por el método de concentración por flotación es B (utilizando la columna de flotación).

### VI.3. Inversión.

Toda inversión tiene como principal objetivo el generar utilidades caracterizándose generalmente porque ocurre una sola vez, mientras que las utilidades se generan durante la vida útil del proyecto.

Se obtendrá el crédito por medio de un financiamiento, involucrando un costo por interés.

El financiamiento se realizará por medio de un préstamo interno por la cantidad de 270,642,000 M.N.; el cual se amortizará en nueve anualidades del año 1 al año 9 con una tasa de interés del 40 % anual, durante los nueve años de duración del proyecto. El período de gracia será de dos años y los intereses generados por el principal en estos años (-1 y 0) serán pagados conjuntamente con los del año 1.

El crédito se empleará en tres disposiciones:

1) Año -1

- Construcción
- Proceso general
- Proceso de tubería

2) Año 0

- Proceso eléctrico
- Instrumentación
- Equipo mecánico

3) Año 1

- Gastos de Montaje
- Indirectos
- Otros costos

Los gastos financieros se presentan en la tabla No. 2, calculándose en base a los datos arriba mencionados.

H

## GASTOS FINANCIEROS

ARO	DISPOSICION DEL CREDITO	CAPITAL SOBRE EL QUE SE PAGAN INTERESES	INTERESES GENERADOS	AMORTIZACION DEL PRINCIPAL	INTERESES CUBIERTOS	TOTAL DE PAGOS
-1	28609125	28609125	11443650			
0	1.6E+08	1.8E+08	73543650			
1	86781920	2.7E+08	1.1E+08	30071111	1.9E+08	2.2E+08
2		2.4E+08	96227555	30071111	96227555	1.3E+08
3		2.1E+08	84199110	30071111	84199110	1.1E+08
4		1.8E+08	72170666	30071111	72170666	1.0E+08
5		1.5E+08	60142222	30071111	60142222	90213333
6		1.2E+08	48113777	30071111	48113777	78184888
7		90213333	36085333	30071111	36085333	66156444
8		60142222	24056888	30071111	24056888	54127999
9		30071111	12028444	30071111	12028444	42099555
TOTAL	2.7E+08	1.6E+09	6.3E+08	2.7E+08	6.3E+08	9.0E+08

Tabla No.2

ESTA TESIS NO DEBE  
SALIR DE LA BIBLIOTECA

#### **VI.4. Ingresos.**

La vida del yacimiento "El Volcán" es aproximadamente de 9 años, ya que cuenta con reservas de 34 millones de toneladas, a un ritmo de producción de la planta de 10,574 t/d (3'859,510 t/año). Es importante hacer notar que el yacimiento "El Mango" presenta características similares a las de "El Volcán" y tiene reservas de 22 millones de toneladas (ver capítulo I.3 Mina).

Los ingresos totales se calcularon en base a los tonelajes empleados para la producción del pelet y su posterior venta (a 39 dólares/t).

A partir de los ingresos calculados se elaboran los estados de resultados manejando diferentes tonelajes de pelet vendidos para reducción directa (20, 30 y 50 t/d) y con esto obtener la utilidad neta, para después calcular la tasa interna de retorno y el periodo de recuperación de la inversión.

#### **VI.5. Amortización y depreciación.**

Representan las herramientas contables para distribuir el costo de los activos durante la vida útil de los mismos, basándose en la estimación de dicha vida útil. Es importante aclarar que la depreciación y amortización no representan un movimiento real de efectivo, por lo que, no constituye una reserva sino una forma de distribuir el costo del uso de los activos entre los bienes producidos.

En este proyecto la inversión de 115'391,045 que se hará en el año -1 y 1 será amortizada linealmente a 9 años; y la inversión de 155'250,000 que se hará en el año 0 será depreciada linealmente a 9 años. (ver Tabla No.3).



**Tabla No.3**

AÑO	AMORTIZACION	DEPRECIACION
-1		
0		
1	12'821,000	17'250,000
2	12'821,000	17'250,000
3	12'821,000	17'250,000
4	12'821,000	17'250,000
5	12'821,000	17'250,000
6	12'821,000	17'250,000
7	12'821,000	17'250,000
8	12'821,000	17'250,000
9	12'821,000	17'250,000
<b>TOTAL</b>	<b>115'391,045</b>	<b>155'250,000</b>

**VI.6. Estado de resultados.**

El estado de resultados muestra las utilidades netas y acumuladas de un proyecto.

En este caso se tiene que La Empresa Sicartsa no produce concentrados de alta ley para reducción directa, motivo por el cual debe invertir cierta cantidad en la compra de éste pelet; el costo del pelet comprado fluctúa de 39 dólares/t el nacional (actualmente Peña Colorada es su principal proveedor) y de 50 dólares/t el pelet internacional (de Brasil en su mayor parte).

Con la nueva modalidad en el proceso, utilizando flotación en columna, la empresa podrá producir concentrados de alta ley, el costo de producir el pelet en SICARTSA será de 32 dólares/t (paridad empleada 1 dólar U.S. = 3150 pesos M.N.), que se denota en el estado de resultados como costos de operación.

Los ingresos totales que se generarán al producir este tipo de pelet y su posterior venta para reducción directa se observan en el estado de resultados.

Los gastos financieros se calcularon en el subcapitulo VI.3 correspondiente a la inversión.

Con lo anterior se calcula para el estado de resultados la depreciación, amortización, utilidad gravable, I.S.R. (40 % de la utilidad gravable), reparto de utilidades (10 % de la utilidad gravable), utilidad neta anual y acumulada del año -1 al 9.

Se emplea la alternativa en el estado de resultados de modificar las toneladas diarias de pelet que se enviarán a reducción directa, esta variación es de 20, 30 y 50 t/d; posteriormente se calcula la tasa interna de retorno y el período de recuperación de la inversión para cada caso. (ver Tablas Nos. 4-8).

#### **VI.7. Tasa interna de retorno.**

Este método utiliza el concepto del valor presente, pero evita seleccionar arbitrariamente una tasa de interés para actualizar los beneficios anuales.

La tasa interna de retorno puede definirse como, la tasa de descuento a la cual la suma algebraica del flujo de efectivo generado por la inversión, mas la inversión misma resulta igual a cero.

Para este proyecto se realizaron tanteos utilizando el flujo de efectivo anual y factores de actualización obtenidos de tablas de interés compuesto (ver tablas Nos. 4, 6 y 8).

Para igualar el saldo a cero se debe interpolar entre las tasas de interés, dentro de las cuales éste cambia de signo y así obtener la T.I.R.

M

ESTADO DE RESULTADOS PARA EL PROYECTO  
CON 20 T/R PARA R.D. (3) BULK/TI COSTO DE PLLET

CONCEPTO	AMO -1	AMO 0	AMO 1	AMO 2	AMO 3	AMO 4	AMO 5	AMO 6	AMO 7	AMO 8	AMO 9
Ingresos totales		9.0E+08	1.0E+09	2.7E+09	3.6E+09	4.5E+09	5.4E+09	6.3E+09	7.2E+09	8.1E+09	9.0E+09
Costos de operación (Poiat SICATSA)		7.4E+08	1.3E+09	2.2E+09	3.0E+09	3.7E+09	4.4E+09	5.2E+09	5.9E+09	6.6E+09	7.4E+09
Costos financieros		2.2E+08	1.3E+08	1.1E+08	1.0E+08	90213332	70100000	60100000	50120000	42099555	
Depreciación		17250000	17250000	17250000	17250000	17250000	17250000	17250000	17250000	17250000	17250000
Amortización		12821000	12821000	12821000	12821000	12821000	12821000	12821000	12821000	12821000	12821000
Utilidad Operable		-9.4E+07	1.6E+08	3.3E+08	5.0E+08	6.7E+08	8.5E+08	1.0E+09	1.2E+09	1.4E+09	1.6E+09
I.S.R. (40%)		-3.0E+07	64075334	1.3E+08	2.0E+08	2.7E+08	3.4E+08	4.1E+08	4.8E+08	5.4E+08	6.1E+08
Reparto de Utilidades (10%)		-9436181	16189133	33275028	50309622	67480818	84592711	1.0E+09	1.2E+09	1.4E+09	1.6E+09
Utilidad Neta		-4.7E+07	80843668	1.7E+08	2.5E+08	3.4E+08	4.2E+08	5.1E+08	5.9E+08	6.8E+08	7.8E+08
Utilidad Neta Acumulada		-4.7E+07	33684864	2.0E+08	4.5E+08	7.9E+08	1.2E+09	1.7E+09	2.3E+09	3.0E+09	

M

## TANTOS PARA OBTENER LA TAJA INTERNA DE RETORNO

## PRIMER TANTO

ANO	FLUJO DE EFECTIVO ANUAL	FACTOR DE ACTUALIZACION AL 35 %	VALOR PRESENTE
-1	-2.7E+08	1	-2.7E+08
0		0.7407	
1	-4.7E+07	0.5487	-2.6E+07
2	80843668	0.4084	32853679
3	1.7E+08	0.3011	50995554
4	2.5E+08	0.223	56174728
5	3.4E+08	0.1652	55744110
6	4.2E+08	0.1224	51770739
7	5.1E+08	0.0906	46089488
8	5.9E+08	0.0671	39858909
9	6.8E+08	0.0497	33773733
			69012815

## SEGUNDO TANTO

ANO	FLUJO DE EFECTIVO ANUAL	FACTOR DE ACTUALIZACION AL 40 %	VALOR PRESENTE
-1	-2.7E+08	1	-2.7E+08
0		0.7143	
1	-4.7E+07	0.5102	-2.4E+07
2	80843668	0.3644	29480181
3	1.7E+08	0.2603	43307448
4	2.5E+08	0.1859	46829067
5	3.4E+08	0.1328	44811246
6	4.2E+08	0.0949	40139241
7	5.1E+08	0.0678	34475827
8	5.9E+08	0.0484	28750809
9	6.8E+08	0.0346	23512498
			-3427466

Tabla No. 4

TASA INTERNA DE RECUPERACION (TIR) = 0.39760 = 39.76 %

H

FLUJO DE EFECTIVO NETO PROYECTO											
CONCEPTO	ARO -1	ARO 0	ARO 1	ARO 2	ARO 3	ARO 4	ARO 5	ARO 6	ARO 7	ARO 8	ARO 9
Utilidad neta			-4.7E+07	80845668	1.7E+08	2.5E+08	3.4E+08	4.2E+08	5.1E+08	5.9E+08	6.8E+08
Depreciación			17250000	17250000	17250000	17250000	17250000	17250000	17250000	17250000	17250000
Amortización			12821000	12821000	12821000	12821000	12821000	12821000	12821000	12821000	12821000
Flujo neto de efectivo			-1.7E+07	1.1E+08	2.0E+08	2.8E+08	3.7E+08	4.5E+08	5.4E+08	6.2E+08	7.1E+08
Flujo neto de efectivo acumulado			-1.7E+07	93806862	2.9E+08	5.7E+08	9.4E+08	1.4E+09	1.9E+09	2.6E+09	3.3E+09

ARO 2 PERIODO DE RECUPERACION PROYECTO		
MES	FLUJO MENSUAL DE EFECTIVO	RECUPERACION DE LA INVERSION
0	-2.7E+08	-2.7E+08
1	1.1E+08	-1.6E+08
2	1.1E+08	-4.9E+07
3	1.1E+08	62108004
4	1.1E+08	1.7E+08
5	1.1E+08	2.8E+08
6	1.1E+08	3.9E+08
7	1.1E+08	5.1E+08
8	1.1E+08	6.2E+08
9	1.1E+08	7.3E+08
10	1.1E+08	8.4E+08
11	1.1E+08	9.5E+08
12	1.1E+08	1.1E+09

LA INVERSION SE RECUPERA EN EL MES 3 DEL ARO 2

Tabla No. 5

$$TIR = \frac{(R_2 V_1 - R_1 V_2)}{V_1 - V_2}$$

Si:	Si:	Si:
$R_1 = 35 \%$	$R_1 = 50 \%$	$R_1 = 70 \%$
$R_2 = 40 \%$	$R_2 = 55 \%$	$R_2 = 75 \%$
$V_1 = 69'812,815$	$V_1 = 40'660,469$	$V_1 = 40'611,775$
$V_2 = -3'427,466$	$V_2 = -12'000,000$	$V_2 = -211,978$
La TIR = 39.76 %	La TIR = 53.89 %	La TIR = 74.97 %

#### VI.8. Período de recuperación de la inversión.

Es el número de años que deben transcurrir antes de recuperar la inversión y en este caso se encuentra el mes y año en que se recupera la inversión hecha para la realización del proyecto manejando el flujo mensual de efectivo (ver Tablas Nos. 5, 7 y 8).

De éste análisis económico se concluye que de acuerdo a las diferentes evaluaciones que se realizaron, el proyecto es económicamente rentable, ya que con el uso de 30 t/d del pelet procesado para venta se obtiene una tasa interna de retorno de 53.89 % muy atractiva, y el período de recuperación de la inversión en base a la utilidades generadas es en el mes 12 del año 1, por lo que empleando mayores tonelajes la tasa interna de retorno aumentará gradualmente y con ello los beneficios económicos del proyecto.

N

ESTADO DE RESULTADOS PARA EL PROYECTO  
CON SECTORES PARA EL PLAN DE INVERSIÓN DE HELET

CONCEPTO	AÑO -1	AÑO 0	AÑO 1	AÑO 2	AÑO 3	AÑO 4	AÑO 5	AÑO 6	AÑO 7	AÑO 8	AÑO 9
Ingresos totales			1.3E+09	2.7E+09	4.0E+09	5.4E+09	6.7E+09	8.1E+09	9.4E+09	1.1E+10	1.2E+10
Costos de operación (Feret SICARTSA)			1.1E+09	2.2E+09	3.2E+09	4.4E+09	5.5E+09	6.6E+09	7.7E+09	8.9E+09	1.0E+10
Costos financieros			2.2E+08	1.3E+08	1.1E+08	1.0E+08	90213332	78184888	66156444	54128000	42099333
Depreciación			17250000	17250000	17250000	17250000	17250000	17250000	17250000	17250000	17250000
Amortización			12821000	12821000	12821000	12821000	12821000	12821000	12821000	12821000	12821000
Utilidad Gravable			-1.5E+07	3.2E+08	5.7E+08	8.2E+08	1.1E+09	1.3E+09	1.6E+09	1.8E+09	2.1E+09
I.S.R. (40%)			-5930344	1.3E+08	2.3E+08	3.3E+08	4.3E+08	5.3E+08	6.3E+08	7.3E+08	8.3E+08
Reparto de Utilidades (10%)			-1484636	32072183	57129603	82187022	1.1E+08	1.3E+08	1.6E+08	1.8E+08	2.1E+08
Utilidad Neta			-7423180	1.6E+08	2.9E+08	4.1E+08	5.4E+08	6.6E+08	7.9E+08	9.1E+08	1.0E+09
Utilidad Neta Acumulada			-7423180	1.5E+08	4.4E+08	8.5E+08	1.4E+09	2.0E+09	2.8E+09	3.7E+09	4.8E+09

N

## PRIMER TANTO

AÑO	FLUJO DE EFECTIVO ANUAL	FACTOR DE ACTUALIZACIÓN AL 50 %	VALOR PRESENTE
-1	-2.7E+08	1	-2.7E+08
0		0.6687	
1	-7423180	0.6444	-3298861
2	1.6E+08	0.2963	47514940
3	2.9E+08	0.1975	56415482
4	4.1E+08	0.1317	54229154
5	5.4E+08	0.0878	47080309
6	6.6E+08	0.0585	38598294
7	7.9E+08	0.037	29111466
8	9.1E+08	0.026	23714171
9	1.0E+09	0.0173	17648511
			40660469

## SEGUNDO TANTO

AÑO	FLUJO DE EFECTIVO ANUAL	FACTOR DE ACTUALIZACIÓN AL 55 %	VALOR PRESENTE
-1	-2.7E+08	1	-2.7E+08
0		0.6452	
1	-7423180	0.4162	-3089527
2	1.6E+08	0.2685	43056306
3	2.9E+08	0.1732	49474238
4	4.1E+08	0.1118	45942545
5	5.4E+08	0.0721	39861621
6	6.6E+08	0.0455	30763152
7	7.9E+08	0.03	23603592
8	9.1E+08	0.0194	17694413
9	1.0E+09	0.0125	12667132
			-1.2E+07

TASA INTERÉS DE REFERENCIA 1978 AL 5.50% 20 A 13.05 %

Tabla No. 6

H

FLUJO DE EFECTIVO NETO PROYECTO												
CONCEPTO	AÑO -1	AÑO 0	AÑO 1	AÑO 2	AÑO 3	AÑO 4	AÑO 5	AÑO 6	AÑO 7	AÑO 8	AÑO 9	
Utilidad neta			-7423180	1.6E+08	2.5E+08	4.1E+08	5.4E+08	6.6E+08	7.9E+08	9.1E+08	1.0E+09	
Depreciación			17250000	17250000	17250000	17250000	17250000	17250000	17250000	17250000	17250000	
Amortización			1.621000	12821000	12821000	12821000	12821660	12821000	12821000	12821000	12821000	
Flujo neto de efectivo			22647819	1.9E+08	3.2E+08	4.4E+08	5.7E+08	6.9E+08	8.2E+08	9.4E+08	1.1E+09	
Flujo neto de efectivo acumulado			22647819	2.1E+08	5.3E+08	9.7E+08	1.5E+09	2.2E+09	3.0E+09	4.0E+09	5.1E+09	

AÑO 1 PERIODO DE RECUPERACION PROYECTO		
MES	FLUJO MENSUAL DE EFECTIVO	RECUPERACION DE LA INVERSION
0	-2.7E+08	-2.7E+08
1	22647819	-2.5E+08
2	22647819	-2.3E+08
3	22647819	-2.0E+08
4	22647819	-1.8E+08
5	22647819	-1.6E+08
6	22647819	-1.3E+08
7	22647819	-1.1E+08
8	22647819	-8.9E+07
9	22647819	-6.7E+07
10	22647819	-4.4E+07
11	22647819	-2.2E+07
12	22647819	1131834

LA INVERSION SE RECUPERA EN EL MES 12 DEL AÑO 1

Tabla No. 7

TAPITOS PARA OBTENER LA TASA INTERNA DE RETORNO

PRIMER TAPITO

ANO	FLUJO DE EFECTIVO ANUAL	FACTOR DE ACTUALIZACION AL 45 %	VALOR PRESENTE
-1	-2.7E+08	1	-2.7E+08
0	92042068	0.6997	64284588
1	3.2E+08	0.4776	15285888
2	9.2E+08	0.3288	30262088
3	9.2E+08	0.2262	20828888
4	9.2E+08	0.1566	14428888
5	9.2E+08	0.1076	9928888
6	1.1E+09	0.0742	8188178
7	1.1E+09	0.0512	5628248
8	1.1E+09	0.0352	3928358
9	1.1E+09	0.0242	2728468
			4.5E+08

SEGUNDO TAPITO

ANO	FLUJO DE EFECTIVO ANUAL	FACTOR DE ACTUALIZACION AL 50 %	VALOR PRESENTE
-1	-5.7E+08	1	-5.7E+08
0	92042068	0.6887	63284588
1	3.2E+08	0.4644	15027178
2	9.2E+08	0.3262	29828178
3	9.2E+08	0.2257	20628178
4	9.2E+08	0.1577	14228178
5	9.2E+08	0.1096	9828178
6	1.1E+09	0.0765	8088167
7	1.1E+09	0.0531	5628216
8	1.1E+09	0.0366	3928316
9	1.1E+09	0.0253	2728416
			5.2E+08

TERCER TAPITO

ANO	FLUJO DE EFECTIVO ANUAL	FACTOR DE ACTUALIZACION AL 55 %	VALOR PRESENTE
-1	-2.7E+08	1	-2.7E+08
0	92042068	0.6152	56284588
1	3.2E+08	0.4085	13228588
2	9.2E+08	0.2822	26228588
3	9.2E+08	0.1922	18228588
4	9.2E+08	0.1322	12228588
5	9.2E+08	0.0922	8228588
6	1.1E+09	0.0645	6228427
7	1.1E+09	0.0445	4228296
8	1.1E+09	0.0304	3028186
9	1.1E+09	0.0212	2127598
			2.2E+08

CUARTO TAPITO

ANO	FLUJO DE EFECTIVO ANUAL	FACTOR DE ACTUALIZACION AL 60 %	VALOR PRESENTE
-1	-2.7E+08	1	-2.7E+08
0	92042068	0.5887	54284588
1	3.2E+08	0.3988	12828588
2	9.2E+08	0.2822	25828588
3	9.2E+08	0.1922	17828588
4	9.2E+08	0.1322	11828588
5	9.2E+08	0.0922	8228588
6	1.1E+09	0.0645	6228427
7	1.1E+09	0.0445	4228296
8	1.1E+09	0.0304	3028186
9	1.1E+09	0.0212	2127598
			0.6E+08

QUINTO TAPITO

ANO	FLUJO DE EFECTIVO ANUAL	FACTOR DE ACTUALIZACION AL 75 %	VALOR PRESENTE
-1	-2.7E+08	1	-2.7E+08
0	92042068	0.3258	29284588
1	3.2E+08	0.2188	69284588
2	9.2E+08	0.1488	13284588
3	9.2E+08	0.1028	9284588
4	9.2E+08	0.0688	6284588
5	9.2E+08	0.0468	4284588
6	1.1E+09	0.0328	3284588
7	1.1E+09	0.0228	2284588
8	1.1E+09	0.0158	1528458
9	1.1E+09	0.0108	1028458
			0.2E+08

TASA INTERNA DE RECUPERACION ITER = 0.769700 = 76.97 %

PERIODO DE RECUPERACION PROTECTO

CONCEPTO	FLUJO DE EFECTIVO NETO										
	ANO -1	ANO 0	ANO 1	ANO 2	ANO 3	ANO 4	ANO 5	ANO 6	ANO 7	ANO 8	ANO 9
Depreciacion		17200000	17200000	17200000	17200000	17200000	17200000	17200000	17200000	17200000	17200000
Amortizacion		12821000	12821000	12821000	12821000	12821000	12821000	12821000	12821000	12821000	12821000
Flujo neto de efectivo		1.0E+08	9.3E+08	9.3E+08	1.6E+09	9.6E+08	1.2E+09	1.4E+09	1.6E+09	1.6E+09	1.6E+09
Flujo neto de efectivo acumulado		1.0E+08	4.3E+08	1.0E+09	1.6E+09	2.7E+09	3.9E+09	5.3E+09	6.9E+09	8.5E+09	9.8E+09

MES	PERIODO DE RECUPERACION PROTECTO	
	FLUJO MENSUAL DE EFECTIVO	RECUPERACION DE LA INVERSION
0	-2.7E+08	-2.7E+08
1	29212000	2.4E+08
2	29212000	-3.1E+08
3	29212000	-1.9E+08
4	29212000	-1.6E+08
5	29212000	-1.3E+08
6	29212000	-1.0E+08
7	29212000	-7.7E+07
8	29212000	-5.4E+07
9	29212000	-3.1E+07
10	29212000	-8.7E+06

LA INVERSION DE RECUPERA EN EL MES 10 DEL AÑO 8



## CAPITULO VII. CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES.

### Conclusiones:

- 1.- Los objetivos que se buscaban en esta investigación de laboratorio se cumplieron en la primera flotación, ya que se obtuvo en columna de flotación un concentrado de alta ley (67.91 %  $Fe_T$ , 1.95 %  $SiO_2$  y 0.177 % de S), éste concentrado podrá ser empleado para reducción directa, debido a que cumple con las normas de calidad.
- 2.- La flotación catiónica en columna, ofrece mejores leyes y recuperaciones que la aniónica.
- 3.- Los costos de flotación catiónica en columna son 40 % más bajos que los correspondientes a flotación aniónica. El costo del equipo en columna es 70 % menor que el de celda convencional; los principales factores que propician esta disminución son equipo mecánico e instalación eléctrica.
- 4.- De acuerdo a la inversión estimada (270 millones de pesos) para obtener 9,120 t/d de concentrado por flotación catiónica en columna a partir de un preconcentrado magnético y al período de recuperación de la inversión, que se logra, en el mes 12 del año 1, con 30 t/d de pelet, con una tasa interna de recuperación de 53.89 %.
- 5.- El menor contenido de sílice en el concentrado influirá en la disminución de la ganga del pelet y ésta a su vez causará un menor consumo de refractario en aceración.

**Recomendaciones:**

- Se puede mezclar el pelet de alta ley con los polvos recuperados por los depuradores de aceración, acumulados en la planta, los cuales deben desaparecer para cumplir con los reglamentos de SEDUE. La escoria que se produciría sería inerte y puede utilizarse como relleno.

Actualmente se cuenta con 250,000 toneladas de polvos.

- Para evitar problemas en el proceso de Reducción Directa es recomendable que el concentrado contenga menos de 2% de sílice y de 0.2 % en azufre.

- Es necesario realizar pruebas a nivel planta piloto para establecer los problemas operacionales y su control adecuado.

- Puede ser conveniente el realizar la concentración por flotación en columna del mineral hematítico fino acumulado en stocks, ya que el costo por tonelada de extracción del mineral es de 1450 \$/t, inversión que se recupera únicamente en parte, debido a la alimentación sólo del mineral grueso de hematita en el alto horno.

- Se requiere de la planeación de un terreno propicio, para utilizarlo como presa de jales de las colas del proceso de flotación.

- Es indispensable el planear una planta de tratamiento de aguas, para reuso como agua de proceso y/o descarga al río o mar.

## **BIBLIOGRAFIA.**

- 1) **Bartnik J. Antoni, (1985).** Aufbereitung von martitisierten Eisenerzen mittels Jones-Starkfeld-Nassmagnetscheidern. *Erzmetall* 38 No.5 pp. 243-249.
- 2) **Dayton, B.H.(1988),** "Magma Modernizes San Manuel's Big Cu-Mo Concentrator", *Engineering & Mining Journal*, May 1988, pp 44-47.
- 3) **Donald J. Mudrock and Harold E. Wylouzil, (1991).** "Large-Diameter Column Flotation Cells take Hold", *Engineering & Mining Journal*, August 1991, pp 40-42.
- 4) **Eric Forssberg, Nils Johan Bolin, (1977).** "Aufbereitung von hochphosphorhaltigen Hämatiterzen in Nordschweden". *Erzmetall* 30 pp 505-511.
- 5) **Huls, Bert J. (1991).** Introductory Remarks, Column Flotation '91, Ed. Gordon E. Agar. Pub. Denison's Quick Print. Copy House. Kitchener, Ontario, Canadá. 2-6 Junio (1991). Vol.2 pp.455-466, 595-608, 645-660.
- 6) **Iwasaki, I. (1983).** "Iron Ore Flotation Theory and Practice" Gaudin Award Lecture. *Mining Engineering* Vol 35. pp.622-632.
- 7) **Jacos Wolfgang et al. (1977).** Die indirekte Eisenerzflotation über Erfahrungen aus Pilot-und Betriebsanlagen. *Erzmetall* 30 No. 11 pp. 497-505.
- 8) **Negrete, Jorge C. (1985).** Estudio Geológico Minero del Area "El Volcán", Lázaro Cárdenas, Mich., Trabajo Recepcional UASLP, San Luis Potosí.
- 9) **López, M.A.L. (1992).** Elevación de la ley de Fierro en el mineral magnético usado en el proceso de fabricación de pelet siderúrgico mediante preconcentración en seco. Facultad de Química, UNAM. Tesis profesional, México D.F. Marzo 1992.
- 10) **Ornelas - Hueso, (1991).** Concentración de óxidos de fierro por flotación en columna y celda convencional a partir de un preconcentrado magnético, XIX Convención A.I.M.M.G.M. Reunión Internacional de minería, Acapulco, Gro. México, Octubre 16-19
- 11) **Redfearn, M.A. and J.R. Egan (1984),** "Large Diameter Column Optimization and Scale-up", *International Symposium on the Processing of Complex Ores*, "Halifax, Nova Scotia, June 1984, pp. 303-309
- 12) **REVISTA EPOCA Abraham Zabludovsky (1991),** Semanario de México, Ed. Epoca de México S.A. de C.V. No. 21 pp. 4 y 18-23

- 13) **Bastry, K.V.S. (1988)**. Column Flotation'88 SME Annual Meeting, Phoenix, Arizona, Enero 25-28 (1988). Society of Mining Engineers, Littleton, Colorado, E.U. pp 287-304.
- 14) **Schubert Heinrich, (1977)**. Aufbereitung fester mineralischer Rohstoffe. Vol. II Ed. VEB Deutscher Verlag für Grundstoffindustrie. Leipzig, Alemania Democrática. pp. 622-632
- 15) **Somasundaran, P., (1986)**. Advances in Mineral Processing. Proceedings of a Symposium honoring Nathaniel Arbiter on his 75<sup>th</sup> birthday. New Orleans, Louisiana, Marzo 3-5 (1986). Pub. Society of Mining Engineers, Inc. Littleton, Colorado. pp. 308-341
- 16) **Buttill, K.R. (1987)**, "Column Cells Raise Grade at Sierrita", Engineering & Mining Journal, Oct. 1987, pp. 54-55
- 17) **U.S. Patent No. 4,911,826, Peter L. Harach et al (1990)**, "Sparging System for Columns Flotation", March 27.
- 18) **Vargas, René Aguilar (1973)**. La Evaluación Económica en los Proyectos de Inversión. Registro No. 2898/73.
- 19) **Winnacker - Kuchler, (1986)**. Chemische Technologie. Vol. 4 Metalle IV Edición. Ed. Carl Hanser Verlag Munchen-Wien. pp. 80-84

I. DESCRIPCION DE LA NUEVA OPCION UTILIZANDO COLUMNA DE FLOTACION.

De la descarga de los tres separadores magnéticos de tambor de 915 X 2740 mm, se envía el preconcentrado magnético en línea común al hidroseparador para realizar el deslamado (y evitar problemas en el circuito de flotación) el derrame del hidroseparador se envía al espesador de estériles y la carga espesada que se transporta hasta el cono del hidroseparador se bombea al tanque de acondicionamiento, donde se manejara un alto porcentaje de sólidos (70 %), para posteriormente enviarlo al circuito de flotación.

En el circuito de flotación se utiliza para primera flotación, una columna de sección cuadrada de 2.863 X 2.863 m y 7 m de alto. Con las siguientes condiciones de flotación (como regulador de pH a 11, carbonato de sodio 2360 g/t; el depresor de hierro será la dextrina amarilla 400 g/t; el colector de sílice y sulfuros es COLMIN C-10 (eterdiamina primaria) 100 g/t; y como espumante aceite de pino 9 g/t; el tiempo de flotación será de 12 minutos y 25 % de sólidos en flotación).

De los dos productos de la flotación uno se manda al decantador de concentrados y otro al decantador de estériles.

Se realiza una flotación inversa catiónica por las siguientes razones:

- 1.- La flotación es inversa porque el arrastre de masa es menor flotando las impurezas (sílice y azufre) que flotando los óxidos de hierro.
- 2.- Se opto por una flotación catiónica en vez de aniónica debido a el ahorro en el consumo y costo de reactivos (durante la flotación catiónica fue considerablemente menor en relación a la flotación aniónica).
- 3.- El control de la temperatura en la pulpa no es tan fundamental en la flotación catiónica.
- 4.- Se obtiene mayor ley y menor cantidad de impurezas en la flotación catiónica.

DIAGRAMA DE FLUJO PARA LA CONCENTRACION POR  
FLOTACION EN COLUMNA

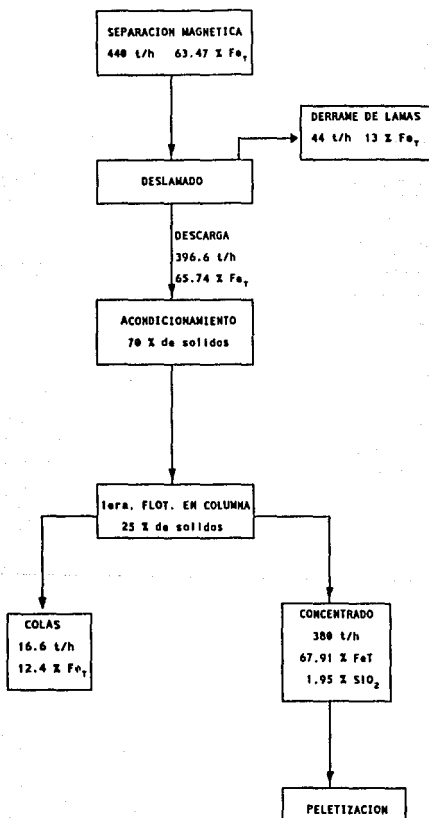
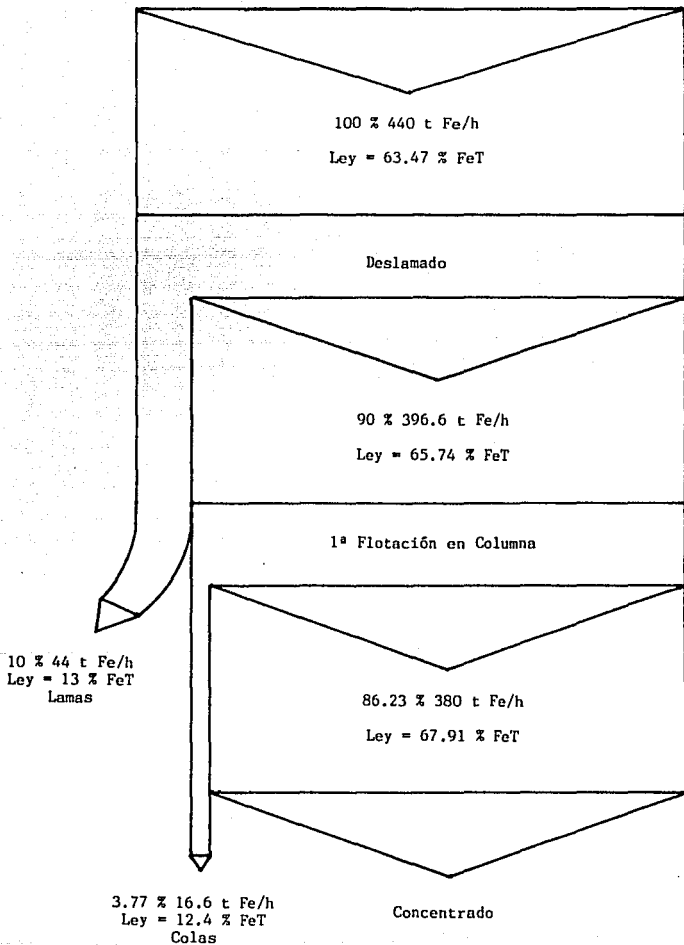


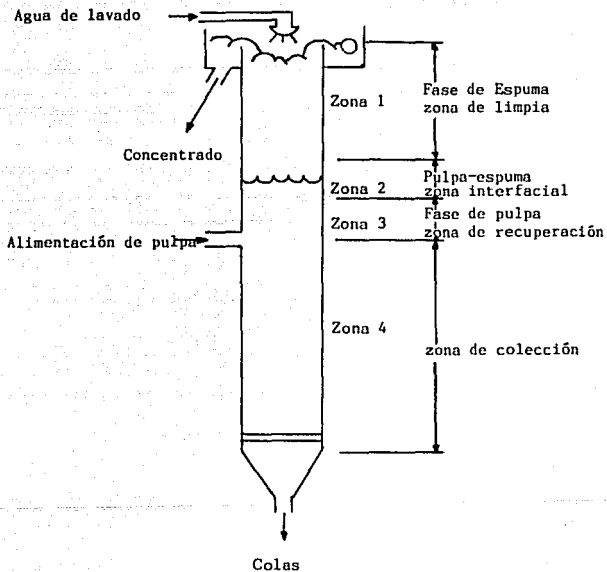
DIAGRAMA DE FLUJO EN % PARA LA CONCENTRACION POR  
FLOTACION EN COLUMNA



BALANCE METALURGICO

PRODUCTO	PESO(t/h)	LEY (%)	RECUPERACION(%)
		Fe <sub>T</sub>	Fe <sub>T</sub>
ALIMENTACION	396.6	65.74	100
CONCENTRADO	381.0	67.91	99
COLAS	15.6	12.40	1
REL. DE CONC.	1.04		





LOCALIZACION DE LAS ZONAS EN LA COLUMNA

## DIAGRAMA GENERAL DE LA COLUMNA DE FLOTACION

