

**UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA
FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA,
MINERA Y METALURGICA**



**Evolución Tecnológica de la planta concentradora
San Rafael en los últimos 20 años y su
Importancia en la futura producción de
estaño metálico en el Perú**

INFORME DE INGENIERIA

Para optar el Título Profesional de:

INGENIERO DE METALURGISTA

Sergio Alejandro Rupay Yali

**Lima-Perú
1996**

DEDICATORIA

*En memoria de mis padres,
A mis hermanos Jorge, Alex, Jesús, Joan.
A mis profesores.
A mis compañeros.*

AGRADECIMIENTOS

Mi agradecimiento a la Empresa MINSUR S.A. por todas las facilidades otorgadas para la realización de este trabajo, de manera muy especial al Ing. Fausto Zavaleta C., Gerente General, y al Ing. Enrique Garibaldi G., Superintendente de la Planta Concentradora.

Así mismo deseo agradecer a mis asesores Ings. Julio Uza ,Rigoberto Sandoval Alberto Landauro por sus valiosas sugerencias, producto de su experiencia en trabajos similares.

A la acertada supervisión y colaboración del Ing. Julio Bonelli A.

Aprovecho la ocasión para expresar mi reconocimiento y respeto a los Catedráticos de la Facultad, que saben inculcar la mística necesaria para una superación constante.

PROLOGO

El presente trabajo constituye un Informe de Ingeniería en el que, además de la descripción general del proceso y de los principios de la técnica de concentración gravimétrica y flotación de óxidos, que son vertidos en él, se examinan y discuten los resultados de la performance metalúrgica y operacional, a la luz de nuestra experiencia profesional así como los años de operación de la Planta Concentradora de San Rafael.

En el primer Capítulo, se hace una revisión de los antecedentes del yacimiento y de la Empresa desde hace 25 años atrás, viendo como una operación que era inicialmente de tratamiento de cobre se convierte en una operación de estaño debido al cambio de la ley de cabeza y de la mineralogía, constituyéndose en la actualidad en una de las operaciones estañíferas más importantes a nivel mundial, tanto por su nivel de producción como por su nivel de reservas, siendo estos los elementos promotores para el cambio de tecnología minero-metalúrgica y para la instalación de la primera fundición de estaño en el Perú.

En el Capítulo II, se presentan los aspectos geológicos y mineros del yacimiento, cubriéndose la mineralogía así como los volúmenes de reservas y leyes y su evolución en el tiempo. Igualmente se presenta los cambios en tecnología

minera operados en nuestro yacimiento minero pasando de métodos convencionales a sistemas mecanizados de mayor productividad.

En el Capítulo III, vemos el aspecto metalúrgico; tratando inicialmente la metalurgia para la extracción de concentrado de cobre, trabajando con una planta de flotación , y obteniendo como subproducto un concentrado de estaño en mesas gravimétricas; para luego, con el transcurso del tiempo y conforme subía la ley de cabeza de estaño, realizar una serie de estudios y pruebas de laboratorio para la extracción del concentrado de estaño como producto principal, y transformar finalmente la planta en tres plantas como son: de Concentración en jigs, de Concentración en mesas gravimétricas, y de Flotación de óxidos de estaño; y exhibiendo una de las mejores recuperaciones en el mundo.

En el Capítulo IV, a tono con la necesidad de alcanzar un desarrollo sostenible, se presenta las acciones de manejo ambiental que se implementa en la Planta. Estableciendo un Programa de Manejo Ambiental.

INDICE

CAPITULO I : ANTECEDENTES Y PROYECCIONES.

- I.1 Introducción.
- I.2 Antecedentes históricos. Objetivos de la Empresa hace 25 años.
Producción mayoritaria de cobre y de estaño, como subproducto.
- I.3 Prospección y reservas. Aspectos geológicos y mineralógicos. Breve referencia a aspectos metalúrgicos .
- I.4 Apreciación económica del cambio de la producción de cobre por estaño.
- I.5 Planta Actual, su flexibilidad y proyección futura como materia prima para la fundición de Pisco.

CAPITULO II : GEOLOGÍA Y MINERÍA DEL YACIMIENTO

- II.1 Caracterización geológica y mineralógica del yacimiento a través del tiempo.
- II.2 Reservas de estaño: Volúmenes y leyes.
- II.3 Programas de prospección y exploración.
- II.4 Cambios técnicos más saltantes en minería asociados con el incremento de la producción.
- II.5 Índices actuales de eficiencia y productividad en mina. Costos operativos.

CAPITULO III : DESARROLLO METALÚRGICO

- III.1 Planta de flotación de cobre en 1975 y recuperación de estaño como subproducto.**
 - III.1.1 Descripción de la planta.**
 - III.1.2 Estadísticas de Producción. Calidad de Concentrados.**
- III.2 Planta de concentración de estaño en mesas y por flotación.**
 - III.2.1 Fundamentos y experimentación en la flotación del estaño fino.**
 - III.2.2 Ingeniería de la flotación de estaño.**
 - III.2.3 Estadísticas de producción. Calidades de concentrados.**
 - III.2.4 Supresión de la flotación de cobre.**
- III.3 Planta de concentración por Jigs, Mesas y Flotación.**
 - III.3.1 Fundamentos teóricos y experimentación.**
 - III.3.2 Diseño e ingeniería de Jigs, Mesas y Flotación**
- III.4 Diagrama de flujo y equipamiento actualizados.**
 - III.4.1 Planta de Chancado Jigs.**
 - III.4.2 Planta Molino Mesas**
 - III.4.3 Planta de Flotación de Casiterita**
 - III.4.4 Descripción de los equipos y operación.**
 - III.4.5 Estadística de producción de la Planta.**

CAPITULO IV MANEJO AMBIENTAL.

- V.1 Tipos de emisiones de fluentes**
- V.2 Estado inicial del manejo ambiental**
- V.3 Impactos ambientales.**
- V.4 Plan de manejo ambiental.**
- V.5 Plan de abandono.**
- V.6 Programa de seguimiento**

ANEXOS

- 1. Diagrama de flujo de la planta de los años 1974 ,1993 y 1996.**

CAPITULO I

ANTECEDENTES Y PROYECCIONES.

- I.1 Introducción.

- I.2 Antecedentes históricos. Objetivos de la Empresa hace 25 años.
Producción mayoritaria de cobre y de estaño, como subproducto.

- I.3 Prospección y reservas. Aspectos geológicos y mineralógicos.
Breve referencia a aspectos metalúrgicos .

- I.4 Apreciación económica del cambio de la producción de cobre por
estaño.

- 1.5 Planta Actual, su flexibilidad y proyección futura como materia
prima para la fundición de Pisco.

CAPITULO I

ANTECEDENTES Y PROYECCIONES.

I.1. INTRODUCCION

La Mina San Rafael, propiedad de MINSUR S.A., está ubicada en el distrito de Antauta, provincia de Melgar, departamento de Puno, a 182 Km. de la ciudad de Juliaca y a 4,533.00 m.s.n.m.

Las características morfológicas del mineral han permitido la aplicabilidad de la separación gravimétrica como la técnica principal de tratamiento utilizada en la concentradora, aún para tamaños de partículas relativamente gruesas que son producto final de trituración.

La fiabilidad de la Casiterita, susceptible de producirse durante la fractura del material (conminución), así como una adecuada clasificación, en rangos cercanos de tamaño, son tomados en cuenta en la aplicación de los métodos de concentración, siendo las operaciones de reducción de tamaño, clasificación en húmedo y concentración, cuidadosamente combinadas para evitar la sobremolienda y obtener una

buena separación de valores.

La descripción general del proceso, y los principios de la técnica de concentración gravimétrica y flotación son vertidos en el presente trabajo, así como los resultados de la performance metalúrgica y operacional son examinados y discutidos.

I.2. ANTECEDENTES HISTORICOS. OBJETIVOS DE LA EMPRESA HACE 25 AÑOS. PRODUCCION MAYORITARIA DE COBRE; ESTAÑO COMO SUBPRODUCTO.

En 1903 una compañía germano-chilena realiza trabajos pioneros a manera de exploración en la zona de San Rafael, paralizándose por motivo de la Primera Guerra Mundial.

En 1947 el Sr. Rafael Avendaño, un cateador que trabajaba para el Sr. Gonzales Polar, descubrió la veta principal del área, a la cual le pusieron el nombre de San Rafael en honor a su descubridor. En 1956 el Sr. González Polar transfiere parte de sus denuncios de San Rafael a Minas Unión S.A.

En 1958 el Sr. Edgar Vidal compra los denuncios de Minas Unión S.A. En el mismo año, el Sr. González Polar vende todas sus propiedades a Lampa Mining Co.

En 1966 Lampa Mining Co. vende toda sus propiedades a la casa Grace-Cooper formándose la Cia. Minsur S. Ltda .

En 1977 Minsur S.A. adquiere la propiedad de Minsur S. Ltda. Se intensificaron las labores de exploración y desarrollo, descubriéndose bolsonadas de alta ley de estaño.

Desde 1993 Minsur S.A. trabaja la Mina San Rafael explotando estaño, usando el sistema Track-less. En 1975, la planta concentradora San Rafael procesaba material de mina a razón de 250 t/d, con leyes de cabeza que variaban entre 2.5 y 3.5 % de cobre y 0.7 a 0.9 % de estaño. El diagrama de flujo comprendía básicamente etapas de trituración, molienda, flotación de cobre y concentración gravimétrica de estaño en mesas, a partir de los relaves de la etapa anterior. Por lo tanto, era fundamentalmente una Unidad de Producción de concentrados sulfurados de cobre, teniéndose como subproducto un concentrado de casiterita, donde se recuperaba el estaño presente en el mineral.

Con la profundización y ampliación de las labores mineras, fue disminuyendo la ley de cobre e incrementándose la de estaño. Así, por ejemplo, en Mayo de 1983, un promedio de leyes de cabeza para cobre y estaño fueron respectivamente de 0.57 % y 1.90 % . Indudablemente, estos cambios significativos en las leyes del mineral (ver Fig. I.1), así como planes de ampliación en la capacidad productiva de la planta obligaron a la Empresa a la introducción de modificaciones en tecnología y capacidad de equipo a fin de cumplir con los nuevos y más altos estimados de producción de estaño. Así tenemos, que se consideró en una primera instancia, la flotación de casiterita para recuperar los tamaño finos (menos 50 micrones) que no podían ser recuperados por las mesas gravimétricas.

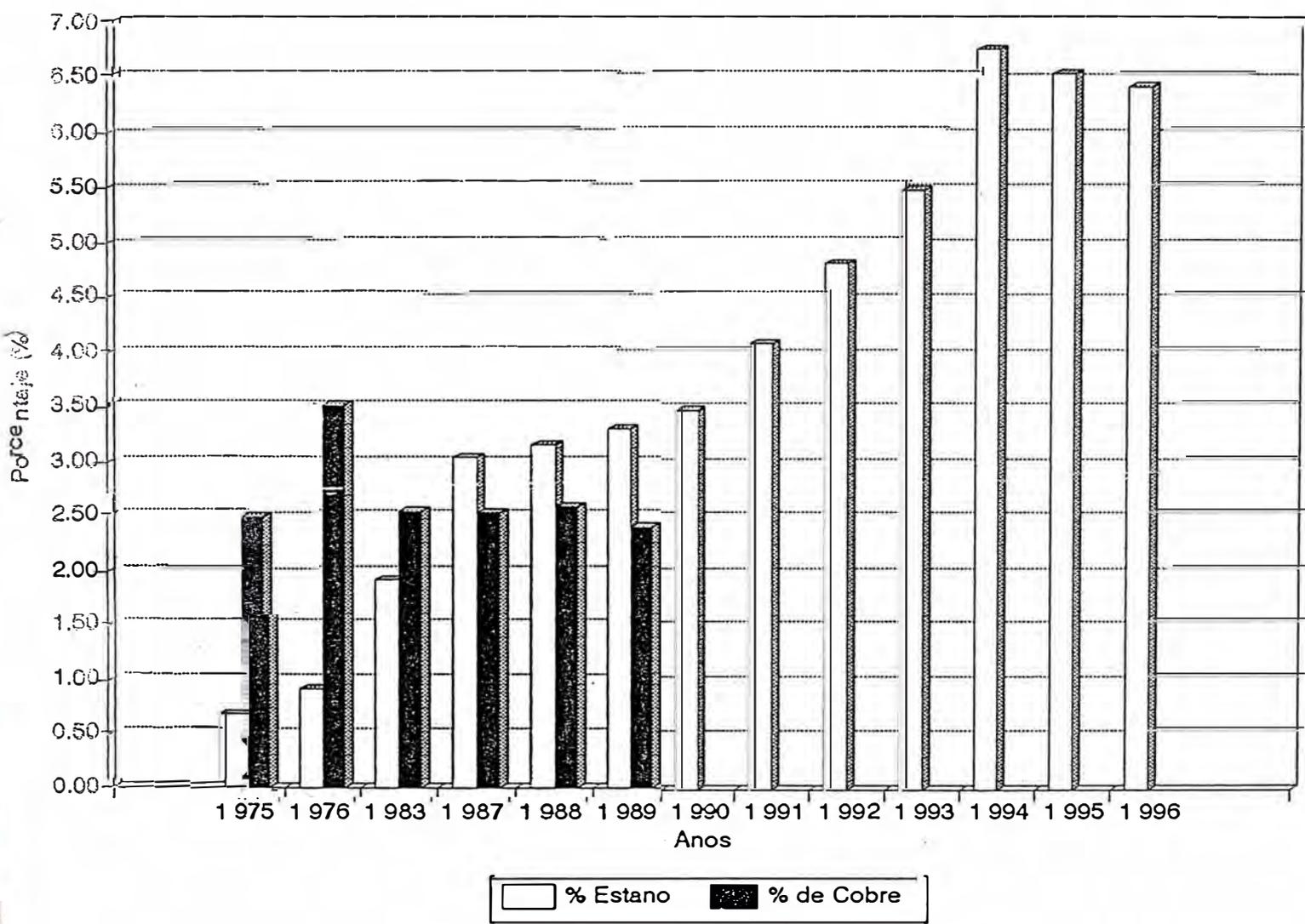
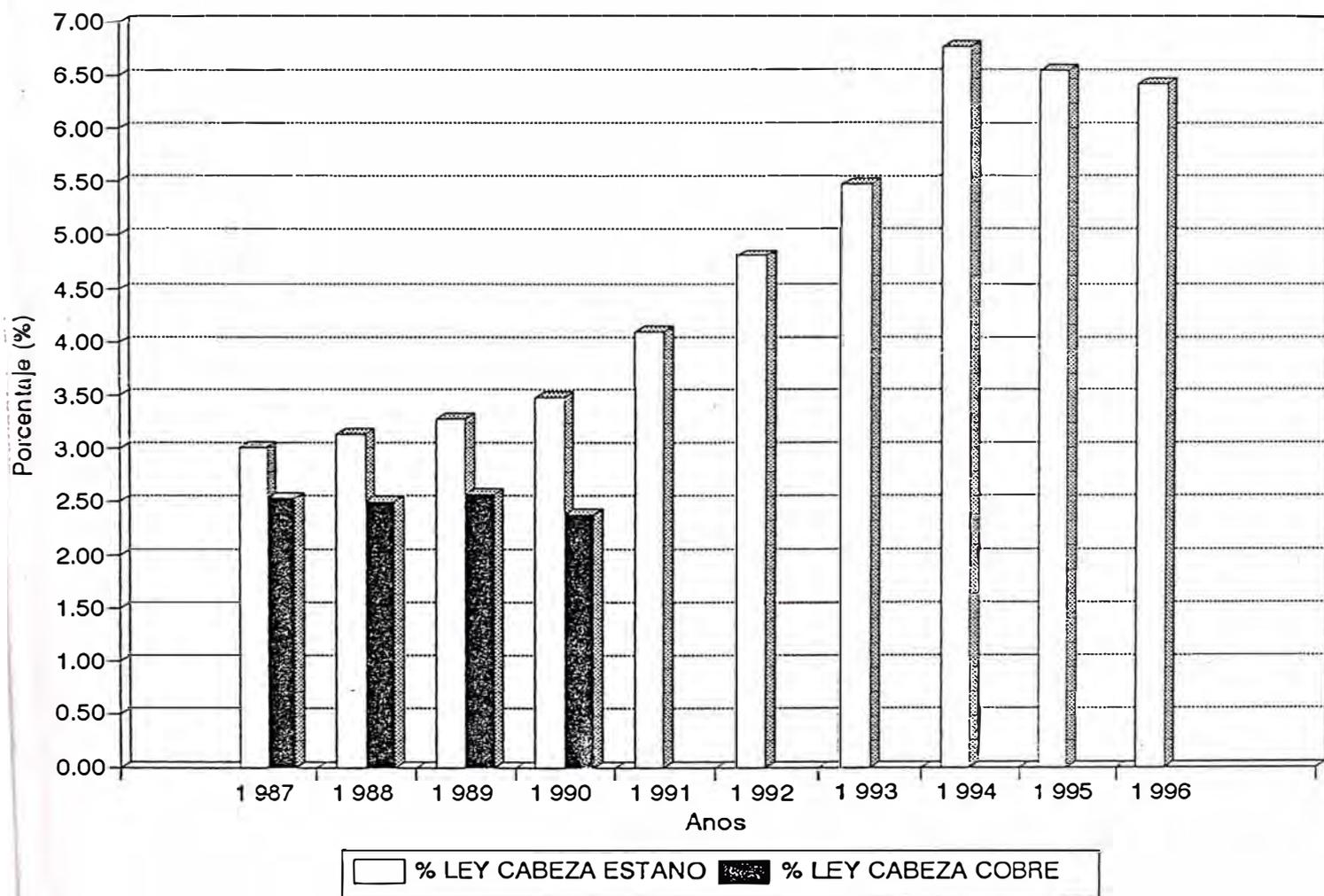
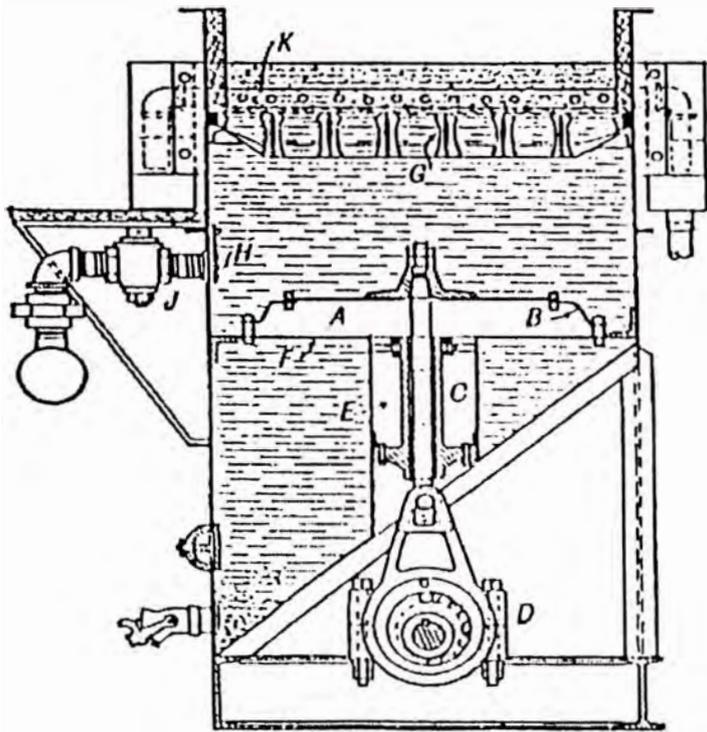


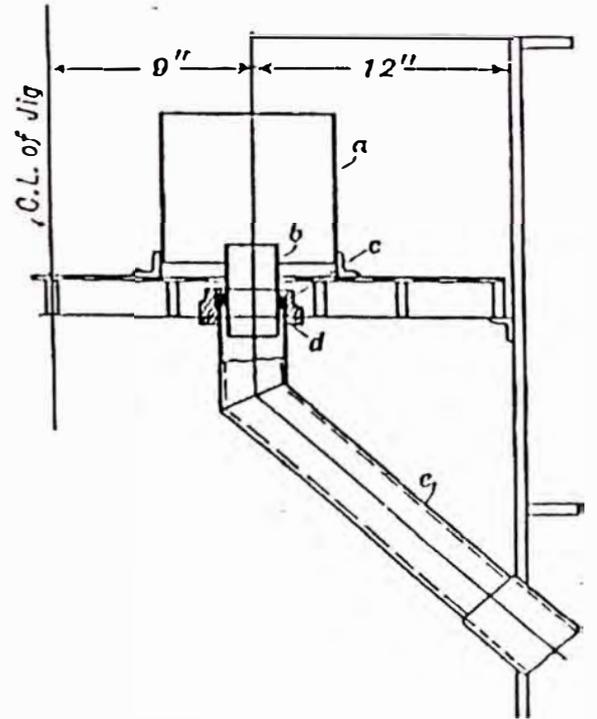
FIG.I.1 GRAFICO DE VARIACION HISTORICA DE LAS LEYES DEL MINERAL

TABLA III.9 PRODUCCION Y CALIDAD DE CONCENTRADO DE Sn Y Cu





Bendelari diaphragm jig.



Cup-and-pipe draw for Bendelari jig.

Figura I. 3 Jig de uso metalúrgico

L3. PROSPECCION Y RESERVAS. ASPECTOS GEOLOGICOS Y MINERALOGICOS. BREVE REFERENCIA A ASPECTOS METALÚRGICOS.

Las reservas de mineral en diciembre de 1971 llegan a un total probado y probable de 215739 TM. con 3.27 % de cobre y 0.9 % de estaño. a diciembre de 1990 alcanza un total de 3283045 TM. con 0.86 % de cobre y 3.83 % de estaño. No obstante en los últimos seis años alcanza una reserva comprobada de once millones 300 mil toneladas de mineral con una ley promedio de 5.2 % Sn y menores de 0.37 % Cu.

En la mina San Rafael hay un marcado zoneamiento vertical, cobre en la parte superior y estaño “madera” en la parte inferior.

En ésta mina se observa un borde exterior de plomo-zinc-plata, en la veta Rosario de Antauta (en los andes peruanos) y en los extremos sureste de la veta San Rafael hay una mineralización también de plomo-zinc-plata.

Existe una relación íntima de clorita y arsenopirita con la casiterita; cuanto mayor es la cantidad de clorita mayor es el tamaño de casiterita.

En Agosto de 1987, la planta concentradora beneficiaba alrededor de 800 TPD de un mineral que contenía 0.20 % de cobre y 3.11 % de estaño. Para las condiciones de trabajo, ya se habrá suprimido la etapa de flotación de calcopirita. El aumento de la relación estaño/cobre, con la profundización del yacimiento, vino acompañado por un cambio en las características físicas y mineralógicas de la mena. Anteriormente, los sulfuros primarios de cobre (calcopirita y bornita) eran del tipo xeromorfo e hipidiomorfo, mayormente de grano grueso y de relativa fácil liberación de sulfuros impurificantes tales como pirita y arsenopirita. Por su lado, la casiterita se presentaba desde idiomorfa hasta hipidiomorfa, generalmente en grano fino, y mayormente asociada a cuarzo, clorita y otros sulfuros de difícil liberación. Este hábitus fue modificándose, habiendo ya la casiterita cambiado su tipo a xenomorfo, con mayor preponderancia, seguido de tipo lipidiomorfo e idiomorfo; también asociado al cuarzo y clorita, pero ésta vez con una liberación relativamente fácil. La Fig. I.2 nos muestra el mineral casiterita que se extrae actualmente en San Rafael. Una siguiente innovación importante ejecutada en la planta fue la instalación de jigs (ver Fig. I.3) a fin de recuperar la casiterita gruesa que queda liberada únicamente con las etapas de trituración y molienda gruesa.

I.4. APRECIACIÓN ECONOMICA DEL CAMBIO DE LA PRODUCCION DE COBRE POR ESTAÑO

Para el año 1994, se planeó (y cumplió) una producción de mina entre 1000 y 1100 TPD de un mineral prácticamente de estaño, cuyo promedio ha sido estimado en 4.8% de estaño. Actualmente la producción ha alcanzado las 1500 TPD con una ley promedio que está entre 5.2 y 6.5 % de estaño. La producción de concentrados de jigs de mesas y de flotación puede ser observada en la Tabla I.1, donde se aprecia, asimismo, los contenidos de estaño fino presentes en cada tipo de concentrado y el total a alcanzarse.

Respecto a las reservas para los próximos años, éstas se presentan como muy promisorias estimándose que las leyes promedio de estaño incrementarán a niveles por encima de 5% de estaño, constituyéndose MINSUR S.A. como una de las minas de estaño con más alta productividad y más bajos costos por unidad de estaño producido, a nivel mundial. Recuérdese que San Rafael es ya la mina de más alta ley en el mundo y tercer productor de concentrado de estaño a nivel Mundial.

CAPITULO II : GEOLOGÍA Y MINERÍA DEL YACIMIENTO

- II.1 Caracterización geológica y mineralógica del yacimiento a través del tiempo.
- II.2 Reservas de estaño: Volúmenes y leyes.
- II.3 Programas de prospección y exploración.
- II.4 Cambios técnicos más saltantes en minería asociados con el incremento de la producción.
- II.5 Índices actuales de eficiencia y productividad en mina. Costos operativos.

1.5 PLANTA ACTUAL, SU FLEXIBILIDAD Y PROYECCION FUTURA COMO ABASTECEDOR DE MATERIA PRIMA PARA LA FUNDICION DE PISCO.

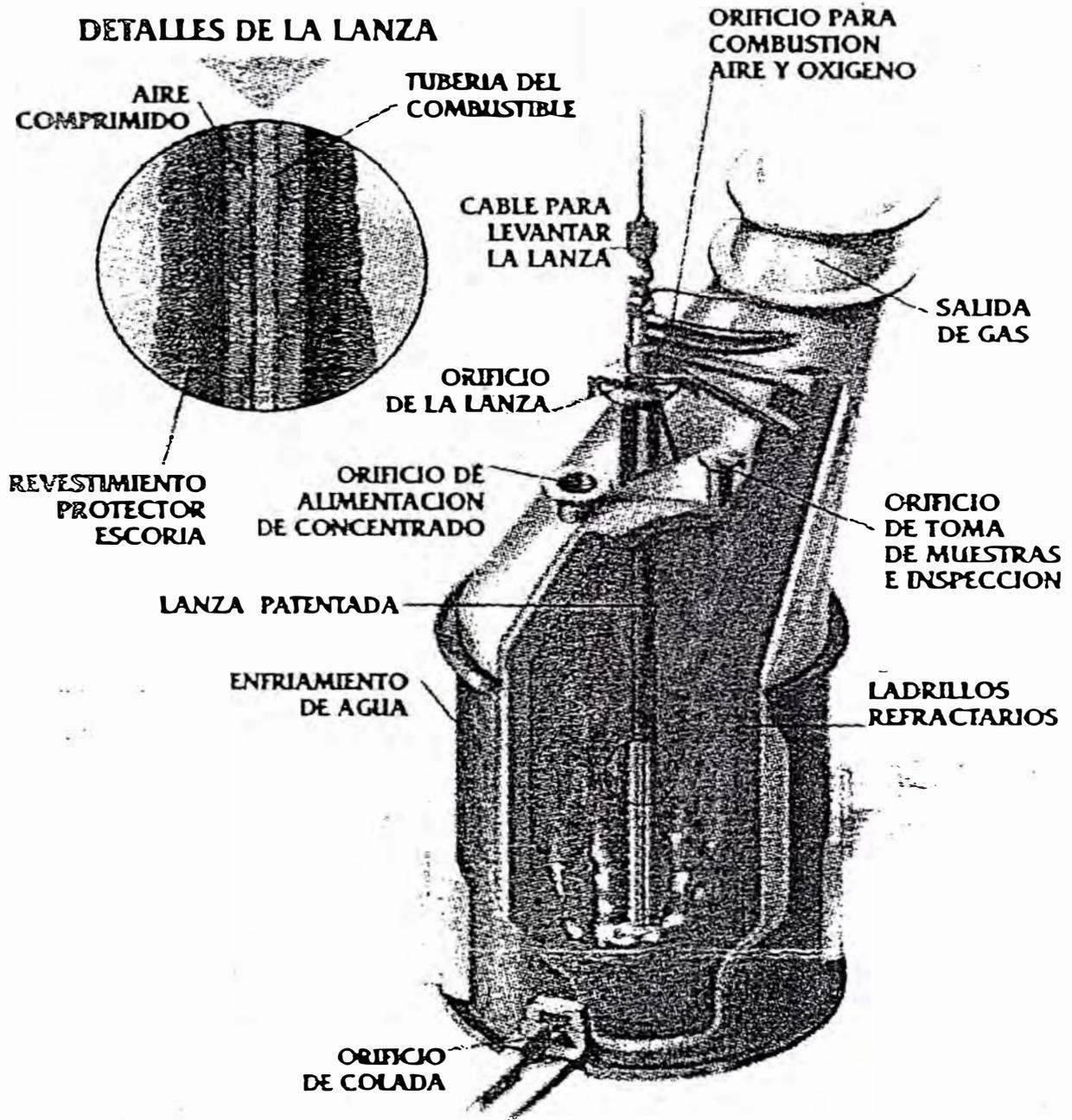
Justamente, como parte de un proceso de integración vertical de la producción de estaño, FUNSUR S.A., otra Empresa del grupo MINSUR, completó la ingeniería de detalle para la implementación de su fundición de estaño en Pisco, la cual el 5 de Julio de 1996 producía su primer lingote y el 3 de Setiembre de 1996 hacía llegar su primer lote de 200 ton de estaño refinado de alta pureza (99.95 %) al puerto de Londres, con un valor aproximado de 6,200 dólares la tonelada . La capacidad actual de la planta permite beneficiar inicialmente 30,000 toneladas de concentrado de estaño al año (con 50% de estaño) para luego, a partir de 1997, incrementar su capacidad de tratamiento a unas 40,000 toneladas/año. El otro objetivo es alcanzar una pureza de 99.99 % en los próximos meses. El Perú pasara a ocupar uno de los primeros lugares en la producción de estaño a nivel mundial, involucrando asimismo unidades de beneficio altamente productivas, como lo es actualmente la planta concentradora de San Rafael, y como se podrá apreciar más adelante, con tecnología de avanzada, como es la que utiliza la Fundición de Estaño en Pisco (Proceso Ausmelt).

El Horno Ausmelt (ver Fig. I.4), de patente australiana, constituye tecnología de punta y fue creada por el Dr. John Floyd en 1980 instalando una primera planta en Sidney para una fundición de estaño. Luego el sistema se ha comercializado aplicándose a fundición de cobre, zinc y plomo en Alemania, Corea y Sudáfrica. Se denomina también método de fundición por lanza sumergida, pues mediante una lanza introduce petróleo, oxígeno y aire comprimido al horno, produciendo una mayor velocidad en el proceso de fusión del mineral y, por tanto, economía en el uso de energía y tiempo, en comparación a los reverberos tradicionales.

Por otro lado, ésta integración de la industria del estaño facilitará la implementación de otros desarrollos industriales tales como la fundición de estaño y sus aleaciones, la artesanía de estaño (Peltre) y otras industrias relacionadas con productos químicos a base de estaño, que es un metal que presenta características de muy reducida contaminación al medio ambiente, muy a diferencia de la que se conoce para el caso del plomo, por ejemplo.

Fig. N°1.4.

CORTE TRANSVERSAL DE UN HORNO AUSMELT



CAPITULO II
GEOLOGIA Y MINERALOGIA DEL YACIMIENTO

- II.1 Caracterización geológica y mineralógica del yacimiento a través del tiempo.**
- II.2 Reservas de estaño: Volúmenes y leyes.**
- II.3 Programas de prospección y exploración.**
- II.4 Cambios técnicos más saltantes en minería asociados con el incremento de la producción.**
- II.5 Índices actuales de eficiencia y productividad en mina. Costos operativos.**

CAPITULO II

GEOLOGÍA Y MINERALOGÍA DEL YACIMIENTO

II.1. CARACTERIZACION GEOLOGICA Y MINERALOGICA DEL YACIMIENTO.

San Rafael ha sido y es la principal productora de Estaño en el Perú.

La mina San Rafael forma parte del distrito minero del nevado Quenamari (5,300.00 m.s.n.m.) ubicado en el distrito de Antauta, provincia de Melgar y departamento de Puno. El campamento se encuentra a 4,500.00 m.s.n.m., longitud 70.70 o 22' 15" Oeste de Greenwich, latitud 14 o 12' 00" Sur.

II.1.1 Geología Regional

La Cordillera Real de Bolivia alberga celebres depósitos de Estaño (Oruro, Potosí, Llagaba, Choloques, etc.), en filones

emplazados en domos volcánicos que cortan a pizarras y sedimentos Ordovícicos- Silúricos. Estos domos son intrusiones subvolcánicas del Terciario Medio o Superior, aunque también hay intrusiones más antiguas con mineralizaciones complejas. Forma parte de la faja de estaño Perú-Bolivia.

Esta faja de sedimentos e intrusiones subvolcánicas continúan en la Cordillera Oriental del Perú, cubiertos por sedimentos del Paleozoico Superior y generalmente con filones ricos en cobre y valores bajos de Estaño.

II.1.2 Estratigrafía:

En los alrededores de Antauta se observa la siguiente secuencia, la misma que es intrusiva por un domo volcánico de composición dacítica.

El nevado Quenamari, es un macizo compuesto mayormente de lutitas pizarrosas con algunas intercalaciones de cuarcitas, rocas muy alteradas y silificadas. Esta litología esta conformada por rocas del Grupo Ambo - Tarma y no por las pizarras y cuarcitas del Grupo Cabanillas (Edad Devónica).

Forma de la Intrusión y de los Contactos:

En la Mina San Rafael y si hacemos un corte normal al rumbo de las vetas y a lo largo del crucero este del nivel 820 (Fig. II 1), el contacto oriental dacita - pizarra tiene un buzamiento de 40' NE que puede prolongarse indefinidamente o ir adquiriendo paulatinamente el buzamiento contrario por debajo del nivel 533. El contacto occidental es de buzamiento contrario. En esta sección, el cuerpo ígneo tiene un ancho de 500 m. en superficie y 1,200 m. en el nivel 533.

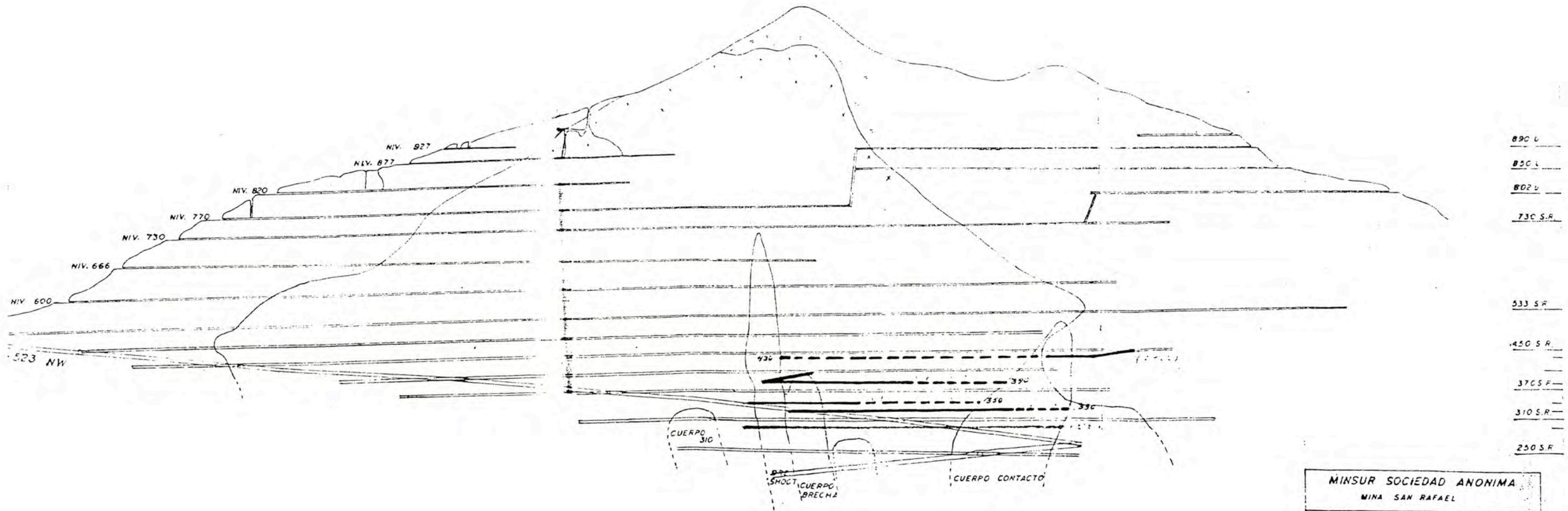
Haciendo un corte longitudinal a lo largo de las vetas San Rafael Umbral, el cuerpo ígneo tendrá una longitud de 1500 m. en el nivel 770 y 1800 m. en el nivel 533, la parte superior está mayormente cubierta por pizarras. Los contactos son relativamente simétricos, el occidental es bien conocido en todos los niveles y tiene un buzamiento promedio de 30' SE .

En las dos secciones anteriores, se observa que los contactos tienden a ensancharse en profundidad; las exploraciones hacia el norte delimitarán la verdadera posición y forma de los contactos.

En la mina Quenamari a 0.8 Kms al NE, se ha reportado un cuerpo intrusivo de 1,500 por 1,000 m. del cual salen diques; se ha especulado que se une al de San Rafael en profundidad. Esto es bien cierto para las intrusiones tipo batolito; pero no para los domos volcánicos.

TABLA II.1. Estratigrafía

GRUPO	DESCRIPCION	EDAD
Mitu	Areniscas u lutitas rojizas en la parte superior aglomeradis volcánicos.	Permico Inferior a Medio
Copacabana	Calizas masivas, intercalaciones de lutitas, areniscas.	Permico Inferior
Tarma	Lutitas con delgadas capas de calizas.	Pensilvaniano
Ambo	Lutitas y areniscas, con capas carbonosas.	Hissisipiano



MINSUR SOCIEDAD ANONIMA	
MINA SAN RAFAEL	
PLANO Fig. II. 1	
De Labores De Preparación y	
Programa Anual 1,994	
GEOL:	ING. G. GUTIERRES P.
DIB:	D. CONDOR M.
ESC:	1: 8,000
FECHA:	DICIEMBRE 1993

A 30 Kms. al Oeste de San Rafael, en el prospecto Santo Domingo, hay otro cuerpo ígneo del cual salen diques, la roca es más àcida y con textura similar a San Rafael y Quenamari. Entre San Rafael (Quenamari) y Santo Domingo hay otras intrusiones en una distancia de 30 Kms. y en un eje al Este - Oeste, lo que está indicando cuanto menos una zona de debilidad en donde se han emplazado estas intrusiones.

Yacimiento Mineral:

El yacimiento de San Rafael es de origen hidrotermal, constituido principalmente por el relleno de fracturas en las pizarras y en la dacita. La mineralización es de cobre y estaño en la forma de chalcopirita y casiterita.

Fracturamiento - Vetas:

Las vetas principalmente forman un sistema más o menos paralelo; tienen un rumbo promedio N 20' O y 60-80" NE de buzamiento; también hay estructuras transversales con rumbo aproximado de N 60' E, como la veta Andes Peruanos.

La veta San Rafael, es una fractura que tiene una longitud de 4 Km. de los cuales la mitad está en roca ígnea (niveles inferiores) y el resto en pizarras y filitas; presenta ramales y lazos cimoides.

La veta Mariano, al Oeste de la veta San Rafael, está íntegramente en roca ígnea, con excepción de la parte Sur que pasa a pizarras y filitas. Tiene una longitud de 1,200 m. de los cuales la mitad está en el último tipo de roca. Hay labores superficiales en diversos niveles explotados por cobre; el nivel inferior es el 666 y aquí la estructura es poco formal, angosta con calcopirita mayormente algo de pirita y débil mineralización de casiterita.

Al Este de San Rafael está la veta Vicente, que junto con las vetas María, Patricia, y Rosario forman lazos cimoides, las cuales han sido desarrolladas por sobre el nivel 820 y trabajadas principalmente por cobre. La veta Jorge está en el extremo este, es conocida desde superficie hasta el nivel 820 y aquí se presenta como una estructura muy definida, con buen relleno de cuarzo, con disseminación y vetillas de calcopirita, en un ancho total de 2.50 m. Todas estas vetas están en pizarras - filitas, y en profundidad pasan a la dacita, más o menos en el nivel 600 si el buzamiento del contacto permanece constante.

Hay otras vetas al oeste de Mariano y San Germán, que no figuran en planos; pero que no son visibles en el terreno y que muchas veces se le llama fallas.

Alteración Hidrotermal:

La clorita está invariablemente asociada al estaño, se encuentra dentro de la estructura; y fuera de ella la silicificación se presenta mayormente en el intrusivo cercano a la veta; en las pizarras, la silicificación es abundante cerca al contacto con el intrusivo.

Interpretación Estructural de las Vetas San Rafael - San Antonio:

Las vetas San Rafael y San Antonio fueron interpretadas como 2 estructuras diferentes, falladas en la intersección y con problemas de profundización en la primera. Una revisión de las estructuras mencionadas en superficie, interior mina y oficina permitió hacer las siguientes interpretaciones : ambas estructuras son una sola, a lo largo de su rumbo y de su buzamiento hay numerosos lazos cimboides; las galerías fueron seguidas indistintamente por algunos de los comides (debido a que aparentemente estaba bien formada

y mineralizada); esto origina cambios anómalos en el rumbo y en el buzamiento, y un adelgazamiento temporal de la misma.

La veta San Rafael fue considerada como una estructura más o menos uniforme en su rumbo; un análisis de los ramales y cambios de rumbo demostró la presencia de lazos cimoides, los cuales fueron más o menos desarrollados en el nivel 666 (entre los puntos 28 y 41), en todos estos tramos el cimoiide del este es el que mejor ha mineralizado; mientras que el cimoiide del oeste solo ha sido seguido en pocos metros en la creencia de que fuera un ramal tensional (nivel 820, punto 23; nivel 770 entre puntos 11 y 15, y 22 y 3; nivel 730, puntos 22 y 33; nivel 600 entre puntos 27 y 42, etc.).

La máxima expresión de este problema estructural está en el nivel 533, en donde la presencia de lazos cimoides es más abundante, lo que hizo pensar en la no profundización de la estructura en el tramo de San Rafael.

La mina de San Rafael y San Antonio es la expresión de otro lazo cimoiide mayor, la llamada veta San Antonio, que ha sido seguida hacia el SE por unos cuantos metros sobre el nivel 730, y falta

completar su desarrollo en los niveles inferiores, como también encontrar la unión de este tramo con la veta San Rafael para completar el lazo cimoide; en el nivel 600 (punto 15) hay una estructura que sale hacia el norte y que muy bien podrá ser parte del cimoide o que pertenezca a estructuras transversales.

Al este de la unión, la veta San Antonio se presenta también con cimoides; en los niveles superiores, ha sido desarrollada en forma incompleta, no por falta de estructura, sino porque contendría valores bajos de cobre, a diferencia de los niveles inferiores en que el contenido de estaño es mayor.

II.1.3 Mineralogía y Mineralización:

Los minerales de la mena son: casiterita, calcopirita y esfalerita galena - bismutinita - wolframita - jamesonita - cubanita en menor proporción. Además calcosina, covelina, bomita; malaquita, azurita y óxidos de fierro. Los minerales de ganga son: cuarzo, turmalina, pirita, marcasita, arsenopirita, siderita, fluorita y pirrotita.

La mineralización está en vetas; en las pizarras es del tipo de

reemplazamiento (veta San Rafael) o de relleno (Umbral Vicente); en la dacita, la veta es más definida y continua, con estructura bandeada, brechada y con anchos que llegan hasta 2.50 m. (veta San Antonio extremo norte de San Rafael).

Esto dió motivo a confusión, al considerar a las vetas San Rafael y San Antonio diferentes por su textura y mineralización. Estos cambios se deben a la posición de la fractura dentro del cuerpo ígneo. En ambas rocas el promedio del ancho es 0.80 m. y se adelgazan rápidamente hasta convertirse en hilos.

La casiterita, arsenopirita, bismutinita (reportada en análisis de concentrados y observada en una muestra de mano) fueron los primeros minerales en depositarse cuando las soluciones eran todavía de alta temperatura. La wolframita ha sido reportada en vetillas de cuarzo (estudios microscópicos) que cortan la mineralización de casiterita. A medida que las soluciones iban perdiendo temperatura y presión, se iban depositando minerales complejos tales como calcopirita, esfalerita, galena, casiterita, etc.; es necesario un estudio completo de la mineralización para poder conocer la paragénesis y el zoneamiento del distrito mineral.

Tentativamente se ha podido observar dos etapas principales de mineralización:

- a. Casiterita-cuarzo-turmalina : en forma de vetillas y disseminaciones en la dacita generalmente en bandas paralelas al fracturamiento principal. Esta mineralización es del tipo pórfido de estaño, hay zonas de mayor riqueza que están siendo evaluadas.

- b. Vetas de casiterita-turmalina - cuarzo: con mineralización compleja de calcopirita - arsenopirita y esfalerita, galena, wolframio y bismutinita en menor proporción. Estas fracturas cortan la mineralización disseminada y están constituidas por varias etapas o inyecciones. La mineralización compleja de calcopirita, casiterita, esfalerita, galena, bismutinita, wolframita; evidentemente corresponde a una segunda inyección. La arsenopirita es otro mineral que acompaña a esta etapa y la mejor expresión es el estaño coloidal o llamado estaño madera.

Zoneamiento:

Hay un zoneamiento vertical marcado; es decir cobre en la parte alta y estaño en la inferior; o sea más de 4.0 % de cobre y 0.6 % de estaño a menos de 2.0 % de cobre y 1.0 % de estaño, respectivamente.

Zona de Cobre:

Se localiza en la parte central de la veta San Rafael y desde el nivel 666 hacia los niveles superiores; siendo más o menos paralela al contacto occidental. todavía no se conoce el contacto oriental; pero por la información de las zonas se piensa que sea también más o menos paralela al contacto.

La mineralización está constituida por minerales de cobre en proporciones diferentes, que permiten distinguir subzonas de acuerdo al mineral de cobre predominante; también hay casiterita en menor proporción.

Oxidación y Enriquecimiento supergénico:

La oxidación es superficial y está representada por limonitas, malaquita, azurita y chalcantita; algunas estructuras presentan oxidación muy limitada en niveles profundos y casi siempre en las fracturas. La zona de enriquecimiento supergénico está representada por covelinas primarios y supergénicos.

Zona de Estaño:

Se encuentra principalmente dentro de la dacita y se le diferencia por que tiene valores sobre 0.80 % llegando a más de 4 % de estaño; el cobre llega a menos de 2 %. Se distinguen dos subzonas de estaño:

- a. **Casiterita Común:** asociada al cuarzo, clorita y calcopirita es de color marrón café, generalmente en venidas y muchas veces bordeando castos en las estructuras brechosas. También su asociación es común con la arsenopirita y en menor proporción con la marmatita y galena.
- b. **Estaño Madera:** se le reconoce por su color crema, aspecto terroso en venillas de 1 a 3 mm. o en pequeñas concentra-

Oxidación y Enriquecimiento supergénico:

La oxidación es superficial y está representada por limonitas, malaquita, azurita y chalcantita; algunas estructuras presentan oxidación muy limitada en niveles profundos y casi siempre en las fracturas. La zona de enriquecimiento supergénico está representada por covelinas primarios y supergénicos.

Zona de Estaño:

Se encuentra principalmente dentro de la dacita y se le diferencia por que tiene valores sobre 0.80 % llegando a más de 4 % de estaño; el cobre llega a menos de 2 %. Se distinguen dos subzonas de estaño:

- a. **Casiterita Común:** asociada al cuarzo, clorita y calcopirita es de color marrón café, generalmente en venidas y muchas veces bordeando castos en las estructuras brechosas. También su asociación es común con la arsenopirita y en menor proporción con la marmatita y galena.
- b. **Estaño Madera:** se le reconoce por su color crema, aspecto terroso en venillas de 1 a 3 mm. o en pequeñas concentra-

ciones. Está asociado con calcopirita, arsenopirita. Los valores de cobre y estaño son mayores a 3 % y 4 % , respectivamente.

Dentro de la zona de estaño se presentan cuerpos alargados de mineral complejo (nivel 600 y 533) cerca y dentro del área de contacto y se observa calcopirita, galena argentífera, marmatita; casiterita, pirita, etc.

Ocurrencia de Estaño:

El estaño se presenta en las siguientes formas:

- a. Casiterita de Grano muy Fino: en cristales de forma de agujas de 4 a 10 micrones, común en la pizarra y en la dacita; asociada al cuarzo, es abundante en un 20 a 25 %.
- b. Casiterita de Grano Fino: en forma de agujas, de 15 a 60 micrones; es común en la pizarra y en la dacita; asociada al cuarzo, clorita, calcopirita. Se presenta en un 40 a 50 %.
- c. Casiterita de Grano Grueso: también en agujas; pero de 80

a 200 micrones aumenta en los niveles inferiores. Se calcula que el 10 a 15 % de la casiterita es de este tipo.

- d. Casiterita de Grano muy Grueso: llamada "estaño madera", de textura coloidal, se presenta en agregados de cristales de 200 a 400 micrones, llegando hasta 1 cm, asociada con calcopirita y arsenopirita.

El zoneamiento horizontal es también marcado lejos del contacto y en la pizarra, el contenido de cobre es mayor y del estaño menor aumentando Este hacia el contacto y siendo mayor dentro del intrusivo.

Controles de Mineralización:

- a. Litológico: la fractura es más definida dentro del intrusivo, pero no necesariamente quiere decir que el estaño está relacionado a ésta roca o que la pizarra sea desfavorable.
- b. Rumbo - Buzamiento: el rumbo N 25 - 45' W y buzamiento de 65 - 72' NE es favorable en sentido regional, aunque hay otras vetas transversales (Andes Peruanos) no exploradas. Hay cambios locales de rumbo y de buzamiento que sí influyen en la ubicación de los

clavos mineralizados cuando corresponden con la dirección de cizalla. En la veta San Antonio el buzamiento es de 45 - 65' NE y la mineralización es rica.

- c. Estructural: Los lazos cimoides son muy importantes, uno de los ramales es el más rico; en las uniones y en altura forman bolsonadas.

Posibilidades:

La profundización de las fracturas en el intrusivo y en las pizarras conjuntamente con el zoneamiento vertical, aumentan las posibilidades de encontrar mineral de estaño económico en las pizarras y en la dacita, en estructuras no exploradas todavía; pero cuyas relaciones estructurales guardan similitud con la veta San Rafael San Antonio.

TABLA II.2. Reserva de mineral a diciembre 1971
Minsur Sociedad Limitada

VETA	CATEGORIA	T. M.	% Cu	% Sn
San Rafael	Probado	64954	3.29	1.06
Vicente	Probado	30409	3.57	0.56
maría	Probado	2151	3.91	0.99
Zapata	Probado	765	3.51	0.73
TOTAL PROBADO		98279	3.39	0.9
San Rafael	Probable	45589	3.03	1.06
Vicente	Probable	21210	3.2	0.56
maría	Probable	2151	3.91	0.99
Zapata	Probable	510	3.51	0.73
TOTAL PROBABLE		69460	3.11	0.9
TOTAL PROBADO Y PROBABLE		167739	3.27	0.9
MINERAL ALMACENADO		48000	0	0
TOTAL		215739	3.27	0.9

II.2. RESERVAS DE ESTAÑO: VOLUMENES Y LEYES

A continuación veremos como fue evolucionando el nivel de reservas y de leyes en la Empresa. Empecemos por las reservas a fines del año 1971 (ver Tabla II.2).

En la Tabla II.3.a. se ha agrupado los distintos bloques de mineral de acuerdo a sus leyes de estaño o cobre, estimadas a fines de 1989.

Considerando una ley de 1.7 % de estaño como minable, debido a la existencia de bloques con valores de alta ley (5 % o más), se tenía el estimado de reservas de la Tabla II.3.b.

A fines de 1990 con relación a Diciembre 1989 se tuvo un incremento de 341020 TMS.

La distribución del Tonelaje en las diferentes vetas se muestra en la Tabla II.5.

TABLA II.3.a. Reservas según leyes, a Diciembre 1989 .

Mineral de estaño (todo el Mineral existente)			
909,839	TMS	con más de	5.01% de Sn
721,167	TM	entre	3.01 y 5.00%
345,620	TM	entre	2.01 y 3.00%
778,219	TM	entre	1.01 y 2.00%
187,180	TM	con menos de	1.00 de Sn
Mineral de cobre (Sobre 2.00%)			
234,920	TMS	con más de	3.01% de Cu
269,010	TMS	entre 2.0 y	3.0% de Cu

TABLA II.3.b. Reservas generales

Mineral	In - Situ	Almacenado	
Clase	TMS	% Cu	% Sn
Probado	2'081,665	0.70	3.79
Probable	860,360	1.15	3.14
	-----	-----	-----
Total:	2'942,025	0.83	3.60

TABLA II.4. Inventario de mineral al 31 de diciembre de 1990

	T.M.S	% Cu	% Sn	Sn Equivalente
Probado	2322815	0.83	3.95	4.26
Probable	960230	0.93	3.88	4.23
	-----	-----	-----	-----
Total	3283045	0.86	3.93	4.25
Mena	3002020	0.85	4.2	4.52
Marginal	281015	0.97	1.11	1.47
	-----	-----	-----	-----
Total	3283045	0.86	3.83	4.25

TABLA II.5. Inventario de mineral según veta, a diciembre de 1990

Veta San Rafael	2381215 T.M.S.
Veta Jorge	301720 T.M.S.
Veta Vicente	267720 T.M.S.
Veta Unibral	82240 T.M.S.
Veta Patricia	61525 T.M.S.
Veta Mariano	56050 T.M.S.
Veta Maria	54025 T.M.S.
Veta Rosario	34990 T.M.S.
Veta Cinco	22715 T.M.S.
Veta Split "z" San Rafael	19590 T.M.S.
Veta Zapata	1265 T.M.S.

	3283055 T.M.S.

TABLA II.6. Total de reservas de mineral, junio 1992.

CLASE	T.M.S.	%Cu	%Sn
Mineral Probado	3615920	0.41	5.17
Mineral Probable	1016155	0.61	5.24

Total	4632075	45	5.18

Mena	4353440	0.41	5.37
Marginal	278635	1.19	2.34

Total	4632075	0.45	5.18

Cobre	234140	3.63	0.56
Estaño	4248970	0.2	5.57
Cobre y Estaño	139965	2.68	1.41

	4623075	0.45	5.18

Las reservas probadas y probables de mineral de la Mina San Rafael, calculadas al 31 de diciembre de 1991, dan un total 4260585 T.M.S con 47 % de cobre y 5.19 % de estaño ; de éstas 3754245 T.M.S corresponden al mineral de estaño que tiene una ley de 0.17 % de cobre y 5.71 % de estaño.

La Tabla II.6 muestra el nivel de reservas a junio de 1992.

Comparando el cálculo de Reservas de Junio 1992 y Diciembre de 1991 se tiene :

Año	T.M.S	%Cu	Sn%
Junio 92	4632075	0.45	5.18
Diciembre 91	4260585	0.47	5.19

Incremento Bruto	371360		
Mineral Trat. plan	156044		

	527414		

II.3. PROGRAMA DE PROSPECCION Y EXPLORACION.

El programa de Exploración-Desarrollo-Preparación horizontal y vertical para el año 1994, correspondió a las zonas de San Rafael y Caravaya.

Este programa tuvo como objetivo explorar y desarrollar las vetas San Rafael, Jorge, Mariano, Victoria, Pedro y Quemaran; en diferentes niveles para poder descartar o adicionar nuevas áreas de exploración y dimensional zonas mineralizadas ya conocidas y por ende incrementar las reservas de mineral.

Se programó un total de 7,770 metros, distribuidos de la siguiente manera:

Sistema Convencional	4,280 m.
Sistema Mecanizado	3,490 m.
TOTAL	7,770 m.

y sistema de explotación, permitiéndonos reconocer en profundidad las estructuras mineralizadas con el objetivo de incrementar las reservas existentes.

II.3.2. OBJETIVOS

Desarrollar la rampa 523 sur tratando de alcanzar el nivel 120.

Reconocer en el nivel 180 la veta San Rafael, desarrollando para este fin una longitud de 480 m.

Continuar con las exploraciones sobre las vetas Mariano, Vicente y Jorge en el nivel 310, hasta alcanzar el contacto intrusivo-pizarra en el extremo norte.

Concluir con las preparaciones horizontales en los niveles 430-410-390-350 y 330 para la explotación por el método de sub-level stoping. Redimensionado de las secciones para el uso del equipo electrohidráulico Simba.

Establecer circuitos de ventilación para la profundización de la rampa 523, niveles 200 y 180, que nos permita alcanzar los avances programados.

II.3.3. COMENTARIO

- La ejecución del programa anual de desarrollos y preparaciones horizontal mecanizado se realizó con el jumbo Boomer H127 durante todo el año en la rampa 523 y los niveles 250, 200 y 180 programándose un avance de 2,000 m.; en los niveles 410, 390, 350 y 330 se programan 560 m. a ejecutarse con el Jumbo Jarvis Clark durante los seis primeros meses.
- Las exploraciones y preparaciones con el sistema convencional estarán a cargo de la contrata AESA, debiendo cumplir con el programa de 1,880 m. en los niveles 430, 390, 370, 310 y 250 sobre las vetas San Rafael, Mariano, Vicente y Jorge.
- En el año 1994 se cumple con las preparaciones en mina hasta el nivel 310 inclusive.
- Es importante mencionar que debido a la aplicación del equipo electrohidráulico Simba en la explotación, a partir

del nivel 250 se desarrollarán By-pass exclusivamente en la zona de los cuerpos mineralizados.

El programa de operación mina vertical para 1994 es ejecutado con el equipo de Raise Borer Subterránea, en donde se consideran las chimeneas de ventilación y perforaciones pilotos para los circuitos de bombeo.

II.3.4 RECOMENDACIONES

- Evaluar el equipo Raise Borer para determinar su uso en el rimado o repotenciación.

- Se requiere la adquisición de un equipo Diamond Drill para la ejecución del programa de exploraciones, lo que además nos permitirá una exacta delimitación de los cuerpos mineralizados con sus contenidos metálicos reales.

Las labores a desarrollarse sobre la veta San Rafael permitieron encontrar un tonelaje a encontrarse de 591,280 T.M.S.

TABLA II.7. Resumen De Cubicación Por Desarrollos Sobre Veta , Año 1994

LABOR	VETA	MT. PROGR.	T.M.S.	% Sn
Frontón 250-S	San Rafael	200	112,280	3.75
Frontón 250-N	San Rafael	150	9,000	3.50
Frontón 180-S	San Rafael	240	410,000	5.20
Frontón 180-N	San Rafael	240	60,000	5.16
TOTAL :		830	591,280	4.90

II.3.5. PROYECTOS DESARROLLADOS POR ESTAÑO

a. Frontón 250-N San Rafael.

El frente se hallaba sobre mineral de 4.6 % de estaño con una potencia promedio de 1.0 m., razón por la cual se programó como desarrollo convencional para evitar una fuerte dilución; se programó 150 m., lo que permitió llegar al límite de mineralización económica en el extremo Norte después del contacto intrusivo - pizarra, esto de acuerdo a lo desarrollado con el nivel 310-N San Rafael.

b. Galería (310007-N) N Jorge.

Labor de exploración hacia el Norte, que tuvo por objeto explorar el comportamiento estructural y mineralógico de la veta en su proximidad hacia el contacto del intrusivo-pizarra. Se trabajó 150 metros.

c. Galería (310-07H) S. Jorge.

Labor de exploración con un frente sobre estructura definida; su desarrollo nos permitió tener un mejor conocimiento sobre el comportamiento estructural y mineralógico de la veta. Principalmente esta labor sirvió para la ejecución de Perforación Diamantina, orientado hacia la veta San Rafael, realizándose dos estaciones: una a los 140 m. de desarrollo dirigida al cuerpo mineralizado 250-S y una segunda estación a los 260 m. dirigida al cuerpo Ore Shoot. Se programaron 90.0 m.

d. Galería (310-07K) N. Mariano.

Labor de exploración hacia el Norte. El frente se halla sobre estructura de cuarzo-cloritas con diseminación de estaño negro; su desarrollo tiene por objeto tener un mejor conocimiento sobre el comportamiento estructural y mineralógico de la veta en su proximidad con el contacto intrusivo-pizarra. Se programan 150m.

e. **Galería (310-07-E) Norte y Sur Vicente.**

Labor de exploración hacia el Norte y Sur de la cortada (310-07) NE . Se programaron 50.0 m. al Norte y Sur respectivamente, para un mejor conocimiento del comportamiento estructural y mineralógico de la veta; esto se reforzó por las estructuras interceptadas con la perforación diamantina que muestra estructuras con valores económicos de estaño con promedios de 7 a 12 % de estaño; y que parecen corresponder a la veta Vicente.

f. **Galería 370-E y W(Fractura Au) San Rafael.**

Labor de exploración hacia el Este y Oeste de la fractura; para un mejor reconocimiento e información, permitiendo evaluar la estructura hacia niveles inferiores. Se programaron 40 m.

g. **Galería 310-E y W(Estructura Oro) San Rafael.**

Labor de exploración el Este y Oeste de la fractura; tuvo por objeto un mejor reconocimiento para mayor

información lo que permitió evaluar la estructura hacia los niveles inferiores. Se programaron 40 m.

h. Galería 250-E y W(Fractura Au) San Rafael.

Labor de exploración sobre la fractura hacia el Este y Oeste cuyo objetivo es tener un mejor conocimiento sobre el comportamiento estructural y mineralógico, el cual a la fecha muestra un comportamiento definido y persistente con valores económicos de oro. Se programan 150 m. al Este y Oeste respectivamente, con un total de 300 m. de desarrollo como exploración sobre fractura.

1. Frontón 250-S San Rafael.

Labor principal de desarrollo sobre buen mineral de estaño con 5.97 %; se programó 200.0 m. con el fin de dimensionar los blocks de mineral cubicados en el nivel 310.

j. Frontón 180-N San Rafael.

Labor principal de desarrollo sobre buen mineral de estaño

con 6.0 %; se realizaron 240 m., para, de esta manera, dimensionar la mineralización de esta zona sobre la veta San Rafael.

l. Frontón 180-S San Rafael.

Labor principal de desarrollo hacia el Sur, sobre mineral de estaño entre 3.0-4.0 %. Se programaron igualmente 240 m. para dimensionar la mineralización de esta zona sobre la veta San Rafael; así mismo dimensionar la estructura brechosa - silicificada con valores entre 1.0 a 3.0 % de estaño desarrollada con la Galería 310-S, hacia el tope.

m. Rampa 523-SE San Rafael.

Se programó 600 m., siempre con gradiente negativa de - 10 %, con la finalidad de llegar a la cota 4,180 m.s.n.m. e iniciar en esta cota el desarrollo de un nivel principal sobre la veta San Rafael. Se continuó asimismo con el desarrollo de la Rampa en dirección al Sur Este, siempre dentro del intrusivo.

TAB. 18 PROGRAMA DE EXPLORACIONES, DESARROLLOS Y PREPARACIONES CONVENCIONAL AÑO 1994

NIVEL	VETA	LABOR	TIPO	RESP.	ENE.	FEB.	MAR.	ABR.	MAY.	JUN.	JUL.	AGO.	SET.	OCT.	NOV.	DIC.	TOTAL	SECCIONE	% Sn
430	San Rafael	Galería Norte y Sur	PHC	AESA	100	100	100	100	100	-	-	-	-	-	-	-	500	2.80 x 2.40	4.20
390	San Rafael	Galería Norte	PHC	AESA	-	-	-	-	-	50	50	50	50	50	50	-	300	2.40 x 2.40	8.00
370	San Rafael	Estocada 37 (Slot)	PHC	AESA	30	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	30	3.00 x 2.00	3.50
370	San Rafael	By Pass 36A	OMHC	AESA	-	-	-	-	-	20	10	-	-	-	-	-	30	3.00 x 2.00	-
310	Jorge	Galería Norte	EHC	AESA	-	10	50	50	40	-	-	-	-	-	-	-	150	2.40 x 2.40	-
310	Jorge	Galería Sur	EHC	AESA	50	40	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	90	2.40 x 2.40	-
310	Mariano	Galería Norte	EHC	AESA	50	50	50	-	-	-	-	-	-	-	-	-	150	2.40 x 2.40	-
310	Vicente	Galería Norte y Sur	EHC	AESA	-	-	-	50	50	-	-	-	-	-	-	-	100	2.40 x 2.40	-
370	S.R. (Factura)	Galería Este y Oeste	EHC	AESA	-	-	-	-	-	40	-	-	-	-	-	-	40	1.50 x 1.80	-
310	S.R. (Factura)	Galería Este y Oeste	HEC	AESA	40	40	40	40	40	40	40	20	-	-	-	-	300	2.10 x 2.10	-
250	S.R. (Factura)	Galería Este y Oeste	EHC	AESA	-	-	-	-	-	-	40	-	-	-	-	-	40	1.50 x 1.80	-
250	San Rafael	Galería Norte 3.50	DHC	AESA	-	-	-	-	-	-	-	-	50	50	50	-	150	2.40 x 2.40	3.50

DIAMOND DRILL

NIVEL	PROYECTADO	TIPO	RESP.	ENE.	FEB.	MAR.	ABR.	MAY.	JUN.	JUL.	AGO.	SET.	OCT.	NOV.	DIC.	TOTAL
310	Jorge Sur a San Rafael Cuerpo 250-S	EVC	HILL	200	200	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	400
310	Jorge Sur a San Rafael Cuerpo O. Shoot	EVC	HILL	-	-	200	200	-	-	-	-	-	-	-	-	400
310	San Rafael a Mariano	EVC	HILL	-	-	-	-	200	50	-	-	-	-	-	-	250
310	Cortada Mariano a Pedro	EHC	HILL	-	-	-	-	-	100	200	-	-	-	-	-	300
180	San Rafael a Jorge	EHC	HILL	-	-	-	-	-	-	50	200	-	-	-	-	250
665	Est. 1-E a Quenamari	EHC	HILL	-	-	-	-	-	-	-	-	200	200	-	-	400
665	Est. 2-E a Quenamari	EVC	HILL	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	200	200	400

San Rafael, Diciembre de 1993

n. Cortada (523-180)E San Rafael.

Se programó 60.00 m. de desarrollo con la finalidad de interceptar la veta San Rafael en esta cota e iniciar el desarrollo de un nivel principal.

Se planteó la construcción inmediata del Ore - Pass 523-10 integrado hasta el nivel 450, que permitirá eliminar totalmente el uso de camiones JDT - 415, reduciéndose la extracción al uso de scoops únicamente para el nivel 450 y en el futuro para los niveles 370 y 310.

TABLA 19 CUADRO RESUMEN PROGRAMA DE EXPLORACION-DESARROLLO-PREPARACION AÑO 1994

SISTEMA CONVENCIONAL - ESTAÑO

TIPO	ENE.	FEB.	MAR.	ABR.	MAY.	JUN.	JUL.	AGO.	SET.	OCT.	NOV.	DIC.	TOTAL
Laboreo Horizontal	270	240	240	240	230	150	140	70	100	100	100	-	1,880
Perf. Diamantina (Horizontal-Vertical)	200	200	200	200	200	150	250	200	200	200	200	200	2,400
TOTAL :	470	440	440	440	430	300	390	270	300	300	300	200	4,280

SISTEMA MECANIZADO - ESTAÑO

Laboreo Horizontal	250	250	250	250	240	200	170	160	150	160	150	150	2,380
Perf. Raise Boring (Vertical)	220	100	50	100	50	100	80	50	65	150	45	100	1,110
TOTAL :	470	350	300	350	290	300	250	210	215	310	195	250	3,490

TOTAL PROGRAMADO

CONCECIONAL	470	440	440	440	430	300	390	270	300	300	300	200	4280
MECANIZADO	470	350	300	350	290	300	250	210	215	310	195	250	3490
TOTAL :	940	790	740	790	720	600	640	480	515	610	495	450	7,770

TABLA 10 CUADRO POR LABORES PROGRAMA DE EXPLORACION-DESARROLLO-PREPARACION AÑO 1994
SISTEMA MECANIZADO - ESTAÑO

HORIZONTAL

NIVEL	VETA	LABOR	TIPO	RESP.	ENE.	FEB.	MAR.	ABR.	MAY.	JUN.	JUL.	AGO.	SET.	OCT.	NOV.	DIC.	TOTAL
410	San Rafael	Frontón 410-N	PHM	CIA	50	50	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	100
390	San Rafael	Frontón 390-N	PHM	CIA	50	10	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	60
350	San Rafael	Frontón 350-N	PHM	CIA	-	40	50	50	50	50	20	-	-	-	-	-	260
330	San Rafael	Frontón 330-N	PHM	CIA	-	40	50	50	40	-	-	-	-	-	-	-	180
200	San Rafael	Frontón 200-N	PHM	CIA	30	30	30	30	30	20	10	15	10	15	10	10	240
200	San Rafael	Frontón 200-N	PHM	CIA	30	30	30	30	30	20	10	15	10	15	10	10	240
250	San Rafael	Frontón 250-N	DHM	CIA	40	40	40	40	20	20	-	-	-	-	-	-	200
180	San Rafael	Frontón 180-N	DHM	CIA	-	-	-	-	-	-	40	40	40	40	40	40	240
180	San Rafael	Frontón 180-S	DHM	CIA	-	-	-	-	-	-	40	40	40	40	40	40	240
180	San Rafael	Cortada (523-180)E	DHM	CIA	-	-	-	-	20	40	-	-	-	-	-	-	60
523	San Rafael	Rampa 523-SE	DHM	CIA	50	50	50	50	50	50	50	50	50	50	50	50	600
TOTAL :					250	290	250	250	240	200	170	160	150	160	150	150	2,420

PERFORACION RAISE BORING

NIVEL	VETA	LABOR	TIPO	RESP.	ENE.	FEB.	MAR.	ABR.	MAY.	JUN.	JUL.	AGO.	SET.	OCT.	NOV.	DIC.	TOTAL
533	San Rafael	Piloto (533-99)N-(370-25)	OM	CIA	220	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	220
310	San Rafael	Rimado (310-01K)S-nivel 180	OM	CIA	-	100	50	-	-	-	-	-	-	-	-	-	150
310	San Rafael	Rimado (310-18)S-nivel 180	OM	CIA	-	-	-	100	50	-	-	-	-	-	-	-	150
310	San Rafael	Rimado (310-30)S Rampa	OM	CIA	-	-	-	-	-	100	80	-	-	-	-	-	180
310	San Rafael	(370-03)N-(310-25)N	OM	CIA	-	-	-	-	-	-	-	50	15	-	-	-	65
523	San Rafael	Piloto (533-65)N-Rampa-180	OM	CIA	-	-	-	-	-	-	-	-	50	150	-	-	200
533	San Rafael	Piloto (533-89)N-(410-34)N	OM	CIA	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	45	100	145
TOTAL :					220	100	50	100	50	100	80	50	65	150	45	100	1,110

IL3.6. NECESIDADES

Adquisición de un mino jumbo hidráulico de un brazo, que reemplazará al jumbo Jarvis Clark y facilitará el desarrollo sobre secciones pequeñas, con la posibilidad de ser aplicado para la explotación en tajeos cuya potencia mineralizada no permita el uso de taladros largos que afectan la dilución del mineral roto.

Adquisición de un Scoop de 5 Yrds³ para carguío directo de mineral roto en tajeos a los volquetes en el nivel 370 y/o facilitar los desarrollos en la rampa y niveles inferiores disminuyendose ostensiblemente los ciclos de operación.

Adquisición de un equipo de perforación de taladros largos Simba de la serie 250, para mejorar los rendimientos reemplazando en su totalidad a la perforación convencional, lo cual significa una reducción de personal, mejorar la productividad y bajar los costos de explotación.

A medida que las operaciones se profundizan, se hace

necesario incrementar nuestra capacidad de bombas, por lo que se requirió la adquisición de otra bomba Wothington 4UNB12, con la finalidad de continuar estandarizando el uso de estas bombas y cumplir con los desarrollos programados en la rampa.

Asimismo se necesitó incrementar la capacidad de ventilación forzada para los niveles inferiores, requiriéndose la adquisición de un ventilador adicional de 100,000 cfm.

Para cumplir un programa agresivo de exploraciones se requirió la adquisición de un equipo de perforación Diamond-Drill DIAMEC 232 similar que inició su operación a mediados de Marzo, lo cual permitió el reconocimiento de la veta San Rafael en profundidad y las demás estructuras adyacentes que se tornan interesantes en los niveles inferiores, como es el caso de la veta Vicente.

Se requirió la ejecución urgente de pruebas de voladura usando HEAVY ANFO , ya sea en cartuchos y/o a granel para su preparación en la mina (embolsado), con la

finalidad de utilizarlo sin restricciones en los frentes con presencia de agua. Para la introducción del uso de este explosivo se solicita la visita técnica respectiva.

El aire comprimido disponible en las labores de consumo era deficiente por pérdidas producidas debido a las excesivas distancias desde la casa de fuerza; por lo que se hizo necesario la pronta instalación en interior mina de las compresoras JOY y una INGERSOLL-RAND; para lo cual se preparó la infraestructura, referente a áreas de instalación, suministro de aire limpio y energía eléctrica.

II.4 CAMBIOS TECNICOS MAS SALTANTES EN MINERIA ASOCIADO CON EL INCREMENTO DE LA PRODUCCION

II.4.1. PERFORACION CONVENCIONAL

Se considera 16 perforistas por día, a razón de 17 taladros de 7,5' por perforista, con un rendimiento de 3 Ton/taladro.

Para el cumplimiento de los 22 días de perforación mensual se requiere cubrir la atención del deterioro de las demás

componentes del equipo y otros gastos prematuros. En la perforación neumática se espera lograr los siguientes resultados:

- P.P./tarea	119.00
- TMS/taladro	3.00
- Taladro/perforista	17.00
- Long. taladro	7.50
- Perforista/día	16.00
- Kg. Anfo/taladro	1.10
- Factor potencia (Kg/Ton.)	0.33

II.4.2. PERFORACION MECANIZADA

Actualmente se viene trabajando con el Long-Hol Wagon Drill en la perforación de taladros largos en los cuerpos. En el año 1994 se programó la perforación electrohidráulica a partir del mes de Julio que permita elevar la velocidad de perforación de 0.20 m/Min. a 0.90 m/Min. y conlleve a lograr avances de 110 m.-perforista/Turno con una producción de 5.5 Ton/m.perf. El introducir la perforación electrohidráulica en taladros largos permite la simplificación, la centralización de la explotación y la reducción de personal.

Tab II 12 PROGRAMA DE DESARROLLOS, PREPARACIONES Y OPERACION MINA MECANIZADO AÑO 1994

LABOR	EQUIPO	ENE.	FEB.	MAR.	ABR.	MAY.	JUN.	JUL.	AGO.	SET.	OCT.	NOV.	DIC.	TOTAL	SECCIONES	% Sn
DESARROLLO HORIZONTAL																
523 : Rampa San Rafael	BOOMER	50	50	50	50	50	50	50	50	50	50	50	50	600	5.00 X 4.00	-
250 : Frente Sur San Rafael	BOOMER	40	40	40	40	20	20							200	4.50 x 3.50	3.75
180 : Frente Norte San Rafael	BOOMER							40	40	40	40	40	40	240	4.50 x 3.50	5.16
Frente Sur San Rafael	BOOMER							40	40	40	40	40	40	240	4.50 x 3.50	5.20
PREPARACION HORIZONTAL																
410 : Frente Norte San Rafael	JARVIS	50	10											60	3.60 x 3.60	4.50
390 : Frente Norte San Rafael	JARVIS	50	10											60	3.60 x 3.60	6.00
350 : Frente Norte San Rafael	JARVIS		40	50	50	50	70							260	3.60 x 3.60	5.50
330 : Frente Norte San Rafael	JARVIS		40	50	50	40								180	3.60 x 3.60	5.80
200 : Frente Norte San Rafael	BOOMER	30	30	30	30	30	20	10	15	10	15	10	10	240	4.50 x 3.50	5.00
Frente Sur San Rafael	BOOMER	30	30	30	30	30	20	10	15	10	15	10	10	240	4.50 x 3.50	5.00
OPERACION MINA HORIZONTAL																
180 : Cortada San Rafael	BOOMER					20	20							60	5.00 x 4.00	-
OPERACION MINA VERTICAL																
533 : 100-370-25-san rafael	RAISE BORER	220												220	Piloto	-
310 : 10K-Sur-NV-180 San Rafael	RAISE BORER		100	50										150	Rimado	-
18-Sur-NV-180 San Rafael	RAISE BORER				100	50								150	Rimado	-
30-Sur-Rampa San Rafael	RAISE BORER						100	80						180	Rimado	-
370 : 03-Norte-310-25 San Rafael	RAISE BORER								50	15				65	Rimado	-
523 : 65-Norte-Rampa Nivel 180	RAISE BORER									50	150			200	Piloto	-
533 : 89-410-34-N-San Rafael												45	100	145	Piloto	-

San Rafael, Diciembre de 1993.

TABII 13 PROGRAMA DE PRODUCCION AÑO 1994

AREAS	TIPO	ENE.	FEB.	MAR.	ABR.	MAY.	JUN.	JUL.	AGO.	SET.	OCT.	NOV.	DIC.	TOTAL
EXPLOTACION TAJEOS (ACTIVOS)	TMS	3,201	4,432	4,288	3,868	3,871	2,600	8,400	6,898	6,533	-	-	-	44,091
	%Sn	7.1	7.10	6.97	6.64	6.64	7.20	5.51	5.51	5.51				6.27
EXPLOTACION TAJEOS (PASIVOS)	TMS	13,955	12,216	13,408	13,828	15,190	19,110	15,410	18,227	17,907	26,280	25,595	26,460	217,586
	%Sn	4.56	4.60	4.60	4.60	4.40	4.70	4.20	4.50	4.60	5.18	4.70	4.95	4.65
DESARROLLOS	TMS	1,890	1,890	1,890	1,890	945	945	3,780	3,780	4,644	4,644	4,644	3,780	34,722
	%Sn	3.75	3.75	3.75	3.75	3.75	3.75	5.18	5.18	4.87	4.87	4.87	5.18	4.67
PREPARACIONES	TMS	9,304	8,764	8,764	8,764	8,344	5,694	1,810	2,280	2,674	3,144	2,674	946	63,162
	%Sn	4.88	5.12	5.15	5.15	5.12	6.03	4.30	4.70	4.84	4.86	4.84	5.00	5.10
TOTAL :	TMS	28,350	27,302	28,350	28,350	28,350	28,349	29,400	31,185	31,758	34,068	32,913	31,186	359,561
	%Sn	4.86	5.11	5.07	4.99	4.89	5.10	4.70	4.80	4.84	5.10	4.73	4.98	4.94

San Rafael, Diciembre de 1993.

El personal requerido para la rotura en la explotación mecanizada utilizando el Simba es como sigue:

- Supervisor	: 03
- Perforista Simba	: 03 (3 turnos)
- Disparadores	: 04
- Plasteo	: 02
- Tubero-apoyo	: 01
- Transporte personal	: 02
- Vacacionista	: 02
	17

Rendimientos esperados :

Ht. perforados/tarea	110.00
T.M./m. perf.	5.50
Long. taladro (m.)	20.00
Perforista/día	03.00
m. perf./día	330.00
Kilos Anfo/Taladro	15.00 (promedio)
Factor Potencia (Kg/TM)	0.28
N Taladro	22
Boorden (mts)	1.80
Productividad rotura	97.00 Ton/H.G.

II.4.3. VOLADURA

Al final del año 1994 se programó derribar 222,770 T.M.S. con 4.87 % de estaño; la voladura de taladros radiales se programan a partir del mes de Junio en el cuerpo contacto 450-78 con un tonelaje de 8400 TMS/mes. El tajo 410-30 se programa volar los taladros radiales a partir del mes de Agosto la fecha en que debe quedar completamente terminado la parte superior correspondiente al tajeo 450-50.

La voladura de taladros largos se realiza con los siguientes parámetros:

Fulminante eléctrico 01 cada 8 m. de columna de ano.

Iniciador Booster de 1/3 lb. de 12 pulg. N .

Anfo 16 kg como promedio.

Espaciadores de madera de 12 pulg. x 1 m. para evitar la concentración de carga en los anillos.

Finalmente arcilla como sellador para aprovechar los efectos del explosivo.

El factor de potencia programado es de 0.21 Kg/Ton.

El carguero de los taladros se realiza con un cargador de anfo tipo Jet-A-nol.

La voladura de taladros convencionales se realizará por tandas de taladros empleándose para ello:

Fulminante corriente NE 6

Iniciador mini Booster BM-8

Anfo 1.10Kg/taladro

Conector para mecha rápida

09 pies de olgura de seguridad

Mecha rápida Z-19

Para mejorar la eficiencia en la voladura, se colocan tacos de arcilla en cada uno de los taladros. El rendimiento por taladro programado es de 3 Ton/taladro con un factor de potencia de 0.40 Kg/TMS.

Para el cumplimiento de las voladuras se requiere la compra de 02 cargadores de anfo tipo portanol, y un cargador de anfo tipo JET-A-NOL.

II.4.4. VOLADURA SECUNDARIA

Con la puesta en operación del rompe bancos, esta actividad se reduce a bancos de mayores dimensiones que por su volumen

requieren "plasteo" para lo cual se usarán rompebancos MESUR del tipo RBM 100 RBM 150 RBM 225.

La reducción de voladura secundaria debido a la puesta en operación del rompebancos hidráulico nos ha permitido elevar el rendimiento del scoop que trabaja en los cuerpos.

II.4.5. SOSTENIMIENTO

Para evitar el desprendimiento de la caja techo en los tajeos, se usa sostenimiento artificial con empernado activo, preparados de varillas de Fe corrugado de 5/8 pulg. diám. se colocan en línea horizontal cada 4 m. y en la vertical cada 10 m. empotrados a la caja techo con una mezcla de cemento y arena, empleándose un promedio de 600 pies de fierro mensual.

PROGRAMA DE EFICIENCIAS Y RENDIMIENTOS DE VOLADURA EN DESARROLLOS

AÑO 1994

LABOR	N° DISP.	N° TALS.	METROS PERF.	LINEAL AVANCE	PROM. M/DISP.	VOLUMEN M3	EXPLOSIV. KG	EFF. %	F.POT. K/M3
<u>A MECANIZADA</u>									
<u>JUMBO BOOMER H-127</u>									
523 Pampa Sur San Rafael	201	10,452	652	600	2.99	14,850	33,413	92	2.25
250 Frontón Sur San Rafael	68	2,720	222	200	2.94	3,466	8,492	90	2.45
180 Frontón Norte San Rafael	82	3,286	267	240	2.94	4,159	10,190	90	2.45
Frontón Sur San Rafael	82	3,286	267	240	2.94	4,159	10,190	90	2.45
200 Frontón Norte San Rafael	82	3,286	267	240	2.94	4,159	10,190	90	2.45
Frontón Sur San Rafael	82	3,286	267	240	2.94	4,159	10,190	90	2.45
180 Cortada 523 a San Rafael	20	960	66	60	2.95	1,320	3,168	91	2.40
<u>JUMBO JARVIS CLARK</u>									
410 Frontón Norte San Rafael	25	1,000	66	60	2.40	855	1,967	91	2.30
390 Frontón Norte San Rafael	25	1,000	66	60	2.40	855	1,967	91	2.30
350 Frontón Norte San Rafael	110	4,400	286	260	2.40	3,707	8,525	91	2.30
330 Frontón Norte San Rafael	76	3,040	198	180	2.40	2,566	5,902	91	2.30
<u>A CONVENCIONAL - CTTA. AESA</u>									
430 Frente Norte San Rafael	355	14,910	568	500	1.40	3,120	9,360	88	3.00
390 Frente Norte San Rafael	213	8,094	340	300	1.40	1,728	5,184	88	3.00
370 Estocada 37-SR. (Slot)	21	882	34	30	1.40	180	540	88	3.00
By Pass 36A-N-San Rafael	21	882	34	30	1.40	180	540	88	3.00
310 Frente Norte Jorge	106	4,028	170	150	1.40	864	2,592	88	3.00
Frente Sur Jorge	64	2,432	102	90	1.40	518	1,554	88	3.00
Frente Norte Mariano	106	4,028	170	150	1.40	864	2,592	88	3.00
Frente Norte y Sur Vicente	71	2,698	114	100	1.40	576	1,728	88	3.00
Frente E y W Fractura	28	560	45	40	1.40	108	324	88	3.00
250 Frente E y W Fractura	213	7,455	341	300	1.40	1,323	3,969	88	3.00
370 Frente E y W Fractura	28	560	45	40	1.40	108	324	88	3.00
250 Frente Norte San Rafael	106	4,028	170	150	1.40	864	2,592	88	3.00
<u>MEN</u>									
MBO BOOMER H-127	617	27,276	2,008	1,820	2.95	36,272	85,833	91	2.37
MBO JARVIS CLARK	236	9,440	616	560	2.40	7,983	18,361	91	2.30
CONVENCIONAL AESA	1332	50,557	2,133	1,880	1.40	10,433	31,299	88	3.00

San Rafael, Diciembre de 1993.

II.4.6 METODO DE EXPLOTACION "SUB-LEVEL STOPING"

Para San Rafael se ha convenido en la aplicación de una explotación mecanizada que permita mejorar los radios de productividad, con el mejoramiento de tecnología en la perforación del sub-level stoping de taladros largos entre niveles de 24 a 26 m. de longitud.

Uno de los factores más importantes para el cumplimiento en forma eficiente con este método es la perforación, por lo que se requiere incrementar en forma urgente la velocidad de penetración, dado que los equipos neumáticos esta velocidad es limitada.

En tal sentido se requiere un cambio de tecnología de perforación neumática a perforación electrohidráulica que permita un mayor rendimiento en la perforación y mejorar la productividad, siendo la perforación uno de los factores de mayor incidencia de la productividad en mina.

Con el cambio de tecnología los rendimientos a obtenerse son:

- Tipo perforación	Radial y paralela
- N Taladro	22"
- Boorden	1. 80 m.
- Longitud taladro	Variable
- Longitud de banco	25-26 m.
- Indice de perforación	5.5 TMS/m. perf.
- m. perf./tarea	110 m.
- m. perf./día	330 m. (3 turnos)
- TMS. perf./día	1, 800

Estos rendimientos permitirán una alta productividad en el sub-level stoping a costos más bajos.

II.5 COSTOS OPERATIVOS E INDICES ESTANDAR DE EFICIENCIA Y PRODUCTIVIDAD EN MINA, PLANTA Y SUPERFICIE.

Las Tablas II.15 a II.20. nos permiten evaluar los niveles de eficiencia y productividad en las diferentes áreas.

TABLA II.15. Costos unitarios de mano de obra, setiembre 1993.

	US\$	US\$	US\$
1 SECTOR MINA	PROPIA	CONTRATADA	TOTAL
12 Exploración		0.402	0.402
13 Desarrollos	0.095	0.522	0.617
14 Operación Mina		1.636	1.636
15 Preparac. Tajeos		0.752	0.752
16 Explotación	1.325		1.325
17 Extracción	0.829		0.829
18 Trabajos auxiliares	2.980	0.598	3.578
19 Serv. de Equipos	0.385		0.385
TOTAL US \$ T.T.	5.677	3.910	9.587
2 SETOR PLANTA CONCENTRADORA			
21 Pre. mecánica	1.223		1.223
22 Pre-concentración	0.066		0.066
23 Concentración	0.672		0.672
24 Flotación Casiterita	0.299		0.299
25 Filtrado y secado	0.130		0.130
26 Manipuleo concentr.	0.219		0.219
27 Cancha de relaves	1.116	0.179	0.295
29 Administración	1.606		1.606
TOTAL US \$ T.T.	4.331	0.179	4.510
3 SECTOR SUPERFICIE			
31 Bienestar del person	1.110	0.466	1.576
32 Sindicato, Comunidad			
33 Transportes y Comun.	0.239	0.479	0.718
34 Servicios mdltiples	1.854	0.032	1.886
39 Administración	3.069	0.258	3.327
TOTAL US \$ T.T.	6.272	1.235	7.507
TOTAL COSTO DE CON- CENTRADOS :	16.280	5.324	21.604

TABLA II.16. Efecto de Costos de Repuestos y Suministros
por Sectores, Setiembre 1993

1	SECTOR MINA	US \$
12	Exploración	0.285
13	Desarrollos	1.588
14	Operación Mina	0.783
15	Preparac. Tajeos	0.590
16	Explotación	0.523
17	Extracción	0.534
18	Trabajos auxiliares	0.872
19	Servicios de Equipos	0.788
	TOTAL US \$ T.T.	5.963
2	SETOR PLANTA CONCENTRADORA	
21	Preparación mecànica	1.923
22	Pre-Concentración	0.274
23	Concentración	0.196
24	Flotación Casiterita	1.840
25	Filtrado y secado	0.019
26	Manipuleo concentr.	0.927
27	Cancha de relaves	0.035
29	Administración	0.010
	TOTAL US \$ T.T.	5.224
3	SECTOR SUPERFICIE	
31	Bienestar del personal	0.394
32	Sindicato, Comunidad	0.011
33	Transportes y Comun.	0.952
34	Servicios mdltiples	5.638
39	Administración	0.082
	TOTAL US \$ T.T.	7.077
	TOTAL COSTO DE CON- CENTRADOS :	18.264

**TABLA II.17. Efecto de Gastos Generales sobre Costos
Unitarios por Sectores, setiembre 1993**

1	SECTOR MINA	US \$
12	Exploración	0.001
13	Desarrollos	0.519
14	Operación Mina	0.028
15	Preparac. Tajeos	0.101
16	Explotación	0.092
17	Extracción	0.885
18	Trabajos auxiliares	1.073
19	Servicios de Equipos	1.010
	TOTAL US \$ T.T.	3.709
2	SETOR PLANTA CONCENTRADORA	
21	Preparación mecánica	0.591
22	Pre-Concentración	0.969
23	Concentración	0.260
24	Flotación Casiterita	0.250
25	Filtrado y secado	0.195
26	Manipuleo concentr.	0.508
27	Cancha de relaves	0.006
29	Administración	0.401
	TOTAL US \$ T.T.	3.180
3	SECTOR SUPERFICIE	
31	Bienestar del personal	1.102
32	Sindicato, Comunidad	0.075
33	Transportes y Comun.	1.540
34	Servicios múltiples	2.207
39	Administración	5.290
	TOTAL US \$ T.T.	10.214
	TOTAL COSTO DE CONCENTRADOS	17.103

TABLA II.18. Cuadro comparativo de Costos Unitarios Promedios Mensuales y Acumulados, Setiembre 1,993

	AGO.	DOLAR / T.T.	
		SET.	ACUMULADO
I. COSTOS POR SECTORES			
01. MINA	20.322	19.259	18.726
02. PLANTA	13.066	12.915	12.472
03. SUPERFICIE	19.649	24.797	20.679
TOTAL :	53.037	56.971	51.877
<hr/>			
II. COSTOS POR TIPO DE GASTO/SECTOR			
	P: 4.989	P: 5.677	P:5.376
01. MANO DE OBRA	11.065	9.587	8.976
MINA	C:6.076	C:3.910	C:3.600
	P: 3.668	P: 4.331	P:3.640
02. MANO DE OBRA	3.797	4.510	3.79
PLANTA	C: 0.129	C: 0.179	C:0.150
	P: 6.201	P: 6.272	P:6.503
03. MANO DE OBRA	6.595	7.507	6.963
SUPERFICIE	C: 0.394	C: 1.235	C:0.460
1. MAQUINARIA			
MINA	2.545	3.310	2.906
2. MAQUINARIA			
PLANTA	3.058	3.886	2.810
3. MAQUINARIA			
SUPERFICIE	0.274	1.759	0.626
4. UNIDADES DE			
TRANSPORTE	0.919	1.120	0.950
5. SUMINISTROS	15.297	14.187	15.854
6. G. GENERALES	9.487	1.105	9.002
TOTAL :	53.037	56.971	51.877

(Continuación)

III. COSTOS POR TIPO DE OBRA

01. Mano de Obra	21.457	21.604	19.729
02. Gastos Generales	9.157	10.782	9.002
03. Suminist. c/vales	17.102	19.030	18.163
04. Suminist. c/cargo			
Directo y Deprec.	5.321	5.555	4.983
TOTAL :	53.037	56.971	51.877

Indices P : Mano de obra propia
C : Mano de obra contratada

T.T. AGOSTO	27,501
T.T. SETIEMBRE	26,583
T.T. ACUMULADO	240,463
T. Cambio US. \$ MES	2.08
T. Cambio US \$ PONDERADO	1.92

TABLA II.19. Análisis de la Mano De Obra Acumulado Mes Setiembre 1993

DETALLE	DOLAR / T.T.		
	AGO.	SET.	ACUM.
0-01 Sueldos Básicos	3.686	3.836	3.891
0-02, 0-05, 0-07, 0-08 Salarios Básicos Dif. Turno, Horas Noct. 2da y 3ra Guar.	1.906	2.019	2.137
0-04, 0-06 Horas extras y Feriados Trab.	1.028	0.875	1.034
0-09 Remunerac. descanso semanal	0.300	0.344	0.356
0-27 Gratificaciones	2.504	2.466	3.039
0-26, 0-28 Vacaciones y asignación Vacacional	0.624	0.415	0.434
0-71 Compensación por Tpo. Servicios	1.426	0.919	1.105
0-31, 0-14, 0-18, 0-19, 0-20, 0-21 - Bonificación por Costo de vida, Altura, p/Quinquenio, subsueldo, p/producción y avance	1.063	1.656	1.155
0-11, 0-23, 0-25 Asignación familiar, subvención por enfermedad y asignación por hijos	0.091	0.186	0.125
0-33 Asignación por Kerosene	0.344	0.208	0.238
0-51, 0-52, 0-53 Aportaciones al R.P.S. S.N.P. y Seguro Accid. de trabajo	1.071	1.364	1.477
0-82, 0-91 Minera del Hill y AESA	5.172	3.312	3.196
Varios	2.242	4.004	1.547
TOTAL :	21.457	21.604	19.734

TABLA II.20. Apéndice de análisis de costos acumulado setiembre 1993

	AGO.	DOLAR / T.T. SET.	ACUM.
5. ANALISIS DE SUMINISTROS 501-585			
510 Dinamitas	1.369	1.652	1.371
511 Accesorios voladura	0.417	0.516	0.393
514 Anfo	0.177	0.189	0.174
516-517-518 Accesor. perforar	1.642	1.036	1.157
545 Forros Molinos	0.215		0.120
546-547-550 Bolas /barras/molinos y reactivos	1.946	1.614	2.113
551-552 Material p/ensacado	0.804	0.863	0.712
561 Petróleo	4.453	3.194	4.550
562-563 Gasolina-Kerosene	0.204	0.464	0.253
569-570 Aceites y Grasas	1.064	1.268	1.158
578-581 ferretería Mant. elect.	0.432	0.729	0.892
501-585 Varios	2.574	2.662	2.963
TOTAL :	15.297	14.187	15.856
9. ANALISIS DE GASTOS GENERALES 901-997			
909 Servicios comedor	0.897	0.856	0.831
926-929-930 Servs. comunicn.	0.053	0.147	0.104
954-955-958 Honorarios	1.324	0.720	0.829
962 Viajes interior	1.717	2.094	1.684
969 Alquiler de Equipos	1.322	1.506	1.097
970 Seguros	0.858	2.170	1.127
973 Vigilancia	0.578	0.307	0.426
985 Depreciación edificios	0.855	1.056	0.681
501-585 Varios	1.553	2.249	2.223
TOTAL :	9.157	11.105	9.002

**TABLA II. 21. Análisis comparativo de costos de producción de finos
(costo s.t. año 1992)**

	LBS. FINAS PRODUCIDAS	DOLARES/MES	\$ / LB.FINA PRODUCIDA
AÑO 1992 ST.	23'026,849	17'074,988	0.7415
JULIO 1993	2'491,463	1'435,213	0.5761
AGOSTO 1993	2'641,441	1'458,571	0.5522
SETIEMBRE 1993	3'059,434	1'514,460	0.4950
ACUMULADO (ENE-SET 93)	22'801,252	12'405,016	0.5440

CAPITULO III

DESARROLLO METALURGICO.

- III.1 Planta de flotación de cobre en 1975 y recuperación de estaño como subproducto.
 - III.1.1 Descripción de la planta.
 - III.1.2 Estadísticas de Producción. Calidad de Concentrados.

- III.2 Planta de concentración de estaño en mesas y por flotación.
 - III.2.1 Fundamentos y experimentación en la flotación del estaño fino.
 - III.2.2 Ingeniería de la flotación de estaño.
 - III.2.3 Estadísticas de producción. Calidades de concentrados.
 - III.2.4 Supresión de la flotación de cobre.

- III.3 Planta de concentración por Jigs, Mesas y Flotación.
 - III.3.1 Fundamentos teóricos y experimentación.
 - III.3.2 Diseño e Ingeniería de Jig. Mesas y Flotación

CAPTULO III

DESARROLLO METALURGICO

III.1 PLANTA DE FLOTACION DE COBRE EN 1975 Y RECUPERACION DE ESTAÑO COMO SUB-PRODUCTO.

III.1.1 DESCRIPCION DE LA PLANTA, EQUIPOS PRINCIPALES

En el Año 1975, la planta concentradora San Rafael procesaba material de mina a razón de 150 toneladas / día, con leyes de alimentación en el rango de 2.5 a 3.5 % de cobre y 0.7 a 0.9 % de estaño.

El diagrama de flujo, mostrado en la Figura II.1, comprendía básicamente etapas de trituración y molienda, a fin de obtener una carga con una granulometría de 90 a 95 % menor a 35 mallas (0.42 mm); a continuación, se flotaba dicha alimentación para obtener un concentrado de calcopirita, donde se recuperaba cobre, en niveles del orden de 86.7 % de cobre. De los relaves de esta etapa de flotación, se recuperaba un concentrado de estaño en

mesas gravitacionales.

En la Tabla III.1, posible apreciar un listado de los equipos principales. Un balance de materiales de esta Unidad puede observarse en la Tabla III.2.

III.1.2 ESTADÍSTICAS DE PRODUCCION DE CONCENTRADOS DE COBRE Y ESTAÑO

En la Tabla III.9 es posible ver los niveles de producción alcanzados entre los años 1975 y 1996.

La recuperación de cobre es 86.76 % y la de estaño llega a 48.13%. La producción se resume en Conc. Cobre 435.12 ton con 28.15 % de cobre (122.49 toneladas finas de cobre) , y Conc. Estaño 312.64 ton con 42.56 % de estaño (133.06 toneladas finas de estaño).

TABLA III.1. Listado de equipos principales

Sección chancado:

Tolva de almacenamiento de gruesos capac. 500 Ton.
 Alimentadora vibratoria "REX"
 Faja transportadora NE 1
 Grizzly o Emparrillado
 Chancado de quijadas 15" x 2" Denver
 Faja transportadora NE 2
 Zaranda vibratoria 3' x 6' Malla 5/8"
 Trituración cónica 2" 0 STD "SY MONS"
 Faja transportadora NE 3 y NE 4
 Tolva de almacenamiento de finos Cap 400 tn
 Dos alimentadores vibratorios REX
 WEIGHTOMETER
 Faja transportadora NE 5
 Faja transportadora NE 6

Sección Molienda:

Molino de varas 5' x 10'
 Bomba 5" x 4"
 Ciclones de 15" 0
 Molina de bolsas 5' x 6' Denver
 Faja transportadora NE 7
 Poll... 5' x 4' 1 Bolas "Grieve"
 Bomba SÍL 2 2" x 2" "Denver"
 Cyclon 10" 0 KREBS
 Molino de Bolas 3 2" , 12' JHONSON
 Bomba SÍL 22" x 2" DENVER
 Cyclon 10" 0 "KREBS"
 Muestreadores Automáticos 1 cabeza

Sección 1 flotación:

Acondicionadores 1 pulpa 5'x5' "DENVER"
 Banco de celdas 1 flotación NE1 10c NE18 SP
 "DENVER"
 Banco 1 celdas 1 flotación NE2 10C NE18 SP
 "DENVER"
 Banco de celda 1 flotación NE3 12 celdas NE18 SP
 "DENVER"
 Tanque de conc. agua. de cobre.
 Filtro de discos 4' diám. "DENVER"
 Espesador 15' 0 x 8' "DENVER"

TABLA III 1. Listado de equipos principales (Cont.....)

Tolva de almacenamiento de conc. en capacidad 100 TM
 Balanza de plataforma cap. 15 Ton. FAIRBANKS
 MONSE
 Cochas de recuperación de conc. de cobre.
 Muestrador automático colas de cobre.
 Bombas 5" x 4"
 Ciclón 15" 0

Sección mesas

Distribuidores de pulpas a mesas arenaras
 Distribuidores de pulpas a mesas llamares
 Mesas arenaras Hollina
 Mesas llamares
 Bombas SÍ 2 1/2" x 2" Denver
 Ciclón 10" 0
 Molino conc. 4 2" x 16" "Hardinge"
 Bomba SÍL 2 2" x 2" Denver
 Concentrado Hdmedo
 Depósitos de Concentrado
 Horno para secado de concentrado
 Movitreado Automotriz . Relave General
 Depósito de Relaves.

III.2 LA PLANTA DE CONCENTRACION DE ESTAÑO EN MESAS Y POR FLOTACION A FINALES DE 1980

Se proyecta la instalación de una planta de flotación de una capacidad de 49 KPH teniendo como objetivos:

Recuperar la casiterita asociada que existe en la fracción menor a 150 mallas que no ha podido ser efectivamente recuperada en el circuito gravimétrico (mesas), más la casiterita preconcentrada y convenientemente molida, mediante flotación.

La planta trataría las colas frescas a razón de 33 TPH. La flotación de casiterita que procesará la fracción - m150 a + 6 micras después del deslame de ciclones de 4" y 2" diám., y la flotación de sulfuros comprende las etapas:

- * Flotación primaria y scavenger a pH = 5.5 empleando Procol-540 como colector.

- * Eliminación del exceso del reactivo empleado en el punto anterior y lamas remanentes mediante ciclones de 4" y 2" diám.

Flotación de limpieza a pH = 5.5.

El balance proyectado de la planta en base a análisis densimétricos de la

fracción mayor a 150 mallas y flotación de casiterita a escala de celdas, se muestra en la Tabla III.2.

La planta permitirá incrementar la recuperación del producto gravimétrico en unos 15 a 16 puntos.

En años recientes la técnica de flotación de casiterita parte de la recuperación de partículas finas ha llegado a ser una práctica aceptada especialmente en Bolivia, Australia, Inglaterra y Sud Africa. El rango de tamaños que se procesa está en el rango de 104 micrones (150 mallas) a 6 micrones (base casiterita) y el proceso es especialmente efectivo para el rango de tamaños de 43 a 9 micrones.

TABLA III.2. Balance de Materiales

Producto	TPD	TpH	% Peso	% Sn	%Distrib.
Conc. Casiterita	13.7	0.57	1.17	20	37.80
Cola flot. cast.	55.97	23.53	47.59	0.40	30.88
Sulfuros	14.6	0.60	1.24	1.20	2.41
Lamas(6 v)	120.	5.00	10.20	0.78	12.86
Cola pre Conc.	468	19.5	39.80	0.25	16.05
Cabeza celculada	1176.	49.0	100.0	0.62	100.0

TABLA III.3. Colectores para mineral de estaño

NOMBRE GENERICO	DENOMINACION INDUSTRIAL	FABRICANTE
Sulfosuccinamatos	Aerosol 22 o Aeropromoter 860	Cyanamid (USA)
Sulfosuccinamatos	Procol CA - 540	Allied Colloids (Inglaterra)
Acido Fosfónico	Styrene phosphonic	Plaitere and Estirene International Ltda. (Inglaterra)

Los colectores que se emplean actualmente en forma industrial en el mundo se muestran en la Tabla III.3.

Los requerimientos para efectuar la flotación de casiterita son:

- Eliminar los sulfuros acompañantes en una etapa previa para tener un contenido de azufre menor a 0.85 %.
- Eliminar la fracción lamas (menor a 6-7 micrones) para tener en la alimentación a flotación de casiterita no más de un 5% peso de lamas.

III.2.1 FUNDAMENTO Y EXPERIMENTACION EN LA FLOTACION DE ESTAÑO FINO

En esa oportunidad se determinó la aplicabilidad de la flotación de casiterita al obtener concentrados de 21.7 % de estaño, con una recuperación del pago en la etapa de flotación de 48.3 % y una distribución total de 28.3 % (descarte de la fracción + 100 mallas, flotación de sulfuros, deslame y flotación de casiterita). Esta última distribución representa un incremento de 16.5 puntos en la recuperación total de la planta.

Posteriormente, (Marzo 1978) la compañía Minsur envió al IIMM (Instituto de Investigaciones Minero Metalúrgicas) muestras representativas del desmonte "antiguo", "actual" y "salida de planta" con las que efectuaron pruebas sistemáticas siguiendo el esquema general:

Clasificación del material a 100 mallas.

Flotación de sulfuros de la fracción menor a 100 mallas.

Deslame en ciclón para separar la fracción menor a 9 micrones del non-float, flotación sulfuros.

Flotación de casiterita a partir del "spigot" ciclón con los esquemas:

- a) Flotación primaria en etapas de pH 2,5 empleando Aerosol 22.
- b) Atricionamiento de las espumas a pH igual a 10.0 empleando silicato de sodio e hidróxido de sodio.

Finalmente para establecer el comportamiento del conjunto de los materiales a la flotación, se decidió juntar los relaves antiguos, actuales y salida de planta en la proporción Relave antiguo Relave actual : Salida planta = 32:19:49 .

TABLA III.4. Análisis químico de los concentrados por impurezas

Antimonio (Sb)	0.034 - 0.062%	Sílice (SiO ₂)	1.02 - 2.44%
Arsénico (As)	0.01 - 0.04%	(CaO+MgO)	18 - 26%
Plomo (Pb)	0.037 - 0.061%	Cadmio (Cd)	.0008 - .0009
Cobre (Cu)	0.03 - 0.07%	Manganeso (Mn)	%
Zinc (Zn)	0.11 - 0.16%	Níquel (Ni)	0.07 - 0.09%
Bismuto (Bi)	0.03 - 0.05%	Cobalto (Co)	0.03 - 0.04%
Azufre (S)	0.02 - 0.05%	Molibdeno (Mo)	0.01 - 0.012%
Hierro (Fe)	4.2 - 6.52%	Bario	menor a
Wolfram (WO ₃)	menor a 0.001%	Cloro (Cl)	0.001%
Oro (Au)	0.5 - 0.8g/ton	Anhidro carb.	0.02 - 0.03%
Plata (Ag)	8 - 9 g/ton	(Co ₂)	menor a
		Alúmina (Al ₂ O ₃)	0.001%
			1.3 - 1.7%
			10.9 - 12.8%

**TABLA III.5. Analisis granulométrico y distribución
de estaño en el concentrado**

Fracción	%Peso	%Sn.	%Dist.
-100+200m	11.11	3.57	1.59
-200+325m	15.69	14.85	9.38
-325+37u	17.68	45.43	32.32
-37+26u	26.13	29.39	30.9
-26+18u	18.78	23.66	17.88
-18+13u	7.13	20.14	5.81
-13+9u	3.48	15.16	2.12
Total	100	24.85	100

La ley y la recuperación en la flotación de casiterita tienen valores en el rango obtenido con las muestras individuales. Los concentrados diversos obtenidos se analizaron por elementos adicionales para establecer los contenidos de impurezas que pueden ser susceptibles a penalizaciones en la venta de estos productos (Tabla III.4).

El concentrado de flotación obtenido a partir del conjunto de muestras "relave antiguo + actual + salida de planta" se clasificó por tamizado y sedimentación para establecer las características del producto. Los resultados se muestran en la Tabla III.5.

La cabeza ensayada de este producto es de 23.51 % de estaño.

Para completar la experimentación metalúrgica se efectuó la observación microscópica de las fracciones -m100, +m200, m200, +m325 y -37 +26 micrones de la Tabla III.5, determinado la composición mineralógica aproximada que se indica en la Tabla III.6. De acuerdo a esta composición los contaminantes mayoritarios del concentrado por orden de abundancia son fluorita, limonita, siderita, cuarzo, ganga y turmalina.

TABLA III.6 Composición mineralógica del concentrado
conjunto

MINERAL	FORMULA	% APROXIMADO
Casiterita	SnO ₂	29.5
Fluorita	CaF ₂	20.5
Limonita	Fe ₂ O ₃ .nH ₂ O	14.0
Siderita	FeCO ₃	13.5
Cuarzo-ganga	SiO ₂ -NN	11.1
Turmalina	--	8.8
Hematita	Fe ₂ O ₃	0.8
Rutilo	TiO ₂	0.7
Pirita	FeS ₂	0.6
Magnetita	Fe ₃ O ₄	0.3
Calcopirita	FeCuS ₂	0.2

** Silicatos no identificados y rocas

TABLA III.7. Porcentaje de partículas de casiterita libres y asociadas

MINERAL Y ASOCIACIONES	-m100, +m200	-m200, +m325	-m37,+26micr.
Casiterita libre	62%	76%	85%
Casiterita/cuarzo	34%	22%	14%
Casiterita/limonita	1	1	1
Casiterita/fluorita	2	-	-
Casiterita/otros	1	1	-

La casiterita se encuentra mayoritariamente libre en las fracciones observadas. (Ver tabla III.7) y la parte asociada se encuentra con el cuarzo en tipos de entrecruzamiento de inclusión diseminada de difícil liberación, entrecruzamiento moteado o simple de fácil liberación.

III.2.2 INGENIERÍA DE LA FLOTACIÓN DE ESTAÑO

Los Spigots de los ciclones secundarios de 4" y 2" Ø (se juntan en el acondicionador 8' x 8' en el que se agrega ácido sulfúrico para obtener un pH de 5.5 y xantato isopropílico de sodio (Z-11). La flotación primaria de sulfuros se realiza en batería de 8 celdas 43" x 43" en la que se adiciona Dow Froth 1012 o similar como espumante. La espuma primaria se limpia en dos celdas 43" x 43" para dar origen a los sulfuros que constituyen la cola del proceso.

El "non-float" de la etapa se lleva por intermedio de una bomba 4" x 3" al primer acondicionador 8'x 8' revestido de goma del circuito de flotación de casiterita. En este acondicionador se regula el ambiente a pH de 5.5 empleando ácido sulfúrico y el rebose pasa a un segundo acondicionador 8' x 8' en el que se agrega la primera dosis de Procol -CA-540 y fuel oil. La flotación primaria se realiza en 10 celdas 43" x 43" de flujo libre con revestimiento de goma y se efectúan tres adiciones de colector, fuel oil y espumante MIBC (Metilisobutil-carbinol). El non-float el proceso pasa a un acondicionador 6' x 6' y de ahí a un banco de 10 celdas 43" x 43" de flujo libre con revestimiento de goma en la que se efectúa la flotación "scavenger" con adición de los mismos

reactivos empleados en la flotación primaria. La etapa "scavenger" puede efectuarse a pH 5.5 o 2.5 , ambiente que se regula con ácido sulfúrico. Las pruebas de laboratorio establecieron que puede obtenerse colas con leyes más bajas de estaño si esta etapa se efectúa a pH 2.5.

La espuma primaria es procesada en ciclones de 4" y 2"φ (con el objeto de eliminar por el overflow el exceso de reactivos que se han agregado en la flotación y para eliminar la fracción menor a 6 micrones que han escapado en la etapa de deslame; los spigots de estos ciclones se juntan en un acondicionador 4' x 4' de donde pasa el material a la primera flotación de limpieza en 6 celdas 32" x 32" tipo Sub-A con revestimiento de goma. El concentrado pasa a un segundo banco de 6 celdas 32" x 32" tipo Sub - A con revestimiento de goma en el que se efectúa la segunda, tercera y cuarta limpiezas.

El concentrado "scavenger" y el "non float" limpios se juntan en el cajón de las bombas 2 1/2" y 2" para llevar estos productos al primer acondicionador del circuito de flotación de casiterita.

El concentrado final de estaño, con una ley estimada de 20 % de

estaño, se espesará y se filtrará para el desagüe correspondiente, sin embargo estas dos etapas no se han considerado en el presente proyecto.

La capacidad y el tamaño del equipo principal en las secciones de flotación de sulfuros y casiterita se muestran en la Tabla III.8. Además se requerirán 7 muestreadores. Los productos que se muestrearán son

- . Alimentación a flotación de sulfuros
- . Espuma sulfuros
- . Non-float de la flotación de sulfuros
- . Alimentación a la flotación primaria de casiterita
- . Non-float de la primera limpieza de flotación de casiterita
- . Concentrado final de flotación casiterita

TABLA III.8 Equipos en flotación y acondicionamiento.

a. CELDAS DE FLOTACION

PROCESO	TIEMPO DE RETENCION	CAPACIDAD ft ³
Primaria sulfuros	10 min	400 ft ³
Limpieza sulfuros	--	100 ft ³
Primaria Casiterita	12 min	500 ft ³
Scavenger Casiterita	12 min	500 ft ³
Primaria Limpieza	5 min	144 ft ³
2a., 3a., y cuarta limp.	c/u 5 min	144 ft ³

b. ACONDICIONADORES

UNIDAD	TIEMPO DE RETENCION	CAPACIDAD EFECTIVA	DIMENSIONES	
				AL-TU-RA
Acondicionador Flot. sulfur.	10 min	322 ft ³	8'	8'
1er. Acond. Flotac. casiterita	10 min	322 ft ³	8'	8'
2do acond. Flotac. casiterita	10 min	322 ft ³	8'	8'
Acondic. Para flot. Scavenger	5 min	136 ft ³	6'	6'
Acondic. p'flot. Limpiezas	5 min	40 ft ³	4'	4'

c. CICLONES

NUMERO Y DIAMETRO	CAP. APROX. USGPM	PRESION ALIM. lb/pulg.2	FA-BRIC	OBSERVACIONES
6 primarios 4"	40	30	Krebs	3 Standby Spigots 3/8"
15 secunds. 2"	10	30	AKW	5 Standby Spigot 3/16"

TABLA III.10 : RESULTADO METALURGICO A OCTUBRE 1993

A <u>PRODUCCION DE ESTANO:</u>	<u>PROG.</u>	<u>LOG.</u>	<u>% CUMPL.</u>
1.- <u>Sn. PRODUCCION PLANTA JIGS:</u>			
Mineral tratado (TMS)	23 800.00	22 544.00	94.72
% Sn. Cabeza	2.80	3.84	137.14
Concentrado (TMS)	444.00	611.00	137.62
% Sn. Concentrado	45.00	53.10	118.00
Fincs de Sn. (TMSF)	199.00	324.44	163.04
Recuperacion %	30.00	34.23	114.10
Raio de Concentracion	53.60	36.90	68.84
Prom/Trat/Dia	850.00	815.33	95.92
D¿as trabajados	28.00	27.65	98.75
2.- <u>Sn. PRODUCCION PLANTA DE MESAS:</u>			
Mineral tratado (TMS)	23 240.00	24 011.00	103.32
% Sn. Cabeza	2.00	2.54	127.00
Concentrado (TMS)	598.00	610.00	102.01
% Sn. Concentrado	42.00	42.16	100.38
Fincs de Sn. (TMSF)	251.16	257.18	102.40
Recuperacion %	37.69	27.14	72.01
Raio de Concentracion	38.86	39.36	101.29
Prom/Trat/Dia	830.00	859.38	103.54
Dias trabajados	28.00	27.94	99.79
3.- <u>Sn. PRODUCCION PLANTA DE FLOTACION:</u>			
Mineral tratado (TMS)	15 680.00	14 308.00	91.25
% Sn. Cabeza	1.20	1.79	149.17
Concentrado (TMS)	179.00	183.00	102.23
% Sn. Concentrado	42.00	46.35	110.36
Fincs de Sn. (TMSF)	75.18	84.82	112.82
Recuperacion %	11.28	8.95	79.34
Raio de Concentracion	87.60	78.19	89.26
Prom/Trat/Dia	560.00	514.12	91.81
Dias trabajados	28.00	27.83	99.39
4.- <u>Sn. PRODUCCION COMBINADA (J-M-F):</u>			
Mineral tratado (TMS)	23 800.00	24 614.00	103.42
% Sn. Cabeza	2.80	3.85	137.50
Concentrado (TMS)	1 221.00	1 404.00	114.99
Concentrado proyectado Mes (TMS)			

TABLA III.9 PRODUCCION Y CALIDAD DE
CONCENTRADO

AÑO	MINERAL TRATADO	% LEY CABEZA	%LEY CONC. SN	%RECUP.	RADIO CONC.	%LEY CONC.CU
1987	250185	3.02	46.45	69.74	22.05	29.20
1988	200519	3.14	43.75	69.09	20.17	27.35
1989	225671	3.28	39.05	68.66	17.24	26.66
1990	216271	3.48	43.81	68.71	18.29	25.75
1991	224781	4.09	46.93	71.11	16.11	-----
1992	305799	4.81	49.73	71.06	14.56	----
1993	321194	5.48	50.59	81.26	11.34	----
1994	356106	6.76	50.14	84.23	8.81	----
1995	421500	6.54	49.44	82.12	9.20	----
1996	363760	6.42	50.06	84.13	9.27	-----

ANEXO II : PROGRAMA DE TRATAMIENTO Y PRODUCCION 1994 POR AREAS Y COMPARACION CON AÑOS PRECEDENTES

TRATAMIENTO JIGS:

A)	T.M.S.			% Sn			T.M.S.F.		
	LOGRADA	PROGRAMA	% CUMP.	LOGRADA	PROGRAMA	% CUMP.	LOGRADA	PROGRAMA	% CUMP.
1	191 844	280 500	68.39	4.14	2.80	147.86	7 943.45	7 854.00	101.14
2	297 980	313 500	95.05	4.80	3.50	137.14	14 318.98	10 972.50	130.50
3	320 884	326 000	98.43	5.48	4.00	137.00	17 597.43	13 040.00	134.95
4		337 500			4.80			16 200.00	

TRATAMIENTO MESAS:

A)	T.M.S.			% Sn			T.M.S.F.		
	LOGRADA	PROGRAMA	% CUMP.	LOGRADA	PROGRAMA	% CUMP.	LOGRADA	PROGRAMA	% CUMP.
1	219 041	273 900	79.97	3.04	2.00	152.00	6 658.47	5 478.00	121.55
2	294 519	304 920	96.59	2.98	2.16	137.96	8 784.89	6 586.25	133.38
3	304 984.46	314 916	96.85	2.92	2.27	128.63	8 918.42	7 148.58	124.76
4		322 056			2.46			7 922.59	

TRATAMIENTO FLOTACION:

A)	T.M.S.			% Sn			T.M.S.F.		
	LOGRADA	PROGRAMA	% CUMP.	LOGRADA	PROGRAMA	% CUMP.	LOGRADA	PROGRAMA	% CUMP.
1	141 867	184 800	76.77	1.89	1.20	157.50	2 685.72	2 217.60	121.11
2	196 151	214 500	91.45	1.92	1.39	138.13	3 774.74	2 981.53	126.60
3	290 401.84	308 722	94.06	1.68	1.39	120.86	4 887.73	4 291.22	113.90
4		314 334			1.39			4 369.20	

TRATAMIENTO JIGS:

A)	T.M.S.			% Sn			T.M.S.F.		
	LOGRADA	PROGRAMA	% CUMP.	LOGRADA	PROGRAMA	% CUMP.	LOGRADA	PROGRAMA	% CUMP.
1	5 145.00	5 232.00	103.50	50.70	45.00	112.67	2 745.64	2 354.00	116.64
2	10 846.18	8 440.37	128.50	53.86	52.00	103.58	5 841.55	4 389.00	133.10
3	16 194.92	10 866.66	149.03	53.67	54.00	99.39	8 692.47	5 868.00	148.13
4		15 300.00			54.00			8 262.01	

REDUCCION MESAS:

AÑO	T.M.S.			% Sn			T.M.S.F.		
	LOGRADA	PROGRAMA	% CUMP.	LOGRADA	PROGRAMA	% CUMP.	LOGRADA	PROGRAMA	% CUMP.
91	6 648.00	7 045.00	94.36	44.92	42.00	106.95	2 986.39	2 958.00	100.96
92	6 897.98	5 364.29	128.59	47.29	45.00	105.09	3 261.96	2 413.93	135.13
93	8 089.47	6 103.80	132.53	48.38	47.00	102.94	3 913.89	2 868.80	136.43
94		7 582.99			47.00			3 564.00	

REDUCCION FLOTACION:

AÑO	T.M.S.			% Sn			T.M.S.F.		
	LOGRADA	PROGRAMA	% CUMP.	LOGRADA	PROGRAMA	% CUMP.	LOGRADA	PROGRAMA	% CUMP.
91	1 887.00	2 111.00	89.39	43.17	42.00	106.26	814.63	886.62	94.98
92	3 258.86	2 651.65	122.90	41.16	41.38	99.47	1 341.40	1 097.23	122.25
93	4 003.67	3 335.82	120.02	42.56	43.00	98.98	1 704.07	1 434.40	118.80
94		4 628.53			42.00			1 944.00	

RECUPERACION AREAS Y GLOBAL:

AÑO	JIGS			MESAS			FLOTACION		
	LOGRADA	PROGRAMA	% CUMP.	LOGRADA	PROGRAMA	% CUMP.	LOGRADA	PROGRAMA	% CUMP.
91	29.81	30.00	99.33	32.43	37.66	86.11	8.85	11.29	78.39
92	39.74	40.00	99.35	22.19	22.00	100.86	9.13	10.00	91.30
93	49.40	45.00	109.78	22.24	22.00	101.09	9.68	11.00	88.00
94		51.00			22.00			12.00	

RECUPERACION GENERAL:

AÑO	T.M.S.			% Sn			T.M.S.F.		
	LOGRADA	PROGRAMA	% CUMP.	LOGRADA	PROGRAMA	% CUMP.	LOGRADA	PROGRAMA	% CUMP.
91	224 781.00	280 500	80.13	4.09	2.80	146.07	9 206.00	7 854.00	117.21
92	305 799.00	313 500	97.54	4.81	3.50	137.43	14 698.43	10 972.50	133.96
93	321 194.00	326 000	98.52	5.48	4.00	137.00	17 611.12	13 040.00	135.05
94		337 500			4.80			16 200.00	

REDUCCION GENERAL:

AÑO	T.M.S.			% Sn			T.M.S.F.		
	LOGRADA	PROGRAMA	% CUMP.	LOGRADA	PROGRAMA	% CUMP.	LOGRADA	PROGRAMA	% CUMP.
91	13 950.00	14 388.00	96.96	46.93	43.00	109.14	6 546.37	6 199.92	105.59
92	21 003.02	16 456.31	127.63	49.73	48.00	103.60	10 444.91	7 900.16	132.21
93	28 288.06	20 306.28	139.31	50.59	50.09	100.99	14 310.43	10 171.20	140.69
94		27 511.52			50.05			13 770.01	

El muestreo se efectuará con muestreadores convencionales y los productos se analizarán por estaño en el laboratorio químico. En el futuro es aconsejable la introducción de analizadores en corriente o flujo.

III.2.3 ESTADISTICA DE PRODUCCION. CALIDAD DE CONCENTRADO

La producción y calidades de concentrados de cobre y estaño hasta 1996 se pueden ver en la Tabla III.9.

III.2.4 LA SUPRESION DE LA FLOTACION DE COBRE

Se debe esencialmente a la disminución de la ley de cobre y al incremento de la ley de estaño tal es así que en 1983 la ley de cobre es de 0.57 % y la ley de estaño es de 1.90 %. En 1987 la ley de cobre llegó a 0.20 % y la ley de estaño a 3.11 %. En la actualidad la ley de estaño esta llegando a un promedio de 5% obligando a la empresa a un cambio en cuanto tecnología y aumento de la capacidad de planta.

III.3 PLANTA DE CONCENTRACION POR JIGS, MESAS Y FLOTACION

III.3.1 FUNDAMENTOS TEÓRICOS Y EXPERIMENTACIÓN

Los procedimientos de concentración por gravedad utilizan el efecto combinado de la masa, volumen y forma de las partículas para obtener unas trayectorias de partículas diferentes en un medio líquido, estático o en movimiento. Tres métodos han sido desarrolladas industrialmente:

III.3.1.1 Método de la Aceleración Diferencial:

Las Partículas están sometidas a una oscilaciones impuestas a un líquido. El movimiento periódico provoca una sedimentación diferencial entre las partículas pesadas y ligeras.

III.3.1.2 Método de la Capa o Manto Pelicular Fluente:

Se trata de una capa de agua de poco espesor (de algunos

milímetros a algunos centímetros) deslizándose sobre un plano inclinado. Las partículas, según su velocidad de caída y su resistencia al movimiento, se separan en varias categorías densimétricas.

III.3.1.3 Métodos por Medios Densos:

Los bloques a las partículas de mineral son introducidas en una mezcla de agua y de partículas finas densas que se comporta como una pseudo-solución llamado medio denso.

Los elementos ligeros sobrenadan la superficie, mientras que los elementos pesados se sumergen. El medio denso puede ser estático o dinámico.

Los procedimientos de concentración por gravedad se hacen ineficaces cuando las fuerzas de fricción debido a la viscosidad del líquido o los frotamientos entre partículas se hacen preponderantes frente a la fuerza de gravedad. Caso de las partículas de dimensiones iguales o inferiores a 70 micrones.

Sin embargo, han sido desarrollados unos procedimientos

para tratar las partículas finas, pero consisten en el atrapado incompleto de las partículas densas, la recuperación y la capacidad de tratamiento son mediocres.

Las leyes de la sedimentación permite, en fin juzgar la aptitud a la separación de partículas de dimensiones idénticas, pero de densidad diferente. El criterio de Taggart, basado sobre las condiciones de equivalente en régimen turbulento, se escribe:

$$\text{Criterio de Taggart} = \frac{d_1 - p}{d_2 - p}$$

donde: P = Densidad del fluido
 d1 = Densidad del mineral pesado.
 d2 = Densidad del mineral ligero.

Cuando el cociente es:

- Superior a 2.5 la separación es fácil.
- Entre 1.75 y 1.50 la separación es posible, para unas partículas de dimensiones superiores a 0.2 mm.
- Comprendido entre 1.50 y 1.25 la separación no es posible nada más que para partículas de dimensiones superiores a 1.65 mm.
- Inferior a 1.25, la separación es imposible.

III.3.1.4 Flotación:

La flotación es un proceso fisicoquímico usado para la separación de sólidos finamente divididos; la separación de estos sólidos (no similares) es efectuado por la adherencia selectiva de la superficie de la partícula a una burbuja de aire o a un líquido, cualquiera que sea el caso. La adherencia de la partícula es hecha por un reactivo sobre superficies (surfactantes).

El medio ambiente bastante complejo, en el cual se efectúa la separación, es compuesto de 03 fases: La fase líquida (generalmente agua), la cual es química y físicamente muy activa; la fase gaseosa (generalmente aire), la cual es relativamente simple; y la fase sólida, la que puede ser considerado como infinitamente variable. Las burbujas de aire actúan como balones y proveen la flotabilidad necesaria para llevar los minerales seleccionados a la superficie de la pulpa, donde una espuma estable retiene al mineral.

Mientras tanto, aquellos materiales que no han sido

preferencialmente adheridos a las burbujas de aire, permanecen sumergidos y salen fuera del proceso como colas ó relaves.

III.3.1.5 Concentración por Aceleración Diferencial:

La sedimentación en el agua de partículas de densidades y de diámetros diferentes conduce a una clasificación por equivalencia. Se podría operar en un clasificador el enriquecimiento según las densidades, completando el aparato con un tamiz que permitiese una clasificación volumétrica por separación de los finos pesados y de los gruesos ligeros. De una parte, la realización delicada de tal aparato y, de otra parte, su elevado costo; han conducido desde hace mucho tiempo a los usuarios a recurrir a la utilización de las propiedades de aceleración diferenciales.

El procedimiento consiste en someter, durante unos ciclos muy breves, las partículas minerales y una corrientes ascendentes y descendentes, asegurados por unas

pulsaciones alternas dadas a un líquido por un pistón a un diafragma (jigs y cajas de pistón), o por el movimiento alternativo de una criba en un fluido (jigs de criba móvil). El número de pulsaciones varía de 60 a 330 pulsaciones/minuto. La separación de los granos pesados y ligeros se obtiene en 3 fases por acción combinada de las corrientes ascendentes y descendentes.

1era FASE ACELERACION DIFERENCIAL.- En el fenómeno de sedimentación, antes de alcanzar su velocidad límite, los granos adquieren una aceleración que no depende nada más que de su densidad, a condición de que el tiempo de caída sea muy breve. Si m y m' son la masa del sólido y del líquido desplazado, R la resistencia ejercida por el fluido; la ecuación general del movimiento es la siguiente:

$$m \frac{dv}{dt} = (m-m') g - R \quad [1]$$

Inicialmente $R = 0$ y durante los primeros instantes de la caída R permanece despreciable. En consecuencia, para unas caídas muy breves, la ecuación del movimiento se escribe:

$$\frac{dv}{dt} = \frac{m - m'}{m} g \quad [2]$$

también, haciendo intervenir las densidades d_s y d_l del sólido y del fluido, tendremos

$$\frac{dv}{dt} = \frac{(1 - d_l)g}{d_s} \quad [3]$$

En consecuencia, una mezcla binaria de partículas pesadas y ligeras se comporta de tal forma que las distancias recorridas por las partículas son función de su aceleración inicial, y parte de su densidad. Es por lo tanto posible, teóricamente, obtener la estratificación de partículas pesadas y de partículas ligeras.

2da. FASE SEDIMENTACION OBSTACULIZADA.- La corriente ascendente de líquido permite realizar una relación de sedimentación elevada y aumentar el criterio de Taggart. En efecto, si d_l es la densidad de los ligeros y d_2 la densidad del fluido, el criterio de Taggart viene dado por

la función “y”, si d_1 aumenta, también “y” aumenta, lo que se traduce por la posibilidad de tratar cortes granulométricos extensos. De hecho, el fenómeno es limitado por la necesidad de mantener una circulación cómoda de los granos, y el papel principal de la corriente ascendente es de separar al máximo las partículas unas de otras.

$$y = \frac{d_1 - d_2}{d_2 - d_1} \quad [4]$$

3era FASE HUNDIMIENTO.- Cuando las partículas están sometidas a una corriente descendente, sufren un fenómeno de succión y estas se juntan más o se aprietan. Las partículas de tamaño suficientemente reducido pueden continuar solas sedimentándose.

En consecuencia, como lo resume la Fig. III.1, la aceleración diferencial y la sedimentación obstaculizada concurre a situar en la base un lecho de partículas pesadas y gruesas. En la parte mediana se encuentra los granos gruesos poco densos con los granos densos y finos. Estos

últimos, en el fenómeno de hundimiento, se juntan con los granos pesados y gruesos situados en la base del lecho.

Según la figura III.1, se vislumbra, en primera aproximación que para recuperar las partículas pesadas y finas, es necesario aumentar la pulsación. De hecho, el fenómeno es mucho más complejo y existen divergencias de opinión cuando se interpreta el papel del número y de la amplitud de las oscilaciones imprimidas al medio de tratamiento; las oscilaciones de la capa de las partículas están condicionadas al efecto de las oscilaciones del líquido fuera de la capa de pulpa provocada por el pistón o por el diafragma o por el movimiento del líquido que varía con el tiempo, es decir con una cierta aceleración con respecto al líquido.

Diferentes puntos de vista se ponen de manifiesto sobre la influencia del movimiento acelerado del líquido sobre el material de tratamiento. Ciertos autores, como N.N. Vinogradov (1953) y E.E. Rafalles-Lamarka (1953), consideran que la aceleración del líquido representa un factor muy importante del procedimiento.

PULSACION		SUCCION	PULSACION SUCCION
Sedimentación general.	Aceleración diferencial.	Acumulación filtración de las partículas finas.	Combinación de las corrientes descendentes y ascendentes.

Fig. III.1 Principio de la Separación por la Aceleración Diferencial

Sería por ello a continuación del movimiento acelerado del líquido cuando las partículas podrían separarse en función de las densidades, incluso son una muy amplia repartición granulométrica del producto preparado por el "Jiggage".

E.E. Rafalles-Lamara ha demostrado que, sobre unos granos de antracita de 12 mm la baja frecuencia de las pulsaciones (60 min) correspondía a un predominio del factor velocidad y que la alta frecuencia correspondía a un predominio del factor aceleración.

Según G. Targan (1963) el movimiento del agua debe ser adaptado a la naturaleza del todo uno que se va a tratar y de la forma a la cual ha sido preparado mecánicamente. El papel principal es favorecer la formación de capas de granos. La explicación matemática la veremos en lo que sigue. Sean:

u y v las velocidades del agua y del grano

$u - v$ la diferencia de velocidad correspondiente al retraso tomado por el grano con relación al

agua;

- γ y δ los pesos específicos del agua y del grano
 g_0 la aceleración inicial debido a la gravedad;
 k el coeficiente de forma;
 V_0 velocidad inicial.

Existen las relaciones (5) y (6) para un medio turbulento.

$$g_0 = g \left(1 - \frac{\gamma}{\delta} \right) \quad [5]$$

$$V_0 = \sqrt{m g_0 / K d^2} \quad [6]$$

Se puede escribir:

$$m \frac{dv}{dt} = -m g_0 \pm K d^2 (u - v)^2 \quad [7]$$

$$\frac{dv}{dt} = g_0 \left[-1 \pm \left(\frac{u - v}{v_0} \right)^2 \right] \quad [8]$$

Llamando A a la aceleración $\frac{dv}{dt}$, se tendrá:

$$u - v = v_0 \sqrt{A/g_0 + 1} \quad , \text{ cuando } A > -g_0 \quad [9]$$

$$u - v = -v_0 \sqrt{-A/g_0 - 1} \quad , \text{ cuando } A < -g_0 \quad [10]$$

Sean los granos de densidad d_1 y d_2 , según que los granos tengan la misma dimensión (clasificación de Tamiz $d_1 = d_2$) o que ellos tengan la misma velocidad inicial ($V_{01} = V_{02}$), se deben considerar dos casos bien distintos:

a) Clasificación por tamiz

El valor de $u - v$ es más fuerte para d_1 que para d_2 ($d_1 > d_2$)

b) Clasificación hidráulica

El valor $(u - v)$ no es superior, para los granos ligeros, nada más que para los valores negativos de A (Fig. III.5)

Según G. Farjan, en el caso de un movimiento sinusoidal, estas condiciones no son efectivas nada más que en el campo $(\Pi/2, 3\Pi/2)$, las aceleraciones positivas y negativas son más o menos iguales. Los aparatos de movimiento sinusoidal convienen por tanto para una alimentación bien calibrada.

En el caso general de que las alimentaciones sean más o menos bien calibradas, es importante operar con unos movimientos del agua tales que se produzcan fuertes

aceleraciones negativas en el curso de las cuales el lecho sea dilatado (Fig III.6).

B.V. Kizevalter (1958) hace notar que el ciclo de "Jiggage" al ser simétrico, hace las velocidades medias y las aceleraciones iguales en valores absolutos.

En consecuencia, si se tiene de ganar algo sobre el movimiento hacia atrás del pistón o del diafragma, sería necesario perder otro tanto del recorrido hacia adelante. Por tanto, según este autor, los resultados obtenidos por E.E. Rafalles-Lamara (1953) pueden ser explicados, no por la influencia de la amplitud y del número de oscilaciones sobre el esponjamiento de la capa de las partículas finas. Es solamente en una capa esponjosa o suelta en la que es posible la separación de las partículas. B.V. Kizevalter (1958) demuestra que un esponjamiento eficaz de la capa de las partículas no se obtiene nada más que por una amplitud determinada. Estableciendo debidamente que la aceleración máxima del líquido debe ser inferior a la aceleración, por el peso o gravedad para evitar los remotes verticales en el centro de la caja, el

número de oscilaciones debe ser tal que la velocidad del líquido sea suficiente como para que el lecho se encuentre en estado de suspensión. El número de oscilaciones se fija por el hecho de que la aceleración máxima del líquido debe ser inferior a la aceleración por el peso o gravedad. Este punto de vista es también el de G. Tarjan (1963), que muestra que una aceleración positiva correspondiente a una pulsación rápida actúa como un verdadero choque que eleva el lecho como si se tratase de una masa compacta, sin que haya liberación de partículas pesadas que permanecen de esta forma atrapadas.

La síntesis de estos diferentes puntos de vista puede ser condensada en hechos experimentales comunicados por H. Irchberg y W. Hentzchel (1957): existe, por cada material tratado, una amplitud máxima de pulsaciones a partir de la cual la onda que provoca la abertura no puede progresar más hasta la parte superior del lecho de las partículas: Las cargas superiores son entonces insuficientemente afectadas, incluso no lo son en absoluto, que perjudica a la extracción de las partículas pesadas. En la práctica, es necesario en primer lugar el número de oscilaciones.

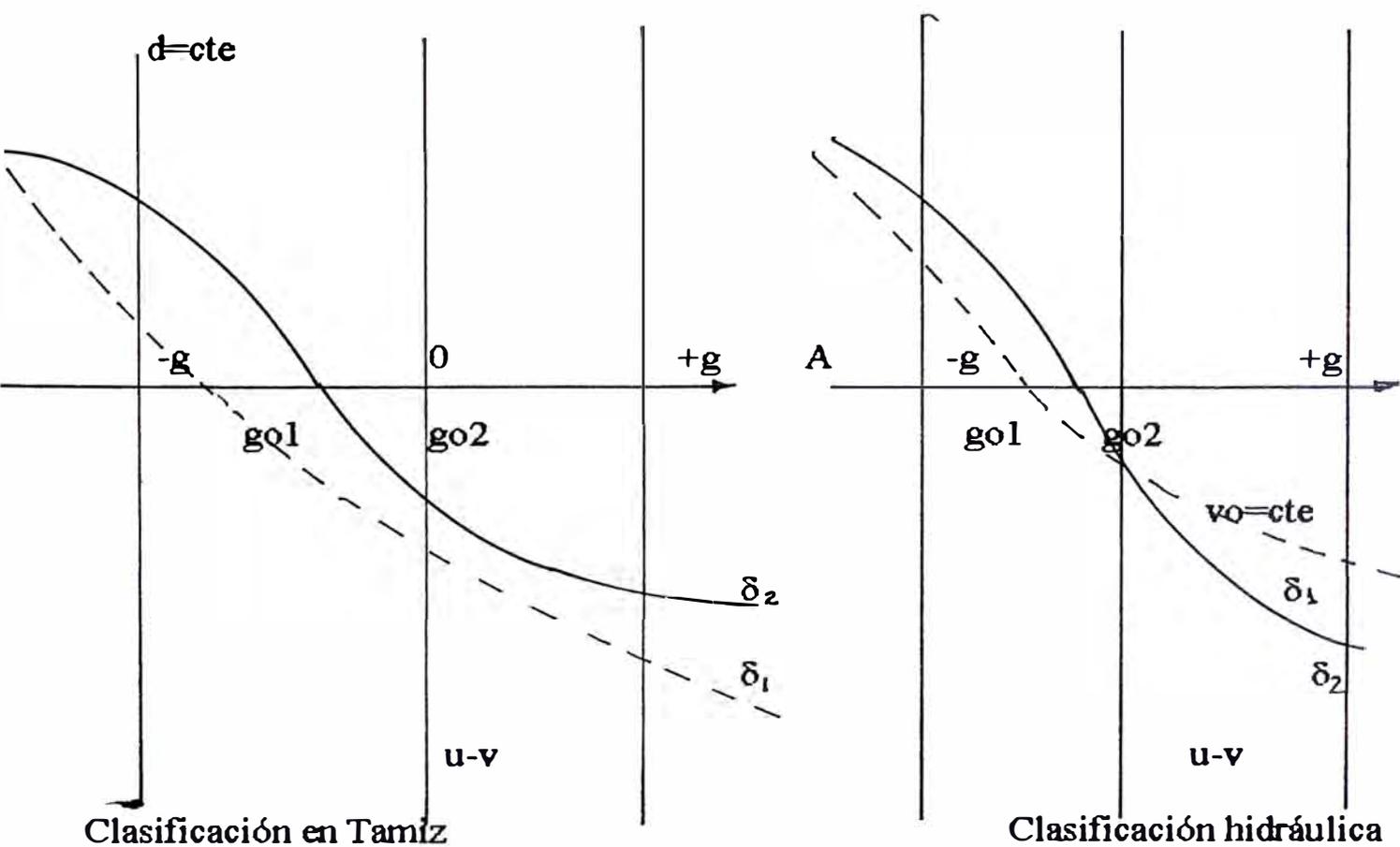


Fig. III.5. Diferencia de velocidades en función de la aceleración.

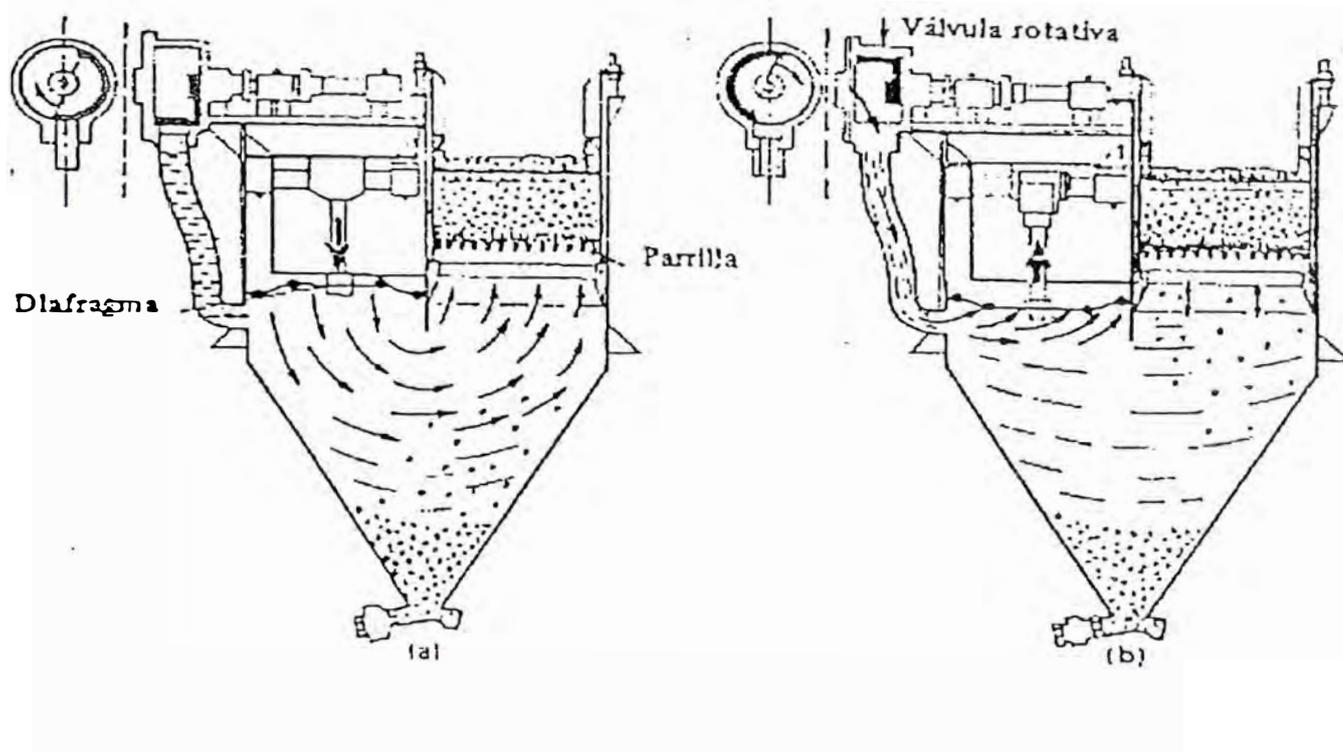


Fig. III.6. Jig de succión fuerte

A continuación la amplitud de las oscilaciones, verifica que:

El óptimo se alcanza cuando el porcentaje de huecos es de aproximadamente el 60%.

Para los granos gruesos y medios se debe aumentar la fase correspondiente a la contracorriente.

Para los granos finos se debe emplear una fuerte corriente de agua y una alta frecuencia de oscilaciones con el fin de aproximarse a un porcentaje de huecos del 80 %.

Si 'a' es la amplitud y 'w' la frecuencia de las pulsaciones, se deben elegir estos dos parámetros a tal forma que la aceleración máxima permanezca inferior a la aceleración de la gravedad.

$$\delta w^2 < g \quad [11]$$

El fenómeno de ondas estacionarias aparece para una velocidad crítica tal que:

$$n = (30 / \pi) \sqrt{g / a} \quad [12]$$

En las teorías precedentemente expuestas se atribuye a las sacudidas el proceso de estratificación de los materiales. F.W. Mayer (1964) piensa que la causa de la estratificación es la diferencia entre la energía potencial antes y después del fenómeno. Las sacudidas tiene por objeto eliminar la fricción y resistencia entre los granos. Si se compara la estratificación de los granos redondeados de calcita con la galena, se aperece, bien netamente que el desplazamiento de los centros de gravedad de las dos mezclas sea sensiblemente idéntico que en el primer caso y se obtiene una mejor estratificación. Los choques, entre un grano que atraviesa un lecho en expansión y los que constituyen el lecho, tienen por defecto transformar la energía de impacto en movimiento de rotación. D Ruhl (1953) atribuye el proceso de estratificación por densidad a esta transformación de energía.

Los aparatos de concentración que aplican el método de la aceleración diferencial son los JIGS.

III.3.1.6 Principio de Funcionamiento de los Jigs

Los principales tipos utilizados en la Industria son Jigs o caja de cribas móviles. Para los primeros, la pulsación del líquido se encuentra efectuado, generalmente, por un diagrama o un pistón. Para la segunda, criba, situada en un depósito de agua, recibe un movimiento alternativo de arriba hacia abajo.

Se puede hacer ligeramente la densidad del agua utilizando el agua cargada de sólidos en suspensión. Existen pocos ejemplos industriales relacionados con esta innovación, salvo en el caso de las explotaciones de estaño en las que el resultado fue beneficioso (L.R.M. Chaston, 1960).

El fluido utilizado puede ser aire, que es alimentado según las pulsaciones bajo un criba con ayuda de una válvula rotativa, o que es aspirado por una válvula o un pistón dispuestos por encima de la criba, creando con ello una dilatación del lecho (Vacuum Jig- F.B. Mitcheu 1953).

III.3.1.7. Concentración por lámina pelicular fluente

La concentración por capa o lámina pelicular fluente está basado en la longitud de los recorridos efectuados por una partícula sobre un plano inclinado, en la superficie del cual se desliza, por gravedad, una película líquida. El empuje ejercido por la película es proporcional a la sección de la partícula perpendicular al movimiento.

El tamaño de la partícula, su densidad y su forma intervienen en el desplazamiento al mismo tiempo que la pendiente y la rugosidad de la superficie, el espesor y la velocidad del flujo de la película de agua.

De una manera general, la separación es provocado por el juego de dos factores. El primero es el tiempo que tenía la partícula para alcanzar la superficie del plano inclinado. Este tiempo es función de la densidad del tamaño y de la forma de las partículas (Fig. III.7) así como la naturaleza del desplazamiento. El segundo es la resistencia que ofrecen las partículas, una vez que han alcanzado el plano inclinado, en el desplazamiento impuesto por el

movimiento de la lámina pelicular. Son características importantes la densidad, el volumen y la forma de las partículas.

Las partículas se disponen según su posición más estable, ofreciendo una sección transversal mínima a la corriente líquida y una resistencia máxima a los movimientos que tenderán a darles la vuelta. Así, en una mezcla de la misma densidad, sometidas a la acción de una lámina pelicular fluente, las partículas planas separan las primeras, las partículas cúbicas van más lejos, con las partículas redondas. Para E.J.Pryor, (1965) éste carácter es tanto más afirmado en cuanto que el plano inclinado ofrece una superficie rugosa que aumenta al coeficiente de fricción dinámica entre la superficie y las partículas.

III.3.1.8. Concentración por Flotación

Flotación y el estudio de las interfases

El estudio de las interfases ó intersuperficies constituye la base misma del estudio del proceso de flotación. En

efecto, este consiste en hacer hidrófobas las superficies de ciertas especies minerales, mientras que a las superficies de otras especies se les hace hidrófilas. Los minerales que presentan las superficies hidrófobas se fijan a la Interfase aire-líquida.

La interfase se encuentra materializada, bien por la superficie libre de un líquido (agua) ó bien sea por la superficie de una burbuja de aire en el seno de la pulpa. Por el contrario, los minerales que presentan caras ó superficies hidrófilas, permanecen dentro de la pulpa. Resulta de ello un transporte selectivo debido, por ejemplo al deslizamiento de una película líquida (flotación pelicular) o más comúnmente al rebose de una espuma creada por la aglomeración de burbujas mineralizadas, transportando a la superficie de la pulpa, los minerales que estas burbujas retienen fijadas (flotación por espuma).

Interfase líquido-gas

La tensión superficial permite de una manera general, medir la propiedad de la interface existente entre dos fluidos. S. Ross (1945) ha demostrado que esta tensión

alcanza un valor estable en un espacio de tiempo inferior al milisegundo. Es por tanto posible estudiar las relaciones termodinámicas entre los valores específicos de la intersuperficie e interfase y la constitución estructural.

Se define como trabajo necesario para aumentar la unidad de superficie situado entre dos fases. Si se considera el incremento infinitesimal dA , el trabajo reversible se escribe:

$$dW_{rev} = \gamma dA \quad [13]$$

A temperatura y presión constante, el trabajo mecánico es igual al aumento ΔG_s de la entalpía libre de la interfase, de donde:

$$\gamma \Delta A = \Delta G_s \quad [14]$$

Para un incremento infinitesimal, se obtiene la ecuación muy general:

$$\gamma = \left(\frac{\partial G_s}{\partial a} \right)_{P,T,n} \quad [15]$$

Puesto que se puede tener acceso a un proceso reversible,

es posible expresar la cantidad de calor asociado a la variación en función de la entropía S_s de la interfase.

Las expresiones generales de la entalpía y de la energía libre nos llevan a las siguientes ecuaciones:

$$\begin{aligned}dG &= -Sdt + Vdp + E_u, dni + YdA \\dG &= -Sdt - pdv + E_u dni + YdA \\dq &= TdS = TS_s dA\end{aligned}\quad [16]$$

Aplicando, a presión constante, la relación general de la termodinámica al caso particular examinado :

$$\frac{\delta G_s}{\delta T} = -S_s \quad [17]$$

o incluso

$$\frac{dy}{dT} = -S_s \quad [18]$$

La energía de superficie total es por unidad de área es la suma de la entalpía libre y del calor dq por unidad de área de la interfase:

$$E_s = G_s + TS_s \quad [19]$$

O también

$$E_s = Y - T \frac{dy}{dt} \quad [20]$$

La ventaja de emplear en los cálculos la energía de Superficie total reside en el hecho de que este valor está directamente ligada a la estructura de la interfase. La ventaja de considerar la entalpía libre de superficie permite materializar el trabajo, lo necesario para llevar una molécula del seno del líquido a la interfase.

En efecto, si se considera un molécula colocada en la interface, las fuerzas de unión entre la molécula y las moléculas de gas o de los vapores, son menores que las fuerzas de unión entre la molécula y las moléculas en el seno del líquido. A este respecto un punto particularmente interesante consiste en saber cual es la importancia de la zona superficial para la cual existe un déficit de unión. Esta es ante todo, función de las fuerzas intermoleculares que decrecen en función de la potencia 7 de la distancia. El

cálculo muestra que una molécula es influida por un conjunto de fuerzas simétricas cuando esta situada a una distancia de la interfase de algunos diámetros moleculares.

Tabla III.12 Tensión Superficial de algunos líquidos

	Y	Temp	Es	
	erg/cm ²	°C	dy/T	cal/mol
n-Octano	21.80	20	-0.10	2,920
Etanol	22.75	20	-0.086	1,340
Benceno	28.88	20	-0.13	2,680
Agua	72.75	20	-0.16	1,780

El espesor de la zona superficial es presumiblemente del mismo orden de magnitud.

La movilidad de las moléculas situadas en la Interfase permite deducir que la formación de una nueva superficie en un líquido arrastra un reajuste inmediato de los elementos superficiales. El valor de ésta es función de la temperatura, de la presión y de la composición del líquido. Las consideraciones sobre la variación de la tensión superficial con la composición han conducido, en fin a suponer la orientación de las moléculas de la solución en la interfase y han permitido comprender el papel de ciertos reactivos de flotación (espumantes y colectores).

III.3.1.9. Variación de la tensión superficial y de la energía de superficie con la temperatura.

La tensión superficial de la mayoría de los líquidos disminuye con un aumento de temperatura para alcanzar un valor nulo a la temperatura crítica. R. Eotvos (1886) obtiene una disminución lineal según la ecuación simplificada

$$Y \left(\frac{M}{\rho} \right)^{2/3} = K (T_c - T) \quad [21]$$

Y = Tensión Superficial,

M = Peso molecular del líquido

ρ = Diferencia entre la densidad del líquido y densidad del vapor.

T_o = Temperatura Crítica.

K = Cte. es sensiblemente la misma para todos los líquidos, es igual a 2.1. erg/grado.

La variación de densidad con la temperatura viene dada por la fórmula de M. Katayama (1916):

$$\rho = \rho_c \left(1 - \frac{T}{T_c} \right)^{0.3} \quad [22]$$

En consecuencia, si se encuentra muy alejado de la temperatura crítica, se puede decir que la energía libre de superficie es más o menos independiente de la temperatura.

III.3.1.10 Variación de la tensión superficial con la presión

A temperatura constante, la variación de entalpía libre se escribe:

$$\Delta G = \int V \Delta P \quad [23]$$

Siendo δP la variación de presión de una y otra parte de la interfase, se obtienen en consecuencia la relación.

$$\frac{\delta y}{\delta p} \underset{A.t}{=} \frac{\delta V}{\delta A} \underset{P.T}{=} \quad [24]$$

Cuando una molécula pasa del seno de la solución a la fase vapor esta cambia de volumen. Es necesario, por tanto, esperar que la densidad en la interfase sea menor que en el interior de la solución y que la presión tenga por efecto un aumento de la tensión superficial. No es más que en realidad aumento de presión provoca una fijación (absorción) de gas en la interfase.

Las cantidades de gas absorbidas es tal que la tensión superficial líquido- gas decrece con un aumento de la presión gaseosa (O.K. Rice 1947)

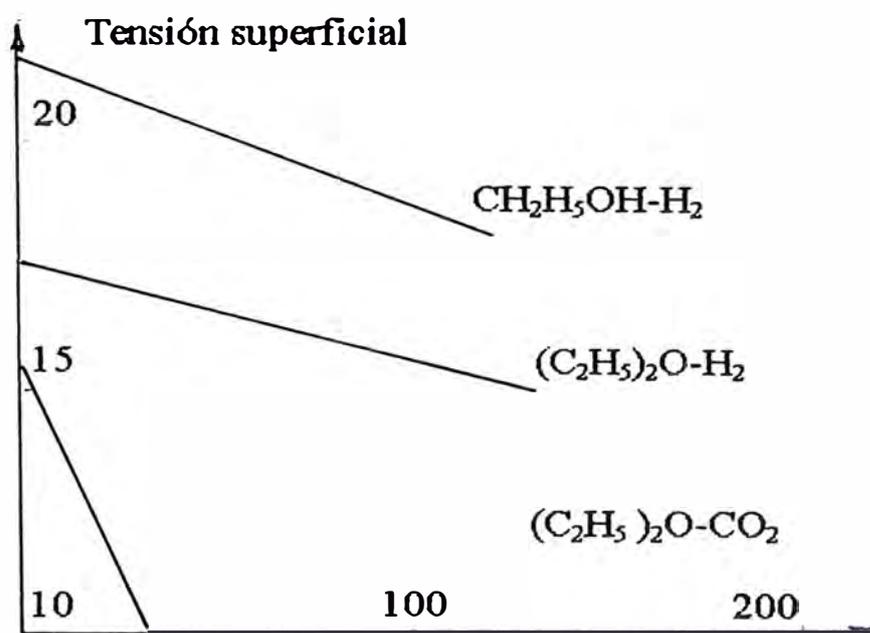


Fig. III 8. Variación de la Tensión Superficial de algunos líquidos.

Hay que notar que para una interfase curva (siendo R_1 y R_2 los principales radios de la curva), la ecuación de Young y la Place (1865) se escribe:

$$\Delta P = Y \left(\frac{1}{R_1} + \frac{1}{R_2} \right) \quad [25]$$

también :

$$\Delta G = Y_v \left(\frac{1}{R_1} + \frac{1}{R_2} \right) \quad [26]$$

También para una burbuja de aire cuyo radio es de 10 cm en el interior de agua y cuya tensión superficial a 20 C es de 72.75 dinas, la diferencia de presión de una y otra parte de la interfase es de 14.2 atmósfera. Esta demuestra que cuando una burbuja tal toma contacto con una burbuja grande, la capa de líquido desaparece entre las dos y el aire de la burbuja pequeña se difunde o expande en la burbuja grande, cuya presión interna es menor. Si se quiere aumentar la duración de la vida de las pequeñas burbujas, se deberá de hacer decrecer la tensión superficial. Y, por consecuencia, la entalpía libre de superficie.

Este fenómeno es ampliamente utilizado en flotación.

III.3.1.11 Variación de la Tensión Superficial con la Composición

La ecuación [16] proporciona una expresión muy general de la variación de la entalpía libre de un sistema

$$dG = - SdT + VdP + \sum u_i dn_i + YdA \quad [27]$$

Integrando a temperatura y presión constantes la entalpía libre, se obtiene:

(1) Este punto particular es válido en el caso de las técnicas de flotación bajo vacío (absorción).

$$G = \sum u_i n_i + YA \quad [28]$$

Para la superficie, se puede escribir

$$G_A = \sum u_i n_{iA} + YA \quad [29]$$

Derivando la ecuación [29], se obtiene la ecuación [30]

$$dG_A = \sum u_i dn_{iA} + \sum n_{iA} du_i + YdA + Ady \quad [30]$$

Si se compara la ecuación [27] y [30], se puede escribir a equilibrio y la temperatura y presión constante.

$$\sum n_i A \, d u_i + A d Y = 0 \quad [31]$$

$$d y = \frac{\sum n_i A d u_i}{A}$$

También $d y = -\sum T_i \, d u_i$ Poniendo $T_i = \frac{n_i A}{A} \, T$

Siendo el número de partículas absorbidas por unidad de superficie o por definición se puede escribir.

$$d u = R T \, d \ln a \quad [32]$$

Siendo a_i la actividad del elemento " i " , podemos escribir :

$$T_i = \frac{-a_i}{R T} \frac{d y}{d a} \quad \text{ley de Gibbs}$$

Toda solución que se absorbe "positivamente" sobre una superficie, bajo la energía interfacial de esta superficie.

La curva de Y en función a_i o de C_i , si el coeficiente de actividad puede ser tomada igual a 1, permiten calcular T_i .

R.C. Swain (1936) verificaron la Ley de Gibbs con un micrófono formado por una hoja muy delgada que se desplazaba a gran velocidad justo por debajo de la interfase y que permitía recoger la fase superficial sobre un espesor de 0.1 m/m.

Los valores comparados figuran en la tabla III.18.

Las diferencias expresadas son inferiores al error experimental. Por otra parte se constata que los valores de T tienden hacia un valor límite, correspondiente a una mono capa completa de solución en la cual las moléculas estarían en una posición casi tumbada, como lo indica la fig. 149.

TABLA III.13. Comparacion entre los valores calculados por la ley de Gibbs y los valores experimentales

Sustancias	Conc. gr/1000g de agua	Cantidad absorbida en Superficie en g/cm ² x 10 ⁴	
		Observado	Calculado
n-Toluidina	1.85 x 10 ⁻²	6.1	5.2
Fenol	2.18 x 10 ⁻²	4.1	4.9
Acido n-hexanoico	2.59 x 10 ⁻²	5.1	6.5
Cloruro de Sodio	2.0	-0.43	-0.37

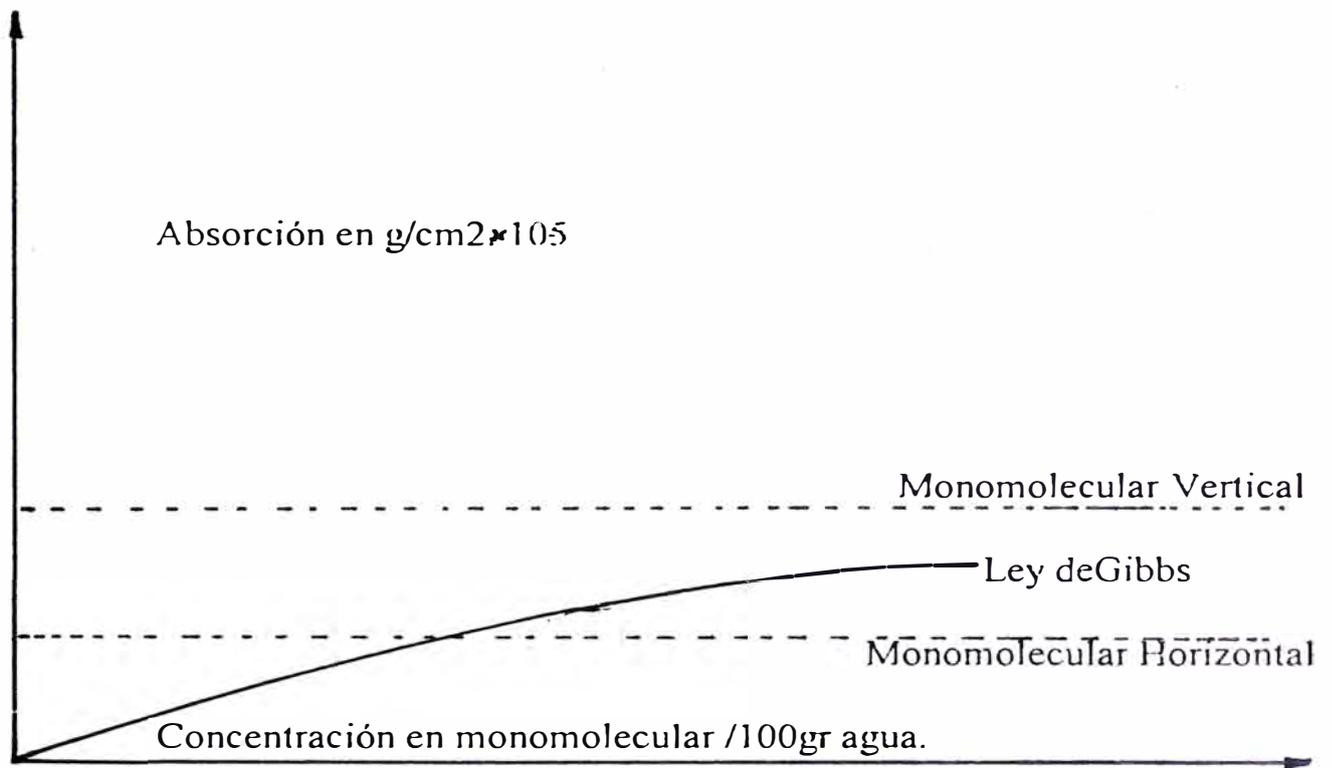


Fig. III.9. Verificación de la ley de Gibbs

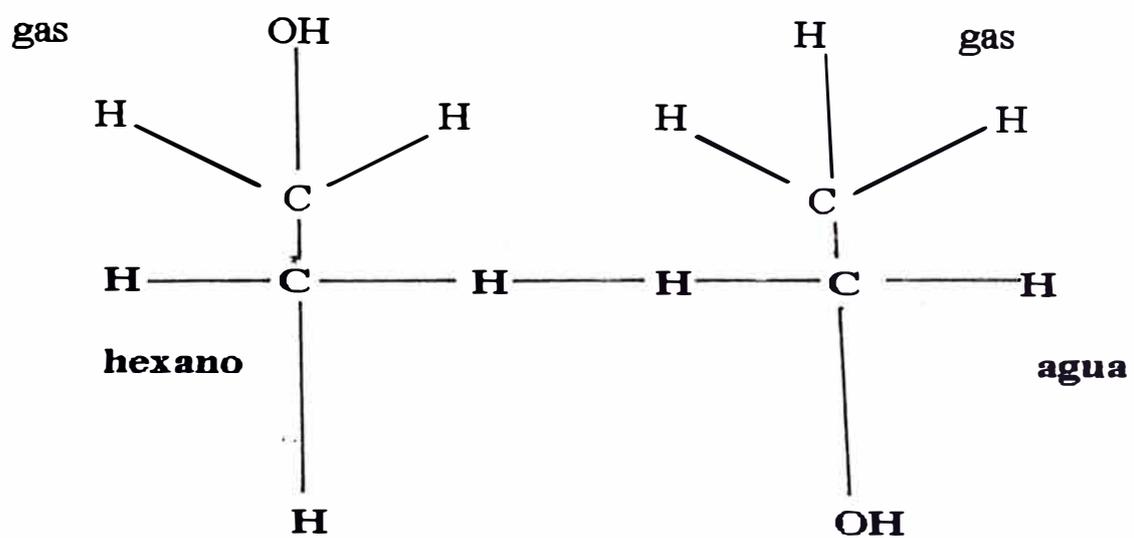


Fig. III.10. Orientación de una Molécula de alcohol Eílico en las interfases de gas - hexano y gas - agua.

TABLA III.14. Relación para líquidos

Experimentado a 70% de la Temperatura crítica (0.7Tc)

Según A.W. Adamson (1960).

	E1 / E2
CH3OH	0.19
C2H6OH	0.23
H2O	0.37
C6H6	0.71
CCL4	0.74

Para el caso del cloruro de Sodio, para el cual dy/dc es positivo, existe un déficit de sal en superficie.

Se puede pensar que la capa superficial constituida por el agua pura tiene un espesor d según relación [33].

$$d = 1,000 \frac{T}{m} \quad [33]$$

Siendo m la modalidad.

Esto muestra que d es del orden de algunos amstrongs y disminuye con la concentración.

III.3.1.12. Orientación de las moléculas en la interfase líquido-gas y estado físico de las moléculas.

El problema que interesa particularmente a la flotación reside en la orientación de las moléculas no simétricas en la interfase líquido - gas. Los campos de fuerzas creados por unas moléculas tales dependen de la polaridad y de su estructura, según W.D. Harkins (1952) y W.B. Hardy (1913), las moléculas se orientan en la interfase de tal manera que su disposición causa una variación gradual del campo de fuerza, de forma que existe una transición entre dos fases.

Langmuir (1925) considera que en una molécula asimétrica, cada parte de la misma presenta una tensión superficial diferente. Así la orientación de una molécula de alcohol etílico será diferente según que se le considere la interfase agua-gas o la interfase hexano - gas (Fig. III 10).

N.D. Hurkins (1952) da una interpretación diferente de la orientación de una molécula en la interfase gas- líquido. Considera al paso de una molécula de la fase líquida a la fase gaseosa en dos etapas.

En una primera etapa es necesario poner en marcha a la energía E_1 para llevar la molécula del seno de la solución a la interfase y, en una segunda etapa, la energía E_2 para que pase de la interfase a la fase vapor. La relación E_1/E_2 caracteriza la desimetría de una molécula colocada en la Interfase (Tabla III.19).

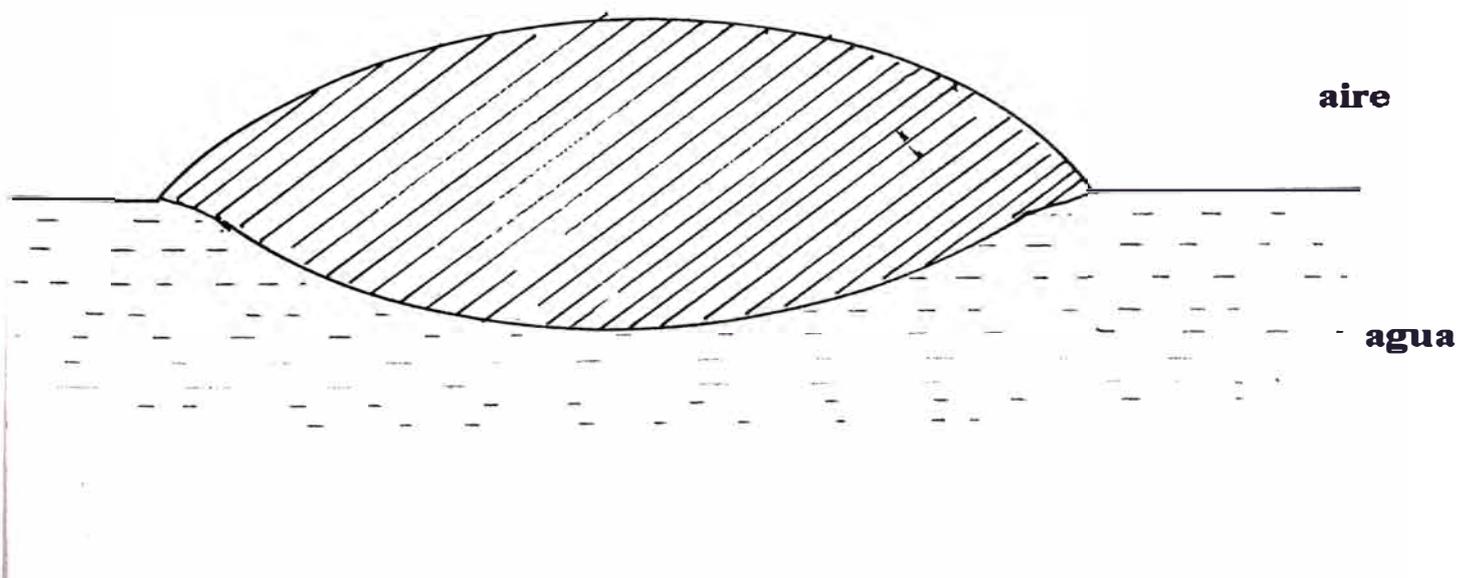


Fig (III 11) Formación de una lenteja en la interfase agua-aire.

Colocadas en la superficie de un líquido, estas moléculas asimétricas dan nacimiento a una película monomolecular.

Si se añaden otras moléculas asimétricas se puede tener la formación de una película doble y de lentejuelas correspondientes a una capa espesa de extensión limitada y cuya forma es definida por la gravedad. Película molecular y lentejas pueden ser combinadas, correspondiendo las lentejuelas a un exceso de moléculas que se reúnen y que se encuentran en equilibrio con la película monomolecular. (Fig. III.11)

Si se llama WAB al trabajo de adhesión de los dos líquidos:

$$WAB = Y_A + Y_B - Y_{AB} \quad [34]$$

Y_A , Y_B y Y_{AB} son respectivamente la tensión superficial del líquido A con su vapor, la del líquido B con su vapor, la del líquido A y del líquido B. Por lo mismo, se llama W_A al trabajo reversible necesario para separar en dos una columna de líquido W_B también de trabajo de adhesión:

$$W_B = 2Y_B \quad [35]$$

Se puede definir un coeficiente de posición de una sustancia B en la interfase de un líquido A:

$$S_{B/A} = W_{AB} - W_B \quad [36]$$

W_{AB} es el trabajo de adhesión de A sobre B y W_B el trabajo de cohesión del líquido B, de forma que:

$$S_{B/A} = Y_A - Y_B - Y_{AB} \quad [37]$$

Si $S_{B/A}$ es positivo, esto significa que se formará una película espesa de B sobre A.

Es el caso de un líquido que posee baja tensión superficial y al que se le añade un líquido de fuerte tensión superficial. Suponga que cuando A y B están en contacto, varía y se convierte:

$$Y_A \quad \text{en} \quad Y'_A$$

$$Y_B \quad \quad \quad Y'_B$$

El Coeficiente final es entonces $S' A/B$:

$$S'A/B = Y'A - Y'B - YA/B. \quad [38]$$

Así para el benceno:

$$YB \quad 28.9 \text{ dinas/cm}$$

$$YB' \quad - \quad 28.8 \text{ dinas/cm}$$

$$YA \quad 72.8 \text{ dinas/cm}$$

$$Y'A' = \quad 62.2 \text{ dinas/cm}$$

$$YA/B' = \quad 35.0 \text{ dinas/cm}$$

$$\text{de donde } S B/A = 72.8 - (28.9 + 35.0) = 8.9$$

$$S B'A' = 62.2 - (28.8 + 35.0) = -1.6.$$

Es fácil calcular la presión bidimensional π :

$$\pi = SB/a - SB'/A' = 10.5 \text{ dinas/cm} \quad [39]$$

Para el conjunto de los líquidos orgánicos en el agua, el coeficiente inicial de posición puede ser positivo o negativo, pero la presión B es siempre positiva.

El estado físico bajo el cual se encuentra la película monomolecular ha sido estudiado por W.D. Harkins y E Boyd (1941-1958).

Estado 1: La película obedecen a las leyes de un gas más o menos perfecto.

Estado 2: La película está bajo un estado condensado y el equilibrio es semejante al de un líquido y su vapor. Los ácidos grasos en general presentan a la vez una disolución en la fase líquida y en la fase gaseosa.

Sin embargo una variación en la capacidad calorimétrica y en la compresibilidad de la película puede dar origen, bien:

a un estado de vapor expandido, generalmente observado con los compuestos de larga cadena que contienen los grupos altamente polares, tales como los ácidos, los alcoholes, las midas y los nitritos, se ha observado notablemente que los ácidos que presentan varios grupos polares, tal como el ácido oleico, o sus compuestos no saturados, tienen tendencia a proporcionar

las películas expandidas.

a un estado transitorio caracterizado por un amontonamiento apretado de las moléculas, la estructura de la película es una estructura semi-sólida con más o menos agua entre las cabezas polares. Los alcoholes y los ácidos carboxílicos tienen tendencia a evolucionar muy rápidamente hacia el estado sólido, mientras que los nitritos dan fácilmente este estado transitorio.

La evolución entre los diversos estados se encuentra esquematizada.

Estado 3: La película se encuentra bajo un estado condensado sólido semi rígida. La mayor parte de los ácidos grasos y de los alcoholes presenta este tipo de película para una temperatura suficientemente baja y una longitud de cadena adecuada.

Las mezclas de moléculas asimétricas (alcoholes, ácidos aminas) muestran que:

Dos cuerpos dando separadamente una película

condensada líquida proporcionan, bajo forma de mezcla, una película condensada;

Dos cuerpos en las cuales uno da una película condensada líquida y el otro una película condensada semi-rígida, pueden dar una película semi-rígida.

Dos cuerpos en los cuales uno presenta una actividad superficial superior a la otra, dan una película expandida, como en el caso de aminas mezcladas con alcoholes de bajo peso molecular.

III.3.1.13. Interfase sólido-líquido.

El procedimiento de flotación está condicionado en primer lugar, por las propiedades superficiales de los minerales después de su inmersión en el agua.

La Fase Superficial del sólido sufre una hidratación en la que uno de los principales resultados es la creación de una carga superficial. (D.W. Fuerstenau 1953, G.A. Parks, 1965, 1967, R.B. Bhappu 1966 y J Cases, 1967).

El signo y el valor de esta carga son de un interés primordial, tanto para el estudio de los fenómenos de dispersión y de flotación (R. Hogg y al; 1966, E.J. Verway y J. Th Overbeek 1948, N. Van Olphen, 1963) como para el estudio de absorción los reactivos de flotación.

Ciertos autores (H.C.Li y P.L. de Bruyn, 1966; J.M. Cases 1967) consideran que, después de la inmersión en el agua, los sólidos tienen un comportamiento de intercambiadores de iones cuya capacidad de cambio es función, en la mayor parte de los casos, del pH de la solución acuosa.

La inmersión en fase acuosa provoca una hidratación de la superficie, conduciendo a la formación del grupo de tipo metal-OH cuyo comportamiento es el de los hidróxidos, según las condiciones de pH, da como resultado la existencia de una carga superficial.

Es actualmente posible, teniendo en cuenta los trabajos de ciertos investigadores (J.J. Fripiat, M. C. Gastuche y R. Brichard 1962, J.J. Fripiat et al 1964) efectuados sobre

geles de Sílice y con ayuda de la espectrometría infraroja, dar un esquema del mecanismo de aparición de la carga superficial, que tiene perfectamente en cuenta los resultados obtenidos a partir del estudio de los fenómenos eléctricos.

Supongamos que se rompe cuarzo bajo vacío; la superficie o cara de rotura estará formada de iones de Sílice (cara positiva +) y de iones de oxígeno (cara negativa -). La carga superficial neta es entonces probablemente nula o muy débil.

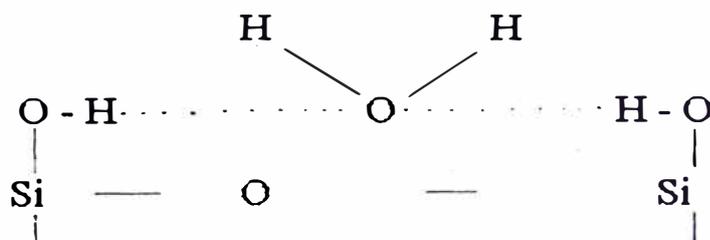
Si el agua se absorbe sobre la fisura, bajo muy baja tensión de vapor y a temperatura ordinaria, la fase superficial va a estar formada de grupos "Silanols" de tipo SiOH como consecuencia de la disociación de las moléculas de agua al nivel de la interfase. Estas moléculas de agua, llamadas "aguas ligadas", no pueden ser absorbidas nada más que calentando la muestra más allá de 500 °C.



Cuando la tensión de vapor crece, la capa hidrofílica se cubre, según su vapor, de una capa más o menos completa de moléculas de agua, llamada "agua residual", retenida sobre la superficie por unas fuerzas más energéticas que las de Van der Waals.

Sobre una Superficie débilmente cargada como la del cuarzo, es altamente probable que la caras o vistas de absorción del agua residual están constituidas por unos hidróxilos en puente.

Un estudio del intercambio OH - OD sobre un Silicagel (J.J. Fripiat 1962) confirma la idea del esquema que insertamos a continuación, emitido anteriormente por A.N. Si Derov 1960) y S.P. Zhadanov 1949.



Las moléculas de agua residuales se encuentran en un estado intermedio entre la absorción química y la

absorción física y están caracterizadas por un grado de ionización muy netamente superior al del agua pura (J.J. Fripiat, A. Leonard J.B. Uytterhoeven, 1965). A temperatura ordinaria, los grupos Silanols son caras o puntos ácidos del tipo Bronsted (J.J. Fripiat, A. Leonard J.B. Uytterhoeven, 1965).

A medida del incremento de la tensión de vapor de agua, la superficie se cubre progresivamente de varias capas de moléculas de agua retenidas entre ellas por unas fuerzas de origen físico. A partir de un cierto grado de recubrimiento de la superficie por las moléculas de agua, se puede considerar que el sólido está en un estado cercano al obtenido después de la inmersión. Los protones que no podían entonces nada más que emigrar a la fase superficial van, por el hecho de su agitación térmica, a desplazarse a la fase acuosa. Un equilibrio protones de agua-protones superficiales se establecen entonces, encontrándose la distribución de iones en la proximidad de la interfase regulada por la Ley de Boltzman.

En el caso del cuarzo (D.W. Fuerstenay 1953, J.M. cases,

1967) para todos los valores de pH superiores al punto de carga nula, la superficie se encuentra cargada negativamente.

El estudio de la repartición de los iones en las inmediaciones de la partícula sumergida, de su naturaleza, y de la estructura de la capa absorbida, constituye el estudio cinético de la doble capa iónica hecha por primera vez por H. Helmholtz (1879), y después modificada sucesivamente por G. Gouy (1917), O. Stern (1924), y D.C. Graham (1947).

III.3.1.14. Teoría cinética de la doble capa

Los primeros estudios sobre la repartición de cargas a nivel de la intercarga sólida líquida ha sido hechos por H. Helmholtz (1879) y después por G. Gouy (1917) y D. Chapman (1913) cuyos trabajos fueron en este punto más fértiles que la teoría de Debye - Huckel (1913) relativa al estudio termodinámico de las soluciones iónicas, que fue basada sobre sus trabajos.

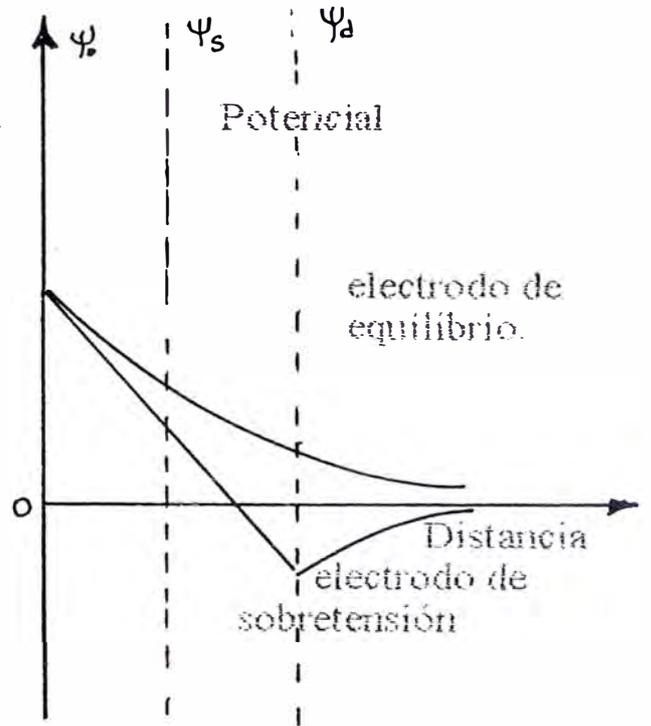
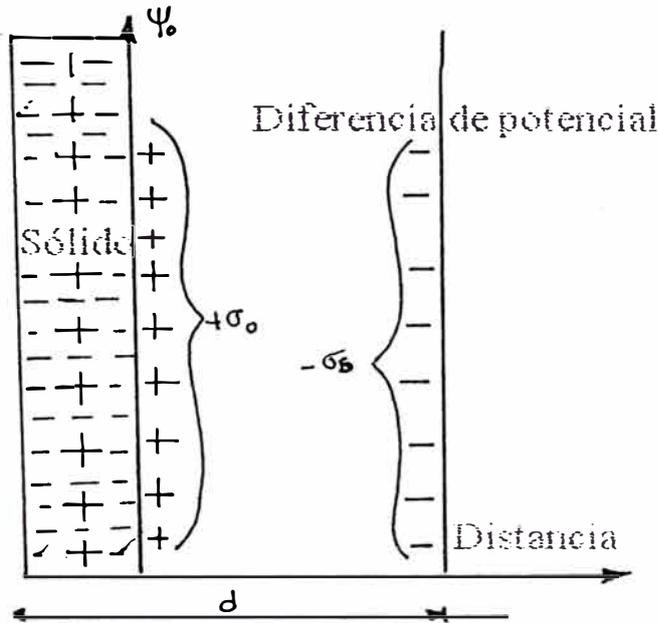


Fig. III.12 Doble capa de Helmholtz

Fig. III.13. Reparto d carga con la distancia la teoría de Stern.

Estos estudios tienen en cuenta solamente las fuerzas eléctricas que se ejercen sobre una partícula cargada sometida a un campo eléctrico, teniendo en cuenta las fuerzas de absorción. O. Stern (1924) estudió de nuevo el problema de las cargas eléctricas superficiales. D.C. Graham (1947) definió los diferentes planos de adsorción.

Teoría de los condensadores moleculares de Helmholtz

Helmholtz asimiló el sistema sólido-líquido y la diferencia de potencial entre el sólido y la solución a un condensador molecular cuyas armaduras serían una capa de doble espesor de cercana a la de los diámetros iónicos.

Si ϵ es la constante dieléctrica del medio, p es la diferencia de potencial y q la carga eléctrica de una de las "armaduras" se puede escribir la relación [40].

$$q = \frac{\epsilon}{4\pi d} p. \quad [40]$$

donde: $\epsilon / 4\pi d$ es la capacidad de la doble capa

La carga total de la solución es igual y de signo opuesto a la carga de superficie y repartida sobre un plano situado a una distancia d de la superficie. (fig. III.12).

Teoría de Gory - Chapman

Como consecuencia de la agitación térmica, la segunda armadura, según Gory-Chapman, no podrá ser considerada como un plano sino como una copa difusa en la que intervienen unos iones positivos y negativos con preponderancia de los iones de signo opuesto a la carga del electrodo, disminuyendo la densidad de la carga global con la distancia.

Sea ψ , la diferencia de potencial entre un ión y en la proximidad de la superficie y un ión i en el seno de la solución. De hecho esta diferencia es el potencial de ión i , por el que potencial ψ_{∞} ión situado en la solución es nulo.

Si se llama :

p = densidad de carga volúmica a distancia X de la interfase.

- ϵ = constante dieléctrica de la solución en la cercanía de la interfase.
- n_i = número de iones i por unidad de volumen en un punto situado a la distancia x de la interfase X.
- n_{i0} = número de iones i por unidad de volumen en el seno de la solución.
- W_i = Trabajo necesario para llevar un ion i de la distancia x al infinito.
- T = Temperatura absoluta
- Z_{ie} = Carga de ión de tipo i .

Tres ecuaciones de base describen el sistema:

$$\frac{d^2\psi}{dx^2} = \frac{4\pi}{\epsilon} \rho \quad [41]$$

Ecuación de Poisson que describe el campo eléctrico:

$$n_i = n_{i0} \exp - \left(\frac{W_i}{KT} \right) \quad [42]$$

Ecuación de Boltzmann que describe la repartición espacial de los iones i en la atmósfera iónica del sólido.

$$W_i = z_i e \quad [43]$$

que describe el trabajo de las fuerzas electrostáticas necesarios para llevar un ión i del seno i de la solución a un plano potencial ψ situado a una distancia por la interfase la ecuación de Boltzmann que hace intervenir un trabajo de las fuerzas electrostáticas se escribe:

$$n_i = n_{i0} \frac{\exp(-Z_i e \psi_i)}{KT} \quad [44]$$

$$\text{Por tanto } \rho = \sum_i n_i z_i e$$

Por tanto la ecuación de Poisson se escribe:

$$\frac{d^2 \psi}{dx^2} = -4\pi \sum_i n_{i0} z_i e \frac{\exp(-Z_i e \psi_i)}{KT} \quad [45]$$

Cuando x tiende hacia el infinito, ψ_i tiende hacia 0 y $d\psi/dx$ tiende hacia 0. Por tanto, después de la doble integración de la expresión [45], nos encontramos con la expresión [46]:

$$\psi = \frac{8\pi KT \sum_i n_{i0} \exp[-(Z_i e \psi_i) - 1]}{\epsilon KT} \quad [46]$$

La carga de superficie (expresada en culombios/cm² puede ser asimilada a la carga total contenida en una columna líquida de 1 cm² de sección que vaya de la superficie y cuyo potencial es ψ hasta el infinito (seno de la solución) donde el potencial $\psi = 0$. Se supone que la constante dieléctrica no varía a todo lo largo de esta columna.

$$\sigma = \int_0^{\infty} \rho \, dx^2 = \int_0^{\infty} \frac{\epsilon}{4\pi} d^2\psi = \int_0^{\infty} d\psi \quad [47]$$

Se encuentra que haciendo intervenir la concentración en molécula/litro de una solución acuosa a 25 °C y en el sistema MKS la práctica es que el espesor l de la capa difusa es:

$$L = \frac{1 \text{ cm}}{328.107 \sqrt{C}} \quad [48]$$

Si se estudia la doble capa por electrocapilaridad, nos encontramos un valor diez veces menor. Esto lleva a pesar que la teoría de Gouy - Chapman es demasiado simple por que desprecia el tamaño y la afinidad de los iones por la superficie sin embargo, la teoría de Gouy Chapman da la carga de un plano situado a una distancia por la superficie

en función de su potencial x si los valores de ψ son débiles.

$$\psi_x = \psi_o \exp \left(- \frac{x}{\pi} \right) \quad [49]$$

Esto muestra que, en la capa difusa, el potencial varía de forma exponencial con la distancia en la superficie entre los límites $X=0$ y para $X=1$.

III.3.2 DISEÑO E INGENIERIA

III.3.2.1.

La experimentación efectuada con la muestra recibida de San Rafael y que corresponden a la carga proveniente de la planta de trituración indica la necesidad de introducir una etapa de concentración en Jigs previa a la molienda y concentración en mesas. En el presente trabajo se logró un concentrado jigs constituido mayoritariamente por trozos de tamaños en el rango de 3/8" a 1/8" (9.5 a 3 mm.) que tiene los siguientes parámetros:

% Peso	% Estaño	% Recuperación
3.64	51.56	45.79

Las colas jigs molidas a 20 mallas (0.8 mm.) y procesadas en mesas dio origen a un producto con las siguientes características:

% Peso	% Estaño	% Recuperación
2.58	49.25	30.78

Si a estas cifras, incluimos una proyección del concentrado de estaño que se obtiene por flotación, se tendrá una recuperación total en el orden del 80% para la muestra recibida.

Inicialmente a las pruebas metalúrgicas, objeto del presente informe, se efectuaron separación en líquidos pesados como ser tetrabromoetano y solución Clericci con el material recibido menor a 3/8" y se observó claramente la presencia de casiterita tan gruesa como 1/4" prácticamente libre de ganga.

TABLA III.15. Distribución de Tamaños inicial

FRACCION	PESO, Kg.	%PESO
+ 1/2"	5.4	1.85
-1/2 + 3/8"	50.0	17.12
3/8"	236.6	81.03
TOTAL	292.0	100.00

TABLA III.16. Análisis Químico Del Común

ELEMENTO	CONTENIDO
Estaño	4.10%
Cobre	0.15%
Zinc	0.01%
arsénico	0.08%
Azufre	0.87%
Plata	14 g/ton
Oro	Indicios

III.3.2.2 Experimentación metalúrgica

El presente trabajo por objeto establecer la posibilidad de emplear jigs para recuperar la casiterita gruesa en el material de mina y la que se haya liberado en la trituración. La muestra recibida, de aproximadamente 300Kg., presentaba la siguiente distribución de tamaños:

III.32.3 Preparación de la muestra

El material se clasificó en malla de abertura 3/8" (9.5mm aprox.) y el sobretamaño se trituró en una chancadora de mandíbula de laboratorio hasta obtener carga con tamaño menor a 3/8". Ambos productos se juntaron, se homogeneizó el conjunto y se cuarteó para obtener tres fracciones representativas para el análisis químico del común, análisis granulométrico y la experimentación metalúrgica.

III.3.2.4 Análisis Químico Del Común

El común dio los valores mostrados en la Tabla III.16. De las cifras anteriores se concluye que se trata de una muestra rica en estaño y tiene contenidos de cobre, zinc y otros sin ninguna importancia económica. El contenido de sulfuros es bajo constituyéndose la pirita en su máximo exponente (1.5 % en peso aproximadamente).

III.3.2.5 Análisis Granulométrico

La distribución de tamaños de la muestra preparada a 100% menor a 3/8" se muestra en la Tabla III.17. Se determinó triturar la carga a 3/8" para la concentración en jigs debido a:

La existencia de partículas libres o casi libres de casiterita de tamaños 3/8", 1/4" y menores observadas en la fracción pesada de las soluciones Clericci y tetrabromoetano.

Facilidad en el manipuleo de la carga evitándose bloqueos en los puntos de descarga de los concentrados (descarga de los compartimientos hutch.)

**TABLA III.17. Análisis Granulométrico de la Carga Triturada
a 100% Menor a 3/8"**

FRACCION	% PESO	% P. RET.	% P. PASA
- 3/8" + 3#	40.10	40.10	59.90
- 3# + 4#	13.53	53.63	46.37
- 4# + 6#	8.85	62.48	37.52
- 6# + 8#	5.54	68.02	31.98
- 8#+10#...	4.82	72.82	27.18
- 10# + 14#	3.69	76.51	23.49
- 14# + 20#	3.32	79.83	20.17
- 20# + 35#	5.04	84.87	15.13
- 35# + 65#	4.30	89.17	10.83
- 65# + 150#	2.83	92.00	8.00
-150#	8.00	100.00	
TOTAL	100.00		

TABLA III.18 Clasificación del material - 3/8" en cedazo 6#

FRACCION	PESO, Kg	% PESO	% Sn	% DIST
- 3/8" + 6#(3.5mm)	174.74	63.14	4.17	64.04
- 6# (3.5mm)	102.00	36.86	4.01	35.96
T O T A L	276.72	100.00	4.11	100.00

III.3.2.6. Pruebas de concentración en jigs

Las pruebas se efectuaron en jigs Denver 4" x 6" de laboratorio, en el que se anuló la válvula de media luna para tener un ingreso de agua continuo tanto en el ciclo de succión como en el ciclo de pulsión.

Para un mejor trabajo del jig, es decir para tener una mayor selectividad y un mayor enriquecimiento, el material se clasificó en el cedazo 6# (3.3mm) y las fracciones resultantes se procesaron en forma independiente.

La Fracción - 3/8" + 6# se concentró dos veces, es decir si simuló el trabajo de un jig de dos compartimientos, bajo las siguientes condiciones de operación:

Cama empleada	Perdigones de 7/16"
Cedazo en jig	3/8"
Peso de cama	1.2 Kg.
Altura de la cama	Casi dos capas
Longitud de golpe	1/2"
Razón de alimentación	10.06Kg/min/pie ²

TABLA III.19. CONCENTRACION EN JIG, fracción -3/8" + 6#

PRODUCTO	PESO,Kg	% PESO	% P.T.	% Sn	% DIST	% D.T.
Conc. 1	2.32	1.33	0.84	52.81	16.85	10.79
Conc. 2	1.28	0.73	0.46	49.99	8.75	5.60
Cama	0.78	0.45	0.28	50.19	4.42	3.47
Total Conc.	4.38	2.51	1.58	51.52	31.02	19.86
Cola jig	170.34	97.49	61.56	2.95	68.98	44.18
Cab. Calc.	174.72	100.00	63.14	4.17	100.00	64.04

TABLA III.20. Concentración en jig, fracción - 6# (-3.5mm)

PRODUCTO	PESO,Kg	% PESO	% P.T.	% Sn	% DIST	% D.T.
CONC. 1	2.07	2.03	0.75	57.62	29.18	10.79
CONC. 2	0.31	0.30	0.11	53.41	4.00	1.44
CAMA	0.56	0.55	0.20	45.38	6.23	2.24
Total Conc.	2.94	2.88	1.06	54.84	39.41	14.17
Cola jig	99.06	97.49	35.80	2.50	60.59	21.79
Cab. Calc.	102.00	100.00	36.86	4.01	100.00	35.96

TABLA III.21. Concentracion en jig de la cola jig -3/8" + 6# molida a - 6 #

PRODUCTO	PESO,Kg	% PESO	% P.T.	% Sn	% DIST	% D.T.
CONC. 1	1.24	0.73	0.45	53.80	13.32	5.88
CONC. 2	0.82	0.48	0.29	51.00	8.30	3.67
CAMA	0.72	0.42	0.26	35.12	5.00	2.21
Total Conc.	2.78	1.63	1.00	48.16	26.62	11.76
Cola jig	167.56	98.37	60.56	2.20	73.38	32.42
Cab. Calc.	170.34	100.00	61.56	2.95	100.00	44.18

TABLA III.22. Resumen de la concentración en jigs

PRODUCTO	PESO,Kg	% PESO	%Sn	% DIST.
CONC.JIG - 3/8"+6"	4.38	1.58	51.52	19.86
CONC.JIG - 6#	2.94	1.06	54.84	14.17
CONC.JIG - 6# REMOL.	2.78	1.00	48.16	11.76
TOTAL CONC. JIG	10.10	3.64	51.56	45.79
COLA JIG - 6#	99.06	35.80	2.50	21.79
COLA JIG - 6# REMOL.	167.56	60.56	2.20	32.42
TOTAL COLA JIG PARA CONCENT. EN MESAS	266.62	96.36	2.31	54.21
CABEZA CALCULADA	276.72	100.00	4.10	100.00

Se pesó y muestreó para el análisis químico por estaño en forma independiente. El balance resumido del proceso se muestra en Tabla III.22.

En forma similar a la fracción gruesa, la fracción menor a 6# se procesó en jig bajo las siguientes condiciones:

Cama empleada	Perdigones de 3/8"
Cedazo en jig	1/8"
Peso de cama	1.52 Kg.
Altura de la cama	Dos capas
Longitud de golpe	3/16"
Razón de alimentación	5.15Kg/min/pie ²

El balance del proceso es como sigue:

La cola jig de la fracción gruesa, -3/8" + 6#, presenta partículas mixtas casiterita-ganga que puede liberarse con una molienda ligera. Para recuperar esta parte del estaño se procedió a la molienda hasta lograr material con una granulometría menor a 6# y a la concentración en jig bajo las siguientes condiciones:

Cama empleada	Perdigones de 3/16"
Cedazo en jig	1/8"
Peso de cama	1.1 Kg.
Altura de la cama	Casi dos capas
Longitud de golpe	3/16"
Razón de alimentación	9.9 Kg/min/pie ²

El balance metalúrgico de esta etapa se reproduce en la Tabla III.21

El resumen de los tres balances metalúrgicos en los que se empleó jigs para la concentración de estaño se muestra en la Tabla III.22.

FLOTACION DE SULFUROS DEL CONJUNTO DE CONCENTRACIONES JIG

Los contaminantes mayoritarios de los concentrados jigs son los óxidos de hierro, sílice, clorita y pirita. Para separar este último se procedió a formar un conjunto de los concentrados equivalentes a un kilogramo de acuerdo a las siguientes proporciones

TABLA III.23. Formación del conjunto

CONCENTRADO PROVENIENTE DE;	% PESO TOTAL	PESO, g.
Conc. 1, Fracción - 3/8"+6#	0.84	231
Conc. 2, Fracción - 3/8"+6#	0.46	126
Cama, fracción - 3/8" + 6#	0.28	77
Conc. 1, Fracción - 6#	0.75	206
Conc. 2, Fracción - 6#	0.11	30
Cama, fracción - 6#	0.20	55
Conc. 1, remol. a - 6#	0.45	124
Conc. 2, remol. a - 6#	0.29	80
Cama, remolienda a - 6#	0.26	71
TOTAL	3.64	1000

TABLA III.24. Balance flotación sulfuros de concentrados jig

PRODUCTOS	% PESO	%P.T-OTAL	%SN	%DIST	%S.TO-TAL
Espuma sulfuros	4.50	0.16	3.62	0.31	0.14
Conc. final de jigs	95.50	3.48	54.22	99.69	45.65
Cabeza Calculada	100.00	3.64	51.94	100.00	45.79

El concentrado final de estaño se analizó por diferentes elementos cuyo detalle se describe a continuación :

**TABLA III 25 ANALISIS QUIMICO DEL CONCENTRADO
PROVENIENTE DE JIGS**

Estaño	54.22%
Plomo	0.06
Zinc	0.05
Cobre	0.28
Antimonio	0.02
arsénico	0.03
Hierro	7.78
Azufre	0.43
Sílice	9.85

El análisis muestra que se ha logrado obtener mediante jigs un concentrado con una ley de estaño mayor a la que se obtiene en la actualidad y con menores contenidos de impurezas que perjudican en las etapas de reducción, volatilización y refinación de una fundición de estaño.

TRATAMIENTO EN MESAS DE LAS COLAS JIGS

El objetivo de esta parte de la experimentación es el de establecer la cantidad o porcentaje de estaño que se puede recuperar al procesar las colas de la concentración en jigs en un circuito de concentración en pesas similar al que se tiene en la planta de San Rafael.

El conjunto de colas que tienen el 96% peso, el 54% del estaño total y que tiene una ley de 2.31% Estaño (Ver tabla 8) se clasificó en malla 20 (0.83mm), el sobretamaño se molió en un molino de bolas para tener la totalidad del material con una granulometría menor a 20#. La carga así preparada se clasificó en mallas de aberturas 35, 65 y 150# y las fracciones resultantes se concentraron en mesas con uno o dos repasos de las segundas tal como se muestra en los balances que se reproducen a continuación:

TABLA III.26 CLASIFICACION DE LAS COLAS JIGS MOLIDAS A-20 #

FRACCION	%PESO	%P.T.	% Sn	% DIST	%D.TOTAL
- 20 + 35#	22.16	21.35	1.81	17.36	9.41
- 35 + 65#	22.52	21.70	2.06	20.08	10.88
- 65 + 150#	18.52	17.85	2.42	19.40	10.52
- 150#	36.80	35.46	2.71	43.16	23.40
TOTAL	100.00	96.36	2.31	100.00	54.21

TABLA III.27 CONCENTRACION EN MESA DE LA FRACCION + 35#

PRODUCTO	%PESO	%P.T.	% Sn	% DIST	%D.TOTAL
CONC/1 + 2	0.51	0.11	35.61	10.04	0.94
SEGUNDA	7.40	1.58	5.43	22.22	2.09
COLA	92.09	19.66	1.33	67.74	6.38
Cab. Calcul.	100.00	21.35	1.81	100.00	9.41

TABLA III.28 CONCENTRACION EN MESA DE LA FRACCION + 65#

PRODUCTO	%PESO	%P.T.	% Sn	% DIST	%D.TOTAL
CONCENT. 1	0.40	0.09	49.70	9.65	1.05
CONCENT. 2	0.32	0.07	46.79	7.28	0.79
CONCENT. 1 + 2	0.72	0.16	48.40	16.93	1.84
SEGUNDA	15.85	3.44	4.47	34.42	3.75
COLA	83.43	18.10	1.20	48.65	5.29
CAB. CALC.	100.00	21.70	2.06	100.00	10.88

Los balances de la concentración en mesas de las fracciones + 150 # y -

150 # se muestran en las Tablas III.29 Y III.30.

TABLA III 29 CONCENTRACION EN MESA DE LA FRACCION + 150 #

PRODUCTO	%PESO	%P.T.	% Sn	% DIST	%D.TOTAL
CONCENT. 1	1.02	0.18	54.21	22.85	2.41
CONCENT. 2	1.50	0.27	49.29	30.55	3.21
CONCENT. 1 + 2	2.52	0.45	51.28	53.40	5.62
SEGUNDA	6.64	1.19	6.04	16.57	1.74
COLA	90.84	16.21	0.80	30.0	3.16
CAB. CALC.	100.00	17.85	2.42	100.00	10.52

TABLA III 30 CONCENTRACION EN MESA DE LA FRACCION - 150 #

PRODUCTO	%PESO	%P.T.	% Sn	% DIST	%D.TOTAL
CONCENT. 1	2.16	0.77	58.84	46.91	10.98
CONCENT. 2	1.07	0.37	46.68	18.44	4.31
CONCENT. 3	0.36	0.13	33.19	4.40	1.03
CONCENT. 1 + 2 + 3	3.59	1.27	52.64	69.75	16.32
SEGUNDA	4.48	1.59	3.52	5.82	1.36
COLA	91.93	32.60	0.72	24.43	5.72
CAB. CALC.	100.00	35.46	2.71	100.00	23.40

El conjunto de las segundas mesa, 4 fracciones, se molieron hasta lograr tener una granulometría menor a 150 # y se volvió a pasar en una mesa de concentración para recuperar los valores de estaño liberados.

El balance de esta etapa es como sigue:

TABLA III.31 CONCENTRACION EN MESA DE LA SEGUNDA REMOLIENDA					
	%PESO	%P.T.	%Sn	%DIST	%D.TOTAL
CONC. 1+2+3	7.56	0.59	43.18	67.80	6.06
COLA	92.44	7.21	1.64	32.20	2.88
CAB. CALC.	100.00	7.80	4.71	100.00	8.94

El resumen de la etapa de concentración en mesas es la mostrada en Tabla III.32.

De las cifras de la Tabla III.32 y de la observación al procesar las diferentes fracciones en mesa se elige:

La casiterita existente en las fracciones gruesas, tales como 20# + 35# y - 35# + 65#, se encuentra substancialmente asociada y una molienda a - 20# (0.83mm) no es suficiente para liberarla.

Las recuperaciones obtenidas en fracciones son bajas y parecía que no debe descartarse colas finales en este rango de tamaños (ver tablas III 27 y 28).

TABLA III 32 CONCENTRACION EN MESAS A PARTIR DE LAS COLAS JIG

PRODUCTO	%PESO	%P.T.	% Sn	% DIST	%D.TOTAL
CONC. + 35 #	0.11	0.11	35.61	1.76	0.94
CONC. + 65 #	0.17	0.16	48.40	3.47	1.84
CONC. + 150 #	0.47	0.45	51.28	10.34	5.62
CONC. - 150 #	1.32	1.32	52.64	29.94	16.32
CONC. + REMOL.	0.61	0.61	43.18	11.42	6.06
TOTAL CONC.	2.68	2.58	49.25	56.93	30.78
COLA + 35 #	20.40	19.66	1.33	11.71	6.38
COLA + 65 #	18.79	18.10	1.20	9.73	5.29
COLA + 150 #	16.82	16.21	0.80	5.81	3.16
COLA - 150 #	33.83	32.60	0.72	10.52	5.72
COLA REMOL.	7.48	7.21	1.64	5.30	2.88
TOTAL COLAS	97.32	93.78	1.02	43.07	23.43
CABEZA CALC.	100.00	96.36	2.31	100.00	54.21

Es necesario y urgente efectuar un análisis densimétrico en

líquidos pesados, para establecer el porcentaje peso de colas finales que puede descartarse en cada fracción granulométrica o si por el contrario las colas deben remolerse en su totalidad para su reprocesamiento en mesas o para su tratamiento por flotación de casiterita.

Las recuperaciones de estaño en las fracciones finas - 65# + 150#, - 150# y conjunto de segundas remolidas a - 150# son substancialmente mayores a las logradas en las fracciones gruesas. Sin embargo es necesario recordar que las colas de estas van al circuito de flotación de casiterita para un tratamiento adicional.

Los concentrados mesa están contaminados por óxidos de hierro, cuarzo, clorita y pirita. Separando este último por flotación la Ley del conjunto subiría en unos dos a tres puntos de estaño.

En resumen final de la experimentación metalúrgica empleando jigs y mesas es el siguiente:

TABLA III 33 . CONCENTRACION GRAVIMETRICA EN JIGS Y MESAS			
PRODUCTO	%PESO	% Sn	% DIST
CONC. PROVENIENTE JIGS	3.64	51.56	45.79
CONC. PROVENIENTE MESAS	2.58	49.25	30.78
TOTAL CONC. GRAVIMETRICO	6.22	50.60	75.57
COLAS GRAVIMETRICAS	93.78	1.02	23.43
CABEZA CALCULADA	100.00	4.10	100.00

Los resultados alcanzados son muy interesantes y muestran la necesidad de introducir en la planta de San Rafael, la etapa de concentración en jigs para la recuperación de la casiterita gruesa antes de la molienda y el procedimiento en mesas. Por otra parte, no se ha optimizado la concentración en mesas, por no estar dentro del alcance del presente trabajo, pero los resultados indican que es posible mejorar los Índices de la tabla III 33. Asimismo, no se han efectuado pruebas de flotación

de casiterita con las colas mesa pero por la experiencia que se tiene en San Rafael se esperaría recuperar por lo menos unos 6 puntos adicionales.

En resumen, se tienen los siguientes índices obtenidos en laboratorio con la muestra recibida:

RECUPERACION EN JIGS	45%
RECUPERACION EN MESAS	31%
RECUPERACION EN FLOTACION	6% Estimado

TOTAL	82%

Análisis mineralógico de los relaves de la Planta de concentración

Muestra de relave de estaño, arroja una Ley de 1.5 % de estaño para análisis mineralógico, determinación de la naturaleza del estaño,

Procedimiento:

- Separar 50g y el concentrado será examinado, identificando todo el mineral pesado.
- 150g de muestra tamizar el producto seco en malla + 425u, +

212u + 150u, + 106u, + 75u, + 38u, - 38u la fracción + 425u se usa para sectores escasos, la malla -38u es pesada y el concentrado examinado. Para las otras fracciones son examinados una cantidad de granos.

- Una porción de muestra es deslamada cuidadosamente; el material deslamada es separado por TBE y la fracción es examinado. La intención de la operación chequear la mezcla.

Resultados:

Tamizar (superpanner) el concentrado (muestra recibida). El concentrado abarca 2.0% por peso de muestra, cerca de 80% por peso de concentrado, la casiterita es libre a malla + 10u, que son de forma astillosas, planas y aciculares con pocos granos sobre 250u; y la mayor parte está en el rango de 30u a 80u y poco de 5u, -25u y granos aciculares bajo de 5u (sobre 1 0 0u longitud.) dentro de la clorita.

Los sulfuros comprende de 15 -18% de concentrado con calcopirita, py, pyrrotita, y tasas de estafalerita con Galena, raro calcosita y bornita, libre de calcopirita en rango de 10u -100u.

El resto de concentrado (3% a 5%) consiste de turmalina con trazas de fluorita y siderita.

- Tamaño de Fracciones

- a) +425u las fracciones son examinados como sectores de estaño como las partículas son demasiado largas son examinados una cantidad de granos.

La fracción formada de partículas libres de cuarzo, cuarzo de turmalina, cuarzo clorita, cuarzo sulfuros, feldespato y rocas metamórficas, los principales minerales mayores son cuarzos, Turmalina y Clorita.

LA CASITERITA Se ve ocasionalmente libre de granos 5% a 10% del total presenta casiterita, pero dominando el compuesto con cuarzo, solo con clorita, como granos aciculares y cristales largos, límites menores de 2u a 300u las ocurrencias de casiterita son típicos de todo compuesto el tamaño límite. (ver de bajo).

- b) +212u la casiterita no se encuentra libre. Dominado esta ocurrencia por el cuarzo, es desimina 5u, -150u cristales, Asicular sobre 20 x 250 y con agregado sobre 500u (de grano grandes) Son raros compositos donde la casiterita es sobre 250u y comprende de mayor de 60% de volumen (el resto es cuarzo).

- c) a + 15 μ la casiterita no está libre. Esto son detectados como inclusiones mayormente en cuarzo. Solo en clorito, son cristales sobre 80 μ y es acicular de 5 μ - 20 μ de ancho y de 100 - 250 μ longitud.
- d) 106 μ cerca de 5% - 20% del total de casiterita es libre o sustancialmente libre (i. e. con solo poco ganga) el resto ocurre como compósitos por inclusiones principalmente en cuarzo en rango de 10 μ a 70 μ .
- e) +75 μ es 35 % del total de casiterita es libre, el resto ocurre como mayor de 75 μ inclusiones dominando en cuarzo.
- f) + 38 μ de 85 - 90 % de la casiterita es libre, y con 10 - 15 % como inclusiones en cuarzo.
- g) -39u sobre 95% de la casiterita es libre, a 25g de porción de fracción es tamizado, dado un concentrado de 2.0% por peso. Esto consiste cerca 78% de casiterita, como astillas libres de 10 a 40 μ de rango (reportando pequeños granos en el tamizado del

relave). Casiterita / cuarzo compósitos el resto 22% de sulfuros, con trazas de turmalina y siderita.

Fracción fina sedimentada

Una porción de 20g de muestra deslamada, una fracción de 13.5%, conteniendo casiterita, Clorita, Biotita (ph logopite) Turmalina, Sulfuro, trazas de fluorita, Siderita, Apatita, Circón y Rutilo aciculares. Un mínimo de 80% de la casiterita va libre, como astillas y cristales de tamaño 5u - 250u, solo como inclusiones/compuesto, 54u por 150 x 250u dentro cuarzo y Clorita.

Tamaño de Análisis

La muestra de relave da las siguientes fracciones:

Mala	% peso	% peso acum.passing
+ 425 u	2.83	97.17
+ 212 u	9.06	88.11
+ 150 u	9.60	78.51
+ 106 u	13.19	65.32
+ 75 u	14.23	51.09
+ 38 u	18.59	32.50
+ 38 u	32.5	
	100	

Foto Micrografías

Con fotomicrografías son ilustrados los modos diferentes de ocurrencia de los compósitos de casiterita, para aclarar las secciones de Estaño de fracción + 425 μ para las observaciones aplicadas de todo las muestras.

Una foto de fracción -38 μ concentrado tamizado; las mismas dimensiones son usadas para toda las fotos, para la fácil incorporación (125x donde 10mm = 80). Se presentan :

- Cristales aciculares y prismáticos de casiterita en clorita (c) y cuarzo (q).
- Granos de cuarzo con casiterita tosco grueso (derecho) y granos de cuarzo con casiterita fina (flechas) y clorita tumalina Izquierdo.
- Tres diferentes compuesto de granos, mostrado al final y casiterita tosca (flechas en cuarzo y Clorita).
- Casiterita gruesa en formas de granos con cuarzo (NB fractura en casiterita son debido a la molienda preparando en la sección Estaño.
- El concentrado tamizado obteniendo parte de -38u de fracción de granos negros son sulfuros.

COMENTARIOS ADICIONALES DE LA EXPERIMENTACION

La muestra enviada por Minsur S.A. tiene un alto contenido de estaño, 4.1 %, superior en casi un punto al material que normalmente se procesa en la planta San Rafael.

El análisis macroscópico y las pruebas preliminares de separación en líquidos pesados con carga tan gruesa como 3/8", revelaron la presencia de trozos de casiterita pura o parcialmente asociada con clorita, hematita en tamaño de 1/4" y menores. Estas partículas o más propiamente trozos deben ser rescatados antes de entrar a los molinos para evitar la proliferación de partículas muy finas que no son recuperadas efectivamente en las mesas ni en la flotación de casiterita.

Un equipo apropiado para estos tamaños es sin duda el jig que es una máquina de fácil operación, bajo costo de mantenimiento y con un costo de capital por tonelada de alimentación por hora más bajo que otras tanto para la concentración como para la preconcentración de minerales.

En el caso de la muestra de San Rafael se ha determinado que se recupera el 45 % del estaño total en un producto grueso con una ley de 51 a 52 % de estaño. El índice de recuperación puede ser mayor en el futuro ya que está comprobado que los granos de casiterita aumentan de tamaño con la profundidad del yacimiento formando partículas o conjuntos discretos de fácil recuperación.

Como referencia inmediata de la efectividad de los jigs para rescatar casiterita gruesa, podemos mencionar el caso de la mina estañífera Caracoles en Bolivia cuyo ingenio procesa carga de mina con una ley de 1.8 % de estaño y obtiene un concentrado grueso en jigs con una ley de 55 % de estaño y una recuperación total de 44 %.

De la experimentación efectuada se infiere:

- La ley de cabeza del material recibido es de 4.1% Estaño y no se tiene otro elemento con valor comercial recuperable. El contenido de sulfuros es bajo y alcanza al 1.5% en peso (pirita).
- La existencia de casiterita gruesa observada con anterioridad

por el autor del presente informe en el material proveniente de la planta de trituración de San Rafael, fue comprobada en laboratorio en las pruebas preliminares con líquidos pesados tales como la solución Clericci y el tetrabromoetano efectuadas con carga triturada a 3/8".

- El equipo apropiado para recuperar esta fracción es el jig y las pruebas realizadas con carga menor a 3/8" establecieron la factibilidad de obtener un producto grueso de las siguientes características:

% PESO	% Estaño	% RECUP.
3.64	51.56	45.79

- Moliendo este conjunto y separando los sulfuros por flotación se logra un concentrado:

% PESO	% Estaño	% RECUP.
3.48	54.22	45.65

- Este producto es de excelente calidad, ya que las impurezas penalizables o perjudiciales en la compra-venta de concentrados o en las operaciones de una fundición de

estaño, tales como plomo, antimonio, arsénico son menores al 0.05%.

- Pruebas adicionales a partir de las colas de jigs, determinaron que se recupera en mesas, previa molienda a menos 20# (0.83 mm), un producto de las características siguientes:

% PESO	% Estaño	% RECUP.
2.58	49.25	30.78

- La recuperación combinada de jigs y mesas es:

% PESO	% Estaño	% RECUP.
6.22	50.60	70.57

- No se efectuaron pruebas de flotación de casiterita con las colas de las mesas, pero se estima, en base a los resultados prácticos de San Rafael, que puede lograrse la recuperación adicional de 6 a 7 puntos.
- Es necesario y recomendable introducir en la unidad concentradora de San Rafael, una etapa de concentración en jigs previa a las etapas de concentración en mesas y flotación de casiterita, con la cual se logrará aumentar la recuperación total del estaño en unos 10 a 12 puntos,

dependiendo de la ley de cabeza, al separar en la parte inicial del flujograma una parte substancial de la casiterita.

Los objetivos de la experimentación fueron:

Recuperar la casiterita gruesa libre que existe en el material proveniente de la Sección Trituración para evitar su sobremolienda y posterior pérdida en los circuitos de concentración en mesa y flotación de casiterita.

Disminuir el contenido fino de estaño en la carga que alimentar a las Secciones Mesa y Flotación de estaño para aliviar su trabajo y mejorar la eficiencia de estas secciones.

Aumentar la recuperación total de la planta, que el presente se encuentra en niveles bajos.

Para cumplir estos objetivos, se proyectó emplear jigs como equipo principal los mismos que trabajarán con carga clasificada en dos fracciones tal como se muestra en el diagrama que se incluye. La concentración en jigs, con material sin moler, dará lugar a la obtención de material rico en estaño de tamaños 3/8" y menores que de acuerdo contenido de sulfuros se procederá a la separación de estos por flotación para dar lugar a un concentrado final con una ley de estaño

liberar la casiterita asociada o exclavada a la ganga para proceder a su recuperación mediante una nueva etapa de concentración en jigs para asegurar una alta recuperación.

La experiencia en Bolivia con este tipo de flujograma muestra que es posible recuperar de entrada entre 30 a 45 %, dependiendo de las características del mineral procesado, con lo que se lograría una substancial mejora en la recuperación actual de la planta.

Los resultados iniciales obtenidos en la investigación con material recibido de San Rafael son muy interesantes ya que se logró recuperar casiterita tan gruesa como 3/8" en buena proporción lo que confirma la aplicación de este nuevo proceso.

FLOTACION DE CASITERITA A pH MAYORES A 2.5

Se efectuaron pruebas de flotación de casiterita a pH mayores de 2.5, es decir en ambientes menos ácidos con el propósito de disminuir el consumo de ácido sulfúrico. Sobre este particular me permito detallar los reactivos disponibles en la actualidad para la flotación de casiterita, incluyendo el colector que se está empleando son:

NOMBRE COMERCIAL	COMPOSICION	FABRICANTE	PH
Aeropromotor 845	Sulfosuccionamato	Cyanamid	2.5
Procol CA 540	Sulfosuccionamato	Allied Colloids	5.5
pH - PEP	Acido Fosfónico	Platiere anger	4.5a5.5
P - 184	Acido Fosfónico	Hoechst	4.5a5.5
Briquest 281-25 S	Amino-Fosfónico	Albright and Wilson	4.5a5.0

Los dos primeros colectores se experimentaron obteniéndose resultados similares, tanto en ley como en la recuperación del concentrado final, con la diferencia que el CA 540 a pH 5.5 es una operación delicada y que requiere de un control riguroso y continuo, razones por las cuales y a no disponer de personal entrenado se determinó emplear el Aeropromotor 845 a pH 2.5 que da lugar a un proceso estable y de fácil operación.

Los reactivos pH-PEP y Briquest 281 son relativamente nuevos y de acuerdo a las pruebas metalúrgicas que se ha realizado últimamente con menas estañíferas bolivianas se lograron resultados buenos en ambiente ligeramente ácido, pH 5.0 con una pequeña adición de ácido sulfúrico o sin este ya que el pH original dio en algunos casos el pH de 5.0.

El flujograma general de la Sección Concentración en jigs que se instalará en la planta concentradora, se muestra a continuación:

- Recuperar la casiterita gruesa y libre que existe en la carga triturada a - 1/2 proveniente de la planta de trituración. Se estima que en esta nueva sección se podrá recuperar un 25% del estaño total.
- Evitar la sobremolienda de la casiterita gruesa y liberadas a tamaños tan finos como 6 micrones que ni la planta de flotación de casiterita pueda recuperarlas.
- Absorber fluctuaciones fuertes y frecuentes de la ley de cabeza que perjudica el trabajo y control normales de las mesas.
- Dar una ley de cabeza menor a las secciones mesas y flotación de casiterita para lo cual estaban proyectadas y ajustadas.

PRUEBAS PARA LA INSTALACION DEL JIG DENVER

Muestra recibida	600gr.
Contenido de Sn	3.35%
Analisis Granulométrico	100% -m10
	50%-m70
	25% -m20
Jig empleado	4"x8" simple
Longitud de Golpe	1/8"
Frecuencia	120rpm

Cedazo en Jig	2mm.
Cama empleada	Pirita
Granulometría	-3 +2mm.
Peso de la Cama	480gr.
Razón de alimentación	300kg/h

Las colas de los jig de la primera pasada se volvieron a pasar por el jig (segunda pasada) bajo las mismas condiciones para simular a nivel laboratorio el trabajo de un jig de dos compartimientos en escala industrial.

Los productos del proceso (concentrado 1 ,concentrado 2 y cola final) se pesaron y se muestreo analizando por estaño; sacando el balance me metalurgico se obtiene

PRODUCTO	%PESO	%SN.	%RECUPERACIÓN
Concentrado 1	1.41	49.16	20.68
Concentrado 2	0.51	36.76	5.59
Total de Concentrado	1.92	45.86	26.27
Cola de Jig	98.08	2.53	73.73
Cab.Calculada	100	3.35	100

El total del concentrado se analizó por elementos que son penalizados y se obtuvo :

Elemento		%
Azufre	S	4.35
Arsenico	As	0.35
Antimonio	Sb	0.16
Cobre	Cu	0.14

El analisis granulométrico y distribución de estaño en el concentrado es como sigue:

TABLA III 34 FLOTACION DE SULFUROS

Producto	Peso	Sn	Dist.	S	Dist	As	Dist.	Sb	Dist.
	%	%	%	%	%	%	%	%	%
Sulfuros	8.53	2.72	0.50	38.8	75.4	4.78	73.5	1.28	70.5
No sulfuros	91.5	50.1	99.5	1.18	24.6	0.16	26.5	0.05	29.5
Cab. Calc.	100	46.1	100	4.39	100	0.55	100	0.15	100

El producto total de concentrado se analizó por elementos que son penalizados.

Elemento		%
Azufre	S	4.35
Arsenico	As	0.55
Antimonio	Sb	0.16
Cobre	Cu	0.14

El análisis granulométrico y distribución de estaño en el concentrado es como sigue:

TABLA III 34 : FLOTACION DE SULFUROS DEL CONJUNTO
CONCENTRADOS JIG DENVER

Producto	Porcentajes									
	PESO	Sn	DIST	S	DIST	As	DIST	Sb	DIST	
SULFUROS	8.53	2.72	0.50	38.83	75.42	4.78	73.54	1.28	70.50	
NO SULFUR.	91.47	50.12	99.50	1.18	24.58	0.16	26.46	0.05	29.50	

Cab.Cal	100.	46.08	100.	4.39	100.0	0.55	100.0	0.15	100.	

La etapa de flotación de sulfuros no se optimizó y es posible disminuir aún más los contenidos de azufre arsénico y antimonio.

Estimación de producción para Proyecto para la instalación de Jigs Denver

Los resultados obtenidos en laboratorio permiten efectuar la siguiente proyección tomando como punto de referencia la producción de concentración del mes de Enero 1993.

TABLA III.35. PROYECCION DE LABORATORIO EN LA PRODUCCION PROVENIENTE DE JIGS DENVER.

Producción:	TONS MET	%Sn	%Recup.
JIGBENDELARI (actual)	1513.43	56.68	48.85
JIGS DENVER (Lab.)	468.20	50.12	13.37
TOTAL JIGS	1981.63	55.13	62.22

Para estimar la producción de los jigs Denver en planta, los resultados de laboratorio se ha disminuido con un factor de 0.7. La producción en este caso es de:

TABLA III.36 PRODUCCION ESTIMADA DE JIGS EN
PLANTA (Con referencia a Enero 1993)

Producción proveniente de:	TONS MET	%Sn	%RECUP
JIGS BENDELARI (actual)	1513.43	56.68	48.45
JIGS DENVER (estimado)	327.74	50.12	9.36

TOTAL PRODUCCION JIGS	1841.17	55.51	57.81

La introducción de jigs Denver al circuito y un ajuste en las secciones mesas y flotación de casiterita permitirán tener una recuperación total en la planta en el rango de 82 a 84%.

Ubicación de los JIGS Denver:

La instalación de los jigs Denver duplex 24" x 36" que procesará la carga entre 450 a 500 TMPD cada uno (el tonelaje óptimo se establece en planta). Se muestra en

la figura respectiva el flujograma del circuito se muestra en el plano .

Por la limitada disponibilidad de área la descarga del molino 8' x 8', el primer jigs Denver mano derecha se ubicará al frente de la boca de descarga y el segundo jig mano izquierda se ubicará a 90E del eje longitudinal del molino. La partición de la carga se efectuará en el cajón de distribución.

Las canaletas que recibirán los concentrados y colas del proceso se ubicarán debajo la plataforma, con las gradientes de 3 1/2" por 12" y 3" por 12" respectivamente, con el propósito de tener el área expedita para el mantenimiento del equipo y control de la operación.

Los concentrados de ambos jigs se recibirán en la tolva de concentrado las que llevarán el material al área de desagüe actual donde se procesa los concentrados provenientes de los jigs Bendelari.

Las colas por otra parte, se recibirán en el cajón de las bombas 5" x 4" y se transportarán al clasificador de espiral de 36" diám. Las arenas o gruesos pasarán al cedazo vibratorios 5" x 14" y el sobretamaño retornará al molino 8' x 8' para cerrar el circuito de molienda.

El rebose del clasificador de espiral y el subtamaño del cedazo vibratorio se alimentarán al circuito de mesas.

Requerimiento de agua y Energía:

Los jigs Denver tienen en el punto de entrada de agua una válvula de semi-luna que permite la entrada solo en la mitad del periodo pulsión - succión. La sincronización entre la válvula rotatoria de agua y el Émbolo se logra mediante la correa dentada de goma. La válvula rotatoria permite el ingreso de agua cajón del jig solo cuando el émbolo está subiendo. (ver figura III.6).

Esta acción asegura una sedimentación real en la cama y una concentración efectiva del material pesado. La válvula de agua elimina la succión durante el período de

bajada del émbolo que ocasionará la introducción de partículas livianas que contaminaría el concentrado. Esta característica del jig Denver hace también que el consumo de agua en estas unidades no sea tan alto como en el caso de los jigs Bendelari.

Para el presente proyecto se estima un consumo de agua de:

50.0 USGPM /jig es decir.

3.1 litros /seg/jig

Los motores para los jigs son pequeños y un caballaje de 4. OHP por jig es suficiente incluso para reasumir el trabajo con la máquina cargada después de un desperfecto mecánico u otro problema.

III.4. DIAGRAMA DE FLUJO Y EQUIPAMIENTO ACTUALIZADOS

El tratamiento de minerales, llevado a cabo en la concentradora San Rafael, para la recuperación de Casiterita (Óxido de Estaño), es descrito en seguida, así como los principios y los resultados operacionales de los métodos de concentración gravimétrica y por flotación empleados en el proceso

III.4.1. PLANTA DE CHANCADO JIG CHANCADO

El mineral que es extraído de mina mediante camiones Volvo es depositado en una tolva metálica de 100 Tns. de capacidad que tiene una parrilla de 24" de luz. De aquí por medio de un alimentador de orugas es alimentado a un Grizzly vibratorio con una abertura de 4"; el sobre tamaño es alimentado a una chancadora de quijadas COMESA 24" x 36". La descarga, junto a los finos son transportados por una faja de 30" y almacenados en las tolvas de intermedios. El tiempo de operación es de 15 horas/día.

TRITURACION

El mineral almacenado en las tolvas de intermedios es alimentado por medio de fajas transportadoras a una zaranda Allis Chalmers 5' x 14' de doble paño (1"x1" y 3/8"x2"). El sobretamaño es alimentado a una trituradora cónica Smons 4.3" STD, la descarga es llevada a una tolva de regulación de donde retorna a otra zaranda vibratoria Allis Chalmers 5'x14' con una malla de 2"x3/4". El sobretamaño es alimentado a dos trituradora cónica Symons 5100 SH, cuya descarga llega a la tolva de regulación formando la carga circulante en este circuito. Los finos de ambas zarandas constituyen el producto final de trituración y es almacenada en las tolvas de fino. El tiempo de operación es de 20 horas/día.

GRAVIMETRIA - JIGS

El mineral almacenado en las tolvas de finos, es alimentado por medio de fajas transportadoras a una zaranda vibratoria agensa 5'x14' con mallas de 4x23 mm. El sobretamaño es alimentado a 8 JGS de gruesos tipo Bendelari triplex 42"x42" de donde se obtene un concentrado mayor a 50 % de estaño (sobrecama); las colas de los JIGS de gruesos son llevadas por gravedad a un clasificador de espiral de 48"φ para eliminar el agua

Las arenas son alimentadas a un molino de barras Denver 7'x12' para liberar la Casiterita. La descarga de este molino se junta con los finos de la zaranda vibratoria y son alimentados a dos clasificadores de espiral de 36"; los reboses van al circuito de mesas y las arenas se alimentan a 8 JIGS de intermedios tipo Bandelari triplex 42"x42" de donde se obtienen concentrados mayor a 50% Estaño (sobrecama y celdas). Las colas de estos JIGS de intermedios se desaguan en dos clasificadores de espiral de 36" cuyas arenas se alimentan a un molino de bolas COMESA 8'x8'. La descarga se procesa en 4 JIGS de finos COMESA 24"x36" de donde se obtienen concentrados del orden de 50% Estaño. Las colas de estos JIGS se clasifican en dos cedazo vibratorio Derrick de alta frecuencia; los finos van al circuito de mesas y los gruesos al molino de bolas cerrando el circuito.

III.4.2 PLANTA MOLINO MESAS

MOLIENDA - CLASIFICACION

El circuito de molienda de la planta concentradora San Rafael, procesadora de mineral de Estaño, el cual opera en forma

integrado con un sistema de concentración gravimétrica en JIGS, ambos de capacidad de 1500TMD, está conformado por los equipos que se muestran en el flujograma adjunto.

El proceso consiste en que el material procedente de las etapas de trituración de tamaño 90% - 3/8" es descargado de las tolvas de finos mediante 12alimentadores vibratorios Eriez para ser transportados por las fajas 1 y 2 a la zaranda vibratoria No 3 de la planta de JIGS. Este henero con tamiz de 4x23mm de apertura efectúa la separación de tamaño en húmedo.

El producto grueso y la fracción fina concentrados en 16 Jigs42"x42" triplexindependientemente cada fracción de tamaño en 8 JIGS. El molino 7'x12' de barras, recibe el relave de los JIGS de gruesos previamente desaguado en el clasificador helicoidal de 48" y realiza la molienda primaria en sistema abierto cuyo producto de tamaño 15% + 10 mallas es clasificado en 2 clasificadores helicoidales de 36" y concentrado en los JIGS Bendelari mencionado arriba, llamado JIGS de intermedios.

El relave de los JIGS de intermedios esdesaguado en 2 clasificadores helicoidales de 36", las arenas es enviado a un

cedazo fijo de 1mm. de luz, la parte gruesa es molturado en el molino de bolas 8'x8' cuyo producto de 12% + 28 mallas es transferido a un harnero vibratorio Derrick de alta frecuencia de 1mm. de luz el cual opera en circuito cerrado con el molino de bolas. Las fracciones pasantes tanto del harnero 4(-1mm) como el cedazo (-1mm) y los O/F de los clasificadores de 36"J y de los 36"G constituyen los productos finales de molienda y son enviados al circuito gravimétrico de mesas.

GRAVIMETRIA MESAS

La concentración gravimétrica de Casiterita en mesas se fundamenta en una adecuada clasificación previa del mineral, es decir, para densidades distintas del material debe tenerse tamaños uniformes o rangos de tamaños lo más uniformemente posible, se utiliza para ello aparatos tales como hidrociclones, hidroclasificadores, cedazos DSM, etc.

La ampliación de la planta ha incluido 20 mesas concentradoras Deister (10 de doble piso) sumando un total de 120 las mismas que se distribuyen en 4 plataformas o niveles.

El producto final de la molienda es cicloneado a 2 baterías de 4

hidrociclones de 10" o (una de stand by) a través de una bomba centrífuga , donde la fracción gruesa CAE al hidroclasificador de stokes de 5 compartimientos que distribuye a 5 grupos de mesas.

La parte fina de los ciclones es clasificado a su vez en una batería de 10 ciclones de 4" mediante una bomba de, ubicado en el 3er. nivel de mesas.

Los grupos de mesas que reciben el material clasificado de los Spigots 1 al 5 de Stokes y que se ubican en el 1er. nivel (20 mesas Deister), mesas 4, 5 y 6 del 2do. nivel 1 y 2 del 3er. nivel y las del 4to. nivel conforman las mesas del 5 al 8 del 1er. nivel es el material más grueso. Las restantes ubicadas en los diferentes niveles son las de repaso y procesan los mixtos de las primarias.

La descarga del Spigot 5 y el rebose del Stokes es cicloneado en 8 ciclones de 4" en el 3er. nivel, el U/F a las mesas 3, 4 y 5 de dicho nivel.

Los O/F de las dos baterías de ciclones de 4" son enviados a la planta de flotación y el O/F del clasificador de 36" de molienda, es enviado al espesador de 40" para la eliminación de agua y

retornar al 4to. nivel.

El relave gravimétrico es clasificado en la planta de flotación y sus arenas remolido en 2 molinos de bolas 7'x8' y 8'x8' siendo el producto de este repasado 2 veces en las mesas del 9 al 14 del 2do. nivel y en las Holman del 1er. nivel respectivamente.

El concentrado obtenido tiene una ley de 48 % y la recuperación lograda es de 20 %.

Los muestreos de cabeza, concentrado y relave para los ensayos químicos de control diario se hace en forma automática en la llegada a la bomba 10"x8" de los ciclones de 10", alimentación a los agitadores de limpieza de estaño y en la alimentación al espesador de 70' respectivamente.

III.4.3 PLANTA DE FLOTACION DE CASITERITA

Para recuperar la Casiterita fina, el producto relave de la planta gravimétrica; es tratada en la planta de flotación de Casiterita,

que tiene tres etapas bien definidas.

A. ETAPA DE CLASIFICACION Y REMOLIENDA:

El producto es sometido a una clasificación en hidrociclones y clasificadores helicoidales, los finos de estos equipos material acabado; y los gruesos sufren una remolienda en 2 molinos.

B. ETAPA DE ESPESADO, DESLAMADO Y FLOTACION DE SULFUROS:

El espesador descarga por el Spigot pulpa con una densidad de 1000 grs/litro, para luego ser cicloneado en hidrociclones de 4" y 2", el producto fino de este circuito es enviado al relave final; los Spigots de los hidrociclones a flotación de sulfuros.

C. ETAPA DE FLOTACION DE LA CASITERITA:

La pulpa es alimentada a un circuito de celdas Rougher y celdas Scavenger. Las espumas de estas celdas son flotados en celdas Cleaner; de igual forma las espumas de las celdas Cleaner ingresan a las celdas Recleaner, donde se obtiene un producto acabado que es el concentrado de Casiterita.

ESPESAMIENTO, FILTRADO Y ENSAQUE DE
CONCENTRADOS

Los concentrados gravimétricos 102.369 TMSD, después de la flotación de sulfuros, son alimentados a un clasificador

helicoidal 24" x 20'; los finos alimentan al espesador de 40'; y las arenas alimentan al filtro faja horizontal Delkor; siendo el producto un concentrado con 7-8% H₂O.

III.4.4.DESCRIPCION DE EQUIPOS

III.4.4.1 JIG

Son los de parrilla fija, de los tipos Bendelari y Denver, están constituidos principalmente por 2 y 3 compartimientos, provistos de un pistón o diafragma y de una rejilla fija sobre la cual descansa un tamiz (ver figuras III.3.y III.6)

En los JIGS Bendelari el diafragma está ubicado en el interior de la caja debajo del tamiz fijo, por esta caja se inyecta agua a presión cercana a 15 PSI. El diafragma es accionado por un eje y biela excéntrica movido por un motor eléctrico.

La Tab.III.37 ilustra las características operacionales a tener en cuenta en un trabajo con JIGS.

TABLA III 37

DATOS OPERACIONALES EN JIGS EN LA CONCENTRADORA SAN RAFAEL

JIGS	BENDELARI	BENDELARI	DENVER	DENVER
TAMAÑO (pulg)	42 x 42	42 x 42	24 x 36	24 x 36
ETAPA DE TRABAJO	GRUESOS (TRITURACION)	INTERMEDIO (MOL.PRIMA- RIA)	FINOS (MOLIENDA)	FINOS (STOKES)
COMPARTIMIENTOS	3	3	2	2
TAMIZ: Material Area Trab./Cel. Apertura T. Vida (días)	ACERO 41" x 41" 3/16" 45	AC./POLIU. 37" x 37" 3/16" 90/360	AC.INOX. 21" x 32" 2mm. 360	AC.INOX. 21"x32" 2mm. 360
CAMA: Material Peso/Cel. (kg) Altura (pulg)	CASITERITA 150 2.5	CASITERITA 120 2.5	CASITERITA 71 2	CASITER 71 2
VELOCIDAD (RPM)	140	174	335	335
L. CARRERA (pulg)	1.1/2;1.2;1.3	2;2;3/8	3; 3	3; 3
ENERGIA CONS.	5 KW.	5 KW.	2.2 KW.	2.2 KW.
AGUA PULS./JIG (GPM)	142	96	71	63
MATERIAL ALIM. Rango tamaño TM/24 H/JIG % Sólidos % Sn	-3/8" + 4mm 192 85 6.0	-4mm. +70 240 69 4.5	-14 + 200 432 34 3.0	-14 + 100 240 68 2.5
CONCENTRADO: TM./24 H. % Sn	15/4 52	45/4 54	4/4 53	2.6/2 50
RECUP. TOTAL	12	38	3	1.5
NRO. JIGS	4	4	4	1

METODO DE CONCENTRACION POR CAPA PELICULAR FLUENTE

Las partículas de mineral de distintos tamaños, pesos específicos y formas son separadas unas de otras al ser realizadas, por gravedad, sobre una superficie inclinada plana expuestas a la acción de la velocidad diferencial de una película de líquido fluente.

Los factores que intervienen en la separación son:

El tiempo que toma la partícula para alcanzar la superficie inclinada, el mismo que es función de la densidad, tamaño y forma del sólido, así como la naturaleza del desplazamiento.

La resistencia que ofrece las partículas una vez que ha alcanzado el plano inclinado en el desplazamiento impuesto por la capa pelicular fluente.

En la Fig. III.7, puede apreciarse la dirección de la trayectoria de las partículas que caen en la superficie de un líquido en movimiento. Así, en el movimiento del arribo a la superficie plana, las partículas más grandes y de densidad más alta caerán más cerca del punto de entrada del fluido, mientras que el material más pequeño y de densidad baja se dirigirá más lejos de dicho punto.

Un sistema de fuerzas de distribución irregular están presentes, al arribar las partículas a la superficie plana. De igual modo, la velocidad diferencial de la película del líquido fluente es máximo en la interfase líquido-aire y casi cero en el fondo película-superficie plana. El agua en movimiento presiona el área seccional transversal de la partícula y comienza a rodar y deslizarse hacia abajo del plano.

El efecto combinado de las fuerzas de gravedad, rodamiento y deslizamiento producirá un ordenamiento de partículas pendiente abajo:

- Partículas finas de alta densidad.
- Partículas gruesas de alta densidad y pequeña de baja densidad.
- Partículas gruesas de más baja densidad.

Dado que las partículas gruesas pesadas y livianas se encuentran cerca unas a otras (Fig III.7) es evidente que una alimentación clasificada estrechamente por tamaños previo a la concentración por lámina pelicular fluente permitirá una buena separación del material.

La velocidad del fluído en una concentración por capa pelicular fluente esta dado por:

$$V = \frac{PG \operatorname{Sen} \alpha (2D - Y) Y}{2U} \quad \text{cm/seg} \quad [50]$$

$$V = \frac{PG \operatorname{Sen} \alpha D^3}{3 U} \quad \text{cm}^3/\text{seg}/\text{cm de ancho} \quad [51]$$

Donde: P: g. e. del líquido

G: Aceleración de la gravedad

α : Angulo de inclinación del plano

D: Espesor de la película o lámina

Y: Distancia desde la velocidad de fluido al plano

U: Viscosidad del líquido

V: Velocidad del fluido que se mueve pendiente abajo, por unidad de tiempo por unidad de anchura.

El movimiento de deslizamiento depende entonces directamente de la profundidad de la película y la pendiente del plano. Se requiere además en este método, el ajuste de la viscosidad del líquido, fricción entre el tablero y la partícula, forma de la partícula, densidad y tamaño de la partícula.

Entre los equipos de aplicación del método descrito tenemos: Mesas de sacudidas, Sluices, espirales, etc.

III.4.4.2 MESAS CONCENTRADORAS

Son aparatos constituidos por una superficie plana, ligeramente inclinada con relación a la horizontal, provista de estrías y un mecanismo que imprime las sacudidas de manera asimétrica y longitudinalmente.

Las mesas son usadas para la separación por gravedad de partículas "finas" que no han podido ser concentradas en los JIGS.

Las fig.III.8 y 9 ilustran la separación del mineral y las zonas de ubicación. Consideraciones importantes a tener en cuenta en un trabajo con mesas concentradoras, son:

- a. Las sacudidas deben regularse adecuadamente mediante el ajuste del stroke y la frecuencia del movimiento del mismo para obtener una buena estratificación de las partículas y su evacuación oportuna de las estrías. Desde que estas salen de las estrías se encuentran sometidas al efecto de la capa fluente y al efecto de las sacudidas, por tanto es también necesario hacer el ajuste correcto del agua de lavado.

- b. El tamaño de las partículas de mineral alimentado debe ser lo más uniformemente posible, para lo cual debe clasificarse previamente en rangos de tamaños definidos y de este modo obtener una buena separación del mineral valioso (pesado) de la ganga (liviano). En efecto, si la relación entre tamaños gruesos y finos fuese muy alto, la corriente de agua de lavado, a la salida de las estrías, arrastraría directamente las partículas finas densas, afectando al escalonado de las zonas y a su diferenciación.
- c. Según lo anterior, es indispensable efectuar un deslamado previo de la alimentación ya que las partículas finas en suspensión aumenta la densidad de la pulpa y esta a su vez aumenta el tiempo de sedimentación de los sólidos.
- d. El rango de tamaño de las partículas alimentadas a las mesas es mostrado en el anexo adjunto, podrá observarse que la fracción - 200 mallas es apreciable, lo cual impide que la casiterita de este rango sea captada.
- e. El consumo de agua es mayor que el empleado en el proceso de flotación, sin embargo el consumo energético es bajo.

La TAB.III.38 ilustra los datos operacionales de las mesas en la concentradora.

TABLA III.38

DATOS OPERACIONALES DE TRABAJO EN MESAS EN LA CONCENTRADORA SAN RAFAEL			
MESAS	DIESTER	HOLMAN	HOLMAN
TAMAÑO (Pies)	6.5 x 14	5.5 x 15	5.5 x 15
ETAPA DE TRABAJO	ARENERA (PRIMARIA)	MEDIOS (REPASO)	LAMERA
PISOS:	2	2	2
CUBIERTA: Material T. Vida (Años)	JEBE 8	LINOLIUM 6	LINOLIUM 8
RIFLES: Material Altura (pulg)	POLIURETAN 1/16 - 3/16	POLIURETA 1/16 - 3/16	POLIURETANO. 1/16 - 1/8
VELOCIDAD (RPM)	400	240	300
L. CARRERA (pulg)	3/4	5/8	2
INCLINACION	3%	2%	1%
ENERGIA CONS.	2.0 KW.	2.2 KW.	2.2 KW.
AGUA LAVADO (GPM)	8	7	6
MATERIAL ALIMENT: Rango Tamaño TM./H./TABL. % Sólidos % Sn	-1mm. + 50 2.5 28 4	-60 + 150 2 27 3.5	-150 + 270 1 25 3
CONCENTRADO: TM/24/Mesa % Sn	0.40 41.41	0.30 41.41	0.25 41.41
RECUP. TOTAL	10	4	6
NRO. MESAS	20	34	36

VENTAJAS COMPARATIVAS EN EL EMPLEO DE LOS
METODOS DE CONCENTRACION EN SAN RAFAEL

Los siguientes cuadros ilustran de por sí las ventajas obtenidas en la aplicación de los métodos de concentración en la planta de beneficio de San Rafael.

TABLA.III.39

T.M.S		%Sn	TM FINAS	%RECUP	RAD. CONC.
MIN.TRA	355400.00	6.76	24025.04		
PROD. JIGS	23955.67	53.20	12744.42	53.04	14.84
PROD. MESAS	10113.87	48.45	4900.17	20.33	35.24
PROD. FLOT.	6366.62	41.31	2630.05	10.92	55.90
PROD. TOTAL	40436.16	50.14	20274.64	84.29	8.79
REL. FINAL	314963.84	1.21	3820.40	15.70	

TABLA III 40 . Consumo de energía en el empleo de los métodos de concentración en San Rafael durante 1994

AREA	KW-H/AÑO	KW-H/TT.	%
CHANCADO	1085406	3.054	6.30
JIGS	1001914	2.819	5.82
MILIENDA	4585955	12.904	26.62
MESAS	684447	1.926	3.97
FLOTACION	5476375	15.409	31.79
REMOLIENDA	2817345	7.927	16.36
S. AGUA	1574275	4.430	9.14
TOTAL:	17225717	48.469	100.00

TABLA III 41. Agua destilada en los métodos de concentración empleados en la concentradora.

AREA	LT/SEG.	M3/DIA	M3/TM	%
JIGS	103.080	8906	8.31	55.50
MOLIENDA	11.656	1007	0.94	6.28
MESAS	42.824	3700	3.45	23.06
FLOTACION	17.716	1531	1.43	9.54
FILTRADO	10.442	902	0.84	5.62
TOTAL:	185.718	16046	14.98	100.00

III.4.4.3 PLANTA DE FLOTACION DE CASITERITA

a. ETAPA DE CLASIFICACION Y REMOLIENDA

Los relaves de la planta gravimétrica, son captados en bombas Worthington 8"x6" para ser enviados a una batería de hidrociclones de 8" o (8A), el O/F de estos hidrociclones son llevados al espesador de 70' diám., en tanto que el U/F cae a un clasificador helicoidal de 60' diám. el O/F de este clasificador por medio de bombas Worthington son llevados al espesador de 70' diám. El U/F es alimentado al molino COMESA 7'x8', la descarga por medio de una bomba Denver 4"x3" (42F), el U/F de estos hidrociclones sirve de alimento al molino Allis Chalmers de 8'x8', la descarga por medio de una bomba Denver 4"x3" alimenta a la batería de hidrociclones 8" diám. (8C), el O/F es llevado a través de la bomba 42F a las mesas; y el U/F cae nuevamente al molino Allis Chalmers 8'x8'.

OBJETIVO.- Es entregar al espesador de 70' diám. un producto de 100% - 150 mallas (106 U).

b. ETAPA DE ESPESADO, DESLAMADO Y FLOTACION DE SULFUROS

En el espesador de 70' diám. la pulpa se densifica, donde el O/F es agua de reciclado para el proceso, en cuanto al U/F con una densidad de 1100 g/lt., 14.14 % de sólidos cae a dos bombas Denver 8" x 6". Con estas bombas la pulpa es alimentada a 28 hidrociclones de 4" diám., el U/F de estos hidrociclones es producto para la flotación de sulfuros. El O/F por medio de dos bombas Denver 8"x6", es alimentado a 57 hidrociclones 2" diám., el U/F es producto para la flotación de sulfuros; en tanto que el O/F forma parte del relave final la presión de corte debe ser de 35 a 50 PSI.

OBJETIVO: Entregar para la flotación un producto de 100% - 150 mallas (106 U y +6.5U).

El U/F de los hidrociclones de 4" diám. y 2" diám. son alimentados a dos acondicionadores Denver 6' x 6'; antes de la flotación de sulfuros.

La pulpa acondiciona ingresa a 8 celdas sub-A 30, con las siguientes características: 2.07 % de estaño, 0.07 % de arsénico, y 0.17 % de cobre.

Las espumas son llevadas al relave final, con el siguiente contenido: 1.35 % de estaño, 1.05 % de arsénico, y 2.15 % de cobre. El producto no flotado con 2.10 % de estaño, 0.03 % de arsénico y 0.09 % de cobre sirve de alimento para la flotación de casiterita.

OBJETIVO: Es extraer de la pulpa, todos los sulfuros posibles especialmente Arsénico y Cobre; ya que alto contenido de estos elementos en el concentrado final de casiterita es fuertemente castigado.

A. Reactivos Utilizados:

Colector de sulfuros: Xantato z-11, Solución al 8 %, alimentación acondicionador 6' x 6'.

Espumante: MIBC. (Metil Isonitil Carbonol) puro, alimentación acondicionador 6'x 6'.

B. Consumo de Reactivos:

Xantato z-11: 0.037 Kg./TM.

MIBC 0.053 Kg/TM.

c. ETAPA DE LA FLOTACION DE LA CASITERITA:

El producto no flotado del circuito de sulfuros es alimentado por medio de una bomba Worthington a dos acondicionadores

COMESA 8' x 8' y de estos se alimenta a dos banco de 5 celdas DR-300, Flotación Rougher, los relaves de estas celdas caen a una bomba Worthington , para alimentar a un banco de 5 celdas DR-300, flotación Scavenger; los relaves de estas celdas constituyen parte del relave final.

Las espumas de las celdas Rougher y Scavenger son transportados por medio de bombas verticales 3.2 a un acondicionador Denver 6' x 6' y de aquí es alimentado a 12 celdas DR-21, flotación cleaner; los relaves de estas celdas retoman nuevamente a la flotación Rougher.

Las espumas de las celdas cleaner, son trasladados por medio de una bomba vertical 3.2 hacia un acondicionador 6'x 6', recleaner para ser alimentado a una batería de 10 celdas sub-A 21, flotación recleaner, de donde el producto no flotado retorna a la flotación cleaner y las espumas constituyen como concentrado final con 41.31 % de Estaño, 0.21 % de Arsénico y 0.18 % de Cobre.

La flotación se lleva a cabo en un rango de pH de 4.5 a 5.5.

OBJETIVO: Obtener concentrados de casiterita con leyes

mayores da 40 % de Estaño, en cuanto a impurezas: % de Cobre, menores a 0.20; % Arsénico menores a 0.25.

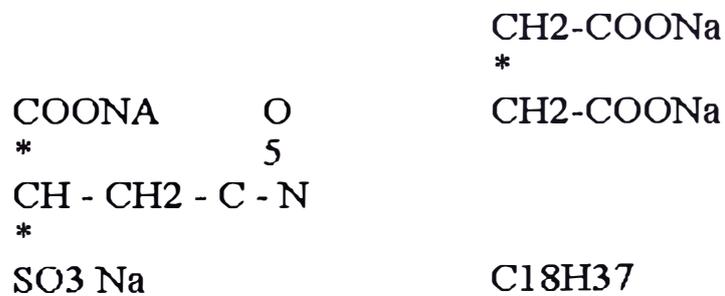
A. Reactivos Utilizados:

Dispersante de llamas: fluosilicato de sodio (Na_2SiF_2) solución al 4 %, alimentación al 4 %, alimentación al acondicionador 8' x 8'.

Regulador de pH: Acido sulfúrico (H_2SO_4) alimentación a cada batería de celdas.

Colector - Espumante: AP-845

Colector Aniónico:



Tretrasodium N - (1,2 dicarboxyethyl) - N - Octadecyl sulfo succynamate : Solución al 4.54 %, alimentado a cada batería de celdas.

B. Consumo de Reactivos:

- Fluosilicato de sodio : 0.280 kg/TM.
- Acido sulfúrico : 0.402 kg/TM.
- AP-845 : 0.182 kg/TM.

d. ANALISIS GRANULOMETRICO:

- El 91.66 % de estaño se encuentra por debajo de la malla 140 (106 μ).

TABLA III.42. Descarga espesador de 70' diám., cabeza flotación de estaño.

MALLAS	MICRONES	%PESO	%Sn	%DISTRIBUCION
70	212	2.75	0.80	1.02
100	150	7.72	0.70	2.70
140	106	14.23	0.65	.62
+6.5 μ	6.5	58.47	2.38	69.47
-6.5 μ	-6.5	17.03	2.61	22.19
TOTAL:		100.00	2.00	100.00

TABLA III.43

MALLA	MICRONES	%PESO	%Sn	%DISTRIBUCION
400	38	4.82	40.57	4.73
-400	-38	95.18	41.35	95.27
TOTAL:		100.00	41.31	100.00

TALA III.44. Relave Final

MALLA	MICRA(u)	%PESO	%Sn	%DISTRIBUCION
70	212	8.94	0.59	4.40
100	150	8.73	0.62	4.51
140	106	14.77	0.63	7.76
200	75	15.51	0.84	9.47
270	53	12.59	1.27	13.34
-270	-53	41.46	1.75	60.52
TOTAL:		100.00	1.20	100.00

El 22.19 % de estaño está por debajo -6.5μ ; y esta tenderá a perderse por el O/F de los hidrociclones de 2" diám.

La mejor flotabilidad de la casiterita se manifiesta por debajo de la malla 400 (38μ).

El mayor contenido de estaño, se encuentra por debajo de la malla 200 (75μ) esto debido principalmente al producto de O/F de los hidrociclones de 2" diám. (deslamado).

III.4.4.4. TRATAMIENTO DE LOS CONCENTRADOS DE JIGS Y MESAS

A. REMOLIENDA DE CONCENTRADO JIGS

Los concentrados obtenidos en los JIGS de gruesos, intermedios y finos constituyen 53.% con 53.49 % de estaño, 0.61 % de arsénico y 0.42 % de cobre son almacenados en una tolva. Debido al alto contenido de impurezas (sulfuros), y por tratarse de concentrados relativamente grueso, son sometidos a una

remolienda controlada de un molino de bolas comesa 5' x 5; la descarga es alimentado a una zaranda dillon 2'x4' de 1mm. de abertura de malla, conjuntamente con la carga fresca.

El O/F retorna nuevamente al molino y el U/F es alimentado al circuito de flotación de sulfuros gravimétricos.

B. CONCENTRADOS DE MESAS

Los concentrados obtenidos en las mesas son 20% de Rec. con 48.67 % de estaño, 0.91 % de arsénico y 0.61 % de cobre. Como se puede observar es alto el contenido de sulfuros siendo necesario la flotación de estos.

C. FLOTACION DE SULFUROS DE LOS CONCENTRADOS GRAVIMETRICOS

El concentrado remolido de JIGS y el obtenido en mesas suman 73% de Recuperacion 48 % de estaño, 0.70 % de arsénico y 0.70 % de arsénico y 0.48 % de cobre ingresan a 12 celdas Sub-A 18 para extraer los sulfuros y derivarlos al relave final

El producto no flotado, es enviado al circuito de filtrado con 50 % de estaño, 0.25 % de arsénico y 0.16 % de cobre.

Reactivos Utilizados:

- Colector Xantato z-11, solución al 8 %, adición al acondicionador 6'x 6' y celdas
- Espumante: Dowforth D-250 puro, adición al acondicionador Denver 6' x 6'.
- Modificador: Sulfato de Cobre, Solución al 4 % adición al acondicionador Denver 6' x 6'.

Consumo de reactivos:

- | | |
|--------------------|--------------|
| - Xantato z-11 | 0.173 Kg/TM. |
| - Dowforth | 0.083 Kg/TM |
| - Sulfato de Cobre | 0.078 Kg/TM |

III.4.5. ESTADÍSTICA DE PRODUCCIÓN EN LA CONCENTRADORA SAN RAFAEL

De los cuadros estadísticos del anexo adjunto se puede comentar lo siguiente:

- El tonelaje de tratamiento fue incrementado permanentemente desde 147 TM/día en 1970 a 1500 TM/día en 1996 Tabla III.

- En el mismo cuadro se observa el incremento de la ley de estaño en la cabeza desde 0.98 en 1970 hasta 6.42 en 1996 y la disminución de la ley de cobre hasta en 1986 dejó de ser rentable.

- La producción de concentrado de estaño también fue incrementada con el aumento del tonelaje .

- La planta de flotación de casiterita entro en operación en 1983 con el objeto de recuperar casiterita fina del relave de mesas

- La planta de concentración gravimétrica en JIGS entro a funcionar en 1991

- En la Tab.III.9 se observa que a partir de 1992 se logra obtener con centrados con leyes de estaño superiores a 49 %, debido principalmente al incremento de la ley de cabeza.

- En la Tab.III.9 se aprecia que desde la puesta en operación la planta de JIGS, es esta sección quien aporta mayor producción de concentrados.

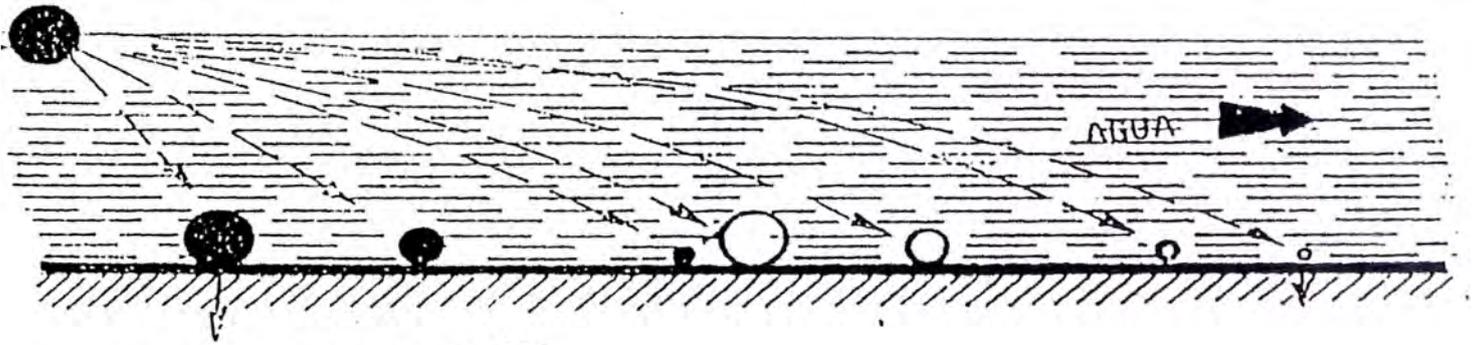
- Se aprecia que el mayor porcentaje de la recuperación aporta la sección JIGS (Tab.III 45).

- Tendencia de la recuperación es creciente. (Tab.III 45).

TABLA III 45

AÑO	%Rec.JIG	%Rec. .Mesas	%Rec. Flotación	%Rec.Total	Observ.
1970		21.36		21.36	
1971		26.79		26.79	
1972		23.74		23.74	
1973		36.14		36.14	
1974		28.78		28.78	
1975		39.54		39.54	
1976		37.61		37.61	
1977		38.81		38.81	
1978		50.06		50.06	
1979		55.49		55.49	
1980		49.71		49.71	
1981		53.70		53.70	
1982		49.17		49.17	
1983		55.47	7.08	62.55	
1984		58.94	12.23	71.17	
1985		60.41	12.97	73.38	
1986		59.67	12.03	71.69	
1987		60.14	9.59	69.73	
1988		58.51	10.80	69.31	
1989		57.47	11.15	68.62	
1990		55.75	12.96	68.71	
1991	29.81	32.43	8.85	71.09	
1992	39.74	22.19	9.13	71.06	
1993	49.38	22.24	9.68	81.30	
1994	52.94	20.36	10.93	84.23	
1995	51.37	19.66	11.15	82.18	
1996	52.33	19.94	11.86	84.13	Hasta Setiembre

Punto de ingreso



Partículas grandes y pesadas.

Partículas livianas y pequeñas.

Movimiento de Partículas

Partículas pesadasas pequeñas

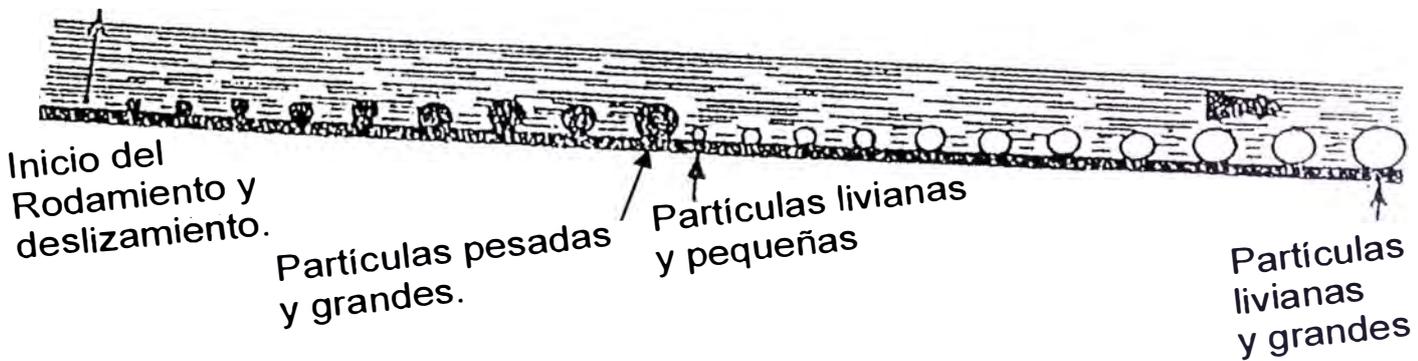


Figura III. 7

El efecto de clasificación de las fuerzas de rodamiento y de deslizamiento sobre partículas de diferentes tamaños y densidades.

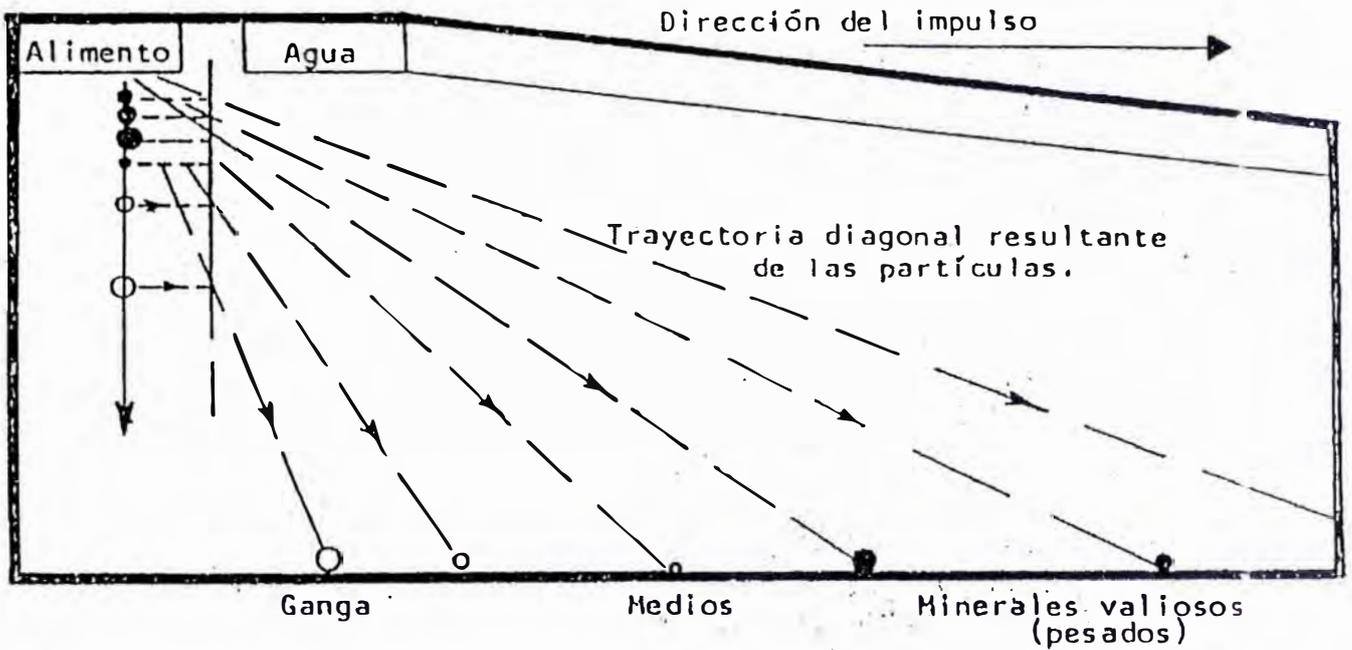


Fig. III.8 Esquema que muestra cómo la aceleración lateral y los efectos de la corriente laminar, originan que los minerales se separen sobre una mesa.

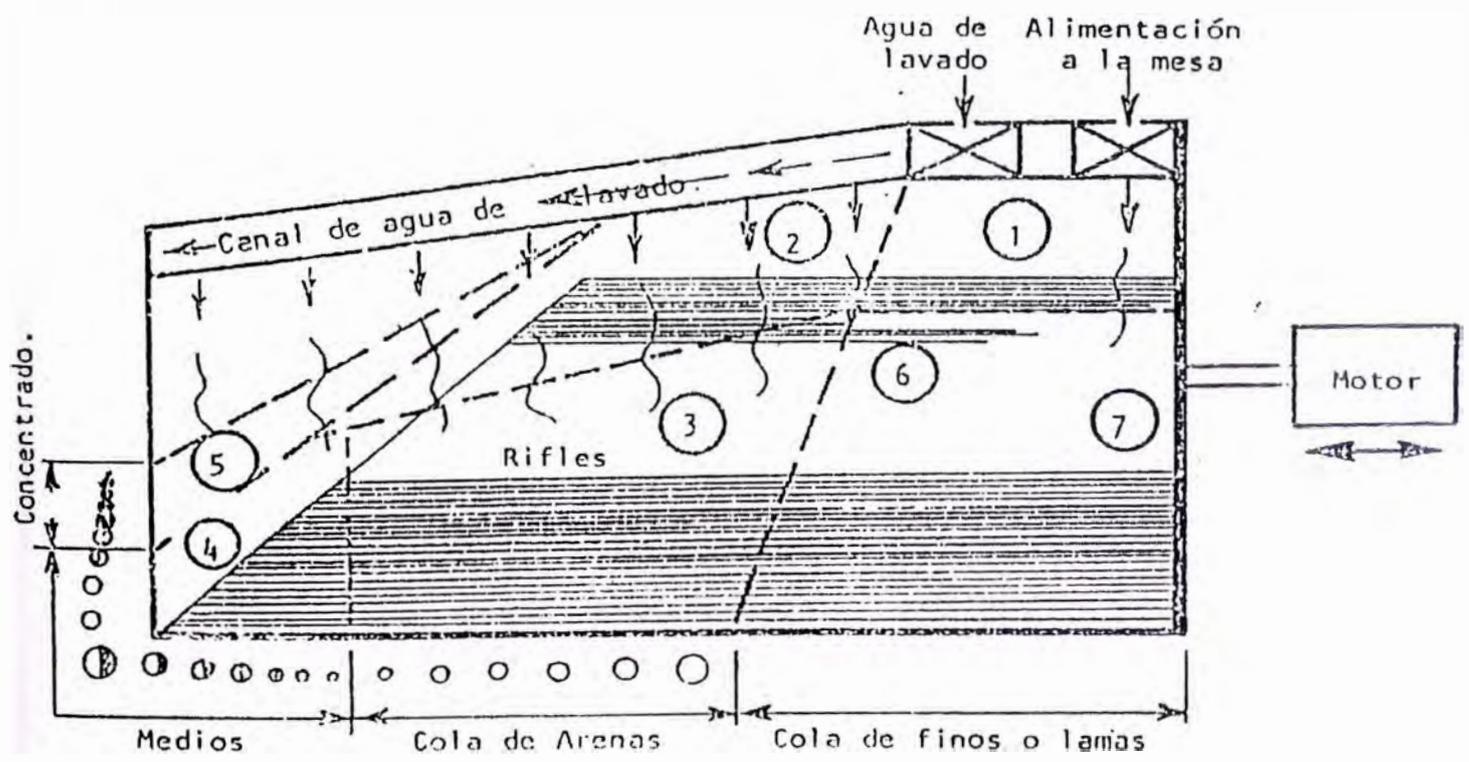


Fig. III.9 Ilustración de las diversas zonas de separación en una mesa.

CAPITULO IV : MANEJO AMBIENTAL.

V.1 Tipos de emisiones de fluentes

V.2 Estado inicial del manejo ambiental

V.3 Impactos ambientales

V.4 Plan de manejo Ambiental

V.5 Plan de Abandono

V.6 Programa de Seguimiento.

CAPITULO IV

ASPECTOS MEDIO-AMBIENTALES

IV.1 TIPOS DE EMISIONES DE EFLUENTES

En la Unidad de Producción de San Rafael se han identificado principalmente los focos de emisión siguientes:

Niveles de ruido

Niveles de polvo

Niveles de polvo no sedimentado

Efluentes de relaves.

Efluentes gaseosos (provenientes de equipos y operaciones en el interior mina)

IV.2 ESTADO INICIAL DEL MANEJO AMBIENTAL

Con la preocupación inicial de MINSUR S.A. se había establecido un programa de monitoreo de efluentes que se tomó como punto de partida para establecer un Programa de Manejo Ambiental (Ver tabla IV.1)

TABLA IV. 1

**ESTANDARES NACIONALES DE CALIDAD EN EL AREA DE LA
UNIDAD DE SAN RAFAEL PARA EFLUENTES HIDRICOS.**

<i>Polucionante en el cuerpo receptor</i>	<i>Dispositivo Legal</i>	<i>L.M.P. / cuerpo receptor</i>	<i>L.M.P / Cuerpo emisor</i>	<i>Dispositivo Legal</i>	<i>Promedio de Monitoreo efluente</i>
Agua continental					
pH	D.L 17752	5-9	6-9	RM/011/EM	6.20
Temperatura	ninguno	ninguno	ninguno	ninguno	13.16°
Conductividad	ninguno	ninguno	ninguno	ninguno	No hay monitoreo
Total Sol. Dis.	D.L 17752	100 mg/lt	ninguno	ninguno	No hay monitoreo
Total Sol. Susp.	ninguno	ninguno	50 mg/lt	RM/011/EM	No hay monitoreo
Aceites y Grasas	D.L 17752	0.0 mg/lt	ninguno	ninguno	No hay monitoreo
arsénicos	D.L 17752	0.2 mg/lt	1.0 mg/lt	RM/011/EM	No hay monitoreo
Cloruros	ninguno	ninguno	ninguno	ninguno	0.835 mg/lt
Cadmio	D.L 17752	0.05 mg/lt	ninguno	ninguno	0.007 mg/lt
Cianuro	"	1 + mg/lt	1.0 mg/lt	RM/011/EM	No hay monitoreo
Fierro	"	1.0 mg/lt	2.0 mg/lt	RM/011/EM	No hay monitoreo
Mercurio	"	0.01 mg/lt	ninguno	ninguno	No hay monitoreo
Cobre	"	0.5 mg/lt	1.0 mg/lt	RM/011/EM	0.249 mg/lt
Plomo	"	0.1 mg/lt	0.4 mg/lt	RM/011/EM	0.442 mg/lt
DBO	ninguno	15 mg/lt	ninguno	ninguno	No hay monitoreo
OD	D.L 17752	3 mg/lt	ninguno	ninguno	No hay monitoreo
Coliform. totales	D.L 17752	5000	ninguno	ninguno	No hay monitoreo
Coliform. fecales	D.L 17752	1000	ninguno	ninguno	No hay monitoreo
Zinc	D.L 17752	25 mg/lt	ninguno	ninguno	No hay monitoreo

De las observaciones practicadas cuyos resultados se muestran en las Tablas que siguen en las siguientes páginas, se puede deducir lo siguiente:

Existen elementos polucionantes propios de la naturaleza de una sección muy pequeña del proceso de la flotación de cobre (Cianuro de Sodio, entre dos) cuyo tratamiento, para la reducción o eliminación total requieren una mayor control e inversión económica.

En el caso de metales tóxicos como el Cadmio, Plomo, los niveles registrados muestran en estas aguas emisoras, contenidos inferiores a los límites permisibles.

Existen elementos tóxicos en el agua clarificada evacuada de la relavera que no están siendo controladas sistemáticamente en cuanto al porcentaje de sólidos y análisis químicos, como por ejemplo el cianuro.

El programa de monitoreo para el control de emisiones al aire en su etapa inicial. Han sido controladas en los lugares de trabajo determinando su influencia en el trabajador.

(Continuación)

Niv.200-Cortada Carabaya	*	0.18	---	0,0008	**	0,00015	**	*
Niv.200-Galería Norte	*	0.15	---	0,0009	**	0,00018	**	*
Niv.200-Vicente Norte	*	0.18	---	0,0005	**	0,00015	**	*
Niv.200-S	*	0.28	---	0,001	**	0,0001	**	*
Niv.150-N	*	0.25	---	0,0015	**	0,0002	**	*
Niv.150-S	*	0.25	---	0,0018	**	0,00018	**	*
Niv.100-N	*	0,30	---	0,002	**	0,00018	**	*
Niv.100-S	*	0,29	---	0,0022	**	0,00025	**	*
Rampa 523 NW(Tope)	*	0,35	---	0,0025	**	0,0003	**	*
Limite Máximo Permisible	19,5	0.5	0.5	0.005	0.002	0.0005	0.0005	200

TABLA IV. 3

**MEDICIONES DE AGENTES FISICOS EN INTERIOR MINA MES DE:
NOVIEMBRE**

FECHA: 20.11.95

MEDIDOS POR: Ing. Adalson Torres Zegarra

Ing. Rósulo Díaz Flores

Sr. Ylario Quispe Sulca

EQUIPOS: - Decibelímetro SIMPSON

- Velocímetro ALNOR

- TRI-SENSE COLE-PARMER

Labores Subterráneas en Operación	Veloc. aire m/min	Temperat. 'C	H.Re-lativa %	Ruido dB.	Observaciones
Rampa 523 (boca mina)	130	1,20	76,4	75	+50 mts, pasando una camioneta
Niv. 450-50	60	12,20	80	80	Trabajando 1 Scoop
Niv. 450-78	40	13,50	82	81	trabajando 1 bomba
Niv.430-Tjo.36	84	11,00	80	69	Acarreado mineral 1 Scoop
Niv.410-Tjo.36	72	12,00	66	85	Trabajando en SIMBA
Niv.390-Tjo.36	90	14,00	75	82	Cerca a Rompebanco 1
Niv.370-Cámara de Lubrica	30	16,00	92	88	Funcionando la afiladora
Niv.370-Rompe Bancos	48	25,50	68,3	85	Trabajando el Rompebanco
Niv.370-Tjo.36	30	20,50	92	50	
Niv.200-Cortada 21-N	30	26,10	100	101	Trabajando 2 perf. Jackleg

(Continuación)

Niv.200-Cortada 21-S	38	25,80	98	78	Tope (regado carga)
Niv.200-Cortada Carabaya	48	24,80	92	99	Trabajando 2 perf. Jackleg
Niv.200-Galería Norte	46	27,00	98	82	Funcionando 1 ventilador
Niv.200-Vicente Norte	54	28,30	100	88	Limpieza c/pala neumática
Niv.200-S	66	25,00	80,9	81	Pasando un Volquete
Niv.150-N	48	24,00	90	78	Tope
Niv.150-S	35	25,00	92	90	Trabajando 1 perf. Jackleg
Niv.100-N	50	29,10	100	91	Funcionado 1 ventilador
Niv.100-S	25	29,50	98	98	Trabj. Scoop + Camión
Rampa 523 NW(Tope)	20	30,00	100	95	Tope-trabaj.bomba

TABLA IV.4. MEDICIONES DE RUIDO PLANTA CONCENTRADORA

EQUIPO: Decibelímetro

FECHA : 10.01.95

HORA : 4.50 pm.

SECCION:	MEDICION	PERMISIBLE
Triturador Symons	100dB	90dB
Zarandas	98dB.	"
Jigs	94dB.	"
Molinos 8'x8' y 5'x10'	94dB.	"
Molinos 5'x6' y 5'x10'	94dB.	"
Filtro Delkor	88dB.	"
Filtro Delkor + Golpe	91 dB.	"
de faja transportadora		
Mesas	91 dB.	"
Ciclones	92dB.	"
Flotación Sulfuros	92dB.	"
Flotación estaño DR-300	89 dB	"

TABLA IV. 5
MEDICION DE RUIDOS - MANTENIMIENTO

DIA: 23-03-95 HORA: 9.00 am.

Torno : 72 db.

Taller tractores : 74 db.

Casa Fuerza ingreso grupos : 102 db.

Casa fuerza centro grupos : 102 db.

Casa fuerza compresoras : 98 db.

Almacén : 65 db. (69db)

Del análisis de estas mediciones se puede concluir con lo siguiente:

- No existe un monitoreo en el medio ambiente de emisiones evacuadas por el proceso minero fuera del área de trabajo.

- No se han ubicado los puntos de monitoreo en el medio ambiente para observar su comportamiento por las emisoras de material particulado, gases y ruido.

- De los resultados obtenidos en el actual sistema de monitoreo se observa

que los valores están dentro de los rangos permisibles para la salud humana.

Se observa que la intensidad del ruido es superior a lo establecido por ley (90dB).

Con la instalación y complementación de equipo meteorológico se podrá determinar las estaciones para el control de efluentes en el medio aire.

IV.2.1 ESTANDARES A ADOPTAR

Debido a la publicación reciente de la Autoridad Competente sobre los límites hídricos (el R.M. No 011-96-EM/VMM) dicha norma servirá como complemento y control en el medio ambiente a la Ley General de Aguas para observar su comportamiento en los cursos receptores.

De idéntica manera se controlarán los efluentes emitidos con normas aprobadas por el sector, si estas no existieran se toman los valores internacionales.

IV.3 IMPACTOS AMBIENTALES

IV.3.1 RECURSO AGUA

Se tiene que distinguir para su evaluación: su calidad natural y la aplicación de este recurso.

En su calidad natural tenemos que observar el conjunto de características físico química y bacteriológica, pudiendo ser modificada esta de acuerdo al destino que se le de fijándose criterio de calidad para que estos no sean desfavorables al medio ambiente. Los elementos que pueden contaminar este recurso son diversas y tienen acción física, química o biológica, cuyos parámetros de superación de límite aceptable indican un grado de contaminación al individualizar sus análisis por cada elemento de este recurso.

Los efectos en este recurso se observan a través del:

a. Impacto en la calidad del agua:

Para la verificación de que este parámetro sufre una alternación negativa, se tomo como inicio la información emitida por la CIA Minera al Sector Energía y Minas mediante el documento de EVAP en el cual muestran los

resultados de monitoreos así como las indicaciones de los puntos de muestreo.

El agua de abastecimiento a la planta concentradora no recibe ningún tratamiento preliminar para su uso.

El origen del caudal que llega a la planta proviene de la laguna de Chogñocota con un volumen de 57 lt/seg, laguna de Suyrococha 4 lt/seg; Laguna Estanconcocha 22 lt/seg y agua de mina 100 lt/seg y para completar las necesidades de la planta se capta 124 lt/seg del agua clarificada de la relavera. (Ver Figura IV.2).

Los análisis efectuados de estas aguas superficiales desde enero hasta junio de 1995 muestran en sus inicios presencia de contenidos metálicos superiores a lo permisible (cobre, plomo) para este tipo de agua superficial como se indica en el cuadro respectivo

En la Tabla IV.6 se observan los valores representativos de la calidad de agua de captación (período enero - junio 95). La variabilidad de los valores se debe a condiciones estacionales de dilución.

La variabilidad de los valores de Pb reportados en el mes de junio 95, se debe a variaciones estacionales pluviométricas que ocasionan un mayor o menor arrastre de sólidos.

TABLA IV.6

CALIDAD DEL AGUA DE CAPTACION DE LA UNIDAD DE SAN RAFAEL

Mes	pH	T° C	Flujo lt/seg	Cl- mg/lt	Cu mg/lt	Pb mg/lt	Cd mg/lt
Enero	6.50	10	49.30	0.70	2.87	0.686	0.001
Febrero	6.65	11	48.82	1.06	2.75	0.660	0.001
Marzo	6.70	13	49.12	0.70	2.35	0.070	0.001
Abril	6.90	16	47.06	1.07	1.80	1.090	0.001
Mayo	6.70	15	46.60	0.71	1.95	0.970	0.001
Junio	6.00	5	46.87	1.42	1.99	0.05	0.02

De idéntica manera se puede observar la calidad del análisis de los vertimientos del agua de mina (enero - junio 1995) que presentan contenidos subidos de cobre y plomo, parte de esta agua es usada en la planta concentradora y la otra va a la relavera.

TABLA IV.7

**CALIDAD DEL CURSO HIDRICO DEL AGUA DE MINA DE SAN
RAFAEL**

Mes	pH	T ° C	Flujo lt/seg	Cl- mg/lt	Cu mg/lt	Pb mg/lt	Cd mg/lt
Enero	6.20	18	73.98	0.71	1.94	1.164	0.011
Febrero	6.30	24	73.23	0.71	1.90	1.105	0.010
Marzo	6.20	26	73.68	0.41	1.95	1.015	0.010
Abril	6.50	25	70.59	0.71	1.90	1.150	0.001
Mayo	6.10	28	71.00	0.71	1.70	1.015	0.001
Junio	4.50	20	70.00	1.42	1.98	0.04	0.02

En la tabla IV.8 puede observarse los análisis del agua y el impacto que recibe el agua que ingresa a la planta concentradora para el proceso y después de su uso.

TABLA IV.8

**CALIDAD DE AGUA DE INGRESO Y SALIDA DE LA PLANTA
CONCENTRADORA SAN RAFAEL**

Fecha	Origen de agua	pH	T° C	Flujo lt/seg	Hg mg/ lt	Si mg/lt	Cu mg/lt	Pb mg/lt	Cd mg/lt
May.94	ingreso	6.00	16	--	--	1.41	0.445	0.0419	0.01219
	salida	6.20	15	--	--	0.71	0.0860	0.0669	0.0086
Jun.94	ingreso	6.50	--	--	--	0.56	0.622	0.043	0.0205
	salida	5.60	--	--	--	0.70	0.4936	0.070	0.0187
Oct.94	ingreso	4.89	--	--	5.0	0.71	29.00	7.00	---
	salida	5.54	--	--	8.5	0.71	1.50	13.50	0.5
Nov.94	ingreso	6.10	--	--	—	0.56	0.0622	0.043	0.02050
	salida	5.60	--	--	--	0.70	0.4936	0.070	0.0187
Dic.94	ingreso	6.00	16	--	--	1.41	0.455	0.0419	0.0129
	salida	6.25	15	--	--	0.71	0.0860	0.0669	0.0086
Ene.95	ingreso	6.10	16	246.60	--	0.71	1.35	0.120	0.009
	salida	6.00	15	149.00	--	0.71	0.941	0.945	0.015
Feb.95	ingreso	6.05	15	244.10	--	0.70	1.37	0.115	0.008
	salida	6.10	15	147.50	--	0.71	0.925	0.937	0.015
Mar.95	ingreso	6.10	15	245.63	--	0.41	1.26	0.105	0.009
	salida	6.10	15	148.41	--	0.41	0.750	0.935	0.020
Abr.95	ingreso	6.50	18	235.31	--	0.70	1.25	0.115	0.008
	salida	6.50	16	142.18	--	0.71	0.650	0.937	0.0015
May.95	ingreso	6.50	18	237.00	--	0.71	1.315	0.100	0.001
	salida	6.70	16	143.00	--	0.70	0.840	0.720	0.002
Jun.95	ingreso	5.50	17	233.30	--	2.15	2.60	0.03	0.01
	salida	6.00	15	143.00	--	2.13	0.48	0.38	0.02

En general las aguas industriales superficiales procedentes de las operaciones de la planta de beneficio y del interior de mina son recepcionadas en la relavera para su tratamiento preliminar influyendo esta acción a que el impacto negativo no sea de gran magnitud al rehusarse agua decantada en el proceso y retenerse el mayor contenido de sólidos en la relavera.

El incremento de contenidos metálicos en el curso receptor es considerado como un impacto negativo ya que en el transcurso del tiempo modifica la calidad de este. Las descargas recibidas al curso receptor solo tienen origen del proceso industrial.

En la tabla IV.9 se puede apreciar la calidad de los análisis de las aguas descargadas al medio ambiente Después de su decantación en la relavera así como el cursor receptor antes y después de la acogida de estas aguas.

Otro problema en la contaminación de cursos hídricos o del medio ambiente es la producida por las aguas de desecho doméstico que al ser descargadas en forma directa o indirecta y sin ningún tratamiento causan un impacto negativo por su peligrosidad manifestándose a través de su demanda bioquímica de oxígeno, la carencia de oxígeno disuelto en los afluentes y por consiguiente su avidez por extraer el

oxígeno disuelto en el agua de otros cursos receptores a esto se suma los altos contenidos de bacterias fecales que le hacen impropia para todo uso del ser humano o animales.

En la unidad de San Rafael el uso de agua doméstica proviene de dos orígenes, uno de los deshielos del nevado Quenamari y otro del manantial de Cumani.

Para dar seguridad al consumo de estas aguas se realiza un monitoreo para el control y análisis de este recurso como se muestra en la tabla IV.10.

TABLA IV. 9

**CALIDAD DE LAS AGUAS PROVENIENTES DE LA RELAVERA Y DEL
CURSO RECEPTOR**

Fecha	punto de monitoreo	pH	T°	Flujo lt/segf	Cl- mg / lt	Cu mg/lt	Pb mg/lt	Cd mg/lt	Hg mg/lt
Mayo 94	#5	5.20	12	---	1.42	0.043	0.0460	0.0113	---
	#6	---	---	---	---	---	---	---	---
	#7	5.20	10	---	1.06	0.0553	0.048	0.0127	---
	#8	8.00	---	---	1.42	0.004	0.0328	0.0010	---
	#9	6.50	---	---	0.36	0.106	0.0418	0.0090	---
Junio 94	#5	5.70	---	---	0.70	0.2065	0.053	0.0233	---
	#6	---	---	---	---	---	---	---	---
	#7	5.21	---	---	0.35	0.4571	0.043	0.0266	---
	#8	7.57	---	---	0.71	0.0239	0.035	0.0145	---
	#9	6.31	---	---	0.71	0.0617	0.037	0.0158	---
Octubre 94	#5	5.40	---	---	0.71	---	6.00	0.5	---
	#6	---	---	---	---	---	---	---	---
	#7	5.00	---	---	0.35	25.50	6.50	0.5	---
	#8	8.00	---	---	0.71	---	5.90	---	---
	#9	6.70	---	---	0.71	3.0	10.0	0.5	---
Noviembre 94	#5	5.70	---	---	0.70	0.2065	0.0530	0.0233	---
	#6	---	---	---	---	---	---	---	---
	#7	5.21	10	---	1.06	0.0533	0.0483	0.0127	---
	#8	7.57	---	---	0.71	0.0239	0.035	0.0145	---
	#9	6.31	---	---	0.71	0.0617	0.037	0.0150	---
Diciembre 94	#5	5.20	12	---	1.42	0.043	0.0460	0.0113	---
	#6	---	---	---	---	---	---	---	---
	#7	5.25	10	---	1.06	0.0533	0.0483	0.0127	---
	#8	8.07	---	---	0.44	0.004	0.0328	0.0106	---
	#9	8.51	13	---	0.36	0.106	0.0418	0.0090	---
Enero 95	#5	6.05	12	149.60	0.71	0.126	0.282	0.006	---
	#6	6.15	12	16.48	0.36	0.164	0.561	0.007	---
	#7	6.80	13	84.72	0.71	0.174	0.321	0.003	---
	#8	8.00	15	91.78	0.71	0.013	1.015	0.001	---
	#9	7.60	15	176.50	0.71	0.039	0.258	0.001	---

(Continuación)

Febrero 95	#5	6.00	11	147.50	0.71	0.105	0.180	0.005	---
	#6	6.05	11	16.24	0.70	0.115	0.501	0.007	---
	#7	6.90	12	83.52	0.71	0.117	0.120	0.003	---
	#8	8.20	15	90.48	0.71	0.011	1.005	0.001	---
	#9	7.40	15	174.00	0.70	0.030	0.180	0.001	---
Marzo 95	#5	6.00	12	148.41	0.41	0.110	0.170	0.005	---
	#6	6.05	12	16.34	0.41	0.115	0.600	0.007	---
	#7	6.90	12	84.00	0.70	0.125	0.110	0.004	---
	#8	8.30	14	91.00	0.70	0.015	1.025	0.001	---
	#9	7.40	14	175.00	0.70	0.030	0.190	0.001	---
Abril 95	#5	6.00	15	142.18	0.70	0.110	0.170	0.002	---
	#6	6.00	15	15.64	0.71	0.090	0.500	0.003	---
	#7	6.50	18	82.32	0.70	0.000	0.120	0.001	---
	#8	8.00	17	89.18	0.70	0.000	1.250	0.001	---
	#9	7.50	17	171.50	0.70	0.000	0.190	---	---
Mayo 95	#5	6.50	16	143.00	0.70	0.130	0.180	0.002	---
	#6	6.50	16	15.73	0.70	0.125	0.450	0.001	---
	#7	6.50	17	80.88	0.70	0.170	0.315	0.001	---
	#8	8.00	18	87.62	0.70	0.015	0.870	0.001	---
	#9	7.70	17	168.50	0.70	0.019	0.310	0.001	---
Junio 95	#5	6.00	15	143.30	1.42	0.14	0.07	0.02	---
	#6	6.50	13	15.78	2.13	0.89	0.04	0.02	---
	#7	6.50	11	81.08	1.42	0.830	0.08	0.02	---
	#8	7.65	11	89.18	0.71	0.82	0.05	0.01	---
	#9	6.50	12	170.26	0.71	0.49	0.05	0.01	---

TABLA IV. 10

ANALISIS DEL AGUA DE CONSUMO EN LA UNIDAD SAN RAFAEL

Fecha	Pun- to de Moni toreo	pH	T (° C)	Cl (mg/lt)	Cu (mg/lt)	Pb (mg/lt)	Cd (mg/lt)
15-01-95	#1	6.90	6	0.70	0.026	0.0404	0.000
	#2	6.85	8	0.70	0.028	0.0418	0.000
	#3	7.10	10	0.71	0.000	0.0350	0.000
	#4	7.05	12	0.71	0.000	0.0037	0.000
15-02-95	#1	6.95	5	0.71	0.028	0.0190	0.000
	#2	6.85	7	0.71	0.028	0.0190	0.000
	#3	7.10	10	0.70	0.000	0.0230	0.000
	#4	7.10	15	0.70	0.000	0.0230	0.000
15-03-95	#1	6.80	5	0.70	0.035	0.0190	0.000
	#2	6.85	8	0.70	0.035	0.017	0.000
	#3	7.05	10	0.70	0.000	0.020	0.000
	#4	7.10	12	0.70	0.000	0.020	0.000
15-04-95	#1	6.90	3	0.45	0.020	0.010	0.000
	#2	6.90	5	0.45	0.020	0.010	0.000
	#3	7.00	10	0.40	0.000	0.018	0.000
	#4	7.00	12	0.40	0.000	0.018	0.000
15-05-95	#1	6.70	3	0.41	0.018	0.0315	0.000
	#2	6.70	4	0.41	0.018	0.0315	0.000
	#3	6.80	10	0.41	0.000	0.0280	0.000
	#4	6.80	12	0.41	0.000	0.0280	0.000
01-06-95	#1	6.65	5	0.41	0.03	0.032	0.000
	#2	6.70	7	0.41	0.03	0.032	0.000
	#3	7.00	11	0.41	0.018	0.028	0.000
	#4	7.10	11	0.41	0.018	0.028	0.000

El impacto negativo que ocasiona los efluentes domésticos se ve minimizado con el tratamiento primario (laguna de oxidación) que se efectúa en el mayor caudal generado del emplazamiento en la zona de Cumani; lo que no se conoce es la calidad de vertimientos de estas aguas al no existir un monitoreo.

Lo favorable de estos vertimientos es que no se dirigen a ningún curso hídrico del área.

La evaluación de estos impactos se puede observar en las tablas IV.11 y IV.12.

TABLA IV. 11
EVALUACION Y ANALISIS DEL IMPACTO AMBIENTAL
EN LA CALIDAD DE AGUA SUPERFICIAL

Efecto Previsible	Medida		Evaluación Ambiental
Carácter	Positivo	Q	Contaminación del curso receptor por efluentes mineros
	Negativo		
Significancia	Relativo	"	Regeneración natural de acuerdo al caudal de dilución del curso receptor
	Absoluto		
Duración	Corto		Necesidad de abastecimiento del recurso Hídrico
	Mediano		
	Largo	F	

(Continuación ...)

Reversibilidad	Reversible		Si el afluente no es tratado.
	Irreversible	F	
Riesgo	Posible	"	Contaminación intermitente del curso receptor
	Imposible		
	Tal vez		
Influencia Espacial	Grande		Efluente de la relavera con contenidos superiores a lo permisible.
	Mediano	"	
	pequeño		
Tipo de Acción	Eventual		Flujo constante de la relavera Abastecimiento permanente del recurso hídrico.
	Periódica		
	Permanente	Q	

Impacto: Insignificante)
bajo Q
Moderado "
alto F

TABLA IV. 12

**EVALUACION Y ANALISIS DEL IMPACTO AMBIENTAL
EN LA CALIDAD DEL AGUA DE MINA**

Efecto Previsible	Medida		Evaluación Ambiental
Carácter	Positivo	F	Incremento de caudal industrial
	Negativo		
Significancia	Relativo)	Regeneración natural de acuerdo al caudal de dilución del curso receptor
	Absoluto		
Duración	Corto		Necesidad de abastecimiento del recurso hídrico
	Mediano		
	Largo	"	
Reversibilidad	Reversible		Si el afluente no es tratado.
	Irreversible	"	
Riesgo	Posible	Q	Contaminación intermitente del curso receptor
	Imposible		
	Tal vez		
Influencia Espacial	Grande	F	Efluente de la relavera con contenidos superiores a lo permisible.
	Mediano		
	pequeño		

(Continuación ...)

Tipo de Acción	Eventual		Flujo constante de la relavera Abastecimiento permanente del recurso hídrico.
	Periódica		
	Permanente	F	

Impacto:	Insignificante)
	bajo	Q
	Moderado	"
	Alto	F

b. Impactos por el uso

En la concentración del mineral de estaño desde el inicio en las operaciones para la extracción del mineral económico del interior de mina es necesario el uso del recurso agua para mitigar el polulante generado por la acción de los sistemas de maquinarias para obtener el recurso a ser tratado en la planta concentradora; a esto se agrega el afloramiento natural del agua de las napas freáticas del interior de mina que por oxidación o escurrimiento entre el componente mineralógico generan las aguas ácidas presentando en su composición un promedio de pH 5-6 estas generarían un impacto negativo si

fueran descargadas directamente al medio ambiente por su calidad y contenido metálicos presentes en ella, pero esto se minimiza porque la mayor parte del caudal es almacenado para su uso en la planta concentradora (el promedio del caudal de agua de mina es 70 lt/Seg; su consumo promedio es de 100 lt/Seg).

El mayor impacto del uso del recurso agua se genera en la planta concentradora ya que el proceso de concentración necesita un gran volumen de agua para sus diferentes sistemas de concentración que en base a metodologías metalúrgicas y reactivos obtienen concentrados de estaño y cobre.

El recurso agua que intervino en el proceso es evacuado de la planta como colas llamado relaves con una calidad diferente al agua inicial de ingreso a la planta causándole a este recurso un impacto negativo al degradarla en calidad, este volumen general es llevado hacia la relavera en donde se retiene los sólidos y se le efectúa una decantación natural con el objetivo de darle una mejor calidad a esta agua.

Posteriormente, del flujo decantada una parte es recirculado al proceso industrial (59.7%) y otra parte es evacuada al curso receptor más cercano (el río Antauta), generando en este un impacto negativo de relativa significancia por la presencia de contenidos metálicos superiores a las permisibles en forma irregular.

En el uso del agua para las necesidades de consumo humano, su efluente constituye también un impacto negativo para cualquier medio ambiente

receptivo si es evacuado directamente.

Si bien es cierto que el emplazamiento de San Rafael y su entorno se encuentra sobre los 4,000 m.s.n.m. constituyendo un paraje desolado, sin embargo existe la necesidad de que estos efluentes no sean de carácter negativo y sus vertimientos de la laguna de oxidación tengan condiciones óptimas para otro uso que no cause daño a la ganadería auquénida (aunque muy diezmada) en base a pastos naturales y una agricultura en pequeña escala.

c. Impactos por desaguado

Un impacto que no produce acción negativa es el desaguado del agua de mina el cual en su totalidad es usado en la planta concentradora cuyo volumen de aportación después de su almacenamiento es de 100 lt/Seg. Si este llegara directamente al medio ambiente se produciría un impacto negativo de gran influencia espacial por su calidad de contenidos metálicos (Cu,Pb). Sus caudales de desaguado tiene un promedio de 72.08 lt/Seg, de los controles efectuados en el monitoreo se tiene:

Enero 95	73.98 Lt/Seg
Febrero 95	73.23 Lt/Seg
Marzo 95	73.68 Lt/Seg
Abril 95	70.59 Lt/Seg
Mayo 95	71.00 Lt/Seg
Junio 95	70.00 Lt/Seg

Las zonas de mayor desaguado son las originadas en aguas superficiales principalmente la proveniente de la planta concentradora la que generaría un impacto negativo en el medio ambiente si esta no fuera tratada previamente en la relavera antes de descargarla al curso receptor.

Sin embargo el volumen de desaguado de la relavera que se dirige al curso receptor es de impacto negativo por sus cargas de contaminantes que contienen estas con una influencia menor de contenidos metálicos.

De los controles se puede apreciar los caudales de desaguado de la planta concentradora cuyo promedio es de 144 lt/seg:

Enero 95	149.00 lt/seg
Febrero 95	147.50 lt/seg
Marzo 95	148.41 lt/seg
Abril 95	142.18 lt/seg
Mayo 95	143.00 lt/seg
Junio 95	143.30 lt/seg

En general se puede indicar que en el área de emplazamiento, de los diferentes puntos de controles de desaguado en aguas superficiales el de mayor impacto es el de la planta concentradora (punto número 4) y el de menor impacto es el de la relavera (punto No. 6).

d. Impactos por Sedimentos.

El impacto negativo generado en todo proceso industrial minero es por la generación de sedimentos cuyo centro generador de estos es la planta concentradora que al aplicar tecnologías de concentración de mineral para obtener el producto económico trae como consecuencia la generación de sedimentos los que son descargados en las colas del proceso y por algún medio esta va a integrarse a los cursos receptores produciendo dicho impacto.

En la unidad San Rafael la generación de sedimentos es de gran volumen los cuales van a depositarse en la relavera No. 2, para efectuar una sedimentación de este material y posteriormente efectuarse una decantación de sus aguas con la finalidad de retener un máximo de contenidos en suspensión de estos sedimentos.

Entre el volumen de sedimentos descargados al curso del receptor presentan contenidos metálicos de cobre, plomo y cadmio, según cálculo del control del monitoreo (punto # 7) el volumen es el siguiente:

TABLA IV. 14

**DESCARGA DE SEDIMENTOS AL CURSO RECEPTOR POR LA
UNIDAD SAN RAFAEL**

MES	AÑO	COBRE KG/DIA	PLOMO KG/DIA	CADMIO KG/DIA
Enero	95	0.014	0.027	0.0002
Febrero	95	0.009	0.010	0.0002
Marzo	95	0.010	0.009	0.0003
Abril	95	0.000	0.009	0.00008
Mayo	95	0.013	0.025	0.00008
Junio	95	0.067	0.006	0.0016

Para determinar la acción de estos vertimientos en el curso receptor se presenta la evaluación del impacto ambiental por sedimentos en el curso receptor para lo cual se restan empleando metodología de evaluación Clark (tabla IV.15).

IV.3.2 RECURSO SUELO

El recurso suelo puede ser alterado con un impacto negativo en forma directa con acciones de contaminación física, química o perdiendo la calidad de este medio.

TABLA IV. 15
EVALUACION Y ANALISIS DEL IMPACTO AMBIENTAL
POR SEDIMENTOS EN EL CURSO HIDRICO RECEPTOR

Efecto Previsible	Medida		Evaluación Ambiental
Carácter	Positivo		Riesgo de contaminación continua por descargas permanentes
	Negativo	Q	
Significancia	Relativo	"	Porcentaje del agua decantado de la relavera es descargada al cauce receptor
	Absoluto		
Duración	Corto		Capacidad de mediana minería
	Mediano		
	Largo	"	
Reversibilidad	Reversible	Q	Si el afluente es tratado o si se usa en el proceso la totalidad del agua decantada
	Irreversible		
Riesgo	Posible	F	Por desastre o polución con incremento en el curso receptor
	Imposible		
	Tal vez		

(Continuación)

Influencia Espacial	Grande		Volumen controlado de evacuación.
	Mediano	Q	
	pequeño		
Tipo de Acción	Eventual		Constante evacuación de sedimentos.
	Periódica		
	Permanente	Q	

Impacto: Insignificante)

Bajo Q

Moderado "

Alto F

TABLA IV. 16

**BREVE REFERENCIA A LA MINERALOGIA CUANTITATIVA DEL
RELAVE DE LA UNIDAD MINERA DE SAN RAFAEL - MINSUR**

=====

PARTICULAS LIBRES

MALLA + 65	
Calcopirita (cp)	0.00
Casiterita (cst)	0.00
Esfalerita (ef)	0.00
Oxido de fierro	0.40
Pirrotita (po)	0.20
Marcasita Arsenopirita y Pirita (los 3 son grupos)	0.00
Gangas (ggs)	95.50
TOTAL	96.10
MALLA + 100	
Calcopirita (cp)	0.15
Casiterita (cst)	0.00
Esfalerita (ef)	0.00
Oxido de fierro	0.15
Pirrotita (po)	0.00
Marcasita Arsenopirita y Pirita (los 3 son grupos)	0.15
Gangas (ggs)	96.65
TOTAL	97.10
MALLA + 200	
Calcopirita (cp)	0.40
Casiterita (cst)	0.25
Esfalerita (ef)	0.15
Oxido de fierro	0.15
Pirrotita (po)	0.15
Marcasita Arsenopirita y Pirita (los 3 son grupos)	0.40
Gangas (ggs)	97.05
TOTAL	98.55

NOTA.- Existe como es natural partículas mixtas o asociaciones, mas populares en todos se agrupa la Marcasita, la Arsenopirita y la pirita como un grupo reconociendo que siempre el elemento mas pequeño en peso y volumen es la pirita (estimado).

Contaminación física- química

El recurso suelo por componentes de desecho provenientes del interior mina aunque en menor magnitud se identifica a este como el material inerte no económico extraído y depositado en el botadero en cuyo suelo se produce un impacto físico químico según la calidad de material acumulado. En la actualidad el mayor volumen de este desecho generado en el interior mina sirve como relleno detritico.

El volumen de este material de desmonte es variable estimándose en 18 TM/Hora proviene de la caja y esta constituida principalmente por ganga.

Otro desecho que genera impacto negativo son los contenidos sólidos generados por la planta concentradora alcanzando 63 TM/Hora.

Concentración de Sólidos por peso (20-25%) densidad 2.63 gr/; humedad 24.44 y el % de insoluble 88%; 1.2 - 1.25 % de estaño

También se encuentran presentes entre estos desechos contenidos pequeños de cobre, plomo, cadmio y otros elementos en menor proporción.

La totalidad de este volumen es depositado en la relavera No. 1, y Bofedal No. 2, incrementado y reforzado el talud de la misma consecuentemente

por esta acción minimizando el impacto negativo que pudiera generarse si no se efectuara la acumulación en la relavera.

DESECHOS DOMESTICOS

Un aspecto negativo es la generada por los desechos domésticos en la unidad San Rafael que por su peligrosidad de las basuras y su importancia epidemiológica se debe principalmente a los agentes extraños como insectos y roedores, sin embargo debido a la altura del emplazamiento y bajas temperaturas la proliferación de insectos o roedores se minimiza.

En la actualidad la unidad efectúa una recolección horaria para trasladarla a diferente botaderos donde es quemada.

El volumen aproximado de desechos sólidos domésticos es de 3,500 Kg/día.

PERDIDA DE SUELO

Un impacto negativo en el suelo de la zona de influencia es la originada ya sea en forma temporal o permanente con acciones del proceso que le de un uso a este recurso necesario u obligado para evitar acciones consecuentes de deterioro ambiental en forma irreversible o reversible.

Las áreas del suelo afectadas lo constituyen las relaveras # 1 y # 2 así como los lugares de botaderos de desechos sólidos del interior mina y el área donde acumulan basura doméstica.

Estas áreas comprenden unas extensiones aproximadas de:

Botadero de mina 20 (e) Ha

Relavera # 1 80 (e) Ha

Relavera # 2 105 (e) Ha

Botadero de desechos domésticos 20 (e) Ha

IV.3.3 RECURSO AIRE

En la unidad minera de San Rafael su actividad en la zona de influencia es de una incidencia negativa mínima en el recurso aire debido a los programas de controles directos en el sitio de operación para los equipos generadores de contaminantes de este recurso y el presente en el recurso aire.

En las zonas de explotación la alteración y generación de contaminantes del aire se producen por el incremento del material particulado, gases y ruidos.

La primera acción de impacto positivo que se efectúa en el desarrollo de la explotación es efectuar los cálculos efectivos de la ventilación del interior

mina e implementar con las técnicas y equipos (chimeneas y ventiladores) para dar una gran seguridad efectiva de trabajo, como acción complementaria y de seguridad.

El departamento de seguridad Minera efectúa los monitoreos programados en las diferentes secciones para determinar la concentración del polucionante del equipo y en el recurso aire, estos controles se efectúan para determinar la concentración del CO, CO₂ Y NO₂ (provenientes de los equipos explosivos) así como la intensidad del ruido se pueden observar en tablas IV.1 a IV.5.

En el área de superficie la incidencia sobre el recurso aire es mas notorio causando un impacto negativo de relativa significación, principalmente por el ruido generado por la casa de fuerza (104 dB) y la sección triturado de mineral y molienda (95 - 105 dB), a esto se suma la evacuación de gases de los grupos térmicos que como consecuencia del consumo de Diesel # 2 (2'600,000 Gal/Año) generan 0.36 TM/Día de SO₂ para los seis grupos térmicos.

IV.4 PLAN DE MANEJO AMBIENTAL

IV. 4.1 CRITERIOS GENERALES DEL MANEJO AMBIENTAL

La elaboración del Plan de Adecuación y Manejo Ambiental para la Unidad San Rafael se efectúa teniendo en cuenta las siguientes pautas:

Es obligación de la compañía Minera de subsanar de acuerdo a la magnitud y posibilidad económica los impactos ocasionados por las operaciones inherentes a la explotación y concentración del mineral de estaño en el <rea influencia.

En adelante las Operaciones en la Unidad de San Rafael se efectuarán de acuerdo a los lineamientos técnicos-legales que garanticen un buen manejo ambiental.

Se establecerán políticas y procedimientos operativos y una evaluación permanente para garantizar la continuidad de los planes establecidos.

Entre las acciones y programas que servirán como apoyo para el cumplimiento y continuidad de un buen manejo ambiental se encuentran: mantenimiento, manejo de desechos y monitoreo de efluentes.

IV.4.2 MANTENIMIENTO

Para el cumplimiento de los actuales dispositivos sobre el control ambiental es necesario una continuidad de un programa de mantenimiento de los equipos generadores de contaminantes con la finalidad de eliminar o reducir al mínimo las emisiones de sustancias polucionantes. De acuerdo a la política de la empresa sobre la protección ambiental, ejecutará planes y programas de mantenimiento preventivo y predictivo.

IV.4.3 MANEJO DE DESECHOS

Los principales desechos identificados en la unidad minera son:

1. Sólidos Orgánicos provenientes de la basura doméstica.
2. Sólidos Inorgánicos provenientes de los desechos inertes de la explotación de la mina.
3. Líquidos efluentes del proceso de flotación de estaño, las aguas negras provenientes de los campamentos.
4. Gaseosos provenientes de los equipos de locomoción y transporte de mineral y los generados por la casa de fuerza.

El sustento de efectuar un manejo de desechos es el de la atenuación natural fundamentado principalmente en:

1. Los residuos acumulados en el medio ambiente diariamente

representan un peligro para el ecosistema.

2. Las condiciones naturales del medio ambiente poseen cierto grado de capacidad de resolver los posibles daños ocasionados por contaminantes (poder de asimilación)

3. Hasta el momento no se ha establecido ni garantizado la identidad de los sistemas de control técnico a largo plazo que es una alternativa de enfoque de esta atenuación natural.

IV.4.3.1 NORMAS LEGALES PARA MANEJO DE DESECHOS

Entre los dispositivos que normal el manejo de los desechos generados durante las operaciones de producción en la Unidad San Rafael se tienen:

a. Manejo Sólidos Orgánicos

"Los desechos orgánicos se procesaran utilizando rellenos sanitarios, incineradores u otros métodos ambientales aceptados"

D.L. N1 17505-SA

b. Manejo de aguas residuales domesticas

"Las aguas servidas provenientes de campamentos y de los servicios sanitarios de las instalaciones mineras deben ser tratadas antes de su

vertimiento en el volumen que le compete al titular de la actividad minera, debiéndose efectuar muestreos y análisis bacteriológicos"

D.S. N1 016-93-EM ART 35

c. Manejo de aguas residuales industriales

"Toda concesión de beneficio deberá contar con instalaciones apropiadas para tratamiento de los residuos líquidos. Se procurara que las aguas residuales resultantes de este tratamiento así como el agua contenida en soluciones, pulpas y emulsiones reutilizada de ser técnica y económicamente factible"

DS N1 016-93-EM ART 31

d. Manejo de Material Particulado y Gases

"Las instalaciones en que hubiere desprendimiento de polvos o gases contarán con sistemas de ventilación, recuperación y otros medios que eviten que la descarga de contaminante que afectan negativamente a la calidad de la atmósfera"

D.S. N1016-93-EM ART 43

IV.4.3.2 ALMACENAJE

Para el almacenaje de los desechos provenientes de las diferentes operaciones de la Unidad San Rafael se ha optado por el método de los

depósitos de desechos distribuidos en tres categorías:

1. Depósito seguro clase I

Este tipo de depósito deberá tener recubrimientos o revestimientos para observar mediante estudios preliminares su permeabilidad el cual muestre una aceptabilidad positiva.

2. Depósito sanitario clase II

Para desechos no peligrosos

3. Depósito Sanitarios Clase III para materiales secos inertes.

Para la ubicación de estos tres tipos de depósitos se deberá observar las siguientes características:

Terreno adecuado para su almacenaje de preferencia plano

Geología de superficies de continuidad hidráulica 1×10^{-6} cm/seg tales como depósitos arcillosos.

Geología de estrato de roca con conductibilidad hidráulica tan baja como la Lutita.

Napa freática de agua alta estacional por lo menos 1.5 m por debajo del fondo de depósito.

Debido al largo tiempo que se prevee para estos desecho y preservar la topografía estos depósitos serán de sepultamiento

IV.4.3.3 PROCEDIMIENTO PARA MANEJO Y DESTINO DE DESECHOS

De los estudios y declaraciones de vertimientos de desechos se dan las pautas para que dicha operación cumpla con la norma.

DS.016-93-EM

A continuación se presenta la descripción de los procedimientos adoptados para los manejos de residuos y desechos de la actividad minera así como la tecnología seleccionada para estos fines basadas en los requerimientos de las normas así como la disponibilidad de técnicas adecuadas.

1. Sólidos orgánicos.

Basura doméstica, esta contiene sustancias orgánicas y se dispondrá en rellenos sanitarios para desechos orgánicos-depósitos sanitarios Clase II.

2. Sólidos inorgánicos.

Residuos rocosos provenientes de la explotación de mina serán trasladados a un área para residuos no peligrosos ubicadas estratégicamente dentro de la unidad minera.

3. Líquidos.

La disposición de las colas industriales de la planta concentradora serán dispuestas en la relavera en donde el efluente será retenido para efectuarse una decantación de sus aguas.

El efluente doméstico proveniente del campamento de Cumani será enviada a un tratamiento preliminar en las pozas de oxidación. Las provenientes del hospital, hotel y otras instalaciones serán tratadas en pozos sépticos.

4. Gaseosos.

Los gases generados del proceso de combustión energética en lo posible serán evacuados al medio a través de una chimenea para la efectiva dispersión de estos en el aire.

IV.4.4 PROGRAMA DE MONITOREO

IV.4.4.1 CRITERIOS

El objetivo del programa de monitoreo es medir los niveles de contaminantes contenidos en los efluentes para que sus disposición este de acuerdo o se adecue a lo permitido por ley, cumpliendo con ciertos

parámetros de permisibilidad

El monitoreo a efectuarse como performance durante la etapa de adecuación de sus operaciones con el medio ambiente servirá para dar seguridad a las acciones de mitigación presentadas en el PAMA o las indicadas en el Plan de abandono, o si estas tienen imperfecciones de acuerdo a los resultados de control tiene que efectuarse un reajuste o continuar con las acciones propuestas para la mitigación o adecuación trayendo como consecuencia un equilibrio sostenido en la zona.

El monitoreo debe priorizar la valorización de los siguientes objetivos:

Estabilidad física de las instalaciones.

En donde se observara las acciones de mitigación a ejecutarse en el PAMA para minimizar el deterioro de la zona de emplazamiento por la deposición de desechos.

Estabilidad química del cuerpo receptor y emisor.

Este objetivo se conseguirá con el monitoreo de efluentes y sus calidades de vertimientos observando su incremento o disminución para su medida de corrección.

Minimización de los impuestos ambientales por efluentes en el medio.

Focos de emisión identificados:

- Agua de mina proveniente de las operaciones subterráneas
- Efluente de la planta concentradora.
- Efluente del agua decantada de la relavera.
- Efluente de la Laguna de Oxidación.
- Efluente gaseoso de la casa de fuerza
- Efluente de polvo de la zona de chancado.

IV.4.4.3 TIPO DE CONTAMINANTES

A. EMISIONES GASEOSAS.

Los contaminantes de emisiones evacuadas al medio aire son las que se identifican en la Tabla IV.17.

TABLA IV. 17

CONTAMINANTES DE EMISIONES EN EL MEDIO AIRE

CONTAMINANTES	EXISTENTE EN LA UN
Material particulado	X
Monóxido de carbono	X
Dióxido de azufre	X
Ruido	X

*Alteración acústica en el medio aire

Su evaluación continua indicara su parámetro de disminución y adecuación de estos efluentes para sus actividades mineras logren el equilibrio sostenido.

Para la confirmación de los objetivos del monitoreo fue necesario confirmar:

La identificación de la fuente de emisión de contaminantes.

La identificación de los principales puntos de muestreo para líquidos y gases.

La selección del método y técnica del muestreo y análisis.

La determinación de la frecuencia del muestreo.

IV.4.4.2 FOCOS DE EMISION DE EFLUENTES

La Unidad San Rafael ha seleccionado de acuerdo a una investigación preliminar la magnitud del grado de contaminación que ocasiona el flujo operativo en el medio.

Los resultados de monitoreo inicial permite confirmar el grado de contaminante y su impacto que genera a fin de efectuar acciones de mitigación correspondientes.

B. EMISIONES LIQUIDAS

Los contaminantes de las emisiones liquidas se tipifican en la Tabla IV.18.

TABLA IV. 18

CONTAMINANTES DE LAS EMISIONES LIQUIDAS

Contaminantes	Aguas Servidas	Agua Industrial	Cuerpo receptor
Sólidos totales disueltos	X	---	---
Cloruros	---	X	---
oxígeno disuelto	X	---	---
Coliformes totales	X	---	---
Plomo	---	X	X
Cadmio	---	X	X
Cobre	---	X	X
Cianuro	---	X	X
Mercurio	---	X	X
arsénico	---	X	X

C. EMISIONES SOLIDAS

Estas se tipifican de acuerdo a su composición orgánica o inorgánica de estos desechos, en el cuadro siguiente tipifican estas emisiones.

TABLA IV. 19

CONTAMINANTES DE EMISIONES SÓLIDAS

Contaminante	Orgánicos	Inorgánicos
Basura doméstica	X	---
Material inerte (mina)	---	X
Chatarra	---	X

IV.4.4.4 PROCEDIMIENTOS DE MUESTREO

Los procedimientos para la forma de muestreo serán:

A. PARA EMISIONES GASEOSAS Y POLVO

Las emisiones gaseosas y de material particulado serán mostradas y recolectadas en los puntos preseleccionados de acuerdo a la frecuencia y procedimientos señalados .

TABLA IV. 20

PUNTOS Y FRECUENCIA DE MUESTREO DE GASES

Contaminante	Punto de muestreo	Zona generadora	En el ambiente	Frecuencia
SO ₂ CO ₂	Grupos #1 al #6	Casa de Fuerza	300 mt.	Mensual
Polvo	Chancado Primario	Planta Concetradora	300 mt.	Mensual

B. PARA EMISIONES LIQUIDAS

Las muestras liquidas serán recolectadas en los puntos preseleccionados de acuerdo a la frecuencia dictaminada por la norma RM No 011-96-VMM-OAA indicada en la Tabla IV.21.

TABLA IV. 21
PUNTOS DE FRECUENCIA DE MUESTREO PARA AGUA
INDUSTRIAL Y DOMISTICA

Punto de muestreo	Punto de efluencia	Frecuencia	Cuerpo receptor	Frecuencia
Agua de captación	#1	Mensual	---	---
Agua de Mina	#2	Mensual	---	---
Ingreso a Planta Concentradora	#3	Mensual	---	---
Salida a Planta Concetradora	#4	Mensual	---	---
Agua Clarificada de relavera	--	Mensual	---	---
Agua de Relavera 100 mt A 100 antes de la unión con el río	--	---	#6	Mensual
Antauta	--	---	#7	Mensual
R. Antauta 100 mt Antes	--	---	#8	Mensual
R. Antauta 100 mt después	--	---	#9	Mensual
Agua de Lag. De oxidación	--	---	#10	Mensual

C. PARA EMISIONES SOLIDAS

El control de estas emisiones se efectuará en base a las observaciones y control del método y volúmenes de deposición en las áreas, cuya frecuencia se indican en la Tabla IV.22.

TABLA IV. 22**PUNTOS Y FRECUENCIA DE CONTROL PARA DESECHOS SÓLIDOS**

PUNTO DE CONTROL	FRECUENCIA
Area de deposición de desechos domésticos	TRIMESTRAL
Area de botadero de inerte	TRIMESTRAL
Area de chatarra	TRIMESTRAL

IV.4.4.5 PROCEDIMIENTOS Y ANALISIS E INTERPRETACION DE LOS RESULTADOS

Para el análisis de las emisiones gaseosas se utilizan los siguientes métodos recomendados en la Tabla IV.23.

TABLA IV. 23

METODO DE ANALISIS Y GASES

Características	Aire
M. Particulado	EPA Gravimétrico
S02	ASTM
CO	Cromatografía

Para el análisis de emisiones líquidas con equipos y reactivos existentes en la Unidad de San Rafael para la cuantificación de los diferentes parámetros, el método recomendado es el de la Standard.

TABLA IV.24
METODO DE ANALISIS DE LIQUIDOS

Caracterist.	Agua Servida	Agua Industrial	Cuerpo receptor
-Temperatura	-----	EPA 170.1	-----
-Conductividad	-----	Std.Meth.4500	ASTM-D 1225
-TSD	Std.Meth.2540-C	ASTM-D1888	ASTM-D 1888
-Cloruros	-----	ASTM-D 512	-----
-DBO	Std.Meth.5210	-----	Std.Meth 5210
-OD	Std.Meth.4500	-----	Dtd.Meth 4500
-OD	Std.Meth.4500 OC	-----	Dtd.Meth45000
-Col. Totales	Std.Meth.9221 9225 9225	-----	Std.Meth 9221
-Plomo	-----	P-224	9222, 9225
-Cadmio	-----	Std.Meth.310B	Std.Meth111BC
-Mercurio	-----	ASTM-O-1687	Dtd.Meth 3113B
-Cobre	-----	EPA 220.1	Std.Meth.31312E

Para el análisis y control de desechos sólidos orgánicos e inorgánicos se utilizarán los métodos de análisis empleados para el control de calidad de suelos agronómicos y de la calidad de efluentes hídricos generados por la acción de estos desechos con la lluvia u otra fuente hídrica.

Las interpretaciones de los resultados de análisis del programa de monitoreo se efectuará por comparación de los estándares ambientales vigentes en el país y si no los hubiera se tomarán en referencia los

propuestos por otros países o entidades internacionales.

IV.4.4.6 ESTANDARES DE EMISION

De acuerdo con la política ambiental de la Cía. Minera MINSUR con la finalidad de no contribuir con el daño ecológico establecerá sus metas de los límites máximos permisibles para emisiones basado en el programa de monitoreo propuesto y realizado durante un año después de la promulgación del D.S. No 016-93-EM.

Posteriormente a este plazo se continuará con el monitoreo con la finalidad de mantener los procesos mineros dentro de los límites establecidos.

La determinación de los límites permisibles se efectuará de la siguiente manera:

1. Establecer la base de datos con los resultados a partir de los resultados.
2. Se determinará el valor promedio de las emisiones a partir de los resultados.

3. Se comparará este valor promedio de emisiones con límites máximos permisibles establecidos en la legislación ambiental minera o nacional.
4. El límite máximo permisible para adoptar en las operaciones de la Unidad San Rafael es donde se considera la aplicación de las mejores técnicas operativas u otras soluciones si fuera necesario para alcanzar la adecuación de permisibilidad de ley.
5. Propuesta a la Dirección General de Minería y Dirección de Asuntos Ambientales de los estándares a adoptar en las operaciones para su adecuación si es necesario en la Unidad San Rafael.
6. Aprobación de la DGM y la DGAA de los estándares que se adoptan en la unidad para su adecuación dentro de los estándares oficiales.

IV.4.5 CRONOGRAMA DE IMPLEMENTACION DE INVERSIONES

El cronograma de implementación de inversiones para los planes de manejo de desechos y programa de monitoreo se indica en la tabla IV.25.

TABLA IV. 25

CRONOGRAMA DE IMPLEMENTACION DE SOLUCIONES

Referencia	1996	1997	1998	1999	2000
1. Sistema de tratamiento de desechos domésticos	--	----	--		
2. Sistema de tratamiento de control de polvo	--	---			
3. Implementación de tratamiento de agua clasificada de la relavera	--	----	--		
4. Estudio técnico de factibilidad de incremento del agua decantada	--	-			
5. Implementación del sistema de control de análisis	--	----	--		
6. Estudio técnico de la factibilidad de relleno hidráulico		----	---		
7. Rehabilitación de relavera abandonada		----	---		
8. Implementación de programa de monitoreo del aire en e medio ambiente	--	----	---		
9. Implementación de un sistema de mitigación de ruido	--	----	---		
10. Implementación de equipos de control ambiental		----	--		

TABLA IV. 26
CRONOGRAMA DE INVERSIONES PARA IMPLEMENTACION DE
SOLUCIONES EN LA UNIDAD DE SAN RAFAEL

RUBRO	1996	1997	1998	1999	2000	Inv por rubro
1. Sistema de tratamiento de desechos doméstico	0.2	0.3	0.3	---	---	0.8
2. Sistema de tratamiento de control de polvo	0.3	0.5	---	---	---	0.8
3. Implementación y mejora del tratamiento del agua clarificada de la relavera	0.2	0.2	0.5	---	---	0.9
4. Estudio técnico de factibilidad de incremento del agua decantada recirculada	0.2	0.2	---	---	---	0.4
5. Implementación del sistema de control de análisis (cianuro)	0.1	0.2	0.3	---	---	0.6
6. Estudio técnico de la factibilidad de relleno hidráulico	---	0.2	0.3	---	---	0.5
7. Rehabilitación de relavera abandonada	---	0.2	0.2	---	---	0.4
8. Implementación de programa de3 monitoreo del aire en el medio ambiente	0.1	0.1	0.3	---	---	0.5
9. Implementación de sistema de migración del ruido	0.1	0.1	0.1	---	---	0.3
10. Implementación de equipos de control ambiental	---	0.2	0.6	---	---	0.8

IV.5. PLAN DE ABANDONO

IV.5.1 CRITERIOS

El Plan de abandono resulta de la decisión de cerrar las operaciones mineras. El principio que gobierna el plan de abandono es el de comprometer a la compañía Minera a establecer una política de retiro de servicio y el reacondicionamiento del Area de influencia perturbadas por la actividad minera, hasta alcanzar una condición ambientalmente aceptable.

Se define como retiro de servicio la acción del cierre de las operaciones y el traslado de equipos de producción, de construcciones y estructuras a un lugar de almacenamiento. El reacondicionamiento del área ocupada consiste en el trabajo necesario para volver a la superficie de la zona su condición natural, esta labor puede comprender excavaciones, rellenos, reemplazados de suelo y enmienda de la calidad de suelo desde el punto de vista de calidad orgánico, de fertilidad y estructura, con la finalidad de proteger la salud, seguridad y cuidado del medio ambiente.

Todas las medidas señaladas tendrán como meta restaurar las condiciones originales del medio ambiente al inicio de las actividades extractivas del mineral, en lo posible.

IV.5.2 LINEAMIENTOS

Todas las medidas que han definido la elaboración del Plan de Abandono están contenidos como guías a las propuestas por el Sector de Energía y Minas para el cumplimiento del D.S. No 016-93-EM.

IV.5.3 REQUERIMIENTOS

El objetivo de servicio y reacondicionamiento es el de asegurar que el uso de la tierra vuelva a ser lo que fue antes de las operaciones mineras.

Los requisitos mínimos para un programa de abandono de las instalaciones mineras son:

1. Desarrollo del Plan de Abandono
2. Traslado y almacenamiento de todos los equipos y estructuras sobre y bajo tierra.
3. Traslado, corrección o aislamiento seguro y/o tratamiento de efluentes contaminantes.
4. Control de acceso a todas las infraestructuras.
5. Monitoreo de contaminantes que permanecerán en el sitio.
6. Limpieza del lugar que garantice protección ambiental a largo plazo y seguridad.
7. Reacondicionamiento de Areas disturbadas

8. Presentación de un informe final de abandono dirigido a la DGM y DGAA

IV.5.4 SECUENCIA DE ACCION

A continuación se desarrollan los lineamientos básicos a formarse en cuenta:

Areas de Mina:

Los ingresos deberán ser clausurados o asegurados

Los efluentes de agua de mina deberán ser tratados y monitoreados

Las escombreras de mina deberán tener las condiciones de seguridad geotécnica de abandono.

Las chimeneas de ventilación deberán ser clausuradas o protegidas.

Area Industrial

Se cortará el servicio eléctrico y retiro de instalaciones

Se retirarán las infraestructuras de almacenamiento de combustible (tanques)

Se trasladará la infraestructura de producción (equipos, celdas, etc.).

Se controlará el acceso a las instalaciones industriales y relavera de personas o animales.

Se controlará los efluentes remanentes de la relavera mediante un

monitoreo.

Los motores, bombas, equipos de aire comprimido será desmontados de sus bases y asegurados.

Se comprobará el estado de la relavera antes del abandono

Los caminos que no vayan a ser utilizados en el futuro serán bloqueados a fin de encausar el tránsito por el mínimo de vías con la siguiente optimización de uso de tierra.

Campamentos, oficinas y viviendas

Las instalaciones usadas para la actividad administrativa, el retiro de estas instalaciones serán de acuerdo a los siguiente:

Desmontar, demoler instalaciones y trasladar a lugares prefijados el material útil.

Se comprobará la existencia de los resultados sólidos (basura), estos serán removidos en su abandono.

Los efluentes sanitarios serán controlados mediante un monitoreo posterior.

La última etapa de la fase de abandono es el reacondicionamiento de las superficies y consiste en devolver en lo posible la condición aceptable y original, reemplazos de suelo, protección de la erosión y recuperación del suelo de las relaveras abandonadas.

De igual manera se considera las metas de tiempo dentro de las cuales deberán cumplirse estas acciones para que el medio ambiente de influencia pueda recuperarse de los efectos sufridos por esta actividad minera.

En relación a las medidas a tomarse por el abandono de esta Unidad de producción estas serán dirigidas a controlar esencialmente:

Control de residuos remanentes (agua de mina de la relavera)

Control de instalaciones eléctricas

Control de efluentes sólidos

Control de la seguridad de las instalaciones

Restauración de medio ambiente y recuperación del suelo.

Estas medidas están orientadas para controlar cualquier eventualidad de los efectos adversos que pudiera suceder como:

Accidentes

Incendios

Contaminación

Cortos circuitos

Control de medio ambiente

Para poder cumplir las acciones de efectivización en el Plan de abandono se tendrán que fijar medidas orientadas como prioridad de ejecución como:

Demolición de infraestructura

Desmantelamiento de instalaciones

Corte de servicio Eléctrico

Retiro de infraestructura y tanques de almacenamiento

Renivelación del suelo

Las acciones a efectuarse en la zona de influencia tendrán plazos de ejecución y estos podrían ser:

Corto: En un tiempo determinado máximo de 30-60 meses

Mediano: En un plazo mayor de 5-12 meses

Largo: En un plazo mayor 2-3 años

En la tabla IV.27 se presenta el consolidado del Plan de Abandono a efectuarse.

IV.6 PROGRAMA DE SEGUIMIENTO

IV.6.1 CRITERIOS

Todas las acciones de mitigación contempladas en el PAMA deberán tener continuidad de ejecución en el tiempo con la finalidad de obtener su máximo provecho y cumplimiento de las disposiciones ambientales vigentes. Por esta razón es imprescindible ejecutar un Plan de seguimiento encargando preferencia de esta labor de fiscalización a especialistas exteriores a la Cia. Minera.

Los criterios considerados para este programa son:

- Información periódica
- verificación periódica

IV.6.2 PROCEDIMIENTOS

El procedimientos a seguir para el control de las actividades del PAMA serían a través de:

Control interno

Reportes mensuales por parte de los responsables de las actividades

desarrolladas.

Programa anual de fiscalización

Este ha de ser realizado por empresas auditoras encargadas por la Dirección General de Minería y Asuntos Ambientales del Ministerio de Energía y Minas.

IV.6.3 RESPONSABILIDADES

Las presentes responsabilidades se identifican con la labor por la unidad, en el cuadro siguiente se indica su cumplimiento:

TABLA IV.28
RESPONSABILIDAD DEL CUMPLIMIENTO DEL PROGRAMA DE SEGUIMIENTO

UNIDAD RESPONSABLE	ACTIVIDAD
Dpto. de Minas	Acumulación de desechos sólidos y escombreras
Dpto. de Producción	Funcionamiento correcto de la relavera
Dpto. de Producción(Dpto. de seguridad)	Monitoreo de efluentes hídricos
Dpto. de Producción(Dpto. de seguridad)	Monitoreo de emisiones de aire
Dpto. de Producción(Dpto. de seguridad)	Monitoreo de aguas servidas
Dpto. de mantenimiento	Mantenimiento de equipos
Dpto. de Administración	Manejo de rellenos sanitarios
Unidad de Protección Ambiental	Manejo de las pozas de oxidación
Dpto. de producción	Manejo de desechos peligrosos
Dpto. Médico	Calidad de agua doméstica
Dpto. Mantenimiento	Retiro de materiales y equipo en desuso

REFERENCIAS

1. Handbook of Mineral Dressing
A.F. TAGGART; N.Y. 1994.

2. SME Mineral Processing Handbook
N.L. WEISS; Editor
Published by Society of Mining Engineers
of AIME; N.Y. 1985.

3. Diseño de Plantas de Proceso
A.L. Mular - R.B. Bhappu

4. El Beneficio de los Minerales
P. Blazy
Ed. R. y Minerales; E. 1982.

5. Operaciones Unitarias en Procedimiento de Minerales.
John M. Currie
Trad. L.F. Chia A. - L.M. Chia A.

6. Fundamentos de la Teoría y la Práctica de Empleo de Reactivos de Flotación:

S.U. Dudenkow

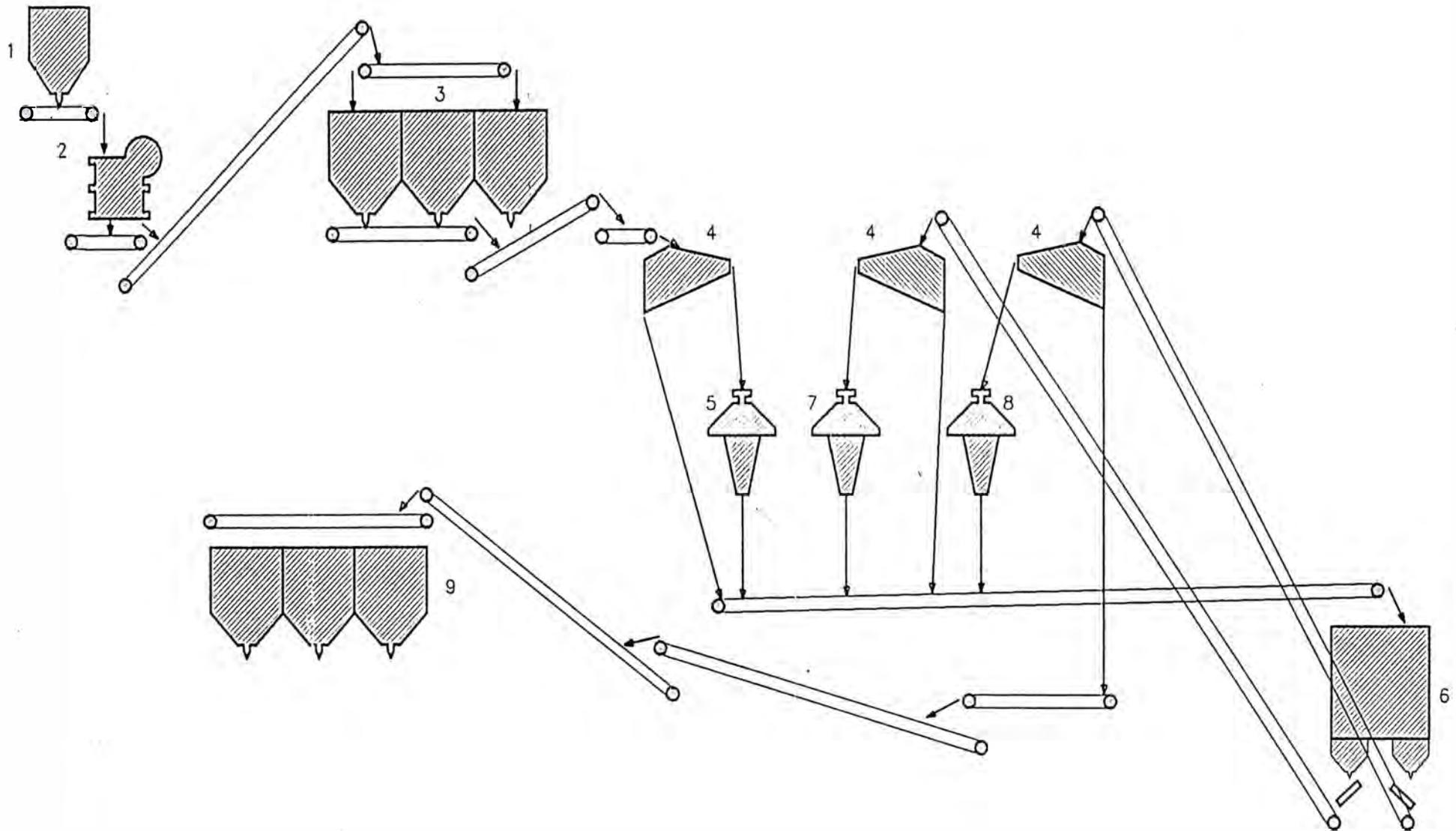
L.Y. Shubow

L.A. Glazunov

7. Informes Mensuales y Anuales de Plantas Concentradas San Rafael - Minsur S.A. (Interno).

A N E X O

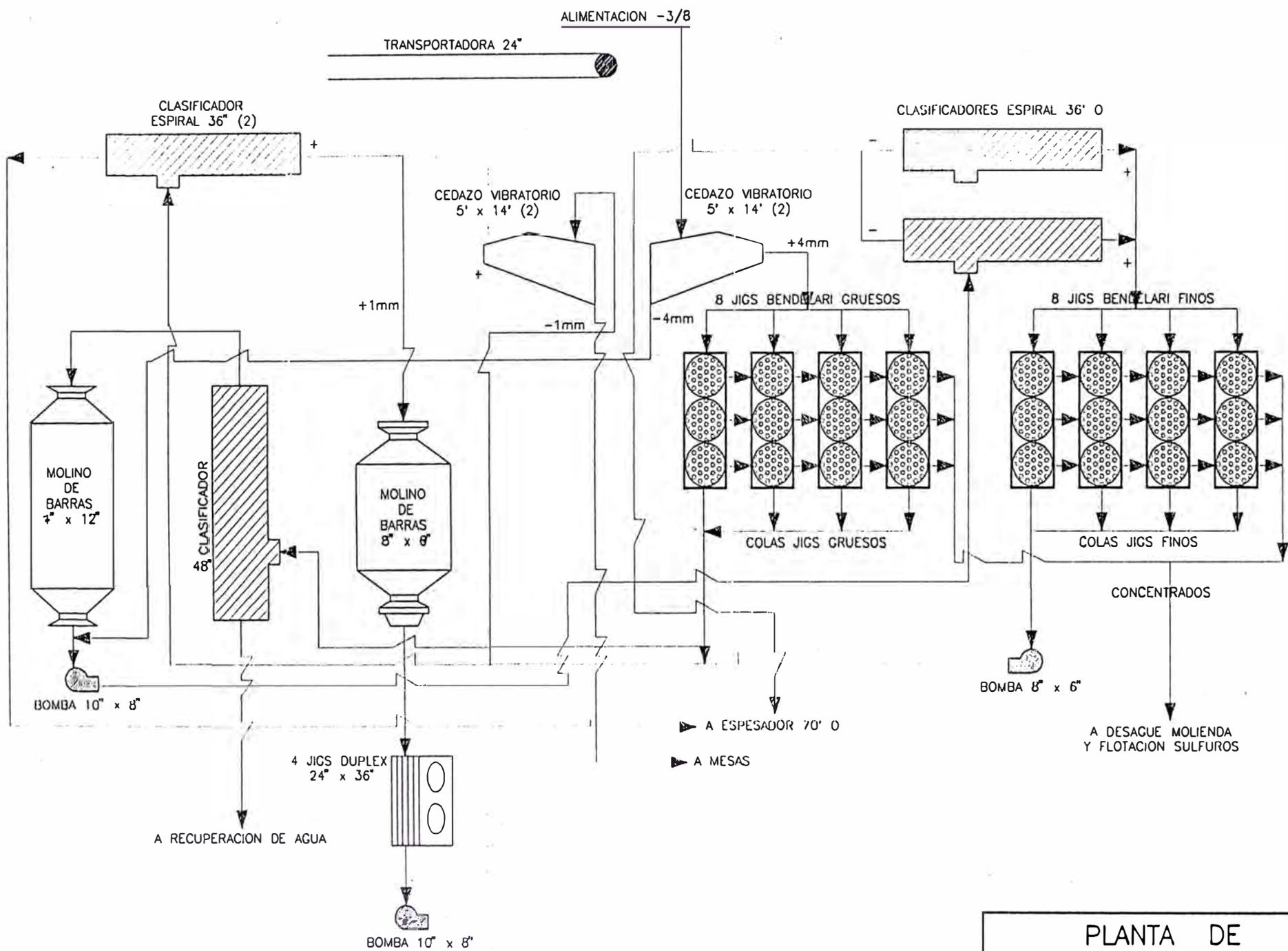
1. **Diagrama de flujo de la Planta Concentradora de los años 1974,1994,1996.**



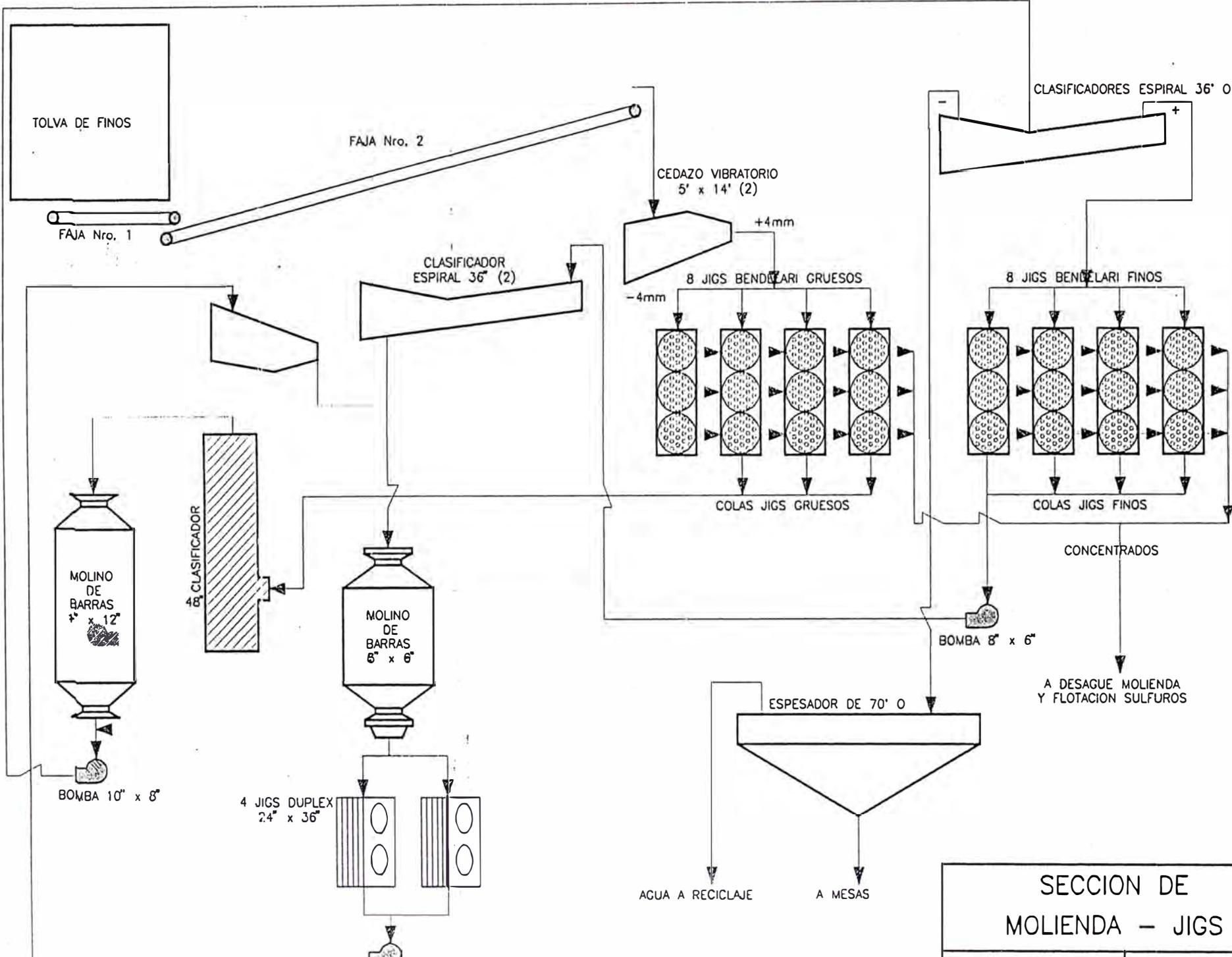
- 1.- TOLVA DE MINERAL GRUESO
- 2.- CHANCADORAS DE QUIJADA 24" x 36"
- 3.- TOLVA DE MINERAL INTERMEDIO
- 4.- ZARANDA VIBRATORIA 5" x 14"
- 5.- TRITURADORA STANDARD 4 1/4'

- 6.- TOLVA DE REGULACION
- 7.- TRITURADORA SHORT HEAD 5100
- 8.- TRITURADORA SHORT HEAD 4 1/4'
- 9.- TOLVAS DE MINERAL FINO

SECCION DE CHANCADO Y TRITURACION	
CAP. 1500 TPD	AÑO 96

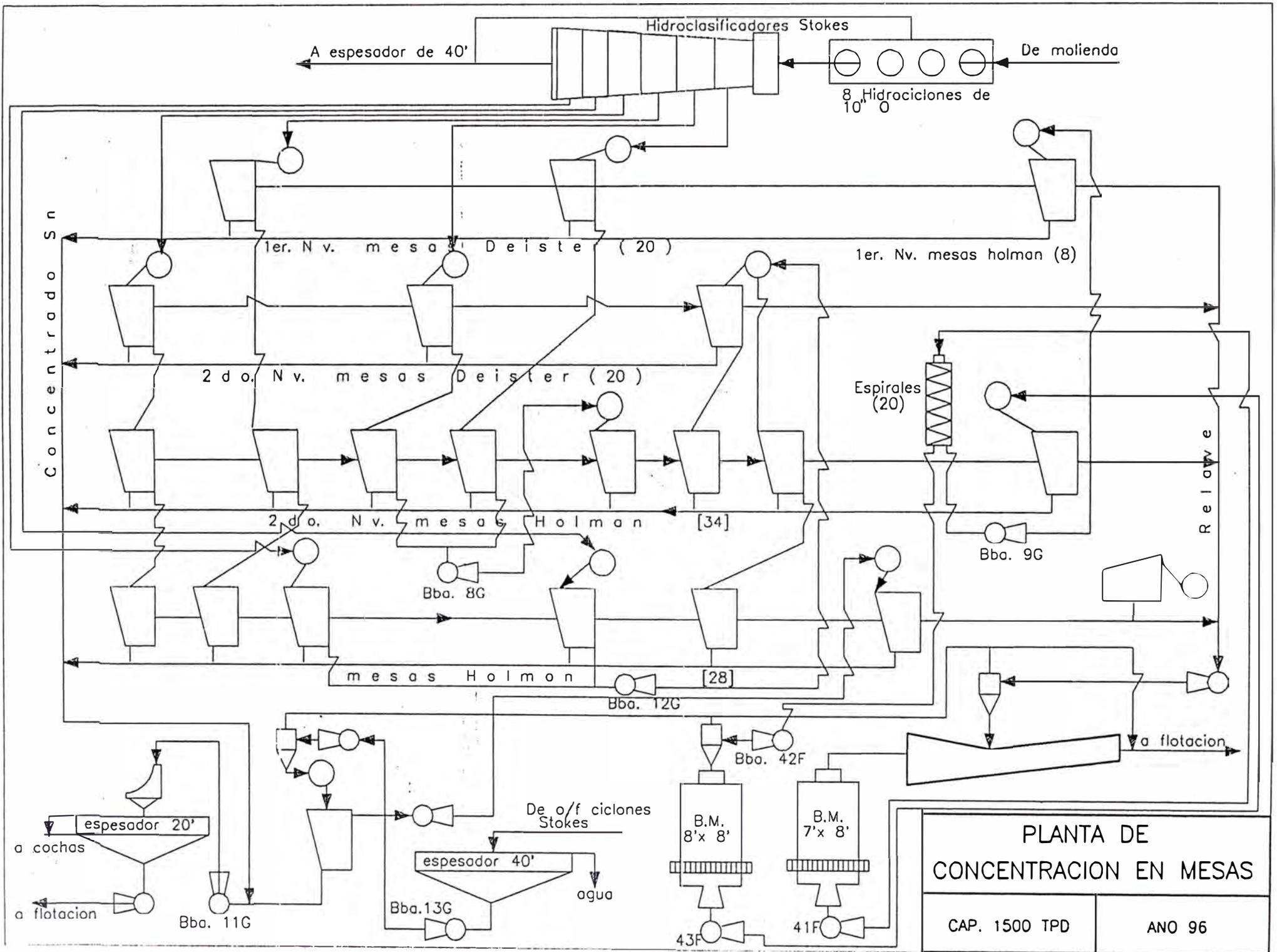


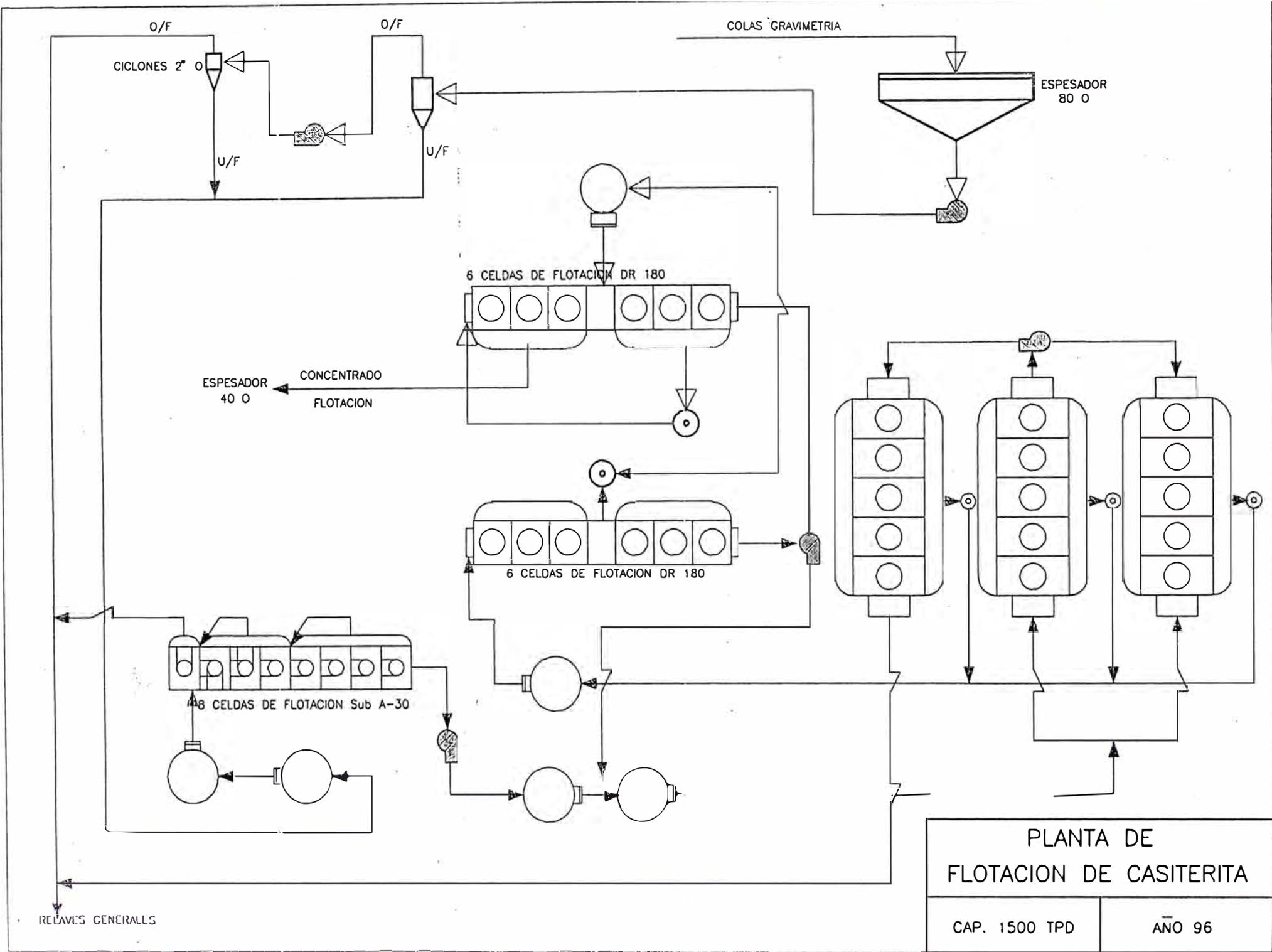
<h3>PLANTA DE CONCENTRACION EN JIGS</h3>	
CAP. 1500 TPD	AÑO 96



**SECCION DE
MOLIENDA - JIGS**

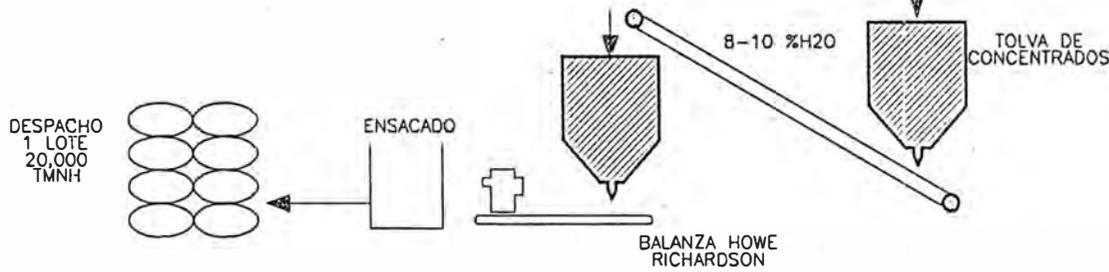
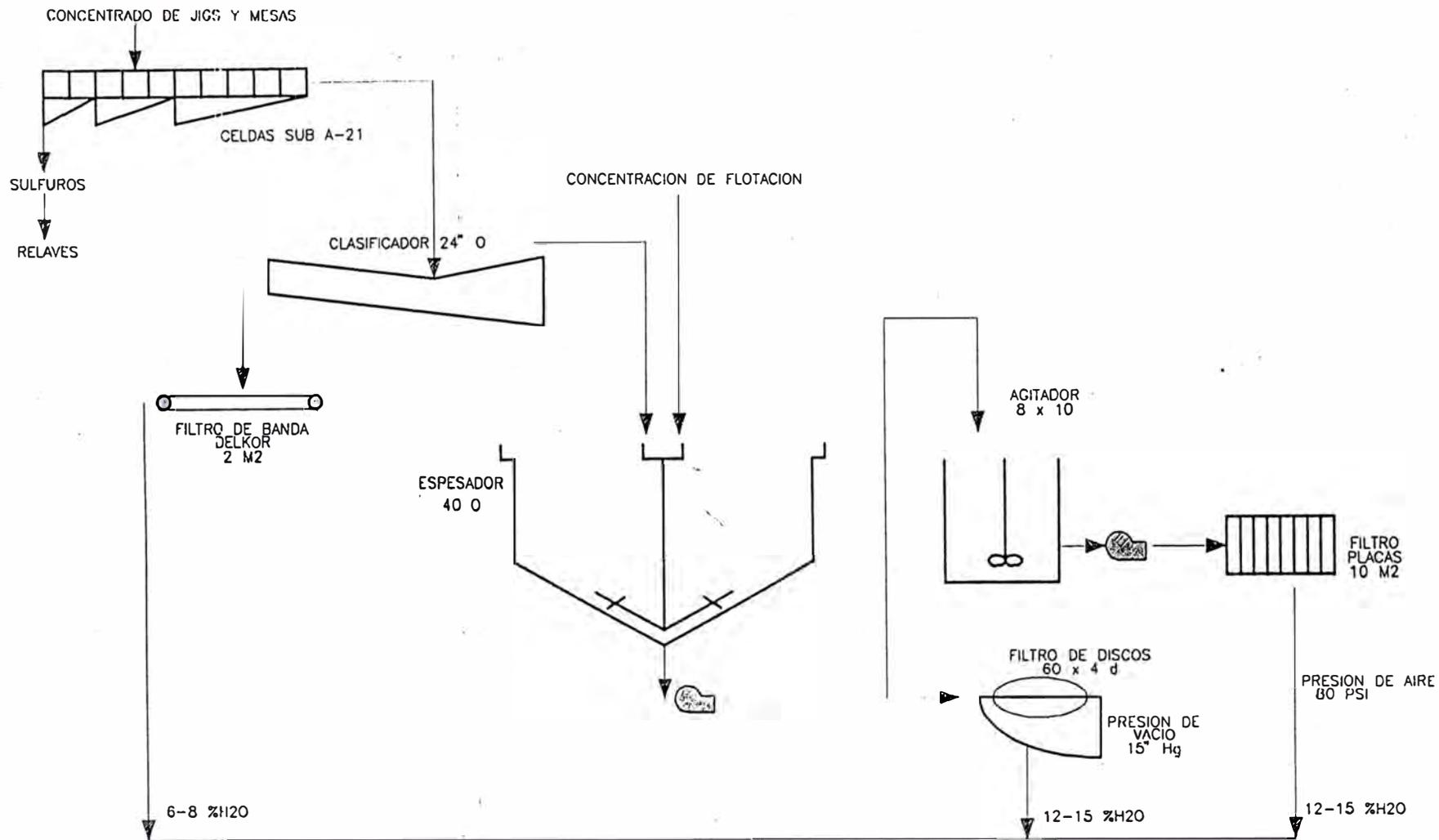
CAP. 1500 TPD	AÑO 96
---------------	--------





**PLANTA DE
FLOTACION DE CASITERITA**

CAP. 1500 TPD	AÑO 96
---------------	--------



SECCION DE FILTRADO - DESPACHO	
CAP. 1500 TPD	AÑO 96

